

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'isichilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Nasirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:

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

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770437, 5770354
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru

gornvest@rambler.ru

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

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

Tahliliy guruh:

Golishenko G.N., Kudinova R.N.

Dizayn:

Bannov A.N.

Jurnal saytini yangilab borish:

Leonov S.A.

Nashr qilindi:

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

Nashr etishga 10.03.2009 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Бадалов С.Т. Комплексное использование минерального сырья на геохимической основе	3
Туляганов Б.И., Мирасланов М.М. К вопросу анализа, оценки и прогноза инженерно-геологических условий в процессе геологоразведочных работ на месторождениях полезных ископаемых	5
Колдаев А.А., Безделига Н.Я., Осинская Н.С., Цой Л.А. Церийсодержащий сидерит из коры выветривания Ангренского каолин-буроугольного месторождения	12
Федянин С.Н. Причины, формирующие ландшафты, на примере Центральных Кызылкумов	15
Тураев А.С. Инженерно-геологическое районирование территории г. Бухары	20
Игамбердиев Э.Э. Юсупташский тип благороднометальной минерализации на Арашан-Ангренской территории	24

GEOTEXNOLOGIYA / GEOTEXNOLOGIA

Санакулов К.С. К вопросу обоснования и разработки технологии переработки отходов горно-металлургических производств	27
Санакулов К.С., Сатаров Г.С. Оценка перспективы переработки отходов горно-металлургических производств	39
Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Наумова Р.Ш. Перспективы вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства на базе золоторудных месторождений	43
Колпакова Е.В., Есаулов В.Н., Саттаров Г.С., Першин М.Е., Лильбок Л.А. Научные аспекты развития работ по подземному выщелачиванию урана	49
Воробьев А.Е., Джамиева Р.Б., Чекушина Е.В. Инновационные технологии шахтной разработки месторождений горючего сланца и высоковязкой нефти	53
Бибик И.П., Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы	60
Сагдиева М.Г., Борминский С.И., Мавжудова А.М., Айропиева Ж.С., Халматов М.М. Разработка биотехнологии переработки коллективного сульфидного медно - молибденового концентрата	64
Глотов Г.Н. Применение скважинных систем на урановых пластово-инфильтрационных месторождениях, обрабатываемых способом подземного выщелачивания	70
Ивановский Д.С. Результаты опытных работ по взрывному перемещению разнопрочных горных пород	73

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Абдурахмонов С.А., Абдурахмонов Э., Донияров Н.А. Обесшламливание низкосортных фосфоритовых руд Джерой-Сардара	76
Абдурахмонов С.А., Ахтамов Ф.Э., Хужакулов Н.Б. Исследование возможности переработки лежалого медного клинкера	77
Эрназаров М.Ю., Самадов А.У., Холикулов Д.Б. Исследования процесса цианирования золото-серебросодержащих руд	79

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

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

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

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770437, 5770354
Факс 8(436) 5721015

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

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

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Голиценко Г.Н., Кудинова Р.Н.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Обновление сайта журнала:

Леонов С.А.

Оттижировано:

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

Подписано в печать 10.03.2009 г.

Тираж 600 экз.

Валиев Х.Р., Холикулов Д.Б., Худояров С.Р. Паротермическое окисление хвостов медно-обогатительной фабрики АГМК	80
Донияров Н.А. Обогащение низкосортных фосфоритовых руд Джерой-Сардара с применением отходов производства	82
Васильюк П.А. Изучение возможностей дробления пресс-валками в процессе рудоподготовки при кучном выщелачивании	84
Кенжаев И.Х. Выбор мельничного блока с оптимальными показателями надёжности	87

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

Шукуров Р.У. Методика определения силы сопротивления резанию прочного грунта зубьями экскаваторов	91
Муродов М., Муродов Ш.М., Муродов Н.М. К методике изучения взаимодействия рабочего органа с почвой	94

**IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА
И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО**

Сытенков Д.В. Принципы и приемы адаптации взаимоотношений в системе «государство – инвестор» к применению динамических кондиций	95
Глотов Г.Н., Скрипко С.В., Скрипник А.Б. Разработка планов горных работ на предприятиях подземного выщелачивания урана	100

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

Бикулов А.О. Прогноз состава воздуха в глубоком карьере: можно ли «сжечь» весь кислород в его атмосфере	103
--	-----

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

Шодиева Қ.С. Бўлажак ўқитувчининг педагогик маҳорати.....	105
Шодиева Қ.С. Бўлажак ўқитувчининг шахсига замонавий талаблар	108

TALABALAR SANIFASI / СТУДЕНЧЕСКИЕ СТРАНИЦЫ

Илтерьяков А.П. Обеспечение безопасности горных работ в районе деформаций карьера Мурунтау.....	111
Лазебная Н.С. Анализ водного баланса хвостов гидро-металлургического завода № 2	112
Данишевский Д.С. Анализ действующей схемы электро-снабжения глубокого карьера	114
Зайнуллина И.Р. Обоснование оптимальной плотности сети опробования разведочных выработок	115
Холикулов Х.Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности после-дующего бурения	117

**ADABIY-BADIIY SANIFA / ХУДОЖЕСТВЕННО-
ЛИТЕРАТУРНЫЕ СТРАНИЧКИ**

Марченко В.С. Необыкновенный Учкудук.....	119
--	-----

XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Защита диссертации	128
--------------------------	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»
На 3 стр. обложки: ДП «КАЛЕОН Пресс»
На 4 стр. обложки: «Sandvic Mining and Construction Finland Corp»

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ГЕОХИМИЧЕСКОЙ ОСНОВЕ

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

Известно, что еще в XIX веке при обработке и переработке россыпного золота на Урале с использованием 5 разных методов (от промывки в лотках до плавки в доменных печах) содержание золота из одной и той же усредненной пробы (до 100 т) колебалось в пределах от 0,4 до 117 г/т [1]. Столь резкое различие в содержании золота даже в россыпях, где оно представлено в основном в самородном состоянии, возникло только в связи с фактическими возможностями применявшихся методов, каждый из которых способен обнаружить золото только в определенной его форме нахождения. Естественно полагать, что даже выявленные максимальные его содержания не могут соответствовать абсолютному его количеству в пробах, т.к. даже в россыпях золото находится одновременно в различных формах своего нахождения - от видимых самородков до субмикроскопических и легко растворимых частиц.

В связи с этим важнейшей задачей технологической минералогии является выявление всех возможных форм нахождения каждого ценного рудообразующего и редкого элемента с целью составления общего баланса их распределения в изучаемом объекте (руда, россыпь и др.). Это особенно касается наиболее рационального использования комплексного по составу минерального сырья. По существующим технологиям в отходах производства, нередко безвозвратно, теряется весьма значительная часть не только главнейших рудных минералов (до 25-30% и более), но и комплекса ценнейших редких элементов-примесей находившихся в них. Эти потери часто столь велики, особенно для сложных по составу руд, что по своей ценности сопоставимы с тем, что извлекается из них. В свое время (XIX век) Д.И. Менделеев считал, что главная цель передовой технологии - отыскание способов производства полезного из бросового, бесполезного [2]. При этом, несомненно, следует также учитывать возможности различных преобразований форм нахождения многих ценных элементов в технологическом цикле переработки руд вплоть до получения конечного товарного продукта [3, 4].

Сложность использования новых научно-обоснованных направлений в развитии технологической минералогии заключается в очень большом разнообразии природных рудообразующих систем, в которых возникают промышленные концентрации большинства ценнейших элементов. Фактически почти каждое месторождение по многим минералогическим и геохимическим и технологическим особенностям уникально и не имеет себе полных аналогов. В

связи с этим для каждого из типов руд необходима специально разработанная оригинальная методика добычи, обработки и переработки руд. Это особенно характерно для месторождений золота, приуроченных к породам «черносланцевой» формации, в которых золото находится в основном в качестве элемента-примеси в таких минералах, как пирит и арсенопирит. В этом типе месторождений золото проявляется, в основном, в своих халькофильных и биофильных формах нахождения. При этом даже при содержаниях золота в арсенопирите более 1000 г/т оно не образует в нем устойчивых минеральных форм с мышьяком, которого в минерале более 46% [4, 5]. При выявлении всех форм нахождения ценных элементов следует учитывать реальные возможности в этом отношении многих аналитических методов. В связи с этим во многих случаях крайне необходимы контрольные анализы тех же проб, но с помощью других более совершенных методов [6]. В случае золотого оруденения в «черносланцевых» породах нередко более 50% золота оказывается в пирите, которого обычно больше арсенопирита от 4 до 6 раз. Избирательное тяготение концентраций золота в основном к арсенопириту обусловлено проявлением его халькофильности к мышьяку. При этом наиболее вероятными формами изоструктурного вхождения золота в этом случае являются FeAuS и AuAsS , при кларковых соотношениях золота к мышьяку как 1:425 [6]. Характерно, что если золото тяготеет к мышьяку в арсенопирите в 50 раз более интенсивно, чем серебро, то у серебра к сере в пирите связь также почти в 50 раз более интенсивная, чем у золота. В результате возникают пирит-арсенопиритовые руды, в которых изначально (в процессе метаморфизма пород) золото оказалось равномерно распределенным в этой синхронной паре минералов. Для наиболее полного и комплексного использования подобных руд существуют специальные методики, в которых с помощью тиосульфата аммония за короткое время (до 5-6 мин.) можно извлекать в раствор до 90% золота, тогда как при обычном выщелачивании извлекается около 50% за 2 часа [6].

Кроме самородного состояния золото образует свои минеральные формы еще более чем с 20 химическими элементами, а совместно с серебром еще с 20 элементами. Обладая и располагая почти всеми геохимическими свойствами золото активно участвует во многих природных процессах как в косной, так и живой материи. У золота известны промышленные концентрации со многими химическими

элементами, из которых наиболее значимые это: с железом и марганцем, с сурьмой, мышьяком, медью, молибденом, ванадием, вольфрамом, ураном и многими другими элементами, а также с коллоидным кремнеземом, органическим веществом, гидро-слюдами (Китай), карбонатами и др.

Золото, как моноизотоп, т.е. элемент, представленный единственным стабильным изотопом Au^{197} , очень легко активируется за счет различных причин с образованием изомера Au^{197m} с периодом полупревращения всего около 8 сек. Почти все его минеральные формы нахождения, кроме самородной, являются слабо устойчивыми с переходом вновь в самородное состояние. Все изменения форм нахождения золота зависят только от конкретных условий в тех природных системах, в которых оно оказалось. Эти изменения происходят и в процессах технологической переработки золотосодержащих руд, что нередко приводит к весьма значительным его потерям и др. [1, 2, 5].

Основой технологической минералогии служит технологическая геохимия, объектами исследования которой являются химические элементы с их изотопами, находящимися в природных системах во всевозможных формах нахождения и физического состояния. Очевидно, что если минерал является лишь частной формой нахождения одного или нескольких элементов в единой кристаллической структуре определенного соединения, то химические элементы и их изотопы, которых только у стабильных элементов более 450, являются более общей, первоначальной их формой нахождения. Форма нахождения каждого химического элемента в конкретных природных условиях зависит от возможностей проявления ими определенных геохимических свойств. Само же геохимическое свойство элемента, представленное в виде определенной формы его нахождения, является следствием его равновесного состояния в конкретной системе. Исходя из этого следует полагать, что каждый химический элемент, как материальная частица, обладает, но в разной степени, почти всем разнообразием геохимических свойств, присущих материи в целом.

Из геохимических свойств для золота наиболее характерны следующие: сидерофильное (связь с элементами семейства железа); халькофильное (связь с 6 химическими элементами, аналогами се-

ры и мышьяка); литофильное (его гидроокисные формы, обычно в коллоидном состоянии); биофильное (его концентрации в связи с органическим веществом); нейтральное (все его самородные формы нахождения) и др.

В технологической геохимии важно знать не только о содержании и формах нахождения исследуемых элементов в породах и рудах, но и количественные соотношения всех их форм нахождения. Последнее имеет особое значение, так как нередко золото может извлекаться попутно даже при очень низких его содержаниях, тогда как в других случаях оно не может рентабельно извлекаться и при очень высоких его содержаниях (в связи с органикой, мышьяком, железом и др.).

К сожалению, технологическая геохимия как основа технологической минералогии, пока почти не используется, хотя ее возможности в резком повышении комплексности использования рудного сырья очень велики. Об этом свидетельствует и опубликованная литература, в которой освещаются в основном вопросы технологической минералогии, тогда как геохимические аспекты почти не рассматриваются.

Несомненно также, что настало время (уже ХХI век) когда все эти вопросы и проблемы будут рассматриваться на изотопном уровне каждого химического элемента, особенно наиболее ценных из них. Все более очевидно, что только на уровне каждого изотопа, особенно нестабильного, возможно выявление и изучение причин, которые привели к образованию конкретного изучаемого объекта, независимо от его масштабности. Знание же причин образования концентраций элементов, создающих в частных случаях месторождения, должно стать важнейшей задачей геохимических исследований.

Таким образом, технологическая минералогия должна по своей значимости быть одним из важнейших аспектов при изучении комплексных концентраций ценных химических элементов и их изотопов. Без учета всех особенностей ее использования технологические исследования не могут считаться полноценными и рациональными. Несомненно также, что наиболее детальными исследованиями природных объектов (породы, руды и др.) следует считать только те, которые проведены с учетом изотопного уровня.

Список литературы:

1. Брик К.А., Мурзин В.В. и др. Совершенствование технологии пере- и песков и методика оценки россыпей, содержащих упорные формы золота. Тр. ИГГ УО АН СССР, 1989, 41с.
2. Бадалов С.Т. Проблемы технологической геохимии. Журн. «Обогащение руд», № 5, 2000, с. 37-39.
3. Бадалов С.Т. Геохимико-технологические исследования как научно-прикладное направление в обогащении и переработке полезных ископаемых. Журн. «Обогащение руд», № 3, 2004, с. 18-21.
4. Зеленов В.П., Шендригин А.Н. Пути совершенствования технологии переработки золото- и серебросодержащих руд. Тр. ВИЭМС, М., 1986, 40 с.
5. Калинин С.К., Беспяев Х.А., Муканов К.М. Состояние и направление исследований по технологической геохимии в Казахстане. Вестник АН КазССР, 1987, №10, с. 3-9.
6. Нарсеев В.А. Очерк современной геохимии золота. М., 2000, 32с.

К ВОПРОСУ АНАЛИЗА, ОЦЕНКИ И ПРОГНОЗА ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ В ПРОЦЕССЕ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Туляганов Б.И., начальник Управления экспертизы геологических проектов Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук; Мирасланов М.М., ведущий научный сотрудник ГП «Институт ГИДРОИНГЕО», канд. геол.-мин. наук

Инженерно-геологические исследования на месторождениях полезных ископаемых (МПИ) представляют собой процесс получения дополняющей и уточняющей информации, необходимой для обоснования условий разработки полезного ископаемого открытым или подземным способами [1-8]. В состав таких исследований входят:

- наблюдения, измерения, опробования и описание слагающих пород, их распространение; изучение обводненности пород как фактор, осложняющий инженерно-геологические условия; значения рельефа местности и их элементы; распространение современных геологических процессов и их динамика;

- анализ инженерно-геологических условий и объяснение установленных закономерностей или аномальных явлений на основе систематизации полученных материалов и их обработки;

- качественная и количественная оценка инженерно-геологических условий МПИ;

- прогноз возможных изменений инженерно-геологических условий месторождений в связи с их освоением;

- разработка рекомендаций и предложений по управлению неблагоприятными геологическими явлениями для обеспечения нормальных условий ведения горных работ, рационального использования геологической среды и планирования, дальнейших инженерно-геологических исследований. Ломтадзе В.Д. отмечает [2], что без **анализа, оценки и прогноза** инженерно-геологических условий исследования нельзя считать полными и законченными.

I. Анализ инженерно-геологических условий месторождений. Анализ инженерно-геологических условий месторождений основывается на последовательном изучении факторов и причин, влияющих на инженерно-геологические условия разработки МПИ, к которым можно отнести:

- физико-географические условия района МПИ;
- генетические типы МПИ и их структурно-тектонические условия;

- сейсмичность района и напряженное состояние пород;

- петрографические особенности и физико-механические свойства пород;

- поверхности и зоны ослабления, трещиноватость пород;

- обводненность слагающих пород;

- горнотехнические факторы (способ и глубина разработки; система взрывных и транспортных работ; система осушения горных выработок и т.д.).

Анализ инженерно-геологических условий МПИ предполагает последовательное рассмотрение информации об общих природных условиях района и геологических условиях территории, состоянии и свойствах горных пород, режиме подземных вод, причинах и условиях возникновения геологических процессов и явлений. С его помощью выявляются главные обстоятельства, позволяющие правильно представить механизм процессов и выбрать соответствующие методы для их оценки и прогноза. При инженерно-геологических исследованиях различают три уровня оценок и прогнозов – региональный, локальный и оперативный.

Региональные оценки и прогнозы составляются для характеристики больших территорий при освоении угольного бассейна, рудного поля, реже – крупных месторождений и имеют обычно качественный (описательный) характер, где основное внимание должно уделяться главным особенностям инженерно-геологических условий.

Локальные оценки и прогнозы всегда имеют специальный характер и направлены на установление фактического или будущего состояния конкретного участка, для своевременного принятия мер защиты жизни людей и безопасного ведения горных работ. Они основываются, наряду с использованием качественных характеристик, на широком применении различных количественных показателей и выполняются на стадиях предварительной и детальной оценок.

Оперативные оценки и прогнозы составляются для установления фактического состояния участка выработки, забоя на определенный момент или промежуток времени и могут быть как качественными, так и количественными. Они должны характеризовать текущее состояние безопасности или возможное его изменение.

II. Оценка инженерно-геологических условий МПИ. При оценке инженерно-геологических условий МПИ применяют различные методы и показате-

тели: одни из них качественные (сравнительные), другие - количественные, позволяющие оценивать не только масштаб и интенсивность явлений, но и причиняемый ущерб. Однако методология общего подхода к оценке инженерно-геологических условий и разработка интегральных показателей требуют еще постановки специальных исследований.

Виды оценок инженерно-геологических условий МПИ связаны со стадиями геологоразведочных работ – решаемыми задачами, составом и объемами выполняемых работ и их детальностью [7].

Так, на стадии предварительной оценки задач исследований является выявление особенностей, которые будут влиять на инженерно-геологические условия вскрытия и разработки МПИ. Результатом этих работ является качественная и количественная оценка инженерно-геологических условий, являющихся основой для составления технико-экономического доклада (ТЭД).

Эти материалы должны дать предварительные, но дающие достаточно ясные представления о сложности инженерно-геологических условий месторождения в целом, геологических условиях вскрытия полезного ископаемого и способах его разработки, предварительной оценки устойчивости горных пород в бортах карьера, в отвалах и подземных выработках и возможных притоках воды в горные выработки.

При детальной оценке в задачи инженерно-геологических исследований входит получение уточненных и более обоснованных фактическими материалами характеристик инженерно-геологических условий месторождения. Выполненные на этой стадии качественная и количественная оценки должны быть такими, чтобы полнота их изучения, точность и достоверность были достаточными для обоснования, а полученные исходные данные – надежными, обеспечивающими достоверный прогноз инженерно-геологических условий разработки МПИ, служащий основой для окончательной промышленной оценки месторождения и проектирования строительства горного предприятия.

Качественная оценка инженерно-геологических условий основывается на анализе, выявлении и изучении особенностей природных и геологических условий территории, к которым относятся:

- краткая геолого-тектоническая характеристика района месторождения (стратиграфия, тектоническая характеристика, сейсмичность и современные геологические процессы и явления, а также данные по месторождениям – аналогам);

- особенности гидрогеологических условий разработки месторождения (гидрогеологические условия района, природные факторы формирования подземных вод, характеристика гидрогеологических условий и режима подземных вод, оценка водопритоков на конец разработки);

- особенности инженерно-геологических условий разработки месторождения (структурно-тектонические условия и трещиноватость горных пород, результаты определения физико-механических и прочностных свойств рудовмещающих пород и руд и их инженерно-геологическая классификация);

Для подземных выработок - горнотехнические условия (тип и размеры подземных выработок, способ проходки и др.).

Результатом качественной оценки является типизация (классификация) по инженерно-геологическим условиям разработки МПИ и определение сложности их инженерно-геологических условий.

Так как МПИ отличаются большим разнообразием природных условий, их типизация поможет определить сложность инженерно-геологических условий разработки и выбрать содержание, объемы и методику инженерно-геологических работ при различных стадиях разведочных работ, а также разработку мероприятий по охране геологической среды.

Существует много типизаций (классификаций) МПИ, в большинстве из них учтены только гидрогеологические или только инженерно-геологические условия. Исключением являются лишь типизации (классификации) М.В. Сыроватко (1960 г.), Г.Г. Скворцова и др. (1975 г.), В.Д. Ломтадзе (1974 г.), В.Е. Ольховатенко (1981 г.) и Б.В. Смирнова (1983 г.), учитывающие весь комплекс природных факторов и рассматривающие подземные воды как фактор, осложняющих инженерно-геологические условия месторождений [5].

По генезису образования МПИ весьма разнообразны. Поэтому при решении различных инженерно-геологических задач, связанных с освоением МПИ, важно полно учитывать геологическое строение района и знать, к какому генетическому типу оно принадлежит. Типизация месторождений по генетическому признаку дает возможность унифицировать методику оценки и прогноза инженерно-геологических условий, шире применять метод аналогии, лучше решать задачи охраны геологической среды.

На территории Узбекистана наиболее распространены и имеют практическое значение в основном четыре вида полезных ископаемых: металлические (рудные), не металлические, гидротермальные и углеводородное сырье.

В зависимости от генезиса образования все МПИ нами подразделяются на три категории по сложности инженерно-геологических условий разработки - простые, средней сложности и сложные.

Сложность условий оценивается по комплексу факторов, влияющих на эти условия при разработке. Это, в первую очередь, рельеф, геологическое строение, обводненность горных пород, степень тре-

щиноватости и однородности, физико-механические свойства пород, возможные осложнения и геологические явления.

При простых условиях - разработка МПИ открытым, подземным или скважинным способом не приводит к развитию геологических явлений в размерах осложняющих ведение работ.

Приурочены они к межгорным впадинам, предгорному и низкогорному рельефу. Сложены породами четвертичного, неоген-палеогенового и палеозойского возраста относящимися к группе связных, несвязных, слабо- и среднетрещиноватых полускальных и скальных.

Разрабатываются:

- карьерами глубиной до 50-80 м, в основном до уровня подземных вод. Углы заложения бортов изменяются от 50 до 75-80° в зависимости от их высоты;
- скважинами и шурфами до 50 м (первый от поверхности водоносный горизонт).

При эксплуатации происходит изменение инженерно-геологических условий на локальном уровне. Нарушаются ландшафтные условия, сплошность горных пород. Разработка приводит к образованию процессов выветривания, мелких осыпей, боковой и донной эрозии, реже - вывалов.

При средних условиях - разработка МПИ открытым, подземным или скважинным способом приведет к возникновению геологических явлений, осложняющих ведение работ. Для ведения работ требуются мероприятия, направленные на повышение устойчивости горных пород, слагающие выработки.

Приурочены они к небольшим грядам, пустынному, низко- и среднегорному слабо- и резкорасчлененному рельефу, долинам водотоков.

Сложены породами: неоген-четвертичного, кайнозойского возрастов относящимися к группам связных и несвязных; средне- и сильнотрещиноватым палеозойского возраста относящимися к группам полускальных и скальных.

Разрабатываются:

- карьерами глубиной от 70-100 до 200-250 м. Углы заложения бортов изменяются от 40-50 до 55-65° в зависимости от их высоты;
- штольнями (шурфами), реже шахтами глубиной от 100-200 до 400 м;
- скважинами глубиной от 50 до 300 м (межпластовые горизонты – водозаборы, выщелачивание) – 2500 м (нефтяные и газовые промыслы).

При эксплуатации происходит сильное изменение гидрогеологических и инженерно-геологических условий на локальном и региональном уровнях. Сильно нарушаются ландшафтные условия, сплошность слагающих пород, что приводит к изменению естественного поля напряжений на значительную глубину, образуется воронка депрессии и техногенная зона аэрации, в которой интенсивно развиваются процессы окисления и биохимические процессы.

Отбор из больших водозаборов, нефтяных и газовых месторождений значительно снижает пластическое давление в результате происходят процессы деформаций поверхности за счет вторичного депрессионного уплотнения над продуктивной толщей. Также на поверхности отмечаются развитие выветривания, осыпей, обвалов, реже карста и оползней, в подземных выработках - разуплотнение пород, обрушение кровли и отдельные вывалы.

При сложных условиях - разработка МПИ подземным, реже открытым способом требует применение специальных методов проходки и предварительное осуществление защитных мероприятий.

Приурочены они к останцовым выходам палеозойских пород и склонам с низко-, средне- и высокогорным средне- и сильнорасчлененным рельефом. Сложены средне- и сильнотрещиноватыми породами мезо-палеозойского возраста, относящиеся к группе полускальных и скальных.

Разрабатываются:

- карьером глубиной до 300-450 м. Углы заложения бортов изменяются от 12-14 (угольные) до 30-50° (рудные) в зависимости от их высоты;
- шахтой (реже штольной) до глубины 600 и более метров.

При эксплуатации происходит коренное изменение гидрогеологических и инженерно-геологических условий на региональном уровне. Для безопасных условий ведения горных работ здесь требуется предварительное, а затем длительное эксплуатационное осушение, что приведет к истощению запасов подземных вод, образованию воронки депрессии и мощной техногенной зоны аэрации, в которых интенсивно развиваются процессы окисления и биохимические процессы. Ухудшится экологическое качество окружающей территории за счет интенсивного дренирования воды. Нарушатся сплошность слагающих пород, в результате изменяется естественное поле напряжений на большой площади и на большую глубину. Нарушаются ландшафтные условия, образуются деформации поверхности (провалы и мульды сдвижения). Развиваются: при открытой разработке – крупные оползни, осыпи, вывалы пород, карстовые полости объемом до 500 м³; при подземной разработке – сдвиги, обрушения и куполение кровли, образование заколов, выпор почвы и стенок выработок.

Количественная оценка условий разработки месторождений основывается на расчетных методах оценки состояния равновесия горных пород, слагающих горные выработки. К ним относятся, в первую очередь, методы расчета устойчивости бортов карьеров и классификация кровли подземных выработок по признакам их устойчивости или обрушаемости:

а). *Количественная оценка условий разработки месторождения открытым способом.* Расчеты

устойчивости откосов и бортов карьеров основываются на теории предельного равновесия сыпучей среды, включающие также и предельное равновесие связной среды с трением (к такой среде относятся и горные породы).

В настоящее время существует немало методов расчета устойчивости откосов и бортов карьеров. Авторы основных таких методов расчета: К. Терцаги, Н.Н. Маслов, Г.М. Шахунянц, Ю.Н. Малюшицкий, И.В. Федоров, Г.Л. Фисенко, Н.Н. Куваев, М.Н. Гольдштейн и др.

Из известных в настоящее время методов расчета устойчивости наиболее обоснованным и приемлемым для наших условий считается метод расчета устойчивости бортов карьеров и откосов уступов ВНИМИ, который основан на определении максимальных углов наклона обеспечивающих устойчивость бортов и откосов уступов карьеров.

В горных породах, прилегающих к откосам, природные поверхности ослабления, которые частично или полностью могут представлять собой поверхности скольжения, определяются на основе расчета устойчивости по двенадцати схемам [5]. При расчетах предельных углов заложения бортов за основу принимаются расчетные показатели слабых пород, слагающих разрез каждого борта.

Для количественной оценки устойчивости откосов и бортов карьеров используют коэффициент запаса (η) – отношение суммы всех сил, удерживающих откос, к сумме всех сил,двигающих его. По рекомендации ВНИМИ « η » принимают равным от 1,2 – 1,3 (для расчетов общей устойчивости бортов и отвалов) и до 1,5–2,0 (для одиночных нерабочих уступов).

б). Количественная оценка условий разработки месторождения подземным способом. Наиболее важным вопросом при количественной оценке устойчивости горных пород в подземных выработках является классификация кровли по признакам устойчивости или обрушаемости, которая в свою очередь базируется на количественной оценке геологических факторов.

Из таких классификаций наибольшей известностью пользуются классификации П.В. Васильева и С.И. Малинина (1960), В.Л. Свержевского (1966), Б.В. Смирнова (1973), Б.П. Овчаренко (1980) и др. [2, 6].

Все они в той или иной степени учитывают влияние как геологических, так и горнотехнических условий на устойчивость и обрушаемость горных пород в горных выработках.

Так, классификация кровли горных выработок по потенциальному коэффициенту устойчивости (по М.П. Бурцеву и С.И. Малинину) [4] дает оценку и прогноз устойчивости горных выработок на основании изучения геологического разреза пород, слагающих кровлю, их петрографических особенностей и физико-механических свойств.

Как установлено многолетними наблюдениями, после обнажения горных пород выработкой устойчивость кровли в призабойном пространстве изменяется как бы стадийно. Сразу после обнажения горных пород кровля выработок очень часто устойчива, состояние ее хорошее – она ровная, сплошная. По мере продвижения забоя и опускания кровли по ее поверхности появляются трещины, по которым происходит смещение пород, образуются ступени и выступы, кровля становится неровной. Вдоль трещин происходит дальнейшее разрушение пород, густота трещин увеличивается, образуются вывалы и возможен завал выработки.

При геологоразведочных работах это позволяет объяснять возникновение возможных явлений при проходке горных выработок, на которые необходимо обращать внимание при оценке и прогнозе инженерно-геологических условий месторождения.

III. Прогноз инженерно-геологических условий месторождений. Прогноз инженерно-геологических условий месторождений является заключительной частью их инженерно-геологического изучения при детальном геологоразведочных работах. К основным методам прогнозирования инженерно-геологических условий разработки МПИ относятся: метод аналогии (сравнительно-геологический), аналитические методы, метод моделирования. Они хорошо освещены во многих работах [3, 4, 8].

Результаты инженерно-геологического изучения месторождения при их детальной оценке отображаются в виде его прогнозного инженерно-геологического районирования (по площади и глубине) по устойчивости горных пород, на основе детального анализа и оценки полученных геологических материалов. Следует отметить, что некоторые компоненты инженерно-геологических условий влияют на устойчивость горных выработок прямым образом (форма структурного блока, ориентировка разрывных нарушений и трещиноватости пород по отношению к выработкам, гидродинамическое давление и др.), а также косвенно (ослабленные зоны, увлажнение контактов и др.) через прочностные и другие показатели пород.

В связи с этим, нами из выделенных особенностей инженерно-геологических условий выявляются надежные количественные обобщенные компоненты достаточные для оценки состояния устойчивости горных выработок и обоснования достоверного прогноза инженерно-геологических условий разработки МПИ. К ним в первую очередь относятся:

1. Предел прочности на сжатие – является основным среди прочностных показателей пород. От него зависят расчетные значения ϕ и C . Предел прочности на сжатие в скальных и полускальных породах изменяется в широких пределах - от 10-15 до 100 МПа и более. Большой разброс значений свя-

зан с трещиноватостью пород, вторичными изменениями, присутствием в трещинах глинки трения и увлажненностью этих пород.

Анализ расчета устойчивости более 20 крупных рудных месторождений показал, что если породы обладают $\sigma_{сж}$ более 50 МПа, борта находятся в устойчивом состоянии при предельных углах заложения бортов 40° - 50° .

2. Коэффициент размягчения – этот показатель характеризует водостойкость пород, т.е. показывает снижение прочности пород при увлажнении контактов или водонасыщении.

Этот коэффициент изменяется в больших пределах от 0,95 до 0,50, т.е. прочность снижается на 5-50%. В умеренно трещиноватых (трещины заполнены кальцитом, серицитом) породах, коэффициент размягчения изменяется в пределах 20%. В породах, где трещины заполнены хлоритом и глиной трения, коэффициент размягчения изменяется в пределах от 20 до 35%, в зонах дробления этот коэффициент достигает до 50% и более.

3. Коэффициент трещинной пустотности – это основной показатель, определяющий состояние пород в естественном залегании. Количественная оценка трещиноватости пород более 20 рудных месторождений показывает, что с возрастанием глубины параметры трещиноватости изменяются незначительно. Основные изменения наблюдаются вблизи и в зонах тектонических нарушений.

Взяв за основу данные выводы, нами выделяют участки:

- слабо трещиноватые, где породы находятся вне зоны тектонических и разрывных нарушений (плотность трещин до 3 тр/м, коэффициент трещинной пустотности – до 1%);

- умеренно трещиноватые, где породы расположены вблизи разрывных нарушений и в зонах оперяющих разломов более низкого порядка, не имеющих зоны дробления (плотность возрастает до 5 тр/м, коэффициент трещинной пустотности – до 3-4%);

- интенсивно трещиноватые, где породы находятся в непосредственной близости к разрывным нарушениям (плотность трещин более 5 тр/м, коэффициент трещинной пустотности достигает 5-6%).

Таким образом, данный показатель не только используется для оценки состояния пород в естественном залегании, а также позволяет оценить зону влияния разрывных нарушений.

4. Коэффициент нарушенности – этот показатель характеризует совокупное влияние отдельных кусков (блоков) и вторичных изменений на механические свойства горных пород. Этот показатель используется при выборе расчетных значений прочностных показателей пород, при переходе от лабораторных методов к натурным. Также составив карту нарушенности и увязав с устойчивостью можно составить карту устойчивости горизонта или разре-

за. Коэффициент нарушенности пород в естественном залегании изменяется до 10, в зонах дробления до 20 и более.

5. Формы структурных блоков подразделяются на: прямолинейные, косоугольные и многоугольные (иногда – бесформенные). Самые неблагоприятные с точки зрения устойчивости – последние, благоприятные – первые.

6. Ориентировка избыточных напряжений относительно горных выработок. Избыточные напряжения могут быть направлены:

- благоприятно, когда они ориентированы перпендикулярно ($86-90^{\circ}$) бортам горных выработок;
- менее благоприятно, когда они ориентированы поперек (менее $61-85^{\circ}$) бортам горных выработок;
- относительно неблагоприятно, когда они ориентированы диагонально (от 31 до 60°) бортам горных выработок;
- неблагоприятно, когда они ориентированы вдоль бортов горных выработок под углом менее 30° .

7. Коэффициент запасов устойчивости – выбирается в зависимости от срока службы открытых горных выработок, их значимости (по классам), по достоверности и деятельности объекта исследования.

При коэффициенте запаса устойчивости $K > 1,3$ борта считаются устойчивыми, при $K = 1,0-1,3$ борта предельно устойчивые и при $K < 1,0$ борта не устойчивые.

8. Разрушение структурных блоков при разгрузке, места возможных нарушений структурных блоков устанавливаются расчетными методами.

Из анализа методов оценки влияния параметров на устойчивость горных пород установлена целесообразность использования балльной системы геомеханических показателей, разработанных по результатам исследований материалов геологоразведочных работ, результатов обследования и испытания керновых проб скважин, а также обследования действующих карьеров и подземных горных выработок.

В зависимости от удельного веса каждого компонента способного изменить состояние горных пород были установлены соответствующие «баллы».

Числовые значения для максимально благоприятных условий участка составляют: прочность (предел прочности на сжатие) пород 40 баллов, коэффициент размягчения – 10 баллов, коэффициент трещинной пустотности – 22 балла, коэффициент нарушенности – 12 баллов, форма структурного блока – 8 баллов, ориентировка избыточных напряжений относительно горных выработок – 8 баллов. В целом суммарный показатель в ideally благоприятных условиях составляет 100 баллов (табл.).

При снижении показателей горных пород числовые значения суммарных показателей их инженер-

Таблица

Оценка состояния качества горных пород по балльной системе

№ п/п	Наименование геомеханических показателей горных пород	Максимальное благоприятное качество горных пород	Оценка состояния качества и количественные (предельные значения) геомеханических показателей горных пород		
			высокие	средние	низкие
1	Предел прочности на сжатие МПа	$\frac{75}{40}$	$\frac{>51}{>31}$	$\frac{50-36}{30-19}$	$\frac{<35}{<18}$
2	Коэффициент размягчаемости	$\frac{0,9}{10}$	$\frac{>0,8}{>8}$	$\frac{0,7-0,6}{7-6}$	$\frac{<0,5}{<5}$
3	Коэффициент трещинной пустотности, %	$\frac{1,0}{22}$	$\frac{1,1-3,0}{21-18}$	$\frac{3,1-6,0}{17-12}$	$\frac{>6,1}{<11}$
4	Коэффициент нарушенности	$\frac{5}{12}$	$\frac{5-10}{12-9}$	$\frac{10-15}{9-5}$	$\frac{15-20}{5-2}$
5	Форма структурного блока	Прямоугольная 8	Трапециидальная 7-6	Косоугольная 5-4	Многоугольная (бесформенная) <3
6	Оrientировка избыточных напряжений относительно стенок горных выработок	Перпендикулярно стенкам и бортам (86-90°) 8	Поперечные (61-85°) 7-6	Диагональные (31-60°) 5-4	Продольные (< 30°) <3
7	Суммарный показатель качества по баллам	100	>75	74-51	<50

Примечание: В числителе дроби значение геомеханических показателей качества горных пород, в знаменателе оценка качества горных пород по балльной системе.

но-геологических характеристик соответственно снижаются.

Так, предел прочности на сжатие пород при максимально благоприятных условиях более 75 МПа и оценивается в 40 баллов. При высоком качестве горных пород $\sigma_{сж}$ имеет более 50 МПа и оценивается более 30 баллов; при среднем качестве горных пород $\sigma_{сж}$ изменяется от 35 до 50 МПа, оценивается от 18 до 20 баллов и т.д.

Достоверность численных значений (баллы) каждого компонента обоснована методом подбора через коэффициент запаса устойчивости и их сопоставлением с фактическими условиями, сложившимися при эксплуатации месторождений.

На карте инженерно-геологического районирования по устойчивости горных пород и разрезов выделяются три инженерно-геологических участка. В основу выделения участков положены структурно-тектонические принципы и различия инженерно-геологических свойств пород.

При необходимости на участках выделяются инженерно-геологические подучастки – по преимущественному развитию геологических процессов.

1. Неустойчивые участки – это эффузивные, интрузивные и метаморфические породы, слагающие зоны дробления и расщепления (развиты процессы хлоритизации и карбонатизации). Породы этого участка сильнотрещиноватые (модуль трещиноватости $> 5,0$ тр/п.м), реже среднетрещиноватые (модуль трещиноватости 2,0-5,0 тр/п.м), коэффициент трещинной пустотности $> 6\%$.

Здесь преобладают продольные и диагональные согласнопadaющие с бортами и стенками горных выработок трещины. Форма структурного блока – многоугольная или бесформенная. Плотность по-

род составляет 2,54-2,63 МПа, предел прочности при сжатии менее 35 МПа, коэффициент размягчения – менее 0,6, сила сцепления – 3,0-5,0 МПа, угол внутреннего трения менее 30°.

Уровни трещинных вод менее 30 м, водообильность пород достигает более 40 м³/час.

Расчетные углы заложения бортов при открытой разработке изменяются от 16-18° (угольные) до 30-50° (рудные) в зависимости от их высоты. При подземной разработке кровля горных выработок классифицируется от неустойчивых до малоустойчивых.

Возможно развитие: при открытой разработке – крупные оползни, осыпи, вывалы пород, карстовые полости объемом до 500м³; при подземной разработке – сдвигения, обрушения и куполение кровли, образование заколов, выпор почвы и стенок выработок.

Оценка состояния качества горных пород по геомеханическим показателям – низкое (менее 50 баллов).

При разработке участка требуется применение специальных методов проходки и предварительное осуществление защитных мероприятий.

2. Относительно устойчивые участки – гидротермально измененные эффузивные, интрузивные и метаморфические породы со слабо заметными реликтами первичных структур. Породы этого участка, в основном, среднетрещиноватые (модуль трещиноватости 2,0-5,0 тр/п.м), реже сильнотрещиноватые (модуль трещиноватости $> 5,0$ тр/п.м), коэффициент трещинной пустотности изменяется от 4 до 6%. Здесь равное количество согласнопadaющих и несогласнопadaющих с бортами и стенками горных выработок трещин. Форма структурного блока – косоугольная.

Плотность пород составляет 2,69-2,74 мПа, предел прочности при сжатии изменяется от 36 до 50 мПа, коэффициент размягчения составляет 0,7–0,8, сила сцепления – 5,1-10,0 мПа, угол внутреннего трения составляет 31-35°.

Уровни трещинных вод колеблются от 31 до 50 м, водообильность пород достигает 20-40 м³/час.

Расчетные углы заложения бортов при открытой разработке изменяются от 51 до 55° в зависимости от их высоты. При подземной разработке кровля горных выработок классифицируется как среднеустойчивые породы.

Возможно развитие: при открытой разработке – процессов выветривания, осыпей, обвалов, реже карста и оползней; при подземной разработке – разуплотнение пород, обрушение кровли и отдельные вывалы. Отбор из больших водозаборов, нефтяных и газовых месторождений значительно снижает пластовое давление, в результате происходят процессы деформаций поверхности за счет вторичного депрессионного уплотнения в надпродуктивной толще.

Оценка состояния качества горных пород по геомеханическим показателям - среднее (50-75 баллов).

Для ведения работ требуется осуществление мероприятий, направленных на повышение устойчивости горных пород.

3. Устойчивые участки – представлены неизменными или слабо измененными эффузивными, интрузивными и метаморфическими породами. Породы этого участка слаботрещинчатые (модуль трещиноватости <2,0 тр/п.м), коэффициент трещинной пустотности менее 3%. Здесь преобладают трещины несогласного падения с бортами и стенками горных выработок. Форма структурного блока – трапециидальная.

Плотность пород составляет 2,70-2,79 мПа, предел прочности при сжатии составляет более 51 мПа, коэффициент размягчения составляет более 0,81, сила сцепления более 10,1 мПа, угол внутреннего трения составляет более 36°.

Уровни трещинных вод составляют более 51 м, водообильность пород составляет менее 20 м³/час.

Расчетные углы заложения бортов при открытой разработке составляют более 56° в зависимости от их высоты. При подземной разработке кровля горных выработок классифицируется как устойчивые породы.

При эксплуатации карьеров и скважин возможно развитие депрессионной воронки и возникновение процессов связанных с осушением пород. Также развиваются процессы выветривания, мелкие осыпи, боковая и донная эрозия, реже карст.

Оценка состояния качества горных пород по геомеханическим показателям - высокая (более 75 баллов).

Разработка месторождений горными или скважинными способами не приведет к развитию геологических явлений в размерах осложняющих ведение работ.

Таким образом - анализ, оценка и прогноз инженерно-геологических условий разработки месторождений по данным геологоразведочных работ позволяет определить:

- сложность инженерно-геологических условий месторождений по результатам анализа влияния различных природных условий и факторов и качественной их оценки;
- комплекс параметров позволяющих количественно оценить состояние устойчивости проектируемых горных выработок;
- концепцию изучения инженерно-геологических аспектов безопасных (надежность и устойчивость геологической среды) условий проектирования и строительства различных горно-рудных предприятий;
- мероприятия по охране геологической среды и оценке качества территории (определяющие степень ее пригодности как среды обитания человека и возможности повышения этой степени);
- методику проведения инженерно-геологических исследований на стадиях геологоразведочных работ.

Список литературы:

1. Инструкция и методические рекомендации по изучению инженерно-геологических свойств боковых пород и прогнозу их устойчивости на угольных месторождениях. М.: ВСЕГИНГЕО, 1980. - 94с.
2. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов.- Л.: Недра, 1986. – 272с.
3. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л.: ВНИМИ, 1972. – 165с.
4. Методическое руководство по изучению инженерно-геологических условий рудных месторождений при их разведке. М., Недра, 1977. - 143с.
5. Мирасланов М.М., Туляганов Б.И. и др. Типизация месторождений твердых полезных ископаемых Узбекистана по инженерно-геологическим условиям разработки. В сб. «Современные методы инженерно-геологических исследований», Труды ГИДРОИНГЕО, Т., САИИГИМС, 1984. с 23-33.
6. Панюков П.И. Инженерная геология. 2-е изд. М., Недра, 1978. – 296с.
7. Туляганов Б.И. Состояние проблемы инженерно-геологических исследований на месторождениях полезных ископаемых Узбекистана. Геология и минеральные ресурсы.–2008.- №2.- с 61–65.
8. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. Л.: 1965, - 373 с.

ЦЕРИЙСОДЕРЖАЩИЙ СИДЕРИТ ИЗ КОРЫ ВЫВЕТРИВАНИЯ АНГРЕНСКОГО КАОЛИН-БУРОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Колдаев А.А., ведущий научный сотрудник Института геологии и геофизики АН РУз, докт. геол.-мин. наук; **Безделига Н.Я.**, старший научный сотрудник Института геологии и геофизики АН РУз, канд. геол.-мин. наук; **Осинская Н.С.**, младший сотрудник Института геологии и геофизики АН РУз, канд. геол.-мин. наук; **Цой Л.А.**, младший научный сотрудник Института геологии и геофизики АН РУз, канд. геол.-мин. наук

Исследованиями последних лет (2006-2008 гг.) на площади Ангрено-ского каолин-буроугольного месторождения (АКБУМ) впервые были выявлены редкоземельные фосфаты цериевой (монацит?) и иттриевой групп (ксенотим?) [1, 2]. Эти минералы характеризуются неопределенным стехиометрическим составом приближающимся по соотношению основных компонентов к аналогичным минералам из подгруппы безводных фосфатов [3]. *Монацит* (?) представлен микрозернистыми (3,5х5 мкм, редко до 30 мкм в длину) неправильными угловатыми зернами, образующими скопления прямоугольной формы (70х70 мкм) цепочки длиной до 0,3мм. Он встречается в основной массе кремнисто-карбонат-каолининовых метасоматитов, в каолинизированных полевых шпатах и просечках каолинита, сидерите - прожилках, конкрециях и пирите. Последний образуется в нижнеюрское время в восстановительных условиях после отложения угленосной толщи. *Ксенотим* (?) представлен глобулярными сростками удлинённой формы (до 40х5 мкм), звездчатыми (5х5 мкм) и округлыми корродированными (5х5 мкм) зернами в каолинизированном полево-м шпате, также отмечается в виде овальных (15х5 мкм) зерен в

конкрециях сидерита. Иттриевоземельные фосфаты встречаются крайне редко.

В концентрате включений розоватого сидерита в смеси с каолинитом из каолинитового прожилка (мощность около 2 - 3 мм, скв. 5629, глубина взятия образца к7594 от подошвы (J₁) Базальной свиты - 7,0 м) сумма редкоземельных элементов (РЗЭ) и иттрия составляет 1585,24 г/т (аналитик Игнатилов Е.Н., прибор Elan - 2000, Пробирная палата РУз). Установленная глубина развития прожилков сидерита с включениями редкоземельных фосфатов достигает 55 м, глубже скважины не бурились.

В зоне окисления на глубине 1,5-2,5 м от подошвы базальных отложений прожилки сидерита, а также, заключенные в прожилках каолинита его отдельные зерна, их сростки, конкреции-подобные выделения нацело окисляются. Прожилки сидерита превращаются в охристый темный - буро-коричневый агрегат гидроокислов железа, а зерна, их сростки, конкреции частично корродируются, сохраняя свои внешние формы (рис. 1). Реликтовый воскоподобный каолинит из прожилков, окрашенный в серый цвет, замещается белым каолинитом.

Вмещающие породы коры выветривания АКБУМ, в 1-3 м ниже Базальной свиты, серовато-белого цвета, слабо окрашены гидроокислами железа в бледно-коричневые, желтовато-буроватые тона, по составу кварц-каолининовые, с неявно выраженной реликтовой порфиновой структурой, плотные, легко колются молотком. Вкрапленники калиевого полевого шпата (размер от 0,3 до 1,6 см) нацело замещены серовато-белым, зеленоватым каолинитом, кварц в порфиновых выделениях (0,3-0,4 см) серый, полупрозрачный, с четкими гранями. В основной массе, на стыке с порфиroidными выделениями каолинита - псевдоморфозами каолинита по калиевому полево-му шпату распределены рас-сеянные, реже частые корроди-

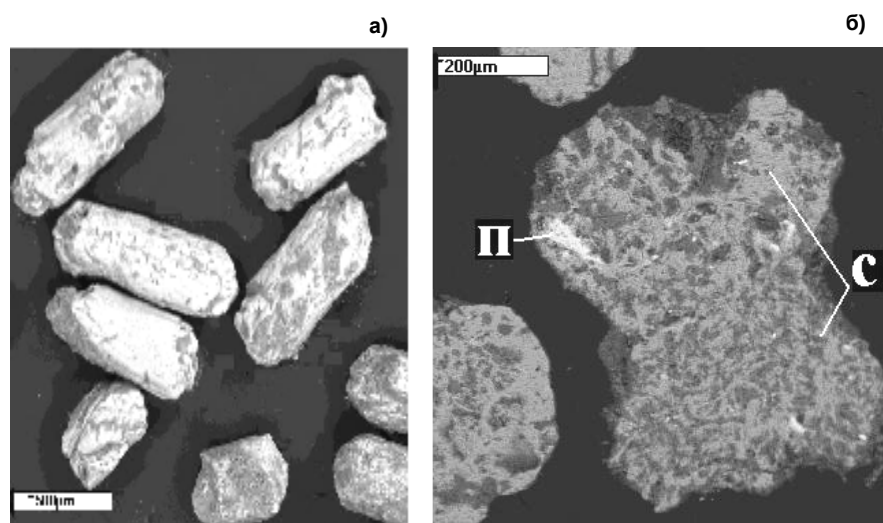


Рис. 1. Окисленные кристаллы сидерита (а), то же аншлиф (б) – сидерит (С) с включениями пирита (П), обр.: к7183. Изображение получено на микроаналитическом комплексе Jeol Superprobe JXA-8800R с энергодисперсионной приставкой Link ISIS-300. (Аналитик Д.В. Мухамеджанова АН РУз).

рованные кристаллики сидерита светло-коричневого, буровато-желтого, темно-бурого цветов и участками выделения окисленного мелкозернистого пирита черного цвета. Содержания сидерита в отдельных образцах достигают 30%, при этом максимальное отделение от каолининовой составляющей происходит во фракциях 0,25-0,4 мм.

По данным нейтронно-активационного анализа концентрат окисленного сидерита из основной массы выветренных пород содержит (г/т, от-до): La (19-594), Ce (444-2467), Nd (2-394), Sm (4-154), Eu (4-28), Tb (4-24), Yb (1-34), Lu (0,1-7). Максимальные концентрации РЗЭ, превышающие на порядок и больше их кларковые значения в кислых породах, за исключением Lu, отмечены в окисленном сидерите из прожилков каолинита, в том числе (г/т, от-до): La (919-4870), Ce (1460-4880), Nd (832-2210), Sm (164-558), Eu (27-98), Tb (23-69), Yb (58-97), Lu (6-8).

При исследовании окисленных марганецсодержащих (MnO_2 до 4,52%) кристаллов сидерита оказалось, что, несмотря на высокие содержания РЗЭ в концентратах этого минерала (табл. 1), только часть кристаллов содержит редкоземельные минералы (РЗМ) (рис. 2). Как видно из табл. 2, основным РЗЭ входящим в состав этих микронных ($5 \times 10 \mu$; $8 \times 19 \mu$; $10 \times 20 \mu$) корродированных выделений РЗМ является церий, содержания Ce_2O_3 в которых составляет от 38,13% до 42,65%. И лишь в одном из 4 масс-спектрометрических замеров в РЗМ был установлен фосфор - содержание фосфорного ангидрита в котором составило P_2O_5 -0,43%.

В процессе собирательной перекристаллизации сидериты захватывали зерна кварца, барита, циркона, минералы титана. В последних масс-спектрометрическим методом на Jeol Superprobe

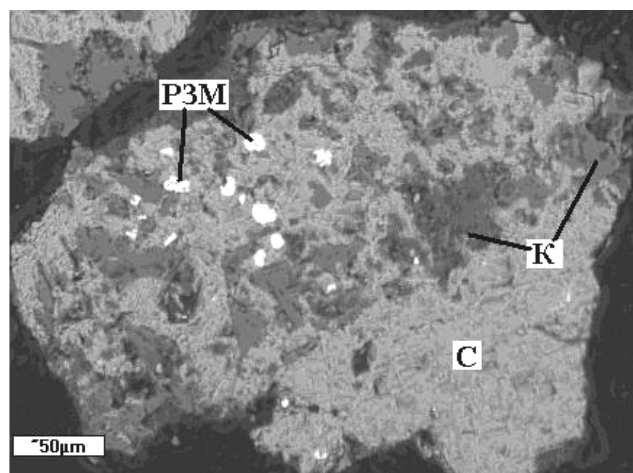


Рис. 2. Окисленный кристалл сидерита (С) с включениями кварца (К) и редкоземельных минералов (РЗМ), обр.: к 7183. Изображение получено на микроаналитическом комплексе Jeol Superprobe JXA-8800R с энергодисперсионной приставкой Link ISIS-300. (Аналитик Д.В. Мухамеджанова, ИГГ Ан РУз)

JXA-8800R установлено до 0,25% Nb_2O_5 . Присутствие новообразованного эпигенетического пирита в концентратах кристаллов окисленного сидерита (рис. 1, б), его окисленных корок, следует связывать и наличие в них халькофильных элементов (г/т, нейтронно-активационный анализ): Au (0,08-0,45); Ag до 7,8; As (2-150); Zn (427-1990); Sb (5-27); Co (4-24).

По скважинам установленная глубина развития нацело окисленных прожилков сидерита от подошвы Базальной свиты (J_1) достигает 18 м. Здесь в зальбандах круто падающей каолининовой просечки (мощность до 1,2 см) обнаружены нацело окисленные буровато-коричневые с зеленоватым оттен-

Таблица 1

Содержания редкоземельных элементов в концентратах продуктов окисления сидерита (г/т, нейтронно-активационный анализ)

Эле- менты	1*	2	3	4	5	6	7	8	9	10	Кларки TR в кислых породах (г/т)
	K7183	K8293	K7465a	K7465b	K8295a	K7464a	K7464	K7465	K7471	K7183a	
	Глубина от подошвы нижнеюрских отложений (в метрах)										
	Не. устан.	2,2	Не установлена		2,2	Не установлена					
La	594	919	3220	4870	225	38	304	19	865	320	60
Ce	1290	1460	3350	4880	294	973	444	845	1215	1350	100
Nd	394	832	1350	2210	185	16	117	2	390	96	46
Sm	90	164	398	558	39	4	41	4	154	33	9
Eu	13	27	72	98	6	11	4	28	23	9	1,5
Tb	15	23	54	69	4	9	4	24	21	11	2,5
Yb	34	58	81	97	12	2	12	1	62	27	4
Lu	3	6	8	7	46	0,2	1	0,1	7	2	1
Th	38	49	72	70	18	46,1	22	36	43	37	18

*) 1-палочковидные кристаллы сидерита из основной массы, 2-палочковидные кристаллы, конкреции сидерита из каолининового прожилка, 3- окисленный сидерит из прожилка (фракция 0,4-1 мм), 4-то же (фракция 0,25-0,4 мм), 5-охристый агрегат с примесью каолинита из окисленного прожилка сидерита, 6- окисленный сидерит из прожилка, 7-10-окисленные кристаллы сидерита из основной массы

Таблица 2

Содержания элементов (в %) в выделениях
редкоземельных минералов из окисленных
кристаллов сидерита

Оксиды	1	2	3	4
Al ₂ O ₃	1,41	2,61	2,65	-
SiO ₂	1,35	2,96	1,83	0,97
CaO	2,26	1,28	1,72	1,11
FeO	1,93	2,71	2,88	3,34
SO ₃	0,56	0,28	0,61	-
Ce ₂ O ₃	42,65	38,13	39,18	41,75
Sm ₂ O ₃	1,50	1,64	1,71	1,35
Gd ₂ O ₃	1,55	1,90	1,82	1,63
Y ₂ O ₃	1,38	-	-	-
ThO ₂	0,74	1,01	1,61	-

ком прожилки сидерита (мощность до 1,2 мм). В них установлено наибольшее содержание редкоземельных элементов (г/т, нейтронно-активационный анализ): La-1753, Ce-14310, Nd-1084, Sm-154, Eu-22, Tb-21, Yb-12, Lu-2. Как в окисленных кристаллах сидерита, так и в его окисленных прожилках отмечается максимальное накопление церия.

Окисленные корки, темно-бурые окисленные кристаллы сидерита подверглись дифрактометрическому анализу (аналитик А. Каламазова). Все они были идентифицированы как сидерит.

Итак, в результате полевых, лабораторных (дифрактометрический, масс-спектрометрический, нейтронно-активационный методы анализов) исследований на площади разреза «Ангренский» АКБУМ установлено широкое развитие *окисленного сидерита* содержащего *повышенные концентрации РЗЭ преимущественно цериевой группы*. Главной особенностью включений РЗМ в окисленном сидерите является практическое *отсутствие* в них *фосфора*. Сидерит содержится в основной массе выветренных пород, образует прожилки, концентрируется в каолиновых просечках. Нашими наблюдениями также *впервые* было установлено, что сидерит, находящийся в основной массе измененных пород связан с замещением им карбоната (доломит марганец-железистый) кремнисто-карбонат-каолиновых метасоматитов [4]. Глубина развития окисленного сидерита от подошвы Базальной свиты (J₁) достигает 18 м.

Неизменные процессами выветривания секущие прожилки сидерита отмечаются в кварц-полевошпатовых порфирах (автомагматические брекчии) на глубинах до 55-60 м от подошвы Базальной свиты (J₁). Главными *концентраторами РЗЭ* в этих сидеритах являются *фосфаты редких земель*.

Первые опубликованные данные о наличии сидерита на площади разреза «Ангренский» приводятся в коллективной работе Н.П. Петрова, И.В. Рубанова, Г.И.Тесленко [5]. Так, Рубанов И.В., составивший в ней раздел «Вещественный состав юр-

ских глин» отмечал, что «Важной особенностью строения каолиновой коры выветривания Ангrena является выявленная в 1958 г. (экспедицией Химгеолнеруд) интенсивная вкрапленность сидерита в каолинах. Содержание карбоната железа местами достигает 20% от всей породы. Какова площадь распространения этого минерала – пока неизвестно. Однако в пределах разведанного участка сидерит повсюду встречается в виде агрегатов и зерен до 1-3 мм». Петров Н.П. и др. [6] указывали «Буровыми работами экспедиции Химгеолнеруд установлено, что почти на всей разведанной ею площади отмечается сидеритовая минерализация в виде агрегатов и монокристаллов сидерита (размером до 3 мм), довольно равномерно рассеянного во всех трех зонах. Содержание сидерита порой достигает 8% от общего веса породы». Эти же авторы исследование каолинов на площади разреза «Ангренский» проводили в его южной части в пределах 12-17 пикетов. Нашими работами была охвачена северная часть этого разреза в промежутке между 23-25 пикетами.

На основании этих данных можно сделать вывод о повсеместном развитии сидерита в выветренных породах подугольной толщи разреза «Ангренский», широком развитии здесь кремнисто-карбонат-каолиновых метасоматитов, а также вероятных концентрациях РЗЭ в сидеритах южной части разреза, что *многократно увеличивает потенциал редкоземельного оруденения АКБУМ*.

Таким образом, впервые на основании изучения характера распределения и изменения сидерита в верхней части каолинизированной подугольной толщи АКБУМ выделена зона выветренных пород содержащих повышенные содержания РЗЭ цериевой группы, что позволяет ее рассматривать как своеобразную *зону вторичного редкоземельного обогащения*, подобную зоне окисления рудных месторождений.

Минералом-индикатором этой зоны является окисленный сидерит морфологически представленный корками, прожилками, кристаллами, их сростками, окрашенными в темно-коричневые до бурого цвета.

В то же время, для прожилков сидерита с повышенными содержаниями РЗЭ, развитых на более низких уровнях, характерна коричневая, розовая до красной окраска.

Окисленный сидерит из *зоны вторичного редкоземельного обогащения* содержит соединения редких земель свободные от фосфора, что придает им качественно новые свойства, а, следовательно, и способы их извлечения и вероятные возможности непосредственного использования. Предполагается, что цериевый минерал, находящийся в верхней части коры выветривания метасоматитов АКБУМ, представлен водным карбонатом – калькинситом [7], по классификации Ciriotti, (2004 г., Интернет) –

calkinsite - $(\text{Ce}, \text{La})_2 (\text{CO}_3)_3 4\text{H}_2\text{O}$. Подобный состав имеет и калькинсит с Кольского полуострова [8].

Другим важным выводом является отнесение редкоземельного оруденения расположенного на площади разреза «Ангренский» к гипергенному типу, т.е. к типу месторождений, которые «...образуются при интенсивном изменении первичных минералов-носителей редких элементов», [9].

В связи с вышеизложенным мы можем констатировать, что на площади разреза «Ангренский» имеется месторождение РЗЭ, масштабы которого еще предстоит оценить, распространив его на всю подугольную толщу АКБУМа. Вовлечение в экономику Республики Узбекистан нового вида стра-

тегического минерального сырья, к которому, наряду с медью, золотом, серебром, относятся и РЗЭ [10] возможно путем привлечения различных заинтересованных организаций с целью разведки подугольной толщи на редкие земли, разработки технологии их извлечения и переоценки извлекаемого каолинового сырья на редкие земли, цирконий. Кроме того, считаем необходимым отметить обязательное сохранение хвостов обогащения каолина на Узбекско-Германском предприятии «Каолин» которые, как показывают наши предварительные исследования, также содержат повышенные концентрации редких земель, циркония, вольфрама.

Работа выполнена при финансовой поддержке ККРНТ при КМ РУз по гранту А-4-069.

Список литературы:

1. Колдаев А.А., Безделига Н.Я., Торопова А.П., Осинская Н.С., Цой Л.А., Мазур Р.Ю., Аблакулов И. TR фосфаты в метасоматитах Ангренского каолин-буроугольного месторождения // Геохимия и рудообразование радиоактивных, благородных и редких металлов в эндогенных и экзогенных процессах. Материалы Всероссийской конференции с иностранным участием, посвященной 50-летию Сибирского отделения РАН и 80-летию чл.-кор. РАН Федора Платоновича Кренделева. – Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН, 2007. С. 90-92.
2. Колдаев А.А. Типы редкоземельной минерализации в палеозойских образованиях подугольной толщи Ангренского каолин-буроугольного месторождения // Сб. материалов конференции «Актуальные проблемы геологии и геофизики». Т.1 – Ташкент.- 2007. С. 183-189.
3. Семенов Е.И. Минералогия редких земель. М.: Изд. АН СССР. – 1963. - 412с.
4. Колдаев А.А., Безделига Н.Я. Метасоматиты Ангренского каолин-буроугольного месторождения // Geologya va mineral resurslar.-2005.-№3. С. 23 - 27.
5. Петров Н.П., Рубанов И.В., Тесленко Г.И. Некоторые результаты исследования глин в Узбекской ССР // Доклады руководителей республиканских комиссий и отделений на 1 пленуме комиссии по изучению глин. М., 1960.-С.54-65.
6. Петров Н.П., Рубанов И.В. Каолины Ангrena.-Ташкент.-Изд. АН УзССР.- 1960 - 151 с.
7. Геохимия, минералогия и генетические типы месторождений редких элементов. Том II. Минералогия. – М., 1964.-830 с.
8. Борисова В.В., Волошин А.Б. Перечень минеральных видов Кольского полуострова. Апатиты. – 2006. - 32с.
9. Бурков В.В., Подпорина Е.К. Некоторые особенности геохимии редких элементов в породах выветривания // Литология и полезные ископаемые.-1971.-№4.-С.55-64.
10. Исаходжаев Б.А. Концепция развития рудной геологии в Узбекистане // Geologya va mineral resurslar.-2007.-№5. С. 5 - 11.

УДК 550: 622.0

© Федянин С.Н. 2009 г.

ПРИЧИНЫ, ФОРМИРУЮЩИЕ ЛАНДШАФТЫ, НА ПРИМЕРЕ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

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

В геохронологии формирования отложений мезо-кайнозоя Западного Узбекистана отмечены многократные циклические изменения условий образования осадков с континентальных на морские. В периоды трансгрессии моря сформированы отложения раннего альба, раннего турона, кампан-маастрихта и позднего палеоцен-эоцена. В периоды между ними и далее, по антропоген включительно, отложения терригенные. Начиная с палеогена, установлено восемь циклов их частичного размыва. Морские осадки, в частности верхнего эоцена, покрывали почти полностью всю территорию Туранской низменности. По-

скольку типично морские зеленые глины формируются на глубинах морского дна свыше 200 м, а горные вершины скальных пород фундамента в Центральных Кызылкумах возвышаются над современным уровнем мирового океана до 2100 метров, то на основании этого Б.Б. Ситдииков пришел к выводу, что максимальная суммарная амплитуда неотектонических движений кровли отложений верхнего эоцена в Центральных Кызылкумах равна 2300 м [1]. Наряду с ним и другие исследователи, изучающие палеогеографию и геохронологию формирования ландшафтов и геологических структур на территории Западного

Узбекистана, склонны считать, что периодическая трансгрессия Туранского моря происходила в результате его наступления с юго-запада Скифско-Туранской плиты. Соответственно погружение покровных отложений и горных сооружений в морские пучины происходило в относительно щадящем режиме, а усложнение структурной обстановки и рельефа в этом регионе связано с постпалеогеновым тектогенезом – неотектогенезом, протекающим по настоящее время на протяжении последних 35 млн. лет.

С этими представлениями не только трудно согласиться, но они принципиально вредны для понимания рудообразующей роли процессов, происходящих вследствие формирования и перетолжения осадочных пород. Попробуем корректно разобраться в этом вопросе. Во-первых, многократное всплытие и погружение Скифско-Туранской плиты с амплитудой в 1,5-2,5 км невозможно по той простой причине, что она по всему периметру, кроме северо-запада, граничит с горными сооружениями. Погружение платформенных плит причинно-следственно-взаимосвязано с поступлением на них избыточных объемов маласс и малассовидных (по В.И. Попову) отложений. Такое погружение провоцирует всплытие плит, подстилающих горные массивы. Всплытие платформенной плиты может произойти только в результате ее разгрузки (съема с нее некоторого объема горной массы) или синхронного погружения и подныривания под нее плиты горных массивов, что в пределах рассматриваемого пенеплена физически невозможно. Например, Р. Гаррелс и Ф. Маккензи отмечают, что «...уровни многих участков земной поверхности площадью более нескольких сотен квадратных километров таковы, что их можно рассматривать как блоки, равновесно плавающие на субстрате. Континенты «всплывают» благодаря тому, что представляют собой толстые плиты из относительно легкого материала; существование океанических бассейнов связано с тем, что океаническая кора тонка и обладает большой плотностью. Такое плавающее, или изостатическое, равновесие имеет ряд весьма интересных следствий. Так, например, если материал сносится с гор в прилегающие впадины, блок, подстилающий впадину, будет опускаться, а блок, на котором расположены горы, - подниматься относительно той среды, в которой они плавают, так же как при перегрузке песка с плота на лодку плот поднимается из воды, а лодка погружается. Стремление элементов земной коры к изостатическому равновесию является несколько неожиданным с точки зрения наших повседневных представлений о поведении вещества» [2]. Принцип изостатического равновесия наглядно иллюстрирует рис., заимствованный из работы

[2], на котором гористому участку материка соответствует наибольшие абсолютные отметки глубины погружения подошвы кислого субстрата (гранодиорита) и утончение слоя мантии.

Многочисленные однонаправленные процессы всплытия или погружения блоков читаются в рельефе земной поверхности и зафиксированы глубинными методами структурной геофизики (сейсмометрией и гравиметрией) в литосфере Земли. Наглядным примером тому является «наползание» гряды Уральских гор на Русскую платформу, Индостана и Аравийского полуострова на Евразию. Эти пограничные структуры зон смятия протяженностью в тысячи километров прекрасно видны на космоснимках данных территорий. Однако циклично повторяющиеся колебательные процессы (инверсия), типа погружения-всплытия платформ, энергетически не возможны. В противном случае пришлось бы предположить, что в недрах Земли циклично избирательно на протяжении десятков и сотен миллионов лет, только в пределах платформенных плит, возникают и исчезают какие-то мистические силы такой величины, что они способны приподнимать и опускать плиты или их отдельные блоки с километровыми амплитудами. Очевидно инверсию ландшафтов, обусловленную циклической трансгрессией и регрессией моря, надо объяснять не периодическими всплытиями и погружениями плит, а другими физически более реальными причинами планетарного, космического или галактического масштаба. Например, на Земле в течение суток, в связи с ее вращением вокруг собственной оси, сменяются два полярных и два переходных по температуре периода времени. День и ночь, вечер и утро. В течение года, в связи с вращением Земли вокруг Солнца, соответственно – лето и зима, весна и осень. По причинам, связанным с движением Солнечной системы в Галактике, меняется магнитное и гравитационное поле Земли, наблюдается не только дрейф, но и инверсия её магнитных полюсов. В результате этого планета периодически теряет или наращивает свои защитные газовую (тропосфера и атмосфера) и водную (гидросфера) оболочки. В итоге отмечаются многолетние циклы засух или обильных осадков, похолоданий или потеплений, многовековые периоды смены климата на сухой морозный - космическая зима, сухой жаркий – космическое лето и переходные относительно теплые и влажные – космические весна и осень. Соответственно с изменением климата меняется и активность аэробных микроорганизмов и химических процессов, развитие фауны и флоры. В многовековые периоды космических весен (аномально высокой биохимической активности) происходит интенсивное выделение газов из недр и, как след-

ствие, увеличение мощности атмосферы и ее плотности. Возникает вода, происходит обильное выпадение осадков - «всемирные потопа», которые и приводят к затоплению обширных территорий с активным перемежением породных масс на значительные расстояния.

Таким образом, роль тектогенеза, как процесса генерирующего орогенез, и его активность слишком преувеличена. Более того, причинно-следственная связь в корне противоположная. Циклическая инверсия климата с сухого на влажный, и наоборот, приводит к активизации или угнетению процессов денудации (биохимического и механического разрушения) пород скальных массивов в зоне орогенеза и перемещения разрушенной горной массы на платформу воздушными и водными потоками.

Очевидно, что в сухие периоды космических лет и зим происходит, в основном, механическое разрушение скальных пород с незначительным перемещением породной массы. Лавинный снос разрушенного породного материала в низины и накопление его на платформах соответствует началам сезонов дождей, совпадающим с периодами космических весен – бурного развития флоры и фауны. Накопление избыточных масс привнесенного материала провоцирует погружение принявших его платформенных блоков и, как следствие, к соответствующему всплытию смежных с ними блоков, т.е. к тектогенезу соответственно в эти же периоды.

Такой взаимосвязанный процесс погружения платформенных плит и всплытия разгружаемых смежных и материнских плит горных массивов продолжается до полной компенсации изостати-

ческого дисбаланса, что и отображено на рис. в рельефе поверхности материка. Очевидно, избыточный вес переотложенных масс внутри территории материка недостаточен для того, чтобы спровоцировать всплытие крупных материнских горных сооружений. Поэтому разрядка энергии, накопленной в связи с поступлением на платформенные блоки избыточной массы, приводит к их погружению и энергетически эквивалентному всплытию смежных с ним блоков платформы, на которых накопление осадков не происходило или с которых осадки были снесены, т.е. к тектогенезу не в зоне орогенеза, а на платформе.

Несомненный интерес представляет причина генезиса площадного слоя кислого субстрата в пределах материков и его роль в процессах горообразования. Можно предположить две следующие гипотезы его образования.

Гипотеза первая. Открытие Беккерелем самопроизвольного распада урана на его дочерние химические элементы и исследования в Кавендишской лаборатории в Англии под руководством Резерфорда произвели революцию в естественных науках. Так В.И. Вернадский, а вслед за ним и ряд других ученых, пришли к выводу, что тепловая энергия земных недр главным образом обусловлена распадом радиоактивных элементов, в основном урана, тория и калия. Более того, распад свойственен всем химическим элементам, но скорость их распада и соответственно высвобождающая при этом удельная энергия настолько малы, что они не могут фиксироваться современными методами исследований. Главный вывод в этой связи заключается в том, что по прошествии шести периодов полураспада какого-либо хими-

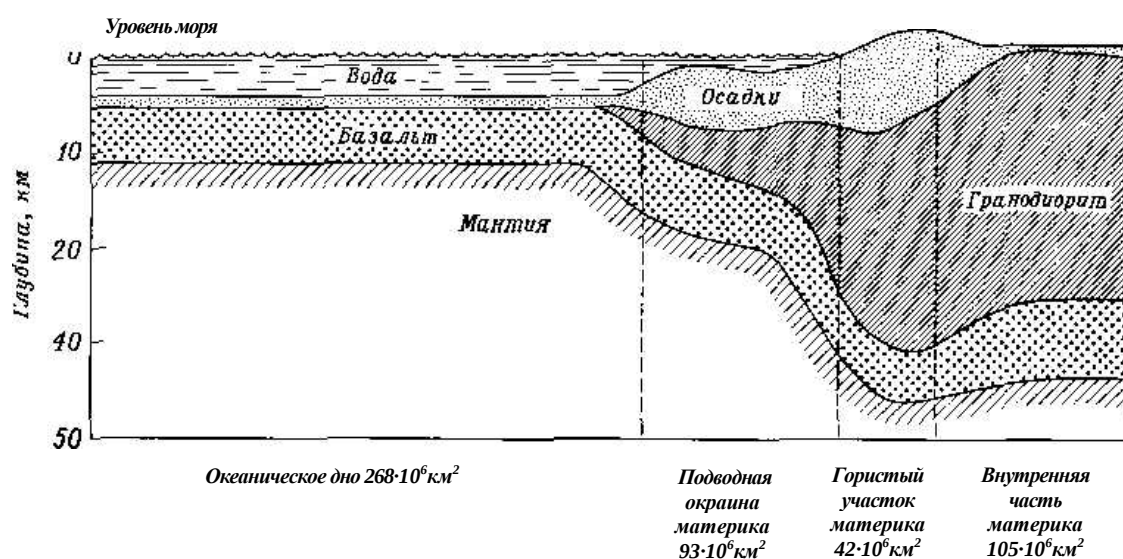


Рис. Схематический разрез земной коры по А. Полдерварту. Цифры под рисунком обозначают приближенные размеры площадей четырех главных типов земной поверхности

ческого элемента остается лишь около 1,5% от его первоначального количества. Наиболее сложно сохраниться тем химическим элементам, атомные ядра которых состоят из большого числа протонов и нейтронов, т.е. тяжелым элементам. Если это так, то мощный площадный слой кислотоустойчивого субстрата, подстилающего платформы, есть не что иное, как конечный продукт обеднения их тяжелыми элементами, в результате распада последних (ядерная энтропия самых древних метаморфизованных осадочных пород), и легкими элементами - в результате излияния глубинных растворов и дегазации недр по зонам деструкции.

Гипотеза вторая. В процессе метаморфизма осадочных пород, погруженных на большие глубины, создаются такие термодинамические условия, когда исходная породная матрица в результате метасоматоза начинает энергично освобождаться от чуждых ей химических элементов. Вещественный состав субстрата предельно упрощается и дифференцируется. Контактирующие с ним породы обогащаются тяжелыми (рудными) элементами, карбонатными минералами, а собственно в теле субстрата остаются полевые шпаты, кварциты и алюмосиликаты, т.е. он по составу становится соответствующим кислому интрузиву.

Эти две гипотезы не противоречат между собой, а взаимно дополняют друг друга. Главное, что из них следует – конечный кислый субстрат, выхолощенный от тяжелых элементов, становится облегченным в сравнении с перекрывающими его толщами пород. Поэтому он стремится всплыть, что и приводит к горообразовательным процессам, а выбросы газовых и жидких флюидов по зонам деструкции – к вулканической деятельности. Глубина нахождения субстрата определяется разностью его прочностных свойств и удельной плотности в сравнении с вмещающими (подстилающими и перекрывающими) породами.

Если в такой ретроспективе рассматривать процесс формирования современного ландшафта Западного Узбекистана и роль образования осадочных пород в формировании месторождений наложенного типа, например, россыпей и гидротермальных месторождений урана, то многое становится понятным. А именно, на протяжении эонов веков (по В.И. Вернадскому) горные массивы, обрамляющие Туранскую низменность, и поныне являются основными поставщиками постоянных, дождевых и сезонных паводковых вод с восточных склонов Кавказа, северных склонов Копетдага, Гиндукуша, Памира, северо-западных склонов Тянь-Шаня, Таласского Алатау (Киргизский хребет), южных склонов Казахского Нагорья и Южного Урала, соответственно по основным рекам и питающим их притокам (Терек, Кура, Теджен, Мургаб, Амударья, Кашкадарья, Заравшан, Сыр-

дарья, Чу, Сарысу, Тургай, Иргиз, Эмба, Урал, Волга). Гидросетью горных рек в сезоны дождей активно формируются селевые потоки, эродирующие сформированные осадки и привносящие новые порции породной массы с горных массивов в пограничные зоны Туранской низменности. Наиболее глубокий эрозионный врез (каньон), созданный этими процессами в древности на территории современного Узбекистана и Туркмении, проходил вдоль южных границ Туранской низменности и сформировал Бухаро-Хивинскую депрессию с конечной разгрузкой вод в пределах современного Каспия. Аналогичные, достаточно полноводные, но из-за пологости горных склонов менее бурные потоки, в периоды космического межсезонья проистекали с севера – с гор Южного Урала и Казахского Нагорья. Они также привносили породный материал, но более мелкий. Очевидно, их усилиями, совместно с разгрузкой вод с Тянь-Шаня и Таласского Алатау, были сформированы Чу-Сарысуйская и Сырдарьинская депрессии. По мере заполнения депрессионных структур переотложенной породной массой и уменьшения энергии водных потоков, протекавших по главным руслам, образовывались затопы из валунно-галечного материала селевых потоков, которые служили препятствиями для продвижения водно-породных масс, и палеорусла древних рек спонтанно, а не постепенно меандрируя, меняли свое направление. Понятно, что такие затопы (плотины, бары) формировались в определенных местах конусами выноса малых горных рек, на слиянии их русел с палеоруслом. Этими процессами и объясняется место и причина поворота палеорусел Амударьи и Сырдарьи на северо-запад. Соответствующие конуса выноса отчетливо проявлены на космоснимках рассматриваемого региона и, например, благодаря конусам выноса в устьях Теджена и Мургаба палеорусло современной Амударьи повернуто так, что она впадает не в Каспий, а питает его рудимент – Арал. В периоды «всемирных потопов» гидросистемой древних рек затапливалась вся Туранская низменность. Формировалось Туранское море.

Таким образом, трансгрессия моря не связана с циклическими приходами в Туранскую низменность вод мирового океана, а хотя и обусловлена периодическими планетарными изменениями климата на влажный (гумидный), но происходила в результате бурно проистекавших на данной территории местных перемещений водно-породных масс. Накопление избыточных масс в низинах (депрессионных структурах) провоцировало воздымание фундамента в пределах отдельных блоков платформы. Поэтому на территории Западного Узбекистана и наблюдаются два типа структур. Герцинские – линейные, северо-западного

простираясь останцы, не затронутые эрозией водных потоков, а ориентированные в указанном направлении. Вторые структуры – купольные и дугообразные, многие относятся к альпийским, но вероятнее всего это и есть структуры воздымания отдельных блоков в результате проседания смежных. К числу структур воздымания следует отнести, например, плато Устюрт и Центрально-Кызылкумский свод. Благодаря возникновению последнего, русло древней реки Палео-Сарысу, истекшей с Казахского нагорья по Тургайской ложбине, сначала проходило вдоль северных предгорий Букантау и далее вдоль его западных склонов. Палеорусло этой весьма полноводной реки зафиксировано в отложениях от нижнего альба по коньяк-сантон включительно. Его ширина составляет десятки километров, местами превышает 100 км. Вероятно, после очередной трансгрессии моря, соответствовавшей туронскому времени, и спровоцированной ею подвижкой блоков в пределах Скифско-Туранской плиты, возможно, именно эта река была вынуждена пробить себе новое русло, уже через Центрально-Кызылкумский свод. Здесь она известна как Нура-Дарья. Её влияние унаследовано прослеживается в ландшафтах и структурах последующих этапов формирования осадков в кампан-маастрихте, палеогене и в постпалеогене. Палеорусло Нура-Дарьи простирается субмеридианально через всю территорию Сырдарьинской депрессии, пересекает Центрально-Кызылкумский свод на два горных массива, распадается на серию рукавов в Каракатинской впадине и продолжается уже как подводно-дельтовая песчаная течениная зона в субширотном направлении вдоль южных предгорий современного Кульжуктау.

Возможно, меловые периоды инверсии моря от верхнеэоценового принципиально отличаются тем, что к кампан-маастрихту разрушение горных массивов достигло такого уровня, что они перестали быть активными поставщиками избыточных объемов грубообломочного материала на платформу. Наступил этап выполаживания рельефа платформы с заполнением палеорусел мелкоземами. Однако и в современном ландшафте, например, в пределах Каракатинской впадины и южнее её, можно проследить унаследованные от Нура-Дарьи изменения рельефа в виде платообразно выступающих останцов песчаников палеогена.

Исходя из приведенного, далеко не полного, экскурса в историю развития осадочных отложений в пределах территории Западного Узбекиста-

на, можно сделать ряд важных выводов по перспективам обнаружения в них месторождений перекристаллизованного типа.

В первую очередь перспективными на обнаружение таких месторождений являются структуры, соответствующие руслам водотоков временного и длительного заложения в пределах терригенных осадков всей толщи мезо-кайнозоя. При этом россыпи в них могут быть выявлены как элювиальные – на относительно незначительном удалении от горных сооружений, до первых десятков километров, так и на значительном удалении от них – аллювиальные, сформированные по руслам в процессе отмыва мелкой горнорудной фракции, содержащей тяжелые рудные минералы, от легких породообразующих минералов. Также перспективны и литоральные (морские) отложения – в результате перемыва в пределах зоны прибрежного мелководного морского шельфа и в подводно-теченийных зонах. На обнаружение гидrogenных месторождений урана в терригенных осадках (мел) перспективны аллювиальные отложения надпойменных террас палеорусел на любом удалении от горных массивов, а в морских осадках (мел-палеоген) – только участки в пределах зоны перемыва мелководного шельфа и прибрежные части подводных теченийных зон. Исходя из этого, перспективы Центральные Кызылкумы на обнаружения россыпных месторождений рудных элементов, в частности, золота, не ограничиваются только верхнеплиоценовыми и четвертичными элювиальными отложениями предгорий, как предполагает Б.Б. Ситдилов [1]. Перспективны, и даже более, отложения мела, находящиеся в указанных выше структурно-геоморфологических условиях в обрамлении горных поднятий, имеющих золоторудную специализацию.

Точно также на обнаружение гидrogenных месторождений урана перспективны не только песчаные отложения мела и палеогена на границах выклинивания зон пластового окисления, сформированных в постпалеогеновую стадию гипергенеза, но и находящиеся по обе стороны от этих зон.

Для этого необходимо и достаточно, чтобы на всех, или на какой-то одной из стадий метаморфизма (сингенеза, диагенеза, катагенеза или эпигенеза) фации были обогащены восстановителями урана (растительным детритом, дисульфидами железа, углеводородами, сероводородами, битумами) и они длительно контактировали с урансодержащими растворами.

Список литературы:

1. Б.Б. Ситдилов. Новейшая тектоника Центральные Кызылкумы. Ташкент, «Фан», 1976.
2. Р.М. Гаррелс, Ф.Т. Маккензи. Эволюция осадочных пород. Фундаментальные труды зарубежных ученых по геологии, геофизике и геохимии. Науки о Земле. М., «Мир», 1974.

ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ ТЕРРИТОРИИ г. БУХАРЫ

Тураев А.С., зав. кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. геол.-мин. наук

В течение последних 30 лет с резким возрастанием промышленно-гражданского строительства, освоения территорий, водопотребления и обводнения территорий, особенно поливных площадей, окружающих г. Бухару, сильно нарушено равновесие, сложившееся в течение столетий между геологической средой и инженерными сооружениями. Существенно изменены все ее основные компоненты геоморфология, горные породы, поверхностные и подземные воды, экзогенные геологические процессы и явления. Стали развиваться отрицательные процессы и явления, осложняющие и ухудшающие инженерно-геологические и гидрогеологические условия, деформирующие памятники архитектуры, современные здания и сооружения. Среди отрицательных процессов, развитых на территории г. Бухары, наиболее опасными являются: подтопление подземными водами, заболачивание и засоление. С ними связано увеличение влажности грунтов оснований, снижение их прочностных свойств, повышение коррозионности, агрессивности, затопление фундаментов и подвальных помещений сооружений и их деформация.

В генеральном плане развития города и его инженерно-геологического обоснования слабо разработаны вопросы учета техногенных изменений геологической среды, их отрицательных последствий, рационального использования и охраны геологической среды, инженерной защиты памятников архитектуры, современных зданий и сооружений от воздействия отрицательных процессов.

Их разработка, имеющая большое народнохозяйственное значение, должна стать важной составной частью проекта генерального плана города. Для города Бухары весьма существенное значение имеет инженерно-геологическая основа охраны памятников архитектуры, инженерных сооружений [1-5]. Инженерно-геологическое районирование, проведенное нами, является специальным типом районирования, предназначенным для обоснования природоохранных мероприятий.

Такое районирование выполнено впервые для территории г. Бухары. Согласно систематике типов инженерно-геологического районирования В.Т. Трофимова (1985) районирование относится к региональному виду генетико-морфологического инженерно-геологического районирования.

В основу этого районирования положен генетический подход при выделении главных территориально-таксономических подразделений. Составленная карта позволяет сделать рациональный выбор и произвести

размещение мероприятий по охране геологической среды, памятников архитектуры и современных зданий и сооружений г. Бухары (рис. 1, 2).

На карте инженерно-геологического районирования выделены 3 района, 7 подрайонов и 15 участков первого и второго порядков. Районы выделены по признаку генетических комплексов пород и обозначены заглавными буквами (А, Б, В), подрайоны – по петрографическому составу пород и обозначены римскими цифрами, участки первого порядка по глубине залегания грунтовых вод обозначены арабскими цифрами с подстрочной надписью единицы (1₁, 2₁, 3₁), участки второго порядка – по геодинамическим процессам и явлениям, обозначены арабскими цифрами с подстрочной надписью двойки (1₂, 2₂, 3₂).

Участки являются основным таксономическим и территориальным подразделением районирования. Критерием для выделения участков первого порядка послужило выявление и отражение на карте площадей с глубиной залегания грунтовых вод 0-1, 1-2, 2-3 и 3 м, при которых грунтовые воды имеют определяющее значение для оценки инженерно-геологических условий. При таких интервалах глубин залегания грунтовых вод требуются те или иные виды мероприятий по осушению территорий. Участки второго порядка выделены по активности развития опасных экзогенных процессов и явлений (подтопление грунтовыми водами, накопление покрова насыпных грунтов, засоление грунтов и заболачивание). Они являются наиболее распространенными и существенно осложняющими инженерно-геологические условия территорий и эксплуатацию инженерных сооружений процессами. На участках их активного развития требуются определенные виды мероприятий по защите. В зависимости от геолого-литологического строения, глубины залегания грунтовых вод и активности развития инженерно-геологических участков разрабатываются рекомендации по улучшению условий строительства, охраны геологической среды и инженерных сооружений, в т.ч. памятников архитектуры. Общая оценка участков дана качественно по степени благоприятности и не благоприятности территорий в зависимости от отрицательного влияния указанных факторов. По этим критериям определены благоприятные, менее благоприятные и неблагоприятные участки.

Благоприятные участки характеризуются не осложненными инженерно-геологическими условиями, не требующими для улучшения их состояния сложных и специальных мероприятий. К менее благоприятным участкам отнесены площади со слабым ослож-

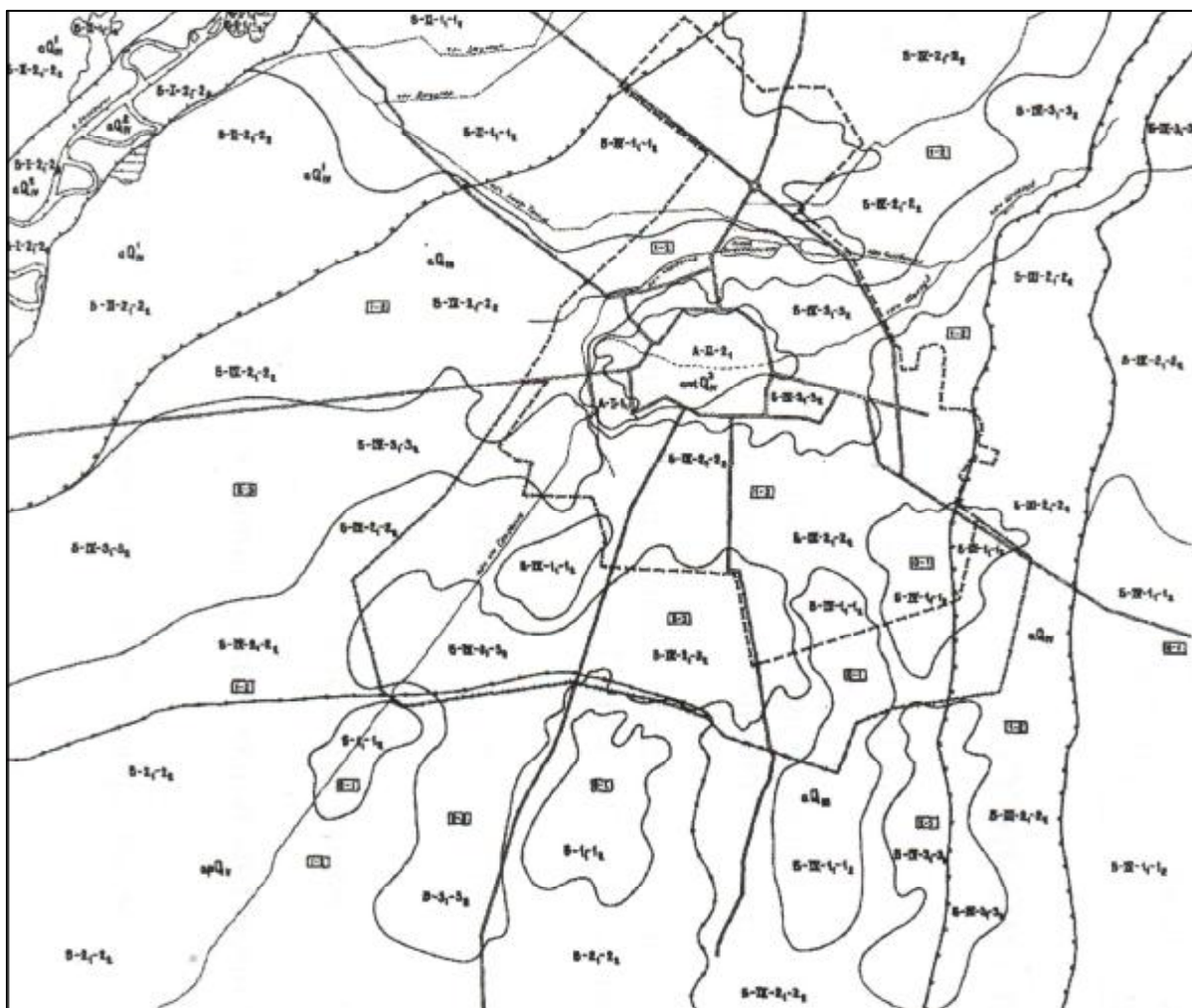


Рис. 1. Карта инженерно-геологического районирования г. Бухары и прилегающих территорий для природоохранных мероприятий

нением инженерно-геологических условий под влиянием одного из отрицательных факторов, имеющих среднюю интенсивность развития. На этих участках требуются определенные мероприятия, направленные на устранение отрицательных воздействий того или иного фактора. Неблагоприятные участки, как правило, осложнены отрицательным влиянием совокупности нескольких факторов с активной интенсивностью. Для борьбы с ними требуются сложные, дорогостоящие инженерные мероприятия.

На территории г. Бухары по генетическому комплексу пород выделены три района, включающие площади распространения сплошного покрова насыпных грунтов мощностью 2-20 м (А) комплекса аллювиальных (Б) и аллювиально-пролювиальных (В) пород. Район А занимает значительную площадь центральной части города, в основном в пределах бывших окружных крепостных стен XVII-XIX вв. Эта площадь представляет собой возвышенность шириной от 1 до 2 км, длиной до 2,5 км, высотой от 5 до 8 м над окружающей территорией за счет образования насыпных грунтов. Рельеф возвышенности слаборасчлененный с общим уклоном с северо-востока на юго-запад.

Насыпные грунты в основном строительного и хозяйственного типа. Состав их неоднородный, грунты преимущественно слежавшиеся из обломков кирпича, керамики, камня, гача, фарфора и хозяйственно-бытовых отходов. Глубина залегания грунтовых вод 2-3 и более 3 м.

Район Б занимает обширные площади города и прилегающих районов, включая пойму, первую, третью надпойменные террасы р. Зарафшан и сухую долину Каракульдарьи. Здесь широко распространены аллювиальные дельтовые отложения р. Зарафшан и ее древнего притока Каракульдарьи, верхнечетвертичного (Q_{IVSd}) и современного (сырдарьинского, $Q_{III dl}$) комплексов.

Они представлены суглинками и супесями коричнево-серого цвета с прослоями серого пылеватого мелкозернистого песка и гравия.

В основании комплекса повсеместно залегают мелкие галечники и гравий. Мощность комплекса колеблется от 6 до 30 м. Они подстилаются неогеновыми песчаниками с прослоями алевролитов общей мощностью 370-414 м. Глубина залегания грунтовых вод от 0 до 3 м. Здесь развиты подтопление, заболачи-

этих грунтов и относительно неглубокого залегания грунтовых вод участок оценивается как менее благоприятный для строительства.

Подрайон А-II охватывает в основном центральную и восточную части древнего исторического центра города. В его пределах выделен также один участок первого порядка А-II-2 с глубиной залегания грунтовых вод более 3 м (3-10 м). На участке распространены насыпные грунты в виде возвышенности мощностью 5-20 м, представленные строительно-хозяйственным типом. Из-за значительной мощности насыпных грунтов участок характеризуется высокой изменчивостью состава и свойств, менее благоприятен для строительства.

В пределах района Б по петрографическому типу пород выделены четыре подрайона: Б-I, Б-II, Б-III, Б-IV. Подрайон Б-I включает пойму и первую надпойменную террасу р. Зарафшан. По глубине залегания уровня грунтовых вод выделяются два участка первого порядка Б-I-I, Б-I-2, которые по геодинамическим процессам соответствуют двум участкам второго порядка: Б-I-I-I₂, Б-I-2-I₂. Участок Б-I-I-I₂ охватывает площади с глубиной залегания грунтовых вод 0-1 м. Здесь развиты подтопление, заболачивание и засоление. Неблагоприятный для строительства участок Б-I-2-I₂, занимает площади с уровнем грунтовых вод I-2 м, с умеренным развитием геодинамических процессов. Менее благоприятный для строительства.

Подрайон Б-II охватывает вторую надпойменную трассу р. Зарафшан, расположенную на северо-западе изучаемой территории. Подрайон сложен супесями, суглинками и песками с порослями гравия серого цвета. По глубине залегания уровня грунтовых вод 0-I и I-2 м соответственно выделяются два участка первого порядка Б-II-I и Б-II-2, которые по площади совпадают с двумя участками второго порядка. Первый (Б-II-I-I₂) характеризуется активно развитыми геодинамическими процессами и неблагоприятен для строительства; второй (Б-II-2-I₂) - умеренно развитыми геодинамическими процессами, менее благоприятный для строительства.

Подрайон Б-III охватывает сухую долину Каракульдары в виде вытянутой полосы с севера на юг в восточной части территории города. Подрайон сложен супесями и песками с прослоями суглинка. В его пределах выделены три участка первого порядка - Б-III-I, Б-III-2 и Б-III-3 по глубине залегания грунтовых вод: 0-I, I-2 и 2-3 м соответственно. По площади они совпадают с тремя участками второго порядка по активности развития геодинамических процессов: Б-III-I-I₂, Б-III-2-I₂, Б-III-3-I₂. На первом участке (Б-III-I-I₂) активно развиты подтопление, заболачивание засоление. Участок неблагоприятный для строительства.

Второй участок Б-III-2-I₂ с умеренным развитием геодинамических процессов менее благоприятный для строительства. Третий участок (Б-III-3-I₂) со слабым развитием геодинамических процессов благоприятный для строительства. Подрайон Б-IV охватывает третью надпойменную террасу р. Зарафшан, которая занимает обширные пространства аллювиально-дельтовой равнины. В пределах этого подрайона расположена основная часть города (центральная, северо-восточная и юго-западная). Здесь выделяются три участка первого порядка - Б-IV-I, Б-IV-2 и Б-IV-3 с глубиной залегания грунтовых вод 0-1, 1-2, 2-3 м и более соответственно. По активности развития геодинамических процессов по площади они совпадают с тремя участками второго порядка: Б-IV-I-I₂, Б-IV-2-I₂ и Б-IV-3-I₂.

Участок Б-IV-I-I₂, занимающий площади с уровнем грунтовых вод 0-1 м, характеризуется активным развитием подтопления, заболачивания и засоления. Неблагоприятный для строительства. Участок Б-IV-2-I₂ с глубиной залегания грунтовых вод 1-2 м распространен по всей площади территории, здесь умеренно развиты геодинамические процессы, он менее благоприятный для строительства. На участке Б-IV-3-I₂ с глубиной залегания грунтовых вод 2-3 м слабее развиты геодинамические процессы, он для строительства благоприятный.

В пределах района В, охватывающего аллювиально-пролювиальную равнину на южной периферии города подрайоны не выделяются. Здесь находятся три участка первого порядка - В-I, В-2, В-3 и три участка второго порядка - В-I-I₂, В-2-I₂ и В-3-I₂. Участок В-I-I₂ характеризуется близким залеганием уровня грунтовых вод (0-1 м) и занимает небольшие локальные площади. Здесь активно развиты подтопление, заболачивание и засоление. Данный участок неблагоприятный для строительства. Основную часть района занимает участок В-2-I₂ с уровнем грунтовых вод 1-2 м и умеренным развитием геодинамических процессов.

Участок В-3-I₂ занимает восточную часть района с уровнем грунтовых вод 2-3 м, здесь слабо развиты подтопление, заболачивание и засоление, для строительства он благоприятный.

На основе проведенных комплексных исследований установлены особенности и закономерности формирования гидрогеологических и инженерно-геологических условий и их техногенных изменений на территории г. Бухары, которые позволили выявить причины развития процессов подтопления, заболачивания, засоления и их отрицательное влияние на геологические условия, памятники архитектуры и современные здания и сооружения города.

Список литературы:

1. Котлов Ф.В., Брашина И.А., Сипягина И.К. Город и геологические процессы. - М.: Наука. 1967. 226с.
2. Кофф Г.Л. Проблемы оценки состояния геологической среды городов и урбанизированных территорий // Проблемы инженерной геологии городов. -М.: Наука, 1983. С. 17-24.
3. Тромифов В.Т., Ершова С.Б. Теоретические и методические основы инженерно-геологического районирования // Теоретические основы инженерной геологии / Под ред. Е.М.Сергеева. -М.: Недра, 1985. С.294-321.
4. Тураев А.С. Условия развития инженерно-геологических процессов на территории г. Бухары и их отрицательные последствия // Узб. геол. ж., 1992, № 3.
5. Худайбергенов А.М. Инженерно-геологические процессы и явления на территории Ташкента. - Ташкент: Фан, 1970. -122 с.

ЮСУПТАШСКИЙ ТИП БЛАГОРОДНОМЕТАЛЬНОЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ НА АРАШАН – АНГРЕНСКОЙ ТЕРРИТОРИИ

Игамбердиев Э.Э., аспирант кафедры «минералогии и геохимии» геологического факультета НУУ им. Мирзо Улугбека

В период 1980÷90 гг. специализированные организации Государственного комитета по геологии Республики Узбекистан (Регионалгеология, Химгеолне-руд, Узрангташ, ГП «Геологический музей», ИГЕАМ РАН) изучали прибрежно-морские отложения верхнеэоцен-нижнеолигоценового возраста. Во всем регионе прибрежно-морские отложения пляжевой фации, хотя и фрагментально, протягиваются от района бассейна на правобережье р. Ахангаран, а также в сторону города Ангрена (угольный карьер) и далее (ручейки Ташсай, Келенчек, Лочинкия, Акча-Шаваз, Аксагата, Сюреньгата и др.). Р.Г. Юсупов, Р.А. Ташпулатов, А.М.Пугаченков, В.В.Терентьев, С.Н. Задорина Э.Э. Игамбердиев наряду с известными исследователями свое внимание акцентировали на полезности использования прибрежно-морских (пляжных) гравий-гравелитов месторождения «Юсупташ» в качестве заменителя дорсетского гравия, потребность в котором заявили предприятия «Химволокно» (Белоруссия, Россия и др.).

Прибрежно-морская галька содержит самоцветные камни (сердолик, халцедон, аметист, яшма, опал и др.), что значительно повышает интерес к разработкам объекта с целью вовлечения и использования в производстве национальных декоративно-ювелирных изделий. Прибрежно-волновое (морское) воздействие на самоцветный каменный материал месторождения дало ему хорошую окатанность и естественную отшлифованность. Яркая цветовая гамма (до кроваво-красной) таких камней послужила показателем изготовления из них оригинальных ювелирно-поделочных предметов (бусы, четки, браслеты и др.). С гравий-гравелитами месторождения широко представлены отложения кварцевых песчаников и песков, масштабность развития которых и их высококачественность (до 98 вес. % SiO_2) определяет перспективность объекта.

В.И. Троицкий [1], рассматривая итоги комплексного изучения меловых и палеогеновых формаций Узбекистана и их значимости в становлении минерально-сырьевой базы Узбекистана на нефть, газ, рудоносные глаукониты, бентониты и бентонитоподобные глины, фосфориты, кварцевые, кварц-полевошпатовые, глауконитоносные пески, россыпи ценных минералов, цеолиты и другие полезные минералы подчеркивает, что они должны способствовать укреплению минерально-сырьевой базы республики, содействовать расширению спектра жизненно важных в настоящее время и в будущем многих традиционных и нетрадиционных видов минерального сырья. В геологическом строении месторождения «Юсупташ» выделены верхнеэоцен-нижнеолигоценовые прибрежно-морские (пляжевой фации) отложения, пред-

ставленные в низах разреза мергелями, глинами монтморилонитового состава, ракушниками туркестанского яруса, на которые налагают высокосортные кварцевые пески, песчаники, гравелиты. Мощность продуктивных верхнеэоценовых отложений достигает 120 м.

Нижнеолигоцен-миоценовая толща в основании разреза (сумсарский слой) сложена мергелями, алевролитами, красноцветными глинами с линзами гравелитов и песчаников. Рассматриваемые отложения (мощность 180 м) постепенно переходят в толщу, состоящую из конгломератов, гравелитов и песчаников миоцена. Породы верхнего слоя (верхний эоцен), примерно, мощностью 3,0 м и более представляют продуктивный горизонт (ювелирно - декоративные камни), состоящий из сердолика, опала, халцедона, горного хрусталя, мориона, аметиста и др. Мощность песчано-гравийных отложений близка 66,0 м, мощность кварцевых песчаников – 15-20 м.

На месторождении «Юсупташ» галечники и кварцевые песчаники обладают благороднометальной нагрузкой (Au, Pd, Pt, Rh и др.) в практически значимых количествах. Основные методики исследований: масс-спектрометрическое с индукционно-связанной плазмой ICP MS Elan DRC II; электронно-зондовое на микроанализаторе фирмы Joel Super-probe JXA – 8800R; рентгеноспектральное (на уран).

Результаты массспектрометрических определений пород (гравийно-галечниковые, кварцевые песчаники, отдельно самоцветные гальки и др.) месторождения «Юсупташ» с индукционно связанной плазмой показательны на их высокую кремнеземистость (SiO_2 до 97,5-98 вес. %) и благороднометальность (Au, Pd, Rh и др.) разнообразия сопутствующих элементов-примесей с проявлением на них продуктивности и металлоносности. Благороднометальная минерализация (Au, Pd, Rh и др.) с «легкоплатиноидной» спецификой рассматривается как показатель практической значимости объекта. Породы (галечники, гравий, кварцевые песчаники) месторождения в среднем содержат Au 2,5 г/т, Pd 5,0 (4,4–5,6 г/т) и относительно повышено-сопутствующее Pt, Rh и др.

На срезах галек сердолика минеральные окисно- и гидроокисные (Fe, Si и U) «включения» (табл. 1), возможно, и вещества органического (углеродистого) происхождения. В минеральных включениях из окислов и гидроокислов (Fe - Si - U) устанавливается Pb (до 3,01 вес. %), Pd (900 до 5100 г/т), Pt (300 - 1100 г/т), включая Rh, Ru и Os. С ростом количественной значимости минеральных включений на основе окислов и гидроокислов Fe нарастают примеси Co, Ni, V и др. На исследованных образцах включения гематита (обр. 2 (1); 2 (2)), гидроокиси Fe (обр. 2 (3) и 2 (4)),

гидроокиси Fe – Si состава (обр. 2 (5); 2 (6)), возможно минерального грюнерита (обр. 2(8), 2 (10)), частично замещаются минеральными компонентами урана.

По данным рентгеноспектральных определений в валовых пробах кварцевых песков и сердолика устанавливается содержание урана (табл. 2) от значений менее 0,1 до 18,7 г/т, а с ростом концентрации Fe происходит нарастание его концентрации.

Геохимические связи Fe и его параэлементов весьма обширны (более 63-ти). В состоянии рассеяния Fe в сопутствующем присутствии рассеянного углерода проявляет склонность к проявлениям сидерофильных свойств. Параэлементные (тесные) связи Fe проявились с Au, МПГ, Cu, Ni, Co, V, Mo, Te, Se, As, Sb и др. В благороднометалльной минерализации месторождения «Юсупташ» предпочтительно развиты наноструктурные [2, 3, 4] (кластерные) формы выделений (от менее 10-20 до 100 нм и более размерностей) Au и МПГ.

Однако условия формирования пород месторождения «Юсупташ» в обстановке энергетически напряженной сопряженности морских вод и береговой линии, в которой протекала активная переработка (дробление, истирание, перемыв и др.), а также сепарация привнесенных с суши каменных материалов [5, 6] на рудные и нерудные составляющие, вновь сформировавшийся минеральный состав служит не только показателем поступления благороднометалльных компонентов (коренные объекты [5, 6], локализовавшиеся в пределах береговых линий палеоморей и океанов), но их практической значимостью и ценностью.

В зависимости от динамики берега в пляжевой зоне протекает разделение минерального вещества и концентрация благороднометалльных компонентов. Можно утверждать, что внутреннее строение литоральных россыпей и концентрации в них благороднометалльной минерализации тесно связаны с гравитационной дифференциацией минеральных компонентов осадка (рис.). Этот обобщенный профиль морского пляжа с участками накопления тяжелых минералов [6] позволяет рассматривать условия переноса и накопления рудных компонентов.

Благороднометалльную минерализацию литоральной зоны, скорее всего, следует связывать с перемывом континентальных аллювиальных золото- и платинометалльных отложений, их размывом в волноприбойной зоне с последующей локализацией в составах кварцевых песчаников, гравийно-галечников (в наноструктурной форме) или с формированием обособления в виде тонких линзо-

видно- ленточных залежей в пляжевых песках и галечниках, накоплением (формированием залежей) благородных минералов по плотикку.

В Канаде (провинции Квебек), Чили, США (шт. Оригон), Аляске (Кадьяк, город Ном) разрабатываются пляжевые золото- и платинометалльные россыпи, а в России в Удской губе Охотского моря на юго- западном окончании о. Феклистов (архипелаг Шантарских островов) выявлена и изучена Феклистовская россыпь [7], состоящая из прибрежно-морской платинометалльной минерализации с локализацией в промышленно- значимом пласте прибрежно- морских пород с содержанием Pt от 6-11 до 352-1350 мг/г (обломочная платина), минеральную форму которых представляют изоферроплатина, тетраферроплатина, минералы группы лаурита- эрлихманита и др.

На месторождении «Юсупташ» благороднометалльная минерализация в сопутствующем комплексе с ураном (в присутствии Tc) показательна [3, 4, 5] и на исходные структурные преобразования минеральных рудных компонентов (от аморфного к квазикристаллическому и кристаллическому состояниям). С формированием ультратонких (наноструктурных) минеральных компонентов руд в комплексе с кластерной и кристаллической формами нахождения Au, Pd, U и др. происходило формирование нового для региона типа благороднометалльной минерализации.

Таблица 1

Химический состав минеральных включений в матрице гальки сердолика месторождения «Юсупташ», вес. %

Компоненты	Минеральные включения									
	2 (1)	2 (2)	2 (3)	2 (4)	2 (5)	2 (6)	2 (7)	2 (8)	2 (9)	2 (10)
SiO ₂	-	-	26,28	29,65	57,47	16,07	5,44	5,00	0,45	0,33
CaO	-	-	-	-	2,56	1,67	4,38	4,14	4,00	4,46
BaO	-	-	-	-	-	6,29	0,05	-	-	-
Fe ₂ O ₃	99,38	97,85	69,24	66,81	2,60	3,26	3,05	11,37	21,18	12,48
MnO	0,06	0,02	0,13	-	-	0,20	-	-	-	-
V ₂ O ₅	0,28	0,20	0,22	0,05	0,06	-	-	-	-	-
Cr ₂ O ₃	-	0,06	0,04	-	0,11	-	-	-	-	-
UO ₂	0,18	-	1,24	2,12	37,07	65,35	82,53	77,48	72,80	77,94
ThO ₂	-	-	-	-	-	1,13	-	-	0,68	0,35
Tc ₂ O ₃	-	-	-	-	-	-	-	-	0,74	-
H ₂ O	-	-	2,00	1,25	-	4,10	4,30	2,50	-	-
Сумма	99,90	98,13	99,15	99,88	99,87	98,67	99,75	100,49	99,85	97,74
Элементы (примеси), вес. %										
Pb	-	-	-	-	0,23	0,86	2,42	3,01	2,51	2,18
Pd	-	-	-	-	0,51	-	0,40	0,20	0,14	0,09
Pt	-	-	-	-	0,11	-	0,03	0,07	0,18	0,10
Rh	-	-	-	-	-	-	-	-	0,37	0,60
Ru	-	-	-	-	-	-	-	-	0,28	0,75
Os	-	-	-	-	0,35	0,46	0,04	0,43	0,04	0,18
Ir	-	-	-	-	-	0,73	0,14	0,43	0,19	0,03
Co	-	0,22	-	-	-	-	-	-	-	-
Ni	-	0,14	-	-	-	-	-	-	-	-

Эмпирические (расчетные) формулы минеральных включений

- 2 (1) Fe₂O₃
- 2 (2) Fe₂O₃
- 2 (3) Fe₂O₃ · SiO₂ · 0,3 H₂O
- 2 (4) Fe₂O₃ · 1,2 SiO₂ · 0,2 H₂O
- 2 (5) Fe₂O₃ · 54 SiO₂ · 24,8 H₂O · 8,5 UO₂
- 2 (6) Fe₂O₃ · 13,3 SiO₂ · 1,50 CaO · 2,1 BaO · 12,2 (UO₂, ThO₂) · 11,4 H₂O
- 2 (7) Fe₂O₃ · 4,7 SiO₂ · 4,1 CaO · 16,0 UO₂ · 12,5 H₂O
- 2 (8) Fe₂O₃ · 1,2 SiO₂ · CaO · 4 UO₂ · 2 H₂O
- 2 (9) Fe₂O₃ · 0,5 CaO · 2 (UO₂, ThO₂, Tc₂O₃) · 2,6 H₂O
- 2 (10) Fe₂O₃ · CaO · 3,7 UO₂

Таблица 2

Химический состав минеральных «включений» в матрице сердолика, вес. %
(электронно – зондовые определения на микроанализаторе
Joel Super probe JXA – 8800R)

Элемент	Окисно- гидроокиси Si – Fe – U (обр.2; обр.3.)						Оксиды и гидроокиси Fe (обр.2; обр.3)			
Si	26,86	7,51	0,48	0,16	1,04	2,54	13,86	12,29	0,87	0,52
Al	0,11	0,09	0,09	0,15	0,13	0,15	0,25	0,18	0,04	0,03
Ti	0,11	-	-	-	-	-	0,02	0,03	0,01	0,08
Cr	0,08	-	-	-	-	-	0,03	0,03	0,04	0,01
V	0,03	-	-	-	-	-	-	0,12	0,11	0,16
Ni	-	-	-	-	-	-	-	-	0,11	-
Co	-	-	-	-	-	-	-	-	0,17	-
Fe	1,82	2,58	13,31	8,73	7,95	2,13	53,18	57,17	68,41	68,51
Mn	-	0,15	-	-	-	-	0,06	0,10	0,01	0,05
Ca	1,83	1,19	2,86	3,19	2,96	3,13	0,08	0,04	0,06	0,01
Mg	-	-	-	0,06	-	-	0,13	0,07	-	-
Ba	0,09	5,63	-	-	0,11	0,05	-	-	-	0,16
Na	0,28	0,32	0,28	0,86	0,51	1,10	-	0,09	-	-
K	-	-	0,31	-	-	-	0,06	0,01	-	-
S	-	-	-	-	-	-	0,09	0,05	0,03	-
Pt	0,11	-	0,18	0,10	0,07	0,03	-	н./оп	н./оп	н./оп.
Pd	0,51	0,50	0,14	0,09	0,28	0,45	-	н./оп	н./оп	н./оп.
Rh	-	-	0,30	0,48	-	-	-	н./оп	н./оп	н./оп.
Ru	-	-	0,23	0,60	-	-	-	н./оп	н./оп	н./оп.
Os	0,26	0,35	0,03	0,14	0,32	0,04	-	н./оп	н./оп	н./оп.
Ir	0,35	0,73	0,19	0,03	0,43	0,13	-	н./оп	н./оп	н./оп.
U	32,68	57,78	64,18	68,71	67,10	72,75	1,87	н./оп	н./оп	н./оп.
Th	1,24	1,13	0,68	0,30	0,24	0,44	-	1,09	-	-
Tc	-	-	0,48	-	-	-	-	-	-	-
Pb	0,29	0,80	2,33	2,02	2,79	2,25	-	-	-	-
O	33,91	21,20	14,42	14,14	15,87	15,21	30,02	28,48	30,50	30,53
Сумма	100,56	99,96	100,49	99,76	99,8	100,4	99,65	99,75	100,36	100,06

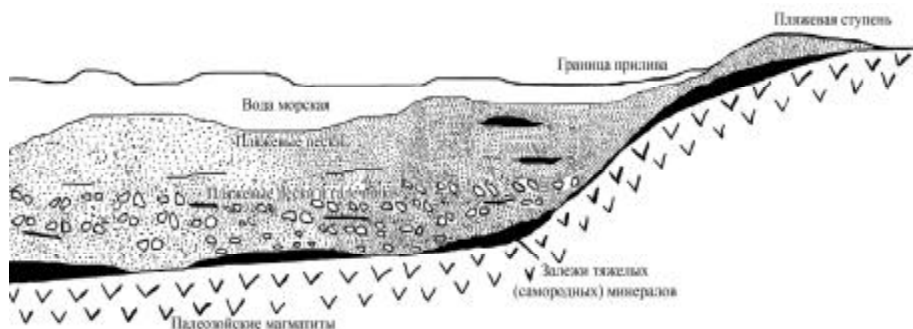


Рис. Схема формирования верхнеэоцен-нижнеолигоценовых песчано- и гравий-галечниковых пород месторождения «Юсупташ» с участками размещения минеральных (самороднометаллических, Au – Ag, МПГ) залежей

На основании вышеизложенных и проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

не исключается для условий формирования благороднометаллической минерализации «юсупташского» типа.

Список литературы:

1. Троицкий В.И. Итоги комплексного изучения меловых и палеогеновых формаций – важная веха в становлении минерально-сырьевой базе Узбекистана - Узб.геол.ж., 1991, №3, с.94-95
2. Юсупов Р.И. Наноминералогия золота». СПб, «Delta», 2006. 218 с.
3. Юсупов Р.Г., Рафиков Я.М., Ахмедшаев А.Ш., Игамбердиев Э.Э. Геохимические и наноминеральные парагенезисы благороднометаллического оруденения Среднего и Южного Тянь-Шаня. –Сб. «Геохимия и рудообразование радиоактивных, благородных и редких металлов в эндогенных и экзогенных процессах». – Улан-Удэ: Изд-во «Бурятск. науч. центра СО РАН», 2007, с.106-108.
4. Юсупов Р.Г., Игамбердиев Э.Э., Абдумомунов Ш.А. Новый многомерный – волновой способ идентификации наноминеральных обособлений золота. Труды Симпозиума «Наногеохимия золота», Владивосток: Изд-во «Дальнаука», 2008, с.110-113.
5. Шило Н.А. Учение о россыпях. М.: Изд-во «Академия горных наук», 2000. 628 с.
6. Метро Дж. Минеральные богатства океана. М.: Прогресс.1969, 436 с.
7. Лазаренков В.Г., Петров С.В., Таловина И.В. Месторождения платиновых металлов. СПб., «Недра», 2002, 297 с.

К ВОПРОСУ ОБОСНОВАНИЯ И РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ

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

Узбекистан располагает крупными запасами полезных ископаемых, обеспечивающими сбалансированный рост всех базовых отраслей экономики. В валовом национальном продукте республики доля горно-металлургического комплекса составляет около одной трети. В Узбекистане разведано 1466 месторождений, включающих 72 вида минерального сырья. Подготовленные к отработке запасы всех видов минерально-сырьевых ресурсов в стоимостном выражении оцениваются в 1,88 трлн. долл. США, а суммарный минерально-сырьевой потенциал составляет более чем 10,96 трлн. долл. США.

При этом с вовлечением в разработку труднодоступных руд добыча и переработка полезных ископаемых усложняется, что ведет к повышению затрат на их извлечение. В этих условиях значительная часть минерально-сырьевых ресурсов месторождений не предусматривается к использованию по технико-экономическим соображениям. Это обстоятельство наряду с возрастающими потребностями в минеральном сырье на фоне закономерного снижения содержания в полезных ископаемых определяет необходимость создания комплекса научно-технических методов, обеспечивающих возможность использования отходов горно-металлургических производств. Результатом создания таких методов является возможность получения дополнительной продукции и продления срока устойчивой работы горно-перерабатывающих предприятий с их адаптацией к новым экономическим условиям.

Крупные предприятия Узбекистана - Навоийский и Алмалыкский горно-металлургические комбинаты - являются уникальными в мировой горнорудной практике как по своим производственно-экономическим показателям, так по сложности и новизне решаемых в процессе их эксплуатации научно-технических задач. Несмотря на используемые передовые технологии, горно-металлургическое производство комбинатов не является безотходным. В настоящее время на отвалах АГМК в результате многолетней переработки руд скопилось: хвостов флотации 164,4 млн. т с содержанием меди 0,17%; шлаков пирометаллургического процесса 12,4 млн. т с содержанием меди 0,7%; клинкера цинкового завода 533 тыс. т с

содержанием меди 1,4%. В хвостохранилищах НГМК находится 768,2 млн. т отходов с содержанием золота около 0,2 г/т. В отвалах некондиционного полезного ископаемого карьеров Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Марджанбулак, Зармитан, Аджибугут накоплено 2,12 млрд. т с содержанием золота 0,22-0,35 г/т. Экономически доступная технология переработки бедных руд по золоту (0,2-0,3 г/т) к настоящему времени полностью не разработана.

Таким образом, несмотря на богатство природных минеральных ресурсов, дальнейшее повышение эффективности народного хозяйства Узбекистана невозможно без вовлечения в переработку отходов горно-металлургических предприятий, имеющих тенденцию роста и которые можно рассматривать как техногенное сырье для извлечения ценных компонентов цветных и благородных металлов.

В целом обоснование и разработка технологии переработки отходов горно-металлургических производств представляет собой сложную научно-техническую проблему. Актуальность её решения обусловлена усложнением горно-технических и горно-геологических условий добычи полезных ископаемых, ростом потребности в продукции, пользующейся устойчивым спросом на международном рынке и имеющей существенное народнохозяйственное значение для Республики.

Цель работы заключается в обосновании и разработке новых технологий переработки отходов горно-металлургических производств, реализуемых путем создания новых способов их переработки с применением комбинированных реагентов и соответствующих штаммов и обеспечивающих дополнительное извлечение ценных компонентов цветных и благородных металлов.

Разработанные автором конкретные рекомендации явились основой для создания нормативно-технических документов, согласованных с Государственной инспекцией РУз «Саноатконтехназорат» и используемых в Навоийском и Алмалыкском ГМК и других горных предприятиях Узбекистана. Разработанные методики проведения исследований по кучному бактериальному выщелачиванию отходов производства и биокolloидной деструкции цианидов используются при проведении

лабораторных и полупромышленных испытаний, а также в учебном процессе в Навоийском государственном горном институте при чтении дисциплин «Исследования полезных ископаемых на обогащаемость», «Экологические аспекты технологии цветных и благородных металлов». Разработан способ переработки хвостов медно-обогатительных фабрик, способы шихтовки медных концентратов для отражательной и автогенной плавки. Проведена модернизация устройства для аэрирования пульпы во флотационной машине, обладающей увеличенной аэрирующей способностью. Новизна технологических решений защищена Авт. свид. № 1790063 от 22.09.92 г. и № 1835809 от 13.10.92 г.; патентами РУз № IAP 02589 от 13.12.2004 г.; № IAP 02566 от 07.01.2005 г.; № IAP 02588 от 07.01.2005 г.; № IAP 02800 от 16.06.2005 г.; № IAP 03697 от 19.05.2008 г.

Успешное социально-экономическое развитие Республики Узбекистан неразрывно связано с освоением ее минерально-сырьевых ресурсов. Богатые месторождения, доступные к эксплуатации при любой конъюнктуре рынка, быстро истощаются, а в разработку вынужденно вовлекаются залежи полезных ископаемых с более низким содержанием полезных компонентов.

С начала отработки месторождений Навоийского и Алмалыкского ГМК в складских хозяйствах и хвостохранилищах накоплено около трёх миллиардов тонн отходов некондиционного полезного ископаемого. Сегодня эти минеральные отходы горно-металлургического производства можно рассматривать как техногенное сырьё, которое может быть подвергнуто рентабельной переработке для выделения полезных компонентов. Горно-металлургическими комбинатами ведутся целенаправленные исследования по совершенствованию технологических процессов обогащения техногенного сырья и извлечения основных ценных компонентов. Проводится паспортизация отвалов минерализованной массы, обогащение техногенных руд с применением различных методов сортировки, извлечение цветных и благородных металлов по новым технологиям: кучным выщелачиванием, биовыщелачиванием руд и другими методами.

Очевидно, что рост затрат на добычу связан с повышением доли труднодобываемых и перерабатываемых руд. Следовательно, эффективность переработки руд может быть повышена за счет снижения этих затрат, что позволит вовлечь в отработку обедненную часть минерального сырья, отнесенную к отходам ГМК, сохранив приемлемый уровень прибыли.

Целесообразность такого решения повышается на фоне неизбежного падения во времени ресурсного потенциала месторождений.

В работе под отходами ГМК понимаются запасы полезного ископаемого и минерального сырья, находящиеся в складах некондиционных руд, отвалах вскрышных пород, хвостохранилищах, шлако- и шламонакопителях и др., накопленные за годы эксплуатации горно-металлургических производств, потенциально пригодные для переработки.

Большой объем отходов горно-металлургических производств с ценными компонентами, образовавшийся при переработке руд, определяет актуальность проблемы их рационального использования. На протяжении многих лет исследованиями комплексной переработки отходов занимались ученые нашей Республики и других стран.

Однако к настоящему времени ни одна технология комплексной переработки отходов ГМК не была реализована.

Впервые малоотходные и безотходные технологии как главный путь инженерно-экологического развития общества предложены в середине 60-х годов минувшего столетия академиками А.П. Виноградовым, И.В. Петряновым, Б.Н. Ласкориним, Н.Н. Семеновым. На основе их применения предполагалось не только максимально полезно использовать потребляемые сырьевые ресурсы, но и пытаться полностью перерабатывать образующиеся отходы.

Проблемы рационального использования природных ресурсов и охраны окружающей среды находятся под постоянным вниманием руководства Республики Узбекистан. За годы независимости принят ряд законов: «Об охране природы», «О недрах», «Об отходах» и др. и Постановлений Кабинета Министров РУз «Об утверждении Положения о государственной экологической экспертизе Республики Узбекистан», «О совершенствовании системы платежей за загрязнение окружающей природной среды и размещение отходов на территории Республики Узбекистан», «О программе действий по охране окружающей среды Республики Узбекистан на 2008-2012 годы» и др., которые обеспечивают надежную правовую основу стратегии развития экологически чистых технологий при освоении месторождений полезных ископаемых, комплексного освоения природных богатств Республики и переработки отходов производств.

Обеспечение минерально-сырьевыми ресурсами является основополагающим условием развития мирового сообщества. При этом известно, что и на достаточно отдаленную перспективу материальные потребности человечества на 75-80% будут покрываться за счет переработки полезных ископаемых с ростом количества отходов в виде вскрышных пород и некондиционного полезного ископаемого.

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

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

При этом анализ теории и практики переработки руд позволил выявить следующие причины сложившейся ситуации на современном этапе развития техники и технологии переработки руд:

- крайне низкое содержание ценных компонентов в природных объектах. Во всем мире вкладываются огромные средства в разведку новых месторождений, горные работы, металлургию и технологию извлечения металлов. Эти затраты окупаются не только высокой ценой того или иного металла на мировом рынке, но и их приоритетным использованием в ряде отраслей техники, имеющих, в частности, оборонное значение;

- в неразрывной цепи «разведка – добыча – обогащение – металлургия – технология» металлургия занимает особое место с точки зрения резкого усложнения условий работы обогатительных фабрик и металлургических заводов по извлечению цветных и благородных металлов. Эти сложности вызваны, во-первых, изменениями, произошедшими в технологической цепочке горно-металлургического производства. От горных предприятий на обогащение и металлургическую переработку поступают все более бедные руды с более сложным вещественным и химическим составом, а технологи в свою очередь, предъявляют все более высокие требования к качеству металлургической продукции.

Кроме того, дополнительные требования стоят перед горно-металлургическими предприятиями о необходимости комплексной переработки сырья с жесткими экологическими ограничениями. Эти объективные сложности ставят новые задачи перед исследователями в области горно-металлургического, химико-технологического производства, а

также в области биотехнологии и микробиологии. К таким задачам развития мало- и безотходных технологий в цветной и черной металлургии, направленных на разработку принципиально новых направлений, нетрадиционных способов и усовершенствование существующих технологий горно-металлургического производства в целях сокращения вредных выбросов и полного использования образующихся отходов, относятся:

- разработка технологии бактериального выщелачивания переработки отходов горно-металлургических производств;
- разработка технологии извлечения ценных компонентов из кеков и продуктивных растворов бактериального выщелачивания хвостов флотации;
- разработка технологии флотационной переработки шлаков медеплавильного производства и отвального клинкера цинкового производства;
- разработка биокolloидной технологии обезвреживания цианидов в хвостовых пульпах золотоизвлекательных фабрик с доизвлечением благородных металлов;
- управление переработкой отходов горно-металлургических производств.

Исследования и разработка технологии бактериального выщелачивания отходов горно-металлургических производств. Исследования кеков бактериального выщелачивания показывают, что содержание сульфидной серы в процессе культивирования бактерий на соответствующей среде резко снижается, что свидетельствует о биодеструкции сульфидных минералов и связанном с этим вскрытием золота, тонковкрапленного в пирите и халькопирите, которое можно извлекать методом цианирования или тиосульфатного выщелачивания.

Разработан и предложен способ ускоренного получения биомассы, отработанный в процессе подготовки культуры геохимически активных микроорганизмов в лабораторных условиях и впервые использованный на практике.

Работоспособность этих бактерий позволила в течение двух лет выщелачивать медь из твердой фазы (рис. 1, а) и окислять первичные сульфидные минералы меди - халькопирита в процессе бактериального выщелачивания меди из хвостов флотации на опытном участке кучного выщелачивания (рис. 1, б).

Для комплексного извлечения меди, золота и серебра из отвальных хвостов проведено кучное выщелачивание аммиачно-тиосульфатным реагентом. Установлено, что хвосты флотации представляют собой рудный материал, который может быть использован для бактериального выщелачивания меди. В результате исследований установлено изменение концентрации меди, золота, серебра в продуктивных растворах КВ с различным содер-

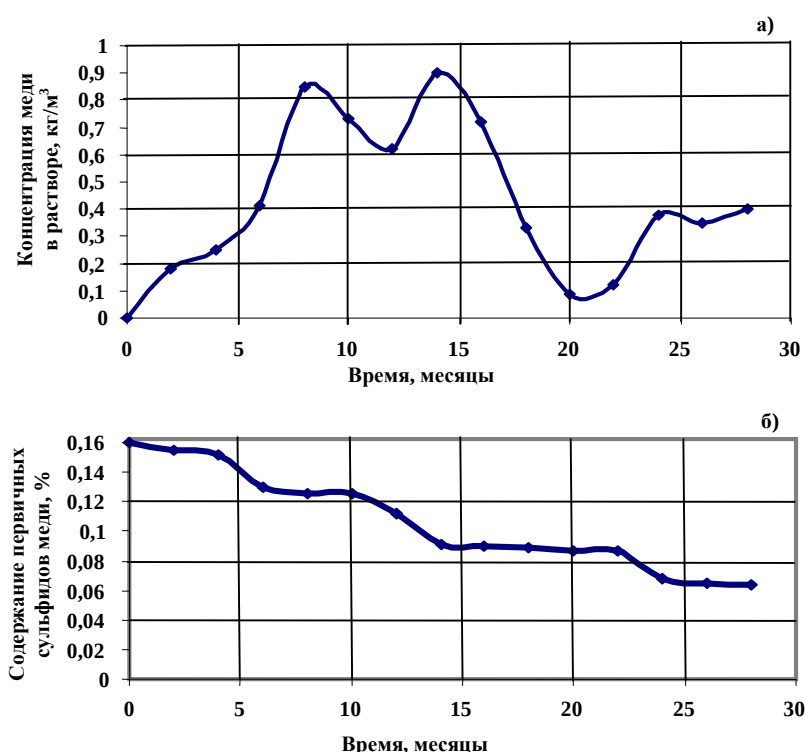


Рис. 1. Изменение концентрации меди а) и окисление первичных сульфидных минералов меди при бактериальном выщелачивании меди из хвостов флотации МОФ б)

жанием тиосульфата аммония и динамика извлечения меди, золота, серебра при последовательном КВ хвостов МОФ с различной высотой слоя (рис. 2). Установлено, что при высоте слоя 2 м основное количество золота, серебра и меди переходит в продуктивный раствор в течение 10 суток орошения. Извлечение за этот период составило: медь – 16%, золото – 65%, серебро – 28%. Уменьшение высоты слоя до 1 м, т.е. улучшение аэрации слоя, позволило получить прирост извлечения за аналогичный период выщелачивания по меди 4%, по серебру 22%. Для золота прирост не наблюдается.

Впервые установлены кинетические зависимости изменения рН продуктивных растворов в процессе бактериального выщелачивания, изменения концентрации железа и меди, содержания оксидного железа в продуктивных растворах, численности жизнеспособных клеток тионовых бактерий и окисления первичных сульфидных минералов меди во времени. Извлечение меди составляет 70%. Эффективность извлечения меди зависит от массы перерабатываемой руды – чем больше масса руды, заложенной в КВ, тем выше экономические показатели процесса в целом.

На основе проведенных исследований разработан и предложен способ переработки хвостов основной флотации медно-обогатительных фабрик при замкнутом водообороте (Патент № IAP 02800 РУз от 16.06.2005 г.). Сущность которого заключается в следующем. В способе переработки хвостов медно-обогатительных фабрик включено контак-

тирование исходного медьсодержащего сырья с питательной средой, содержащей микроорганизмы, выщелачивание меди из хвостов растворами сернокислого окисного железа, полученного микробиологическим путем под действием *A.ferrooxidans*. Перед возвратом раствора в оборот его направляют в биологический реактор на регенерацию. Выделение металла из раствора осуществляют цементацией меди на элементарное железо, а регенерацию оборотного раствора проводят при постоянной аэрации и температуре 25-30°C. Разработана методика бактериального выщелачивания меди из различных медьсодержащих отходов. Определены оптимальные параметры выщелачивания.

При использовании комплексного выщелачивающего раствора для КВ отвальных хвостов обогащения медных руд при низких содержаниях ценных компонентов получены извлечения: золота до 85%, меди 38-40%, серебра до 48% за период выщелачивания 40-45 суток. Проведение кучного бактериального выщелачивания меди из хвостов флотации МОФ АГМК позволяет получить медь при себестоимости извлечения на 7% ниже, чем при получении ее в основном процессе пирометаллургии. Установлена возможность извлечения золота и серебра из кека биоокисления отвальных хвостов флотации тиосульфатным выщелачиванием, получения железистоокисных пигментов из осадка в осадителе: промывки осадка, сушки и обжига (рис. 3).

Таким образом, предложен способ КВ переработки хвостов флотации МОФ при замкнутом водообороте. Разработана методика бактериального выщелачивания меди. Реализация разработки кучного бактериального выщелачивания меди из текущих и лежалых отходов, а также кека после тиосульфатного выщелачивания благородных металлов позволяет при низких содержаниях ценных компонентов получить извлечения: золота до 85%, меди до 40%, серебра до 48%. Получить медь при себестоимости извлечения на 7% ниже, чем при получении ее в основном процессе пирометаллургии. Новизна разработки защищена патентом (№ IAP 02800 РУз от 16.06.2005 г.).

Исследование и разработка технологии флотационной переработки шлаков медеплавильного производства и отвального клинкера цинкового производства. Выполнено исследование технологии флотационного обогащения смеси конверторных и отвальных шлаков с сульфидной рудой. Для исследований на ООФ АГМК были

доставлены пробы отвальных и конверторных шлаков, руды карьера Сары-Чеку. В приготовленной смеси содержание Cu составило 1%, Mo - 0,058%, Au - 0,53 г/т, Ag - 6,4 г/т. Сульфидность - 86%.

Разработан оптимальный режим обогащения шихты (руда Сары-Чеку - 75%; шлаки отвальные - 20%; шлаки конверторные 5%), планируемой к переработке на СОФ: измельчение 70% кл.-0,071 мм; веретенное масло - 15-20 г/т; Na_2S - 30-60 г/т; расход ксантогената - 40-45 г/т; вспениватель Т-66-60 г/т.

При данном режиме извлечение меди из смеси составило 83%, при качестве концентрата 15% Cu; извлечение меди из чистой руды - 92%, при качестве концентрата 16% Cu; извлечение меди из шлаков - 69-70% при содержании в концентрате 20-21%. Для этого предварительно было разрабо-

тано устройство (Патент № IAP 02566 РУз от 07.01.2005 г.), обладающее увеличенной аэрирующей способностью.

На основании результатов исследований сделаны выводы. При работе фабрики на планируемой шихте рекомендуется следующий режим: измельчение 70% - кл. 0,071 мм; веретенное масло в измельчение - 20 г/т; известь до pH основной флотации - 9-9,5; расход ксантогената 40-45 г/т (30 г/т в основную; 10-15 г/т в контрольную); вспениватель Т-66 - 60-70 г/т; остаточная концентрация CaO перемешивающей операции 500-700 мг/л. На данном режиме и подаче извести в 1 перемешивание (схема СОФ) получены следующие показатели: извлечение меди 81-82%, золота 63%, серебра 54%, молибдена 39% при качестве концентрата - 13-14%. Загрубление помола до 60% кл.-0,071 мм приводит к снижению извлечения меди на 4-5%, золота -

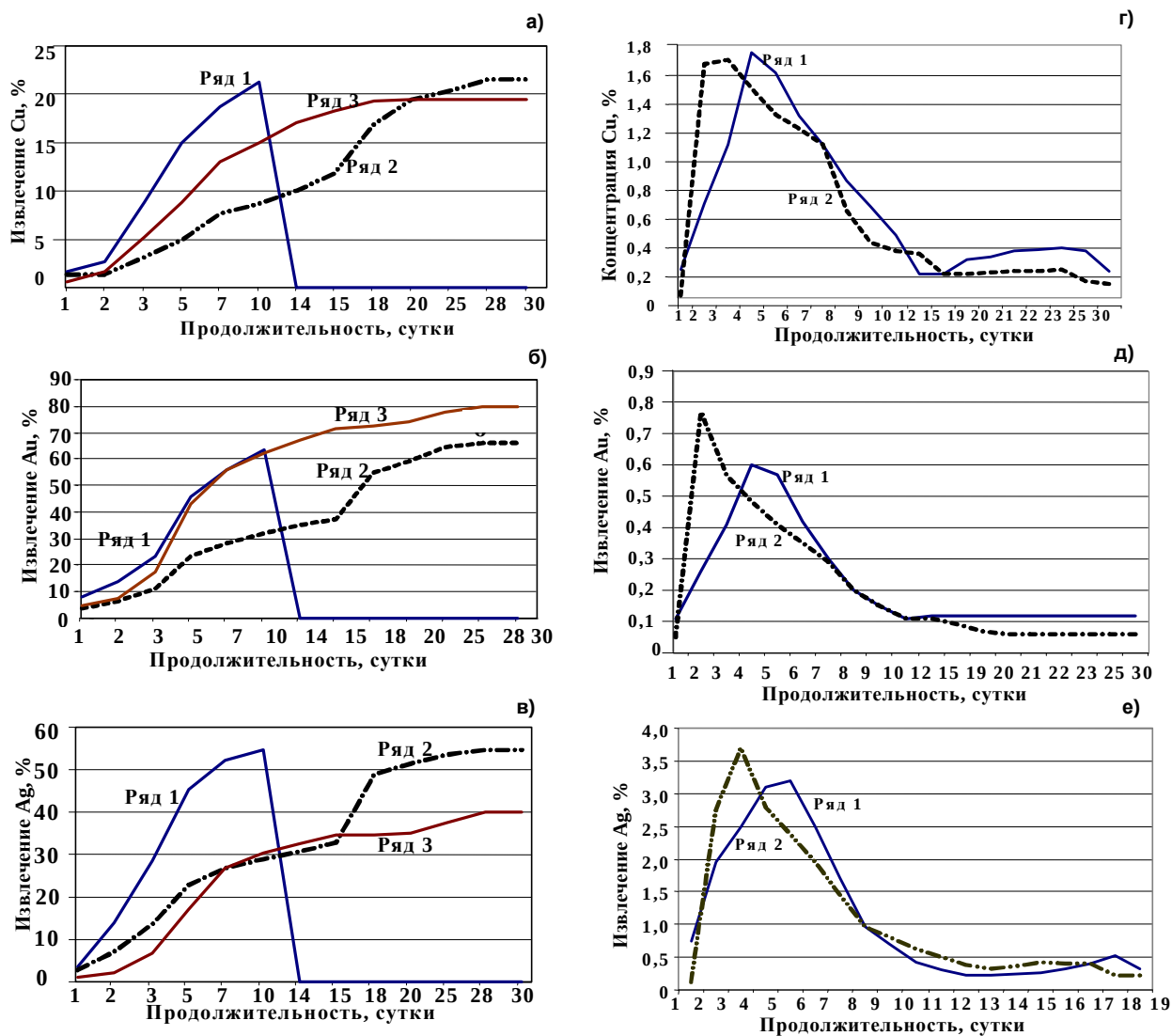


Рис. 2. Изменение концентрации: меди а), золота б), серебра в) в продуктивных растворах КВ с содержанием тиосульфата аммония 50 г/л (ряд-1) и 30 г/л (ряд-2) и динамика извлечения: меди г), золота д), серебра е) при последовательном КВ слоя хвостов МОФ высотой 1 м (ряд-1) и 2 м (ряд-2) в сравнении с КВ слоя высотой 2 м (ряд-3)

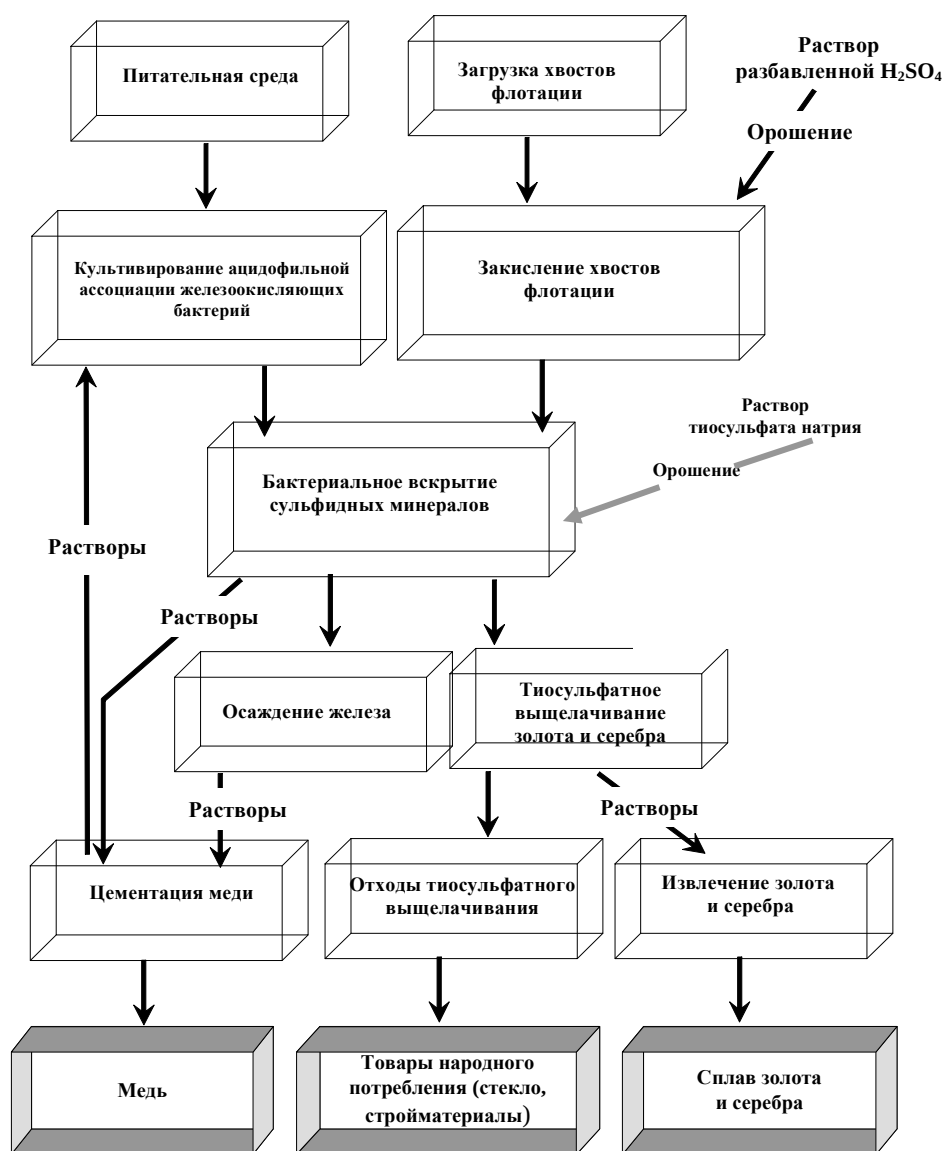


Рис. 3. Разработанная технологическая схема биотехнологии извлечения золота, серебра и меди из хвостов флотации МОФ

1%, молибдена - 1%. При изменении точки подачи извести с первой на вторую перерасчет увеличивается извлечение: золота на 4%, серебра на 10%, молибдена на 1%.

Разработаны основные параметры извлечения меди из шлаков для оперативного инженерного расчета с использованием современной программы Delphi-7.0, новизна которой защищена патентом Республики Узбекистан.

На АГМК проведены промышленные испытания раздельной переработки медной руды и смеси шлаков отвальных и конвертерных медеплавильного производства. Результаты испытаний показали, что отвальные шлаки сокращают срок службы футеровок на мельницах. Для решения данной проблемы разработаны специальные футеровки, обеспечивающие стабильность работы рудораз-

мольного оборудования (Патент № UA 545 Украины от 15.09.2000 г.). По результатам испытаний с января 2005 г. фабрика приступила к раздельной переработке медной руды и шлаков медеплавильного производства. В течение года перерабатывается 1083,9 тыс. т шлаков. Извлечение меди в концентрат составляет – 80,09%, при этом дополнительно получается 56808 т коллективного концентрата с содержанием меди – 17,12% и количеством меди – 9723,5 т. В год при переработке 1446,0 тыс. т отвальных шлаков получается 68452 т коллективного концентрата с содержанием меди – 16,37% и количеством меди – 11206 т на сумму 50 млн. долл. США.

Таким образом, вовлечение в раздельную переработку медной руды и смеси отвальных и конвертерных шлаков медеплавильного производства дает возможность получить дополнительную продукцию на сумму 50 млн. долл. США.

Исследования по обогащению цинкового клинкера флотационным методом проводились во флотационных машинах марки ФМ-2Б-100 мл. Установлены закономерности извлечения меди (рис. 4) от тонины помола (а), водородного показателя (б), содержания углерода в угольном концентрате от расхода керосина (в), характеризующиеся зависимостью параболического типа.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что извлечение меди в зависимости от расхода керосина при крупности фракций – 0,074 мм характеризуется следующими эмпирическими уравнениями:

1. Для содержания углерода в угольном концентрате (рис. 4 в, 2):

$$C = -0,9935q_{\text{кер}}^2 + 13,052q_{\text{кер}} + 26,369$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,80 \pm 0,023$.

2. При извлечении углерода в угольном концентрате (рис.4 в, 1):

$$\xi_c = -2,6935q_{\text{ксп}}^2 + 25,045q_{\text{ксп}} + 14,295$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,80 \pm 0,027$.

Извлечение меди в зависимости от расхода собирателя при крупности фракций $-0,074$ мм характеризуется эмпирическими уравнениями:

1. При содержании меди в шлаке от 2 до 2,5 % (рис. 4 г, 1):

$$\xi = -2,5179q_{\text{сб}}^2 + 24,225q_{\text{сб}} + 12,9$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,85 \pm 0,017$.

2. При содержании меди в шлаке от 1,0 до 1,2 % (рис. 4 г, 2):

$$\xi = -2,375q_{\text{сб}}^2 + 22,168q_{\text{сб}} + 5,1$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,86 \pm 0,019$.

В результате исследований разработаны основные параметры извлечения меди из шлаков в зависимости от тонины помола, pH, расхода сернистого натрия и собирателя для оперативного их инженерного расчета с использованием современной программы Delphi-7.0, новизна которой защищена патентом Республики Узбекистан.

На Алмалыкском ГМК проведен комплекс работ по обеднению конвертерных шлаков в отражательной печи при помощи восстановительно-сульфидирующих комплексов (ВСК), на основе клинкера цинкового производства. Установлена зависимость извлечения меди в штейн и выход штейна от количества добавки клинкера (рис. 5). В ходе опытно-промышленных испытаний были получены газы с содержанием диоксида серы около 0,01% позволяющие эксплуатировать отражательную печь без ухудшения экологических показателей работы медеплавильного завода.

На основе полученных результатов разработана концепция полного перевода отражательной печи на новую технологию, что в сочетании с незначительной реконструкцией позволило обеспечить полное обеднение получаемых конвертерных шлаков и переработку получаемого клинкера цинкового производства.

В результате опытно-промышленных испытаний пирометаллургической переработки отвального клинкера разработана технология плавки в отражательной печи, внедренная в производство.

Суть разработанной технологии шихтовки медных концентратов для отражательной плавки, включающая смешивание с мелкодисперсным кварцевым флюсом, медьсодержащим клинкером цинкового производства и оборотным материалом, заключается в том, что в качестве мелкодисперсного кварцевого флюса используется шлам отмывки кварцевой руды, предварительно смешанный с клинкером, а полученная масса смешивается с медным концентратом и оборотными материалами. Согласно гранулометрического анализа содержат 75 % класса $-0,044$ мм, т. е. склонны к большому пылеобразованию и пылевывосу в разогретом состоянии из отражательной печи и соответственно к потерям целевых продуктов выносимой пылью по шламам до 30%. Из-за указанных причин шламы до настоящего времени отражательной плавкой не перерабатывались. В предло-

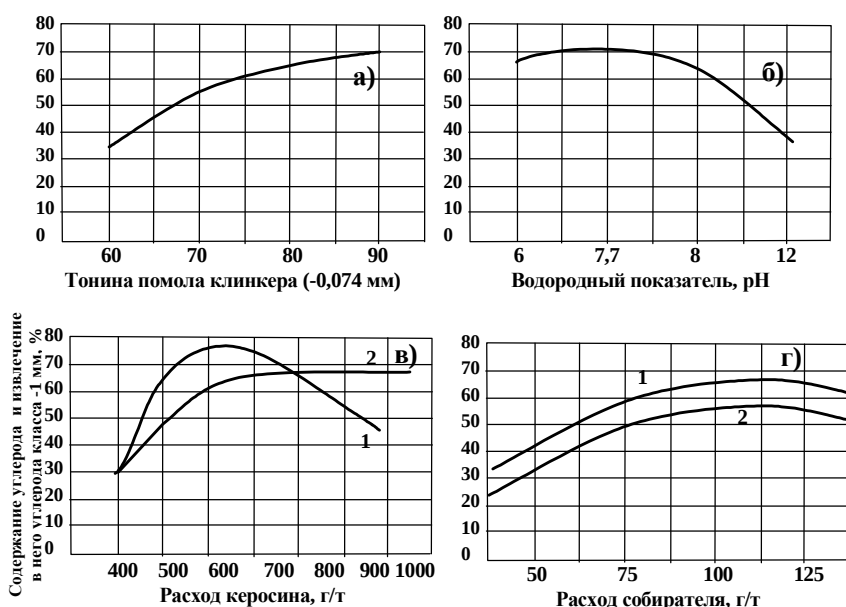


Рис. 4. Взаимосвязь извлечения меди из шлака в зависимости от тонины помола (а) и водородного показателя (б); содержания углерода в угольном концентрате (1) и извлечения углерода (2) от расхода керосина (в); от расхода собирателя (г) при содержании меди в исходном продукте от 2,0 до 2,5% (1), от 1,0 до 1,2% (2)

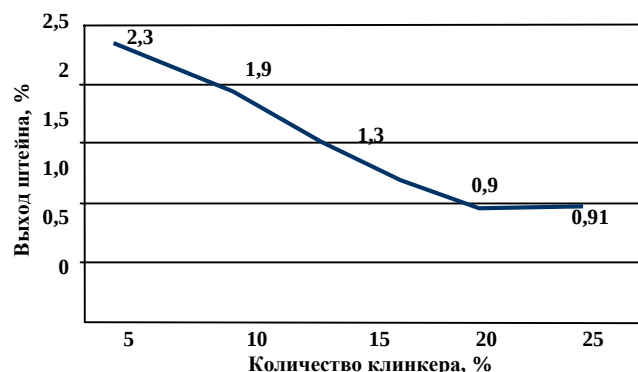


Рис. 5. Зависимость извлечения меди в штейн и выход штейна от количества добавки клинкера

женной технологии (Патент № IAP 02589 РУз от 13.12.2004 г.) губчато-пористая структура заполняется не всеми компонентами шихты стихийно, а выборочно и целенаправленно наиболее мелким, слеживающимся, комкающимся и липким материалом – шламом, что позволяет перерабатывать его отражательной плавкой. Разработанная технология позволила из медного сульфидного концентрата, золотосодержащих концентратов ЗИФ, клинкера цинкового производства, шламов отмывки кварцевой руды, флюсов и оборотов довести переработку клинкера до 20-30 тыс. т. в год или 12–16% в шихте, а ранее неперерабатываемого шлама до переработки 5–8 тыс. т. в год или 3–5% в шихте.

В результате опытно - промышленных испытаний кислородно-факельной плавки с шихтой нового состава разработана технология автогенной плавки, внедренная в производство (Патент № IAP 02588 РУз от 07.01.2005 г.). Разработанная технология позволила увеличить объемы переработки кварц – золотосодержащих материалов при автогенной плаке медных концентратов. Суть технологии заключается в следующем.

В способе шихтовки медных концентратов для кислородно-факельной плавки, включающем смешивание пульпы концентрата с пульпой кварц-золотосодержащей руды, цинкового клинкера и кварцевой рудой в сгустителе, фильтрацию смеси и ее сушку, после которой осуществляют дополнительную шихтовку полученной высушенной смеси кварц-золотосодержащим сульфидным флотационным концентратом с содержанием серы не менее 23%.

Разработанная технология плавки нового состава шихты в кислородно-факельной печи, состоящей из медного сульфидного концентрата, золотосодержащих концентратов ЗИФ, клинкера цинкового производства, флюсов и оборотов позволила довести ежегодную переработку золотосодержащего концентрата с 10 тыс. т до 50 тыс. т или с 2,5 до 10,5% в шихте, увеличить клинкер с 10 тыс. т до 15 тыс. т.

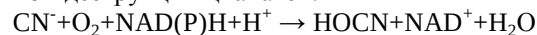
Таким образом, в результате испытания пирометаллургической переработки отвального клинкера разработаны технологии плавки в отражательной печи и автогенной плавке, позволившие увеличить ежегодную переработку клинкера на 9-11%, золотосодержащего концентрата на 8%. Новизна разработок защищена патентами (№ IAP 02589 РУз от 13.12. 2004 г. и № IAP 02588 РУз от 07.01.2005 г.). Разработанная технология раздельной флотационной переработки шлаков и руды принята к внедрению в промышленном масштабе на АГМК.

Исследование и разработка биокolloидной технологии обезвреживания цианидов с полу-

чением дополнительного золота из хвостовых пульп ЗИФ. Изучены влияния различных факторов на эффективность взаимодействия в коллоидной системе «цианид – клетка».

Результаты исследований приведены на рис. 6. Введение цианидов (25...100 мг/л) слабо отражалось на интенсивности дыхания бактерий (рис. 6, а). В области концентраций свыше 250 мг/л ингибирующий эффект циан-ионов возрастал, кривая изменяла наклон и становилась круче. Уровень дыхания клеток в присутствии цианида зависит от водородного показателя среды. Максимальное потребление кислорода наблюдали в интервале pH 5,5...9,5 (кривая 2 рис. 6, а). При замене в инкубации NaCN на комплексный цианид не изменялся ход pH зависимости, однако при этом уменьшалось потребление кислорода. Введение в среду инкубации цианокомплексов серебра и цинка снижает потребление кислорода микроорганизмами по сравнению с теми же концентрациями NaCN (рис. 6, б).

В то же время интенсивность дыхания мало изменялась при внесении ферроцианидов, комплексов золота и кобальта в концентрациях, превышающих содержание цианида в NaCN. Установлена корреляция: чем выше константа нестойкости комплекса и токсичнее металл, тем сильнее его влияние на потребление кислорода клеткой. Для клеток обнаружен оксигеназный механизм деструкции цианатов.



Такой показатель процесса, как концентрация кислорода в растворе утилизации цианидов, тиоцианатов и их металлокомплексов оказался чрезвычайно важным. Цианиды в концентрации около 400 мг/л практически полностью подавляли потребление кислорода при выращивании культуры на качалке. Если одновременно с введением цианидов биосуспензию подвергали интенсивной аэрации и поддерживали температуру 28°C, то клетки не погибали и после небольшого периода адаптации хорошо росли даже при такой высокой концентрации цианида. Сравнительные данные по культивированию бактерий на модельной цианидсодержащей среде 5М при различных способах перемешивания представлены на рис. 6, в.

В пульпе деструкция протекала интенсивнее, чем в осветленном растворе (рис. 6, г). Внесение частиц минеральной фазы в биосуспензию клеток *Pseudomonas fluorescens* В-5040, приготовленную на физрастворе, не сопровождается образованием больших биоминеральных агрегатов. Через 24 часа инкубирования в модельных растворах остаточная концентрация цианидов составляла 12,4 мг/л, через 48 ч она снижалась до 3,6 мг/л, а через 76 ч уменьшалась до 1,6 мг/л (рис. 6, д). При температуре 28°C через 24 часа остаточная концентрация

цианидов составляла всего лишь 2,4 мг/л, а через 48 ч - 0,4 мг/л.

Повышение температуры свыше 30°C не изменяло кинетические показатели процесса. Изучено

влияние электрического поля на рост микроорганизмов и деструкционную активность клеток. Рост клеток на среде 5М, содержащей простой цианид NaCN, при невысоких концентрациях $K_4Fe(CN)_4$ в

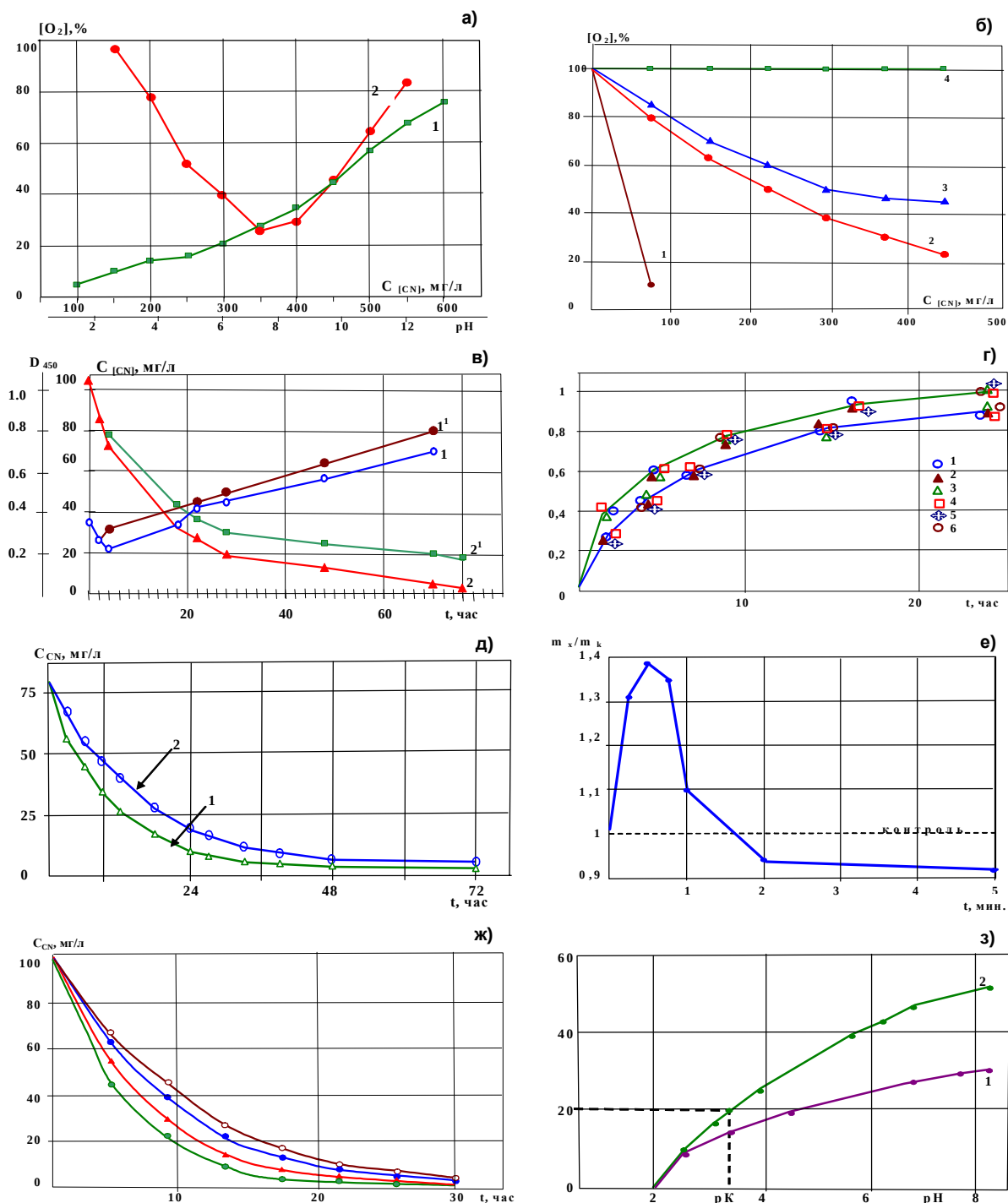


Рис. 6. Зависимости: интенсивности дыхания бактерий *Ps.fluorescens* B-5040 от концентрации цианида (1) и величины pH (2) а); от концентрации цианида в растворе NaAg(CN)₂ (1); Na₂Zn(CN)₄ (2), NaCN (3), $K_4Fe(CN)_6$ (4) б); роста клеток (1,1¹) и убыли цианидов (2, 2¹) *Ps. fluorescens* в среде 5м при механическом (1, 2) перемешивании и барботаже воздухом (1¹, 2¹) в); степени разрушения цианидов в модельном растворе (1) и осветленной части хвостовой пульпы ЗИФ (2) от времени контактирования при различном содержании клеток в биосuspензии, г/л: 1-0.1; 2-0.25; 3-0.35; 4-0.48; 5-0.62; 6-0.75 (по весу сухих клеток) г); микробной деструкции цианидов в хвостовой пульпе ЗИФ (1) и осветленной части хвостовой пульпы (2) д); относительной интенсивности прироста биомассы клеток *Chlorella rugetoidosa* УА-1-1 от продолжительности воздействия электрического поля напряжением 2,08 В/см, возраст культуры 21 час е); деструкции цианидов культурой *Ps.fluorescens* B-5040 при t 19°C; t 22°C; t 25°C; t 28°C ж); электрокинетического потенциала бактерий *Ps.fluorescens* B-5040 от pH в среде Мак-Ильвена (1) и в среде Мак-Ильвена, содержащей NaCN (2) 30 мг/л з)

течении 48 ч инкубации не приводил к заметным изменениям pH (рис. 6, е). Полученные данные показали, что микробная деструкция в растворах комплексных солей сопровождалась сдвигом pH в кислую область. В растворе NaCN в течение первых двух часов контакта клетки реагируют на введение цианида увеличением δ -потенциала (рис. 6, ж). В присутствии цианидных комплексов меди и серебра зависимость носит экстремальный характер.

В начальный период контакта (около 4 ч) наблюдалось увеличение отрицательного δ -потенциала, которое затем сменялось его падением, причем более существенным для цианаргената, чем для цианкупрата. Через 30...35 ч контакта наблюдался повторный значительный рост δ -потенциала. В цианидсодержащей микробной суспензии происходит два конкурентных процесса, вносящих вклад в изменение электрических свойств поверхности клетки. Изoeлектрическая точка культуры *Ps. fluorescens* находится при pH 2,1 (рис. 6, з). Способность клеток *Ps. fluorescens* В-5040 утилизировать цианиды является вынужденной защитной мерой организма, так как влияние цианидов прослеживается на все параметры, отражающие метаболическую активность (скорость роста, интенсивность дыхания, pH, δ -потенциал). Величину этого воздействия определяет степень адаптации культуры к ингибирующему явлению циан-соединений.

Исследования позволили разработать технологический способ процесса биологического разрушения цианидов в обеззолоченных пульпах золотоизвлекательных фабрик. Сущность технологии заключается в процессе биодеструкции цианидов непосредственно в техногенных пульпах без их фильтрации.

Основу технологии составляет специально подобранный штамм *Pseudomonas fluorescens* В-5040, устойчивый к высоким концентрациям цианидов, способный к цианодеструкции в присутствии ионов тяжелых металлов и соединений мышьяка и не требующий специальных питательных сред. Штамм выделен из сточных вод Марджанбулакской ЗИФ Навоийского комбината. Высокая эффективность и скорость разрушения цианидов предложенным штаммом в присутствии аниообменной смолы, а также высокая степень извлечения золота обусловлена следующим: адаптацией штамма-деструктора к повышенным содержаниям цианидов, ионов тяжелых металлов и соединений мышьяка в природных условиях с дальнейшим ее поддержанием в лабораторных условиях, путем многократных пересевов на агаризованных питательных средах, содержащих сточную воду; иммобилизацией бактериальных клеток на частицах ионообменной смолы и возникновением бактериально смешанных сорбентов, где совмещаются ионообменные свойства смолы и способность живых клеток включать CN^- ионы в свою питатель-

ную цепь и попутно восстанавливать цианаураты до металла. Технология защищена Авт. свид. № 1790063 от 22.09.92 г. и № 1835809 от 13.10.92 г. Разработана и рекомендована к внедрению технологическая схема процесса очистки цианидсодержащей хвостовой пульпы Марджанбулакской ЗИФ и получения дополнительного золота с помощью микроорганизмов.

При этом среднее содержание золота по всему объему хвостохранилища составляет 0,97 г/т, среднее сквозное извлечение – 48 %. В режиме сорбционного цианирования на МЗИУ извлекается 15÷30% золота из проб отобранных с глубин 1÷2 м, 40÷45% – с глубин 3÷5 м, 50÷60% – с глубин более 5 м. Установлено, что применение ассоциации мезофильных бактерий 3-9М с преимущественным содержанием *A. ferrooxidans*, выделенной из месторождения Марджанбулак, позволяет интенсифицировать окислительные процессы и получить извлечение золота 59,4% из забалансовых сульфидных руд методом КВ с учетом потери веса за 150 суток бактериального орошения по сравнению с прямым цианированием – 31,5%, т.е. увеличение извлечения на 27,9%.

Также разработана и прошла опытно-промышленное испытание технология биоокисления сульфидных руд месторождения Кокпаташ способом КВ.

Таким образом, разработана биокolloидная технология обезвреживания цианидов хвостовых пульп ЗИФ с извлечением дополнительного золота – 59,4%. Новизна разработки защищена Авт. свид. № 1790063 от 22.09.92 г. и № 1835809 от 13.10.92 г.

Управление переработкой отходов горно-металлургических производств. Эффективное планирование развития экономики Узбекистана невозможно без учета возможности вовлечения в переработку отходов горно-металлургических производств, в которых содержание ценных компонентов соизмеримо с содержаниями в добываемом первичном сырье. Такая ситуация объясняется тем, что даже использование передовых технологий добычи и переработки полезных ископаемых, применяемых на Алмалыкском и Навоийском комбинатах, не является безотходным производством.

Например, традиционная технология переработки текущих и лежалых хвостов флотационного обогащения сульфидных медно-молибденовых руд характеризуется на современном этапе в условиях рыночных отношений недостаточной эффективностью. Поэтому потребовалось проведение дополнительных исследований, в результате которых установлена высокая эффективность разработанной биоокисной технологии, которая прошла апробации в лабораторных и промышленных условиях и рекомендована к внедрению. Промышленная реализация предложенной технологии позволит выщелачивать медь за 30 дней с извлечением из текущих хвостов – 68%, лежалых хвостов фло-

тации - 80%. При промывке кислых кеков после бактериального выщелачивания меди водой и 2%-ным аммиачным раствором с последующим выщелачиванием кеков тиосульфатным раствором в капельном режиме орошения в течение 10-15 суток дополнительно извлекается 85-92% золота и 58-60% серебра (исходное содержание золота 0,4-0,5 г/т и серебра 1,7-2,0 г/т).

Проведены лабораторные и полупромышленные испытания, по результатам которых разработаны технологический режим, схема флотации смеси конверторных, отвальных шлаков медеплавильного завода и медной руды Сары-Чекинского месторождения. При переработке шлаков и руд в соотношении 1:3 были получены положительные результаты. Эта схема успешно прошла промышленные испытания в укрупненном масштабе на свинцовой обогатительной фабрике АГМК. По разработанной схеме переработаны отвальные шлаки в объеме 421,9 тыс. т совместно с медной рудой. При этом извлечение меди из сырья составило 82,1%, золота 62,5% и серебра 63,0%.

Промышленное испытание разработанной технологии раздельного обогащения шлаков методом флотации в количестве 3152 тыс. т показало, что извлечение меди в концентрат составило 80-82%. Общее извлечения из сырья золота составляет - 62,0% и серебра 61,6%. Разработанная технология принята к внедрению в промышленном масштабе.

Проведены исследования и опытно-промышленные испытания по флотационному

обогащению клинкера. Установлено, что наилучшие показатели по извлечению меди составили 55,3%, по извлечению золота и серебра - 49,3%. Для получения более высоких показателей флотационного обогащения необходимы выбор и испытания наиболее эффективных флотореагентов.

В частности, объектами переработки будущих периодов могут служить склады отвалов вскрышных пород карьеров Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Марджанбулак, Зармитан, Аджибугут, в которых накоплено 2,12 млрд. т техногенного сырья с содержанием золота 0,22-0,35 г/т (~700 т золота).

На ГМЗ-2 в настоящее время накоплено около 14 тыс. т магнитной фракции с содержанием золота 10-20 г/т, которая содержит более 200 кг золота. Для ее переработки на ГМЗ-1 налажено производство железного купороса. При этом золотосодержащий кек возвращается в технологический процесс извлечения золота, а железный купорос используется для очистки воды г. Навои и утилизации цианидов. Объемы производства купороса ограничены спросом этой продукции.

Переработка более 10 млн. т хвостов Марджанбулакской ЗИФ с содержанием золота около 0,8 г/т по действующей технологии МЗИФ (совместно с исходной рудой или в отдельности) позволит продлить срок службы фабрики на 10 лет.

В настоящее время имеются отходы цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) в количестве 157 млн. т со средним содержанием 0,6 г/т (94,2 т золота). Проблеме извлечения золота предлагается

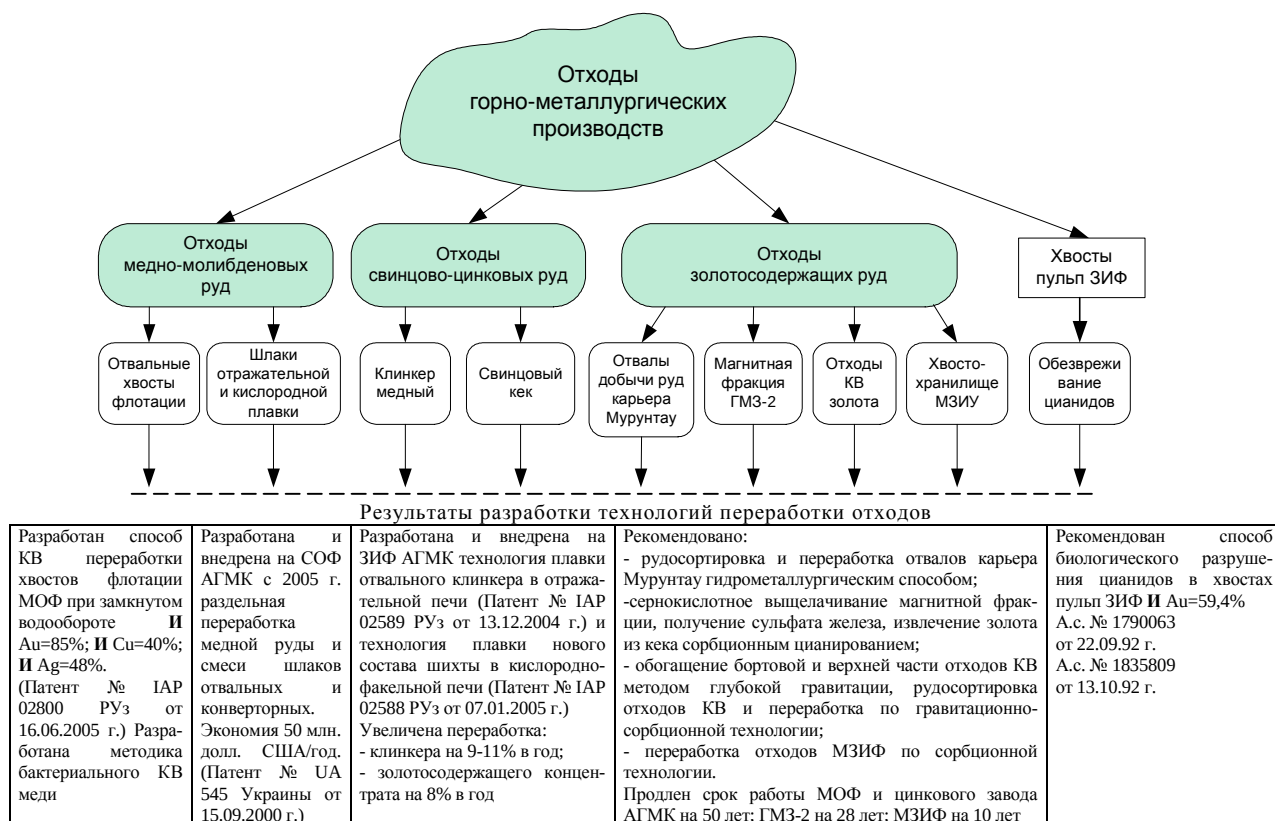


Рис. 7. Результаты разработки технологий переработки отходов горно-металлургических производств

Таблица

Оценка экономической эффективности разработанных технологий переработки отходов горно-металлургических производств

Источник образования ресурсов и постановка задач	Пути и приемы решения задач	Достигнутый результат
1. Отходы переработки медно-молибденовых руд: 1.1. отвальные хвосты флотации 1.2. шлаки отражательной и кислородно-факельной плавки <i>Получение товарной руды из отходов производства</i>	1. Вовлечение в переработку отходов горно-металлургических производств биоокислением хвостов флотации с последующим выщелачиванием меди, золота и серебра	1.1. Рекомендована технология КБВ 1.2. Рекомендовано флотационное обогащение Расширение сырьевой базы на 176,8 млн.т и увеличение выпуска меди на 365,9 тыс.т Получено из отходов производства Cu 11206 т/год, Au – 350 кг/год. Экономический эффект составляет 46,9 млн. долл. США/год
2. Отходы переработки свинцово-цинковых руд: 2.1. клинкер медный 2.2. свинцовый кек <i>Получение товарной руды из отходов производства</i>	2. Вовлечение в переработку отходов горно - металлургических производств флотационным обогащением шлаков	Расширение сырьевой базы на 572,3 тыс.т и увеличение выпуска свинца на 17,7 тыс.т, цинка на 19,8 тыс.т, меди на 7,6 тыс.т
3. Отходы переработки золотосодержащих руд: 3.1. отвалы добычи руд карьера Мурнтау 3.2. магнитная фракция ГМЗ-2 3.3. отходы кучного выщелачивания золота 3.4. хвостохранилище МЗИУ <i>Получение товарной руды из отходов производства</i>	3. Вовлечение в переработку отходов горного производства 3.1. Рудосортировка и переработка гидро-металлургическим способом 3.2. Серноокислотное выщелачивание, получение сульфата железа, извлечение золота из кекса сорбционным цианированием 3.3. Предложено обогащение бортовой и верхней части кучи методом глубокой гравитации 3.4. Рекомендована сорбционная технология извлечения золота в смеси с рудой	Увеличение и поддержание на заданном уровне выпуска золота. Расширение сырьевой базы золота на ~1,0 млн.т.
Решение научно-технической проблемы обоснования и разработки технологии переработки отходов горно-металлургических производств расширяет сырьевую базу и продлевает срок эффективной работы: АГМК - МОФ и цинкового завода на 50 лет; НГМК - ГМЗ-2 на 28лет, МЗИУ на 10 лет		

решить в два этапа: на первом этапе поверхностные и боковые части кучи с неполным выщелачиванием золота обогащают методом глубокой гравитации, а на втором этапе - сортировка оставшейся части отходов для последующей переработки по заводской технологии.

Результаты разработки технологий переработки отходов горно - металлургических производств приведены на рис. 7.

Таким образом, в настоящее время заскладированные забалансовые руды, вскрышные породы (минерализованные массы), промежуточные отходы процесса рудоподготовки и гидрометаллургии, отвальные хвосты процесса кучного выщелачивания, флотации и сорбции, шлаки процесса пирометаллургии можно рассматривать как техногенные месторождения.

Разработанная схема переработки отходов горно-металлургических производств предусматривает цикличное вовлечение в переработку сырья с последовательно снижающимся содержанием и применением дополнительных производственных циклов для выделения из неперспективных отходов обогащенной части полезного ископаемого.

Результаты работы внедрены в производствен-

ную практику. Рекомендации по вовлечению в переработку отходов горно-металлургического производства учтены при разработке ТЭО схемы предварительного обогащения рудной массы.

Оценка экономической эффективности и перспективы переработки отходов горно-металлургических производств. Анализ технико - экономических показателей работы производств для комплексной переработки отходов показывает, что применение рекомендаций позволяет перейти к рациональному природопользованию с учетом социально-экономических интересов региона. Сведения об источниках образования техногенного сырья Алмалыкского и Навоийского комбинатов, пути и приемы решения задач, достигнутый результат приведены в табл.

Внедрение результатов работы по переработке отходов позволяет увеличить сырьевую базу горно-перерабатывающего комплекса НГМК в 1,4 раза, дополнительно получить около 1,0 млн. т. золотосодержащей руды с $C_{cp}=0,5-0,75$ г/т.

Суммарный экономический эффект от внедренных рекомендаций в практику работы Алмалыкского и Навоийского комбинатов составляет 46,9 млн. долл. США в год.

ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, канд. техн. наук; **Саттаров Г.С.**, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор

Учет возможности вовлечения в переработку отходов горно-металлургических производств, в которых содержание ценных компонентов соизмеримо с содержаниями в добываемом первичном сырье повышает эффективность планирования развития экономики страны, т.к. даже передовые технологии добычи и переработки полезных ископаемых не являются безотходными.

При этом отходы делятся на следующие виды:

- заскладированные забалансовые руды;
- вскрышные породы;
- промежуточные отходы процесса рудоподготовки и гидрометаллургии;
- отвальные хвосты процессов флотации и сорбции;
- шлаки процесса пирометаллургии.

В настоящее время в ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» (АГМК) в результате многолетней переработки медных руд скопились следующие виды отходов:

- отвальные хвосты флотации в количестве 164,4 млн. т с содержанием меди 0,17%, (282 тыс. т меди);
- отвальные шлаки пирометаллургического процесса в количестве 12,4 млн. т с содержанием меди 0,7%, (86,8 тыс. т меди);
- медный клинкер цинкового завода в количестве 533 тыс. т с концентрацией меди 1,4% (7,45 тыс. т меди).

В табл. 1, 2 представлены характеристики отходов производства АГМК по состоянию на 1 января 2007 г.

Традиционная технология переработки текущих и лежалых хвостов флотационного обогащения сульфидных медно-молибденовых руд характеризуется низкой эффективностью. Поэтому потребовалось проведение дополнительных исследований, в результате которых показана высокая эффективность разработанной биооксидной технологии, которая прошла апробации в лабораторных и промышленных условиях и рекомендована к внедрению.

Промышленная реализация предложенной технологии позволит выщелачивать медь за 30 дней из текущих и лежалых хвостов флотации с извлечением 68% и 80% соответственно. При промывке кислых кеков после бактериального выщелачивания меди водой и 2%-ным аммиачным раствором с последующим выщелачиванием кеков тиосульфатным раствором в капельном режиме орошения в течение 10-15 суток дополнительно извлекают 85-92% золота и 58-60% серебра, (исходное содержание золота 0,4-0,5 г/т и серебра 1,7-2,0 г/т).

Ежегодно в ОАО «Алмалыкский ГМК» складываются около 400 тыс. т отвальных шлаков с содержанием железа до 35-40%, меди – до 0,7%, золота – 0,2-0,4 г/т.

Под отвалы заняты десятки гектаров земли, в том числе плодородной. На содержание отвальных хозяйств ежегодно расходуются большие средства.

Большой объем шлаков с ценными компонентами, образовавшийся при переработке медных

Таблица 1

Отходы переработки медно-молибденовых руд

Наименование	Руда, тыс. т	Медь		Молибден		Перспектива переработки
		%	тыс. т	%	тыс. т	
Забалансовые руды	165797,3	0,27	450,0	0,0065	10,8	Рекомендовано к переработке по заводской технологии
Отвальные хвосты флотации	164377,3	0,17	279,2	0,003	5,3	Рекомендована технология КБВ
Шлаки отражательной и кислородно-факельной плавки	12380,0	0,7	86,7			Рекомендовано флотационное обогащение

Таблица 2

Отходы переработки свинцово-цинковых руд

Наименование	Руда, тыс. т	Свинец		Цинк		Медь		Перспективы переработки
		%	тыс. т	%	тыс. т	%	тыс. т	
Забалансовые руды	40029,1	0,42	169,9	0,42	169,1			Рекомендовано к переработке по заводской технологии
Клинкер медный	532,730	0,32	1,70	1,94	10,3	1,4	7,45	Рекомендовано к дальнейшим исследованиям
Свинцовый кек	39,533	41,3	16,0	9,5	3,7	0,26	0,102	Проводятся исследования

руд, определяет актуальность их рационального использования. На протяжении многих лет исследованиями технологии комплексной переработки таких отходов, занимались не только ученые нашей республики, но и других стран. Однако к настоящему времени ни одна технология комплексной переработки шлаков не была реализована.

На опытно-обогатительной фабрике проведен ряд лабораторных и полупромышленных испытаний, по результатам которых разработаны технологический режим, схема флотации смеси конверторных, отвальных шлаков медеплавильного завода и медной руды Сары-Чекинского месторождения. При переработке шлаков и руд в соотношении 1:3 были получены положительные ре-

зультаты.

Эта схема с небольшими корректировками успешно прошла промышленные испытания в укрупненном масштабе на свинцовой обогатительной фабрике. По разработанной схеме переработаны отвальные шлаки в объеме 421,9 тыс. т совместно с медной рудой. При этом извлечение меди из сырья составило 82,1%, золота 62,5% и серебра 63,0%.

Промышленное испытание разработанной технологии раздельного обогащения шлаков методом флотации в количестве 3152 тыс. т показало, что извлечение меди в концентрат составило 80-82%. Общее извлечение из сырья золота составляет - 62,0% и серебра - 61,6%. Разработанная технология принята к внедрению в промыш-

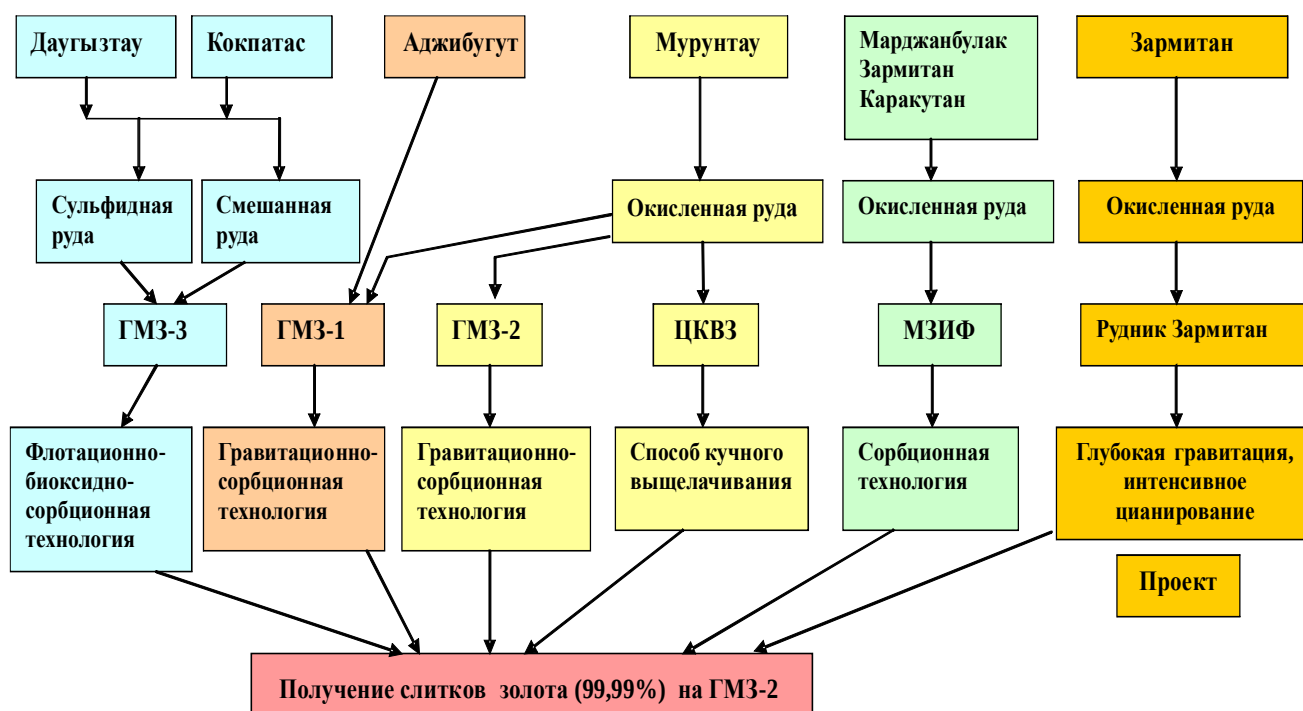


Рис. Действующая структура переработки золотосодержащих руд

ленном масштабе.

На основе изучения химического и вещественного состава, а также форм нахождения цветных и благородных металлов в клинкере цинкового производства были проведены исследования и опытно-промышленные испытания по флотационному обогащению клинкера.

Установлено, что наилучшие показатели по извлечению меди составили 55,3%, по извлечению золота и серебра – 49,3%. Для получения более высоких показателей флотационного обогащения необходимы выбор и испытания наиболее эффективных флотореагентов.

Количество меди и благородных металлов, содержащихся в техногенных месторождениях, могло бы обеспечить работу АГМК без вовлечения в переработку руды на много лет вперед. Несомненную ценность представляют также содержащиеся в нем оксиды железа, кремния, алюминия, которые вполне могут быть использованы для получения дополнительной продукции.

Имеющаяся сырьевая база месторождений Мурунтау, Даугызтау, Кокпатас, Каракутан, Зармитан позволяет удержать достигнутые показатели извлечения золота на Навоийском ГМК на уровне не менее показателей 2008 г. в ближайшие 10 лет (рис.).

В перспективе возможно вовлечение в переработку более десяти месторождений, находящихся в районе Мурунтау. Перевозка руды из этих месторождений на ГМЗ-2 затруднительна из-за отсутствия автомобильных и железных дорог.

Кроме того, автомобильная перевозка руды на расстояние 20-70 км резко увеличивают себестоимость получаемого золота. Переработка руды непосредственно на месте нахождения месторождений по традиционной технологии требует больших капитальных вложений, особенно связанных со строительством

Таблица 3

Техногенная сырьевая база Навоийского ГМК по состоянию на 01.01.2009 г.

Месторождение	Запасы, тыс. т.	Содержание Au, г/т	Технология переработки
Забалансовые руды			
Аджибугут - окисл.+смешан.	1825,0	0,82	Проводится исследование по КВ золота
Зармитан, скл. №1, 14	72,4	0,75	Рекомендована рудосортировка
Итого:	1897,4		
Отвалы добычи руд			
Мурунтау	1973679,1	0,33	Рекомендована к рудосортировке и переработке гидрометаллургическим способом
Кокпатас (уч. «Восточный»)	60200	0,23	Технология отсутствует
Даугызтау	12320,0	0,22	Технология отсутствует
Аджибугут	5740,0	0,22	Технология отсутствует
Марджанбулак	35000,0	0,35	Технология отсутствует
Зармитан	36540,0	0,30	Технология отсутствует
Каракутан	400,4	0,3	Технология отсутствует
Итого:	2123879,5		
Промежуточные отходы			
Магнитная фракция ГМЗ-2	13,8	14,76	Сернокислотное выщелачивание магнитной фракции, получение сульфата железа, извлечение золота из кека сорбционным цианированием
Итого:	13,8	14,76	
Отвалы процесса сорбции и кучного выщелачивания			
ГМЗ-1			Используются для экранирования радиоактивных отходов производства урана
ГМЗ-2, хвостохранилища	716662,0	0,14	Технология отсутствует
Отходы КВ золота, ЦКВЗ Центрального РУ	157000,0	0,6	Предложено обогащение бортовой и верхней части кучи методом глубокой гравитации
ГМЗ-3, хвостохранилища	51500,0	0,16	Технология отсутствует
Марджанбулакская ЗИФ, хвостохранилища	10000,0	0,8	Рекомендована сорбционная технология извлечения золота в смеси с рудой
Итого:	778162,0		

водоводов.

Поэтому разработка и внедрение экспрессных методов сортировки и мобильных подвижных сухих методов обогащения руд малых месторождений с получением концентратов и полуфабрикатов является наиболее приемлемым и перспективным направлением освоения таких месторождений.

Научные исследования, нацеленные на переработку отвалов действующих добывающих предприятий, хвостов кучного выщелачивания и гидрометаллургических заводов на основе современных технологий для добычи благородных металлов является актуальным направлением горно-перерабатывающей промышленности, которое частично решается в Навоийском ГМК.

Сведения о техногенном сырье НГМК приведены в табл. 3, а предлагаемая принципиальная схема управления техническими сырьевыми ресурсами (отходами) горно-металлургических производств НГМК заключается в следующем.

В карьерах Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Марджанбулак, Зармитан, Аджибугут накоплены в настоящее время 2,12 млрд. т техногенного сырья с содержанием золота 0,22-0,35 г/т (~700 т золота).

Технология переработки бедного (0,2-0,3 г/т) золотосодержащего минерального сырья к настоящему времени полностью не разработана. В этом направлении ведутся целенаправленные исследования по совершенствованию технологических процессов рудосортировки и обогащению техногенных руд с целью извлечения золота с удовлетворительными показателями.

Проводится паспортизация отвалов минерализованной массы, обогащение техногенных руд с применением различных методов сортировки, извлечение золота по технологии глубокой гравитации, кучного выщелачивания, биовыщелачивания золотосодержащих руд и других методов.

Исследованиями подтверждена целесообразность переработки забалансовых руд забойной крупности (1825 тыс. т) месторождения Аджибугут методом кучного выщелачивания (содержание 0,82 г/т, 1494 кг золота).

На ГМЗ-1 налажено производство железного купороса из магнитной фракции ГМЗ-2 с производительностью 500 т/год с одновременным получением золота сорбционным цианированием. В настоящее время накоплено около 14 тыс. т магнитной фракции и ежегодно образуются более 5 тыс. т с содержанием золота 10-20 г/т. Имеется возможность расширения объема переработки магнитной фракции с использованием тионовых железоокисляющих бактерий *Acidithiobacillus*

ferrooxidans в доливно-отливном режиме с одновременным получением золотосодержащего кека и пигмента для лакокраски.

Применение в производстве разработанной технологии извлечения золота из отвальных хвостов МЗИФ (более 10 млн. т) с содержанием золота около 0,8 г/т совместно с исходной рудой или в отдельности (с доизмельчением класса -200 меш 90%) позволит продлить срок службы фабрики на 8-10 лет с удовлетворительными технико-экономическими показателями.

В настоящее время накоплены отработанные руды цеха кучного выщелачивания золота (бывший СП «Зарафшан-Ньюмонт») в количестве 157 млн. т со средним содержанием 0,6 г/т (94,2 т золота).

Предложен способ извлечения золота из поверхностных и боковых частей кучи, где установлено высокое содержание золота, с использованием метода глубокой гравитации. Оставшиеся части кучи рекомендуется перерабатывать по сорбционной технологии.

Для решения экологической проблемы хвосты переработки золотосодержащей руды на ГМЗ-1 используются для экранирования радиоактивных отходов производства урана.

В хвостохранилищах ГМЗ-2 и ГМЗ-3 находится 768,2 млн. т отработанной руды с содержанием около 0,2 г/т (108,5 т золота). В перспективе она также может оказаться техногенным сырьем для получения продукции.

Таким образом, создание производств для комплексной переработки техногенных месторождений: забалансовые руды, вскрышные породы, промежуточные отходы процесса рудоподготовки и гидрометаллургии, отвальные хвосты процесса кучного выщелачивания, флотации и сорбции, шлаки процесса пирометаллургии позволит решить ряд проблем городов и районов с истощенными природными сырьевыми ресурсами, уменьшить нагрузку на местные рынки труда, увеличить объемы средств, поступающих в местные бюджеты, снизить экологическое загрязнение окружающей среды, вернуть в оборот земли, находящиеся в настоящий момент под отвалами и хвостохранилищами, получить ценную продукцию, востребованную на рынке.

Разработка техногенных месторождений позволит перейти к рациональному природопользованию с обеспечением взаимосвязей разных экологических и социально-экономических факторов, для снижения негативного влияния последствий деятельности горных предприятий на окружающую среду с учетом социально-экономических интересов региона.

ПЕРСПЕКТИВЫ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ОТХОДОВ ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕГО ПРОИЗВОДСТВА НА БАЗЕ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Шеметов П.А., главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Сытенков В.Н.**, главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Наимова Р.Ш.**, декан Зарафшанского ОТФ НГИ, канд. техн. наук

Ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий освоения месторождений в сочетании с истощением запасов заставляет обратить пристальное внимание на отходы горно-перерабатывающего производства. В Кызылкумском регионе ситуация складывается таким образом, что через определенное время оставшиеся запасы месторождений Мурунтау, Кокпатас и Даугызтау не смогут обеспечить работу заводов на достигнутом уровне, поэтому сначала объемы горных работ, а затем и объемы переработки руды начнут уменьшаться.

В то же время при освоении этих месторождений накоплено значительное количество золотосодержащих отходов добычи и переработки, и подошло время уже сегодня приступить к их изучению с точки зрения возможного использования в качестве резервного сырьевого источника в будущем, рассматривая их в качестве техногенных месторождений (рис. 1-3, табл.). Для этого необходимо:

- оценить ситуацию, сложившуюся с образованием отходов в горно-перерабатывающем производстве и формированием техногенных месторождений;
- разработать программу вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства и освоения техногенных месторождений;
- разработать график освоения техногенных месторождений.

1. Оценка ситуации

Оценка ситуации предусматривает: определение видов отходов горно-перерабатывающего производства; рассмотрение предпосылок для вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства; определение факторов, способствующих и препятствующих вовлечению в переработку отходов производства.

1.1. Виды отходов

горно-перерабатывающего производства

Отходы горно-перерабатывающего производства складываются из отходов открытой и подземной добычи, а также отходов переработки минерального сырья.

Отходы открытой и подземной добычи представлены забалансовой рудой и вскрышными породами.

Забалансовая руда входит в сырьевую базу перерабатывающих заводов и в соответствии с проектами планомерно вовлекается в переработку, поэтому такая руда лишь временно может быть отнесена к отходам. Вскрышные породы до настоящего времени в качестве сырья для получения золота не рассматривались, поэтому они и являются собственно отходами добычи. Такие отходы образовались и продолжают образовываться при открытой разработке месторождений Кокпатас и Мурунтау (рис. 1, а).

Отходы переработки минерального сырья представлены твердыми «хвостами» и сбросными растворами гидрометаллургических заводов (ГМЗ), перерабатывающих золотосодержащую руду месторождений Мурунтау (ГМЗ-2), Кокпатас и Даугызтау (ГМЗ-3) и Марджанбулак (МЗИУ). Такие отходы накапливаются в специально созданных хвостохранилищах (рис. 1, б).

Отходы добычи при открытой разработке месторождения Кокпатас и Даугызтау накоплены в отвалах карьера в количестве ~45 млн. т, а отходы переработки руды в количестве ~37 млн. т - в хво-

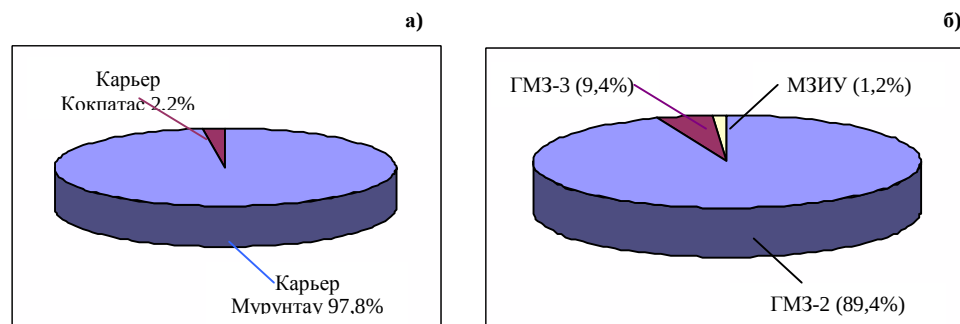


Рис. 1. Распределение по горно-перерабатывающим объектам отходов добычи (а) и переработки (б) золоторудного минерального сырья

стохранилище, которое продолжает интенсивно заполняться. Поскольку эти месторождения находятся на такой стадии освоения, когда вопрос о снижении объема добычи еще не актуален, то отходы добычи и переработки могут рассматриваться лишь в качестве потенциального источника минерального сырья на отдаленную перспективу. Поэтому отходами этих месторождений сегодня заниматься преждевременно, тем более что количество таких отходов относительно невелико (~3% от общего объема отходов добычи и переработки).

Отходы добычи, образовавшиеся при освоении месторождения Марджанбулак, уже практически переработаны, поэтому сегодня они представлены только отходами переработки, скопившимися в хвостохранилище в количестве ~10 млн. т. Эти отходы требуют самого пристального внимания как источник минерального сырья, поскольку сырьевая база для МЗИУ фактически отсутствует, а вовлечение этих отходов в переработку может оказать существенное влияние на эффективность работы горно-перерабатывающего комплекса и социально-экономическую ситуацию в районе.

Отходы горно-перерабатывающего производства на базе месторождения Мурунтау представляют наибольший интерес, связанный с тем, что от работы этого комплекса зависит социально-экономическая ситуация во всем регионе. Эти отходы складываются из запасов вскрышных пород, «хвостов» переработки рудной массы методом кучного выщелачивания, а также «хвостов» гидрометаллургической переработки руды на ГМЗ-2.

«Хвосты» гидрометаллургической переработки руды на ГМЗ-2 в количестве ~720 млн. т уложены в хвостохранилище. Поскольку содержание в уложенных «хвостах» в 2,5÷3,0 раза ниже экономического предела, то в обозримом будущем их не целесообразно рассматривать даже в качестве потенциального сырьевого источника. Поэтому все внимание следует сосредоточить на отходах добычи.

На разных этапах освоения месторождения к вскрышным породам карьера Мурунтау относилась горная масса с разным содержанием золота: сначала менее 1,5 г/т, затем - менее 1,0 г/т, а в перспективе - 0,5 г/т [1].

Однако следует отметить, что указанная горная масса всегда складировалась отдельно. При этом по мере увеличения производительности перерабатывающего завода горная масса с содержанием золота более 1,0 г/т фактически переводилась в разряд товарной руды и вовлекалась в переработку.

Вскрышные породы, накопленные в отвалах за 40 лет существования карьера Мурунтау, сегодня представляют отходы горного производства. Эти отвалы сформированы из пород внешней и внутренней вскрыши.

Породы внешней вскрыши располагаются за внешними границами рудных залежей. Содержание

золота в таких породах составляет в среднем 0,15 г/т, что меньше чем в «хвостах» переработки гидрометаллургического завода [2].

Породы внутренней вскрыши располагаются внутри рудных залежей. Содержание золота в них в среднем на 26% меньше его содержания в товарной руде самого низкого сорта. Часть пород внутренней вскрыши с 01.01.2009 г. выделена в отдельный грузопоток с формированием специальных складов. При этом следует отметить, что неизбежно потерянная при добыче балансовая руда попадает в породы внутренней вскрыши, в результате чего содержание в них золота повышается, а интерес к ним возрастает.

За 40 лет существования в отвалах карьера Мурунтау на 01.11.2008 г. накоплено 2,26 млрд. т вскрышных пород. Эти отвалы формировались с использованием автомобильного и конвейерного транспорта из пород внешней и внутренней вскрыши, которые смешивались друг с другом в произвольном соотношении. При этом известно, что среднее содержание золота в таких отвалах составляет 0,35 г/т [1].

В «хвостах» кучного выщелачивания на 01.11.2008 г. накоплено ~160 млн. т отходов переработки со средним содержанием, достаточным для их экономически выгодной переработки по «заводской» технологии. Эти отходы представляют собой однородную рудную массу, измельченную до крупности -3,25 мм, уложенную в штабель и обработанную цианистыми растворами. В перспективе количество таких отходов достигнет ~300 млн. т, что обеспечит работу ГМЗ-2 на протяжении ~9 лет.

1.2. Предпосылки для вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства

«Хвосты» кучного выщелачивания включены в сырьевую базу горно-перерабатывающего производства, а их переработка на ГМЗ-2 может быть начата после 2020 г.

Интерес к отвалам вскрышных пород как к резервному источнику сырьевых ресурсов проявлен в 1998 г., когда были сделаны их первые оценки распределения содержания золота в уложенной горной массе. Однако системная работа в этом направлении началась в 2008 г. с обработки накопленных горно-геологических материалов и проведения поверхностного опробования на характерном отвале, в качестве которого выбран один из отвалов комплекса ЦПТ. Обработка полученных результатов позволила сделать следующие предварительные выводы:

1. Автомобильные и конвейерные отвалы вскрышных пород представляют типичные техногенные месторождения.

2. Характер распределения золота в техногенных месторождениях соответствует характеру его распределения того месторождения природного проис-

хождения, при освоении которого они сформированы.

3. В техногенных месторождениях при бортовом содержании 0,5 г/т ~25÷30% горной массы со средним содержанием, достаточным для ее экономически выгодной переработки. Эта горная масса может рассматриваться в качестве резервного источника сырьевых ресурсов ГМЗ-2 на период после 2020 г.

4. Потенциальные запасы резервного источника сырьевых ресурсов с указанными параметрами оцениваются в ~550÷650 млн. т, что обеспечит работу ГМЗ-2 на протяжении не менее ~20 лет. Естественно, что снижение бортового содержания, например, до 0,4 г/т увеличит потенциальные запасы до ~850÷900 млн. т при снижении среднего содержания на 10÷15%, что позволит продлить работу ГМЗ-2 еще на ~10 лет.

1.3. Факторы, способствующие вовлечению в переработку отходов производства

К факторам, способствующим вовлечению в переработку отходов производства, относятся:

- при освоении техногенных месторождений из вскрышных пород – наличие транспортных коммуникаций с пунктами погрузки рудной массы в ж/д думпкары, что позволяет организовать ее переработку сразу же после принятия решения;
- при вовлечении в переработку «хвостов» кучного выщелачивания – наличие измельченной рудной массы с относительно равномерным распределением содержания в ней, что позволяет снизить энергетические, материальные и финансовые затраты на переработку с увеличением пропускной способности (производительности) измельчительного и классифицирующего оборудования.

1.4. Факторы, осложняющие вовлечение в

переработку отходов производства

К факторам, осложняющим вовлечение в переработку отходов производства, относятся:

- при освоении техногенных месторождений из вскрышных пород – необходимость проведения геологической разведки с обоснованием горнотехнических параметров горных работ;
- при освоении техногенных месторождений из «хвостов» кучного выщелачивания – низкая пропускная способность транспортных коммуникаций при отсутствии погрузочных пунктов.

2. Программа вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства

Программа вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства должна опираться на график освоения имеющихся сырьевых ресурсов, сосредоточенных в контурах карьера IV-ой и V-ой очереди, и техногенных месторождений.

Анализ такого ориентировочного графика (рис. 2) показывает, что имеющиеся сырьевые ресурсы в контурах карьера и рудных складах не обеспечивают потребности перерабатывающего завода уже с 2020 г. При этом неизбежно возникнет дилемма: сокращать производство, либо привлекать дополнительные ресурсы с пониженными потребительскими характеристиками. Поскольку политика государства в области экономического развития может быть сформулирована как «Создание условий для получения гарантированных доходов для большинства трудоспособного населения», то ответ на поставленный вопрос практически однозначен: «Привлекать дополнительные ресурсы с пониженными потребительскими характеристиками». Такое решение позволит поддерживать интегральный ресурс



Рис. 2. Схема изменения структуры перерабатываемой рудной массы во времени

региона на уровне, предотвращающем его деградацию, за счет продления срока существования горно-перерабатывающего комплекса на базе месторождения Мурунтау.

Программа вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства должна включать решение следующих задач.

2.1. При освоении техногенных месторождений из вскрышных пород:

- провести геологическую разведку отвалов с обоснованием сети и интервала опробования;
- построить математическую модель техногенных месторождений;
- обосновать величину потенциального (предельно низкого) и базового бортового содержания (рис. 3);
- разработать прогноз изменения содержания от базового значения к потенциальному значению;
- отработать методику построения сортовых планов;
- обосновать технологию выемки (валовая, селективная) с определением ее горно-технологических параметров (высота уступа, выемочная порция) с учетом технологии формирования отвалов (автомобильная, конвейерная);
- определить целесообразность и область применения крупно-порционной, мелко-порционной или покусковой сортировки в зависимости от технологии формирования отвалов (автомобильная, конвейерная);
- провести технологическую паспортизацию техногенных месторождений;
- определить последовательность отработки техногенных месторождений и повторного заполнения освободившегося пространства новыми отходами.

2.2. При освоении техногенных месторожде-

ний из «хвостов» кучного выщелачивания:

- выбрать способ транспортирования «хвостов» кучного выщелачивания от места размещения штабеля до перерабатывающего завода (ж/дорожный, конвейерный, трубопроводный, комбинированный);
- обосновать технологию разработки штабеля «хвостов» кучного выщелачивания в комплексе с погрузкой извлеченного материала в транспортные средства;
- определить технологические показатели (извлечение, производительность) переработки «хвостов» кучного выщелачивания по заводской технологии;
- разработать технологическую схему переработки «хвостов» кучного выщелачивания по заводской технологии;
- определить способ детоксикации материала в штабеле до начала выемочно-погрузочных работ.

2.3. Обеспечение согласованного освоения техногенных месторождений:

- провести технико-экономическое сравнение вариантов переработки отходов горного производства («на месте», на перерабатывающем заводе или в комбинации);
- обосновать технологическую схему (совместная с добываемой рудой и техногенным сырьем или раздельная по происхождению сырья – природное или техногенное) и определить рациональное соотношение объема переработки отходов горного производства и природного минерального сырья;
- оценить целесообразность применения упрощенных технологий переработки отходов на основе гравитационных и сухих методов обогащения для частичной компенсации снижения выпуска золота после прекращения переработки руды методом кучного выщелачивания;

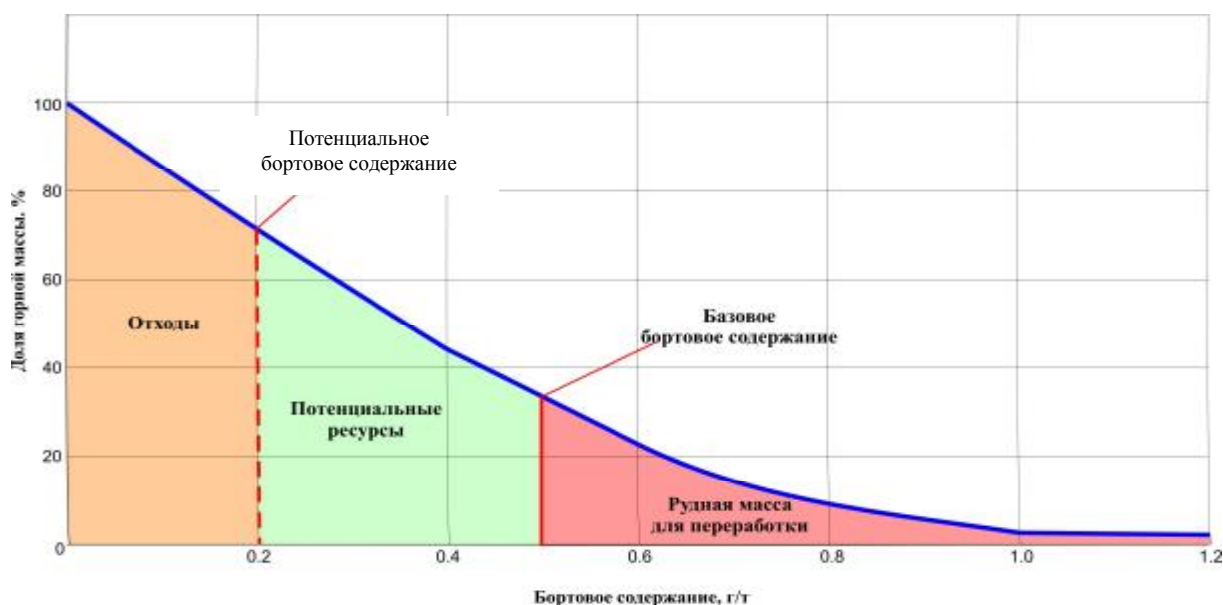


Рис. 3. Схема распределения отходов добычи по потребительским свойствам в зависимости от бортового содержания

- организовать вовлечение в переработку отходов добычи и «хвостов» кучного выщелачивания (проектирование, строительство транспортных коммуникаций и т.п.);

- собственно переработка отходов добычи и «хвостов» кучного выщелачивания.

3. График освоения техногенных месторождений

График освоения техногенных месторождений при современном уровне знаний может быть разработан только в оценочном варианте исходя из изменения структуры перерабатываемой рудной массы во времени, но без привязки к конкретным технологическим и техническим решениям, которые еще только требуется обосновать или разработать. По-

этому такой график следует рассматривать в качестве ориентира для своевременного выполнения задач (табл.).

При этом необходимо отметить, что технологические задачи по освоению отходов должны быть решены в течение 6-7 лет, нормативно-экономические задачи (ТЭО, проекты и т.п.) – через 7-8 лет и организационно-финансовые (принятие решений, выделение средств, перестройка транспортных коммуникаций и т.п.) – 8-10 лет.

Таким образом, предварительными исследованиями установлено, что отходы добычи (вскрышные породы) и переработки («хвосты гидрометаллургических заводов) золоторудного сырья представляют типичные техногенные месторождения,

Таблица
Ориентировочный график освоения техногенных месторождений карьера Мурунтау

№ п/п	Мероприятие	Срок исполнения
1. Решаемая задача: освоение техногенных месторождений из вскрышных пород		
1.1.	Провести геологическую разведку отвалов с обоснованием сети и интервала опробования.	2009-2012 гг.
1.2.	Построить математические модели техногенных месторождений из вскрышных пород.	2010-2015 гг.
1.3.	Обосновать величину потенциального (предельно-низкого) и базового бортового содержания, а также разработать прогноз его изменения от базового значения до предельно-низкого значения.	2009-2010 гг.
1.4.	Отработать методику построения сортовых планов.	2010-2015 гг.
1.5.	Обосновать технологию выемки (валовая, селективная) с определением ее горно-технологических параметров (высота уступа, выемочная порция) с учетом технологии формирования отвалов (автомобильная, конвейерная).	2009-2010 гг.
1.6.	Провести технологическую паспортизацию техногенных месторождений.	2009-2010 гг.
1.7.	Определить целесообразность и область применения крупно-порционной, мелко-порционной или лопусковой сортировки в зависимости от технологии формирования отвалов (автомобильная, конвейерная).	2009-2012 гг.
1.8.	Разработать сценарий освоения техногенных месторождений с учетом прогноза изменения бортового содержания, последовательности отработки и повторного заполнения освобожденного пространства новыми отходами горного производства.	2009-2010 гг.
2. Решаемая задача: освоение техногенных месторождений из «хвостов» кучного выщелачивания		
2.1.	Выбрать способ транспортирования «хвостов» кучного выщелачивания от места размещения штабеля до перерабатывающего завода (ж/дорожный, конвейерный, трубопроводный, комбинированный).	2010-2012 гг.
2.2.	Обосновать технологию разработки штабеля «хвостов» кучного выщелачивания в комплексе с погрузкой извлеченного материала в транспортные средства.	2010-2012 гг.
2.3.	Определить технологические показатели (извлечение, производительность мельничного оборудования) переработки «хвостов» кучного выщелачивания по заводской технологии.	2009-2010 гг.
2.4.	Разработать технологическую схему переработки «хвостов» кучного выщелачивания по заводской технологии	2009-2010 гг.
2.5.	Разработать способ детоксикации материала в штабеле до начала выемочно-погрузочных работ.	2009-2010 гг.
3. Решаемая задача: обеспечение согласованного освоения техногенных месторождений		
3.1.	Провести технико-экономическое сравнение вариантов переработки отходов горного производства («на месте», на перерабатывающем заводе или в комбинации).	2010-2015 гг.
3.2.	Обосновать технологическую схему (совместная или раздельная) и определить рациональное соотношение объемов переработки отходов горного производства.	2010-2015 гг.
3.3.	Оценить целесообразность применения упрощенных технологий переработки отходов на основе гравитационных и сухих методов обогащения для частичной компенсации снижения выпуска золота после прекращения переработки руды методом кучного выщелачивания.	2010-2015 гг.
4. Решаемая задача: организация вовлечения в переработку отходов добычи и «хвостов» кучного выщелачивания		
4.1.	Разработка технико-экономического обоснования вовлечения отходов добычи и «хвостов» кучного выщелачивания в переработку.	2015-2016 гг.
4.2.	Разработка проектной документации на вовлечение в переработку отходов добычи (разработка отвалов) и «хвостов» кучного выщелачивания (обеспечение транспортной связи штабеля кучного выщелачивания с перерабатывающим заводом).	2016-2017 гг.
4.3.	Реализация разработанных проектов по вовлечению в переработку отходов добычи (разработка отвалов) и «хвостов» кучного выщелачивания.	2017-2018 гг.
5. Решаемая задача: переработка отходов добычи и «хвостов» кучного выщелачивания		
5.1.	Разработка отвалов вскрышных пород и штабеля «хвостов» кучного выщелачивания и переработка рудной массы по разработанным схемам.	2019-2060 гг.

которые могут рассматриваться в качестве резервных источников минерального сырья.

Среди таких техногенных месторождений наибольший интерес представляют отвалы карьера Мурунтау, в которых накоплено ~2 млрд. т вскрышных пород и которые формировались из его разных зон, поэтому в них перемешены вскрышные породы, содержащие золото. Предварительная оценка показыва-

ла, что в этих отвалах от 25% до 40% горной массы содержит золото в количестве, достаточном для экономически выгодной переработки.

Однако для того, чтобы такие предпосылки стали реальностью должны быть решены задачи по разведке техногенных месторождений, обоснованию параметров разработки, созданию транспортных связей, предварительному обогащению и т.п.

Список литературы:

1. Управление минерально-сырьевой базой горноперерабатывающего производства / Кучерский Н.И., Мазуркевич А.П., Канцель А.В. и др. // Цветные металлы, 1999, №7. – С.22-27.
2. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Опыт изучения и разработки. – Ташкент: Фан, 2001. – 211 с.



В издательстве «Фан» Академии наук Республики Узбекистан вышла монография «Современное состояние и перспективы развития Кызылкумского региона», в которой авторами Шеметовым П.А. - главным инженером НГМК, докт. техн. наук, Сытенковым В.Н. - главным инженером Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, проф., Кадыровым А.А. - директором межотраслевого Центра

стратегических инноваций и информатизации, докт. техн. наук, проф., Бибики И.П. - зам. главного инженера Центрального рудоуправления ГП «Навоийский ГМК», канд. техн. наук изложены результаты исследований современного состояния и проблем развития Кызылкумского региона, являющихся базисом для разработки основ стратегии развития Кызылкумского региона с применением системного подхода к использованию его интегрального ресурса.

При этом дана социально-экономическая оценка развития региона, в которой определена деятельность ГП «Навоийский ГМК» как основного регионообразующего фактора и сформулировано понятие Кызылкумского региона как сложного соединения природных, производственных и социальных систем.

Приведены результаты исследований по анализу минерально-сырьевых ресурсов региона, в которых изложены материалы, связанные с его геологическим развитием, тектоническим районированием и прогнозно-металлогеническими особенностями. Изложены результаты исследований состояния и перспектив использования экологических, энергетических и водных ресурсов региона. Показан анализ состояния, тенденций и прогнозирования демографической ситуации в Кызылкумском регионе.

Монография рассчитана для научных работников и специалистов в области системного анализа больших систем, развития регионов и горно-промышленных комплексов, а также для студентов и аспирантов соответствующих специальностей.

НАУЧНЫЕ АСПЕКТЫ РАЗВИТИЯ РАБОТ ПО ПОДЗЕМНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ УРАНА

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

В середине прошлого столетия геологами Краснохолмской экспедиции (ныне ГП НПЦ «Урангеология», г. Ташкент) в центре пустыни Кызылкум открыто и разведано урановое месторождение Учкудук нового, неизвестного до того времени типа. Вскоре в Кызылкумском регионе по выявленным критериям были обнаружены и разведаны аналогичные месторождения и рудопроявления (Сугралы, Северный и Южный Букинай, Кетменчи и многие другие), а затем и в других регионах бывшего СССР и зарубежных стран.

Такие месторождения, имеющие широкое распространение на нашей планете, получили название «эпигенетических инфильтрационного (учкудукского) типа». Их происхождение связано с гипергенными процессами в краевых частях межгорных и предгорных впадин, заполненных осадочными породами мезозой-кайнозойского чехла и в примыкающих к ним невысоких горах, сложенных коренными кристаллическими породами подстилающего фундамента.

В 1962 г. впервые было высказано мнение о возможности применения способа скважинного подземного выщелачивания (ПВ) урана из забалансовых руд инфильтрационных месторождений Учкудук в их естественном залегании. Основанием к этому послужили наблюдаемые случаи обогащения ураном (до 50-100 мг/л) подземных вод в дренажных скважинах и траншеях горных выработок.

Эта возможность была проверена первыми опытными работами по ПВ на залежи 30 (участок ПВ - 101), начатыми в 1963 г. Были опробованы три способа выщелачивания – водное, содовое и кислотное с применением в качестве окислителя кислорода воздуха.

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

К началу работ в 1963 г. на залежи 30 опыта отработки урановых месторождений методом подземного выщелачивания в отечественной и мировой практике не существовало.

Переход от горного способа добычи урана на подземное выщелачивание урана потребовал интенсивного проведения научно-исследовательских работ с целью изучения распределения урана и механизма процесса выщелачивания в недрах, режимов отработки, оптимизации и интенсификации процесса,

отработки технологии извлечения урана из растворов ПВ. В связи с этим в 1965 г. в ЦНИЛ НГМК была создана группа подземного выщелачивания в составе горно-геологической лаборатории.

Лаборатория ПВ была создана в 1974 г., а в 1986 г. она объединилась с технологической лабораторией, образовав лабораторию технологии и геотехнологии. К работе были привлечены - ВНИИХТ и ПромНИИПроект, на некоторых этапах научно-исследовательских работ - ВСЕГИНГЕО, МГРИ, ВИМС, ИГЕМ и др.

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

Научные аспекты развития геотехнологии урана

Научно-исследовательские работы осуществлялись в лабораторных условиях на физических моделях, опытных участках. Полученные результаты опробовались в опытно-промышленных масштабах.

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

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

В 1980 г. быстрыми темпами вводились в эксплуатацию новые участки и месторождения. Всё это потребовало оперативного контроля, наблюдений и анализа технико-экономических показателей эксплуатации. К этому времени на вновь вводимых в эксплуатацию участках ПВ горно-технические, геолого-гидрогеологические условия стали не самыми благоприятными (13 шахтное поле в Учкудуке, Кетменчи). Поэтому одними из основных направлений

научно-исследовательских работ стали разработки по совершенствованию конструкции и технологии сооружения, освоения и эксплуатации скважин. Эти разработки в конечном итоге позволили снизить удельные расходы кислоты. Была выполнена актуальная работа с выдачей рекомендаций по оптимизации концентрации кислоты в закачных растворах по стадиям отработки блоков ПВ и с учётом вещественного состава руд. Эти рекомендации были включены, в частности, в технический проект для месторождения Сабырсай.

Выполнялись лабораторные исследования по улучшению качества буровых растворов, по разработке рецептур тампонажных растворов. Значительное внимание уделялось проблеме кольматации фильтров и прифильтровых зон скважин – были даны рекомендации по реагентным обработкам, использованию метода электрогидравлического удара. Совместно с ЦЛ КИПиА НГМК проводились опытно-промышленные испытания систем автоматического регулирования расхода воздуха в эрлифтах. Использование их в практике позволило снизить расходы (в процессе) на 25-30%.

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

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

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

Бикарбонатное выщелачивание (БКВ) и миниреагентная технология

В 1986 г. начали интенсивно развиваться опытные работы по БКВ в Учкудуке на участке ПВ-102, где выщелачивание урана осуществлялось оборотными пластовыми водами, насыщаемыми кислородом воздуха с добавкой серной кислоты до $\text{pH}=4$. Расход серной кислоты при этом был снижен в 100 раз. Рост добычи урана способом подземного выщелачивания в 1988 г. в комбинате стал возможен благодаря внедрению в производство и совершенствованию технологии и технических средств кислотно-бикарбонатного и безреагентного выщелачивания в режиме БКВ с применением в качестве окислителя кислорода воздуха.

Выполнялся большой объём работ аналитического характера по геотехнологическому картированию

участков ПВ (расчёт коэффициента фильтрации руд и вмещающих пород, прогнозные определения ожидаемой продуктивности с использованием данных по проницаемости пород и электрокаротажа). Изучалась закономерность поведения радия при подземном выщелачивании, исследовалась возможность извлечения попутных элементов из продуктов ПВ.

В 1986-1987 гг. в результате проведения большого числа лабораторных и опытных работ на полигонах ПВ обозначилось 4 варианта схемы БКВ:

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

Адаптационная (последовательная) геотехнология урана

В 1988-1991 гг. проводились опытные работы по схеме БКВ: на месторождении Северный Канимех (СК-85) – вариант с кислородонасыщенными растворами бикарбоната аммония, на месторождении Учкудук (участок ПВ-105, блок – 102 «Север») слабокислотными растворами ($\text{pH}=4\div 6$) с кислородом воздуха, на месторождении Учкудук (блок 102 «Запад») и на месторождении Кетменчи (ПВ-5) с кислородонасыщенной пластовой водой.

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

Проведенные исследования показали возможность применения легких режимов для выщелачивания руд этих залежей, и поэтому была предложена следующая последовательность проведения процесса ПВ [1]:

- 1) Предварительное насыщение пласта кислородом воздуха и затем выщелачивание пластовой водой.
- 2) Дополнительное насыщение пластовой воды углекислым газом или выщелачивание слабоподкисленной ($\text{pH}=4$) водой.
- 3) Выщелачивание слабокислыми (до 1 г/л) растворами серной кислоты.
- 4) Выщелачивание кислыми (5-10 г/л) растворами серной кислоты.

Лабораторные данные и рекомендации нашли подтверждение в ходе начавшихся в 1997 г. опытных работ на 2-х ячейках участка № 21 месторождения Северный Букинай, на одной из которых использовалась схема БКВ с предварительным насыщением

пласта кислородом воздуха с последующей отработкой в слабокислотном режиме. В сравнении с контрольным вариантом (ячейка, где кислотность рабочих растворов составляла 15 г/л серной кислоты) продуктивность растворов и извлечение урана за 9 месяцев эксплуатации на ячейке БКВ оказалась в 2 раза выше, удельные расходы кислоты на закисление снизились в 1,3 раза, удельные расходы кислоты на добычу снизились в 1,6 раза.

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

Анализ работы блока на залежи 31 на месторождении Южный Букинай, где проводились опытные работы по БКВ слабоподкисленными пластовыми водами, насыщаемыми кислородом воздуха, показал, что процесс осуществляется экстенсивно. Было установлено, что основная причина недостаточной эффективности БКВ обусловлена организационно-техническими причинами. ЦНИЛ были выданы конкретные рекомендации для условий эжекции атмосферного воздуха через закачные скважины и для принудительного нагнетания сжатого воздуха через закачные скважины. Рассчитывались оптимальные расходы эжектируемого, нагнетаемого воздуха, время окисления и даны предложения по выбору закачных скважин для нагнетания воздуха.

Кроме того, рекомендованы методы подготовки и эксплуатации новых блоков ПВ для условий залежи 31 в целом, включающие технологию сооружения и эксплуатации высокодебитных скважин. По результатам лабораторных работ на керновом материале залежи 31 для умеренно карбонатных руд была рекомендована схема БКВ первоначально воздухом-насыщенными пластовыми водами, содержащими бикарбонат-ион не менее 150-200 мг/л, а затем слабокислыми ($H_2SO_4 < 1$ г/л) растворами.

В 1997 г. по результатам лабораторных работ выданы рекомендации по схеме БКВ на участке № 14 месторождения Северный Букинай слабокислыми (до 0,5 г/л H_2SO_4) воздухом-насыщенными растворами с предварительным окислением пласта кислородом воздуха. Однако в процессе промышленной эксплуатации на блоке 76 участка № 14 снизилась сорбционная ёмкость смолы, стала наблюдаться коррозия оборудования из нержавеющей стали. Проведенные оперативные исследования показали, что в продуктивных растворах присутствует сероводород, являющийся агрессивным кислым газом, который и вызывал коррозию. Подкисление же сероводородсодержащих продуктивных растворов до pH=4, необходимое для эффективного ведения сорбционного процесса, снижало ёмкость смолы АМП на 30%. Поэтому при обнаружении в составе продуктивных растворов сероводорода в количестве более 3 мг/л было рекомендо-

вано проводить их аэрацию перед сорбцией с тем, чтобы окислить сероводород до элементарной серы.

В 1997-1999 гг. на основании проведенных лабораторных исследований выданы практические рекомендации по технологии слабокислотного выщелачивания с предварительным насыщением пластовой воды кислородом воздуха и выполнен анализ результатов эксплуатации опытного участка Тохумбет, которые показали высокую эффективность БКВ. Извлечение урана за 2 года работы опытного участка составило 67% и была начата промышленная эксплуатация месторождения Тохумбет.

Опытные полевые работы

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

1. *Исследование возможности увеличения сырьевой базы урана.* С целью расширения сырьевой базы комбината и вследствие открывшихся возможностей использования импортных скважинных насосов с широким диапазоном гидравлических характеристик, учитывая промышленное освоение безреагентной и миниреагентной технологий выщелачивания урана, появились реальные перспективы возобновления отработки месторождения Северный Майзак способом ПВ с приемлемыми экономическими показателями. ЦНИЛ разработал программы по освоению данного месторождения, которые включали рекомендации по эксплуатационной разведке блоков ПВ, гидрогеологические расчёты оптимальных схем размещения и производительности скважин, технологию сооружения скважин, технологию выщелачивания в безреагентном и миниреагентном (БКВ) режимах. В выданных рекомендациях даны также предложения по принципиальной технологической схеме переработки бикарбонатных продуктивных растворов. Опытные работы по бикарбонатно-кислотному выщелачиванию (БКВ) проведены на месторождении Сугралы на экспериментальной ячейке в 1986-1989 гг. Уран выщелачивался по двухстадийной схеме - первоначально пластовыми водами, насыщенными кислородом воздуха или техническим кислородом, затем слабым раствором серной кислоты (2-5 г/л). Этот эксперимент показал высокую эффективность опробованной схемы, удельный расход серной кислоты при этом был снижен более, чем в 80 раз.

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

2. *Выщелачивание урана из бескарбонатных руд.* Руды месторождений Бешкак, Лявлякан, Северный Букинай и др. относятся к бескарбонатному геотехнологическому типу (содержание CO_2 до 1%). В 1988 г. на этом основании на месторождениях Северный Канмех (участок СК-86), Северный Майзак был рекомендован мягкий кислотный режим выщелачивания (2-5 г/л H_2SO_4). В 1994 г. проведены лабораторные исследования по выщелачиванию kernовых проб руды участка «Аэропорт» в Учкудуке. Выданы рекомендации по технологической схеме выщелачивания – предварительное извлечение урана воздухом насыщенные пластовыми водами, затем переход на жесткий кислотный режим (15-20 г/л H_2SO_4). В 1998 г. на блоке 4В-40-1 участка № 21 месторождения Северный Букинай подтверждены данные лабораторных исследований по высокой эффективности предварительного окисления малокарбонатных руд ($\text{CO}_2 \leq 0,5\%$) при кислотном выщелачивании (10 г/л H_2SO_4). За 20 месяцев эксплуатации блока достигнуто нормативное извлечение урана.

В 1998-2000 гг. выданы рекомендации по процессу выщелачивания на первом блоке месторождения Лявлякан по схеме кислотного выщелачивания, так как в рудах отсутствуют карбонаты. Рекомендовано предварительное окисление пласта кислородом воздуха, с последующим переходом на режим мягкого кислотного выщелачивания серной кислотой (5 г/л).

Сложность обработки месторождения Лявлякан, обусловленная особенностями минералогического состава руд, вызвала необходимость дальнейшего проведения лабораторных исследований по поиску оптимальной технологии выщелачивания, постановки работ по разработке специальных методов химической обработки закольматированных скважин, разработки предложений по совершенствованию технологии сооружения скважин. В результате выполненных лабораторных работ было рекомендовано осуществлять процесс выщелачивания раствором серной кислоты в мягком режиме – не более 5 г/л, а при условии предварительного окисления пласта кислородом воздуха – не более 2-3 г/л серной кислоты.

3. *Способы увеличения дебита скважин.* В 2001 г. на kernовых пробах руды месторождений Кентыктубе и Лявлякан были проведены лабораторные исследования по интенсификации процесса ПВ урана с использованием фульвокислотных комплексов (ФК), представленных для испытаний НТЦ «Экологическая безопасность территорий» (г. Москва, Пантелеев В.М.). Препарат фульвокислот (ФК) является продуктом щелочно-кислотной переработки торфа. Было установлено, что ФК не оказывает непосредственного влияния на процесс растворения и выщелачивания урана. В то же время, лабораторными экспериментами было показано, что под действием фульвокислот повышается проницаемость руды за счёт универсальных комплексообразующих свойств ФК в слабых и слабощелочных растворах. Применение ФК предотвращает гипсование пласта. Ограни-

чивает применение препарата его дороговизна. Уменьшение стоимости возможно при изыскании технологии получения ФК из местного сырья (отходы переработки хлопка и т.д.) [2].

4. *Увеличение эффективности процесса ПВ.* Для увеличения производительности скважин на месторождении Лявлякан выданы предложения по совершенствованию технологии сооружения бесфильтровых скважин различной модификации. Приведены примеры расчёта бесфильтровых скважин, технология производства работ, схема сооружения и эксплуатации скважин.

Сложная морфология рудных тел на месторождениях, обрабатываемых способом ПВ (многоярусное оруденение, маломощные рудные тела в слабопроницаемых крыльях залежей, узкие лентообразные рудные залежи) предопределили поиск способов их эффективной обработки. Многоярусные рудные тела обрабатывались на месторождении Кетменчи и Учкудук (Айтымские рудные залежи).

Опыт их эксплуатации способом ПВ показывал, что вскрытие и установка фильтров на все рудные пересечения не даёт эффекта и уран выщелачивался преимущественно лишь из верхних рудных тел. Так, анализ особенностей эксплуатации участка ПВ-102 (Учкудук) привёл к заключению о неудовлетворительном ходе обработки рудных тел в нижней части разреза продуктивной толщи.

В соответствии с рекомендациями ЦНИЛ на перспективной площади была организована доработка запасов с использованием дополнительно пробуренных на отработанных площадях откачных насосных скважин, специально оборудованных фильтрами на нижние продуктивные интервалы. Такие скважины обеспечивали добычу урана без подачи в пласт кислоты, используя достигнутое ранее закисление массива за счёт растекания растворов. Работая с высокой производительностью (20-25 м³/час), они обеспечивали эффективную доработку запасов с приемлемыми экономическими показателями. Добыча урана таким способом составляла более 30% от общей добычи участка ПВ-102. Для обработки 2-3 - ярусного оруденения на участке ПВ-102 «Запад» была рекомендована схема обработки, предусматривающая оборудование откачных скважин двумя фильтрами, а закачных – одним нижним. В качестве основного метода контроля газонасыщения руд и вмещающих пород был рекомендован индукционный каротаж.

Проводимые опытные работы на месторождении Кетменчи также указывали на необходимость раздельной обработки рудных тел на различных стратиграфических уровнях. С этой целью была разработана конструкция откачной скважины, позволяющая одновременно раздельно эксплуатировать два горизонта и сократить расходы на бурение.

5. *Биогеотехнология урана.* В 1999 г. ЦНИЛ совместно с Институтом микробиологии (ИМБ) АН РУз (Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И.) проведены лабораторные исследования по выщелачиванию урана на 3-х рудных пробах с использованием двух

штаммов бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans*. Установлено, что применение бактерий увеличивает извлечение урана по сравнению с контрольным опытом на 8-24%.

В 2000 г. на месторождении Бешкак было проведено 2 локальных полевых опыта в режиме push-pull. В результате первого опыта, проведенного на закисленной и выведенной из эксплуатации ввиду некондиционности содержаний откачной скважине, продуктивность откачанного раствора резко возросла. В 2001 г. на опытной ячейке ПВ-11 месторождения Бешкак были проведены натурные испытания по использованию микроорганизмов в непрерывном (фильтрационном) режиме. За период испытаний извлечение урана из продуктивных растворов бактериального выщелачивания составило 41,5%, из контрольной ячейки – 28,2% [3].

В 2006-2007 гг. на залежи 5-1 месторождения

Кетменчи совместно с сотрудниками ИМБ АН РУз начаты опытные работы по доизвлечению урана из отработанных блоков ПВ с использованием бактериальных растворов. Бактериальное выщелачивание урана было проведено в режиме push-pull на двух скважинах. Показана принципиальная возможность интенсификации процесса ПВ методом бактериально-химического окисления урана.

6. *Технология переработки растворов ПВ.* Большое внимание в тематике подземного выщелачивания уделяется качеству химконцентратов, поступающих с участков ПВ, изучению сорбционных характеристик ионита АМП и других ионообменных смол различных поставщиков, работе ионитов в продуктивных растворах, получаемых при разных схемах выщелачивания урана, исследованиям по попутному извлечению ценных компонентов из продуктов участков ПВ.

Список литературы:

1. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. *Физико-химические геотехнологии освоения месторождения урана и золота в кызылкумском регионе.* «Геоинформцентр» Москва 2002 г.
2. Саттаров Г.С., Першин М.Е., Колпакова Е.В., Лильбок Л.А., Есаулов В.Н. *Научные аспекты развития работ подземного выщелачивания урана в НГМК // Горный вестник Узбекистана, 2007 г., т.28, № 1, с.39-45.*
3. Толстов Е.А., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Куканова С.И. и др. *Применение микроорганизмов в условиях подземного выщелачивания урана // Горный вестник Узбекистана 2003 г., № 4, с. 66-69.*

УДК 622

© Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б., Чекушина Е.В. 2009 г.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ШАХТНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРЮЧЕГО СЛАНЦА И ВЫСОКОВЯЗКОЙ НЕФТИ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтепромысловая геология, горного и нефтегазового дела» Российского университета дружбы народов, докт. техн. наук, профессор; **Джимиева Р.Б.**, преподаватель Владикавказского горного техникума; **Чекушина Е.В.**, аспирант кафедры нефтепромысловой геологии, горного и нефтегазового дела РУДН

В настоящее время разведанных запасов традиционной нефти (при существующих объемах её освоения) хватит примерно на 40-50 лет. Хотя это вовсе не означает, что за указанный период все запасы нефти будут однозначно исчерпаны. Во-первых, постоянно происходит совершенствование технологий добычи нефти, что позволяет вовлечь в освоение ранее нерентабельные месторождения. Так, предполагается увеличение коэффициента отдачи нефтяных пластов на действующих месторождениях с 30-50% до 65-70%, т.е. в 1,7 раза. Во-вторых, после исчерпания традиционных нефтей наступит период интенсивной разработки месторождений высоковязких (асфальтитовые и битуминозные пески, горючие сланцы, сверхвысоковязкие нефти и др.) разновидностей. В целом мировые потенциальные запасы сверхтяжелой (высоковязкой)

нефти (на конец 2006 г.) составляли 585,4 млрд. т, в т. ч.: Канада – 222,4; Россия – 184,2; Венесуэла – 163,7; Казахстан – 10,9; Мадагаскар – 5,9; США – 5,5. Причем, современная технология нефтедобычи, в зависимости от физико-геологических условий залегания в литосфере и свойств (прежде всего - вязкости) нефти, обеспечивает ее извлечение 20-40%, а в пластах с высоковязкой нефтью (свыше 25-30 сП) обычная скважинная технология добычи экономически неэффективна. Поэтому в этих условиях целесообразно применение шахтных инновационных способов разработки [1-8].

Необходимо отметить, что каждое направление техники и технологии (жизненный цикл которого составляет 70-90 лет и более, а периодичность смены или радикального обновления - 40-60 лет) включает в себя ряд сменяющих друг друга поко-

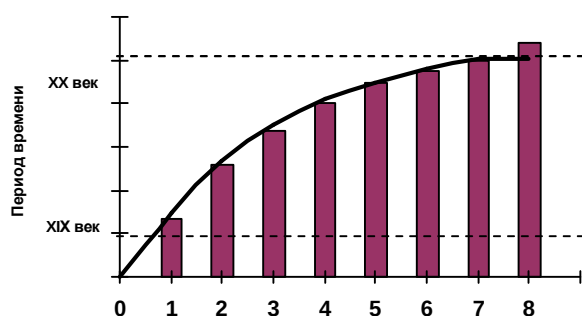


Рис. 1. Схема смены поколений методов добычи нефти: 1 - поверхностный сбор нефти; 2 - добыча нефти посредством колодезев; 3 - шахтная добыча высоковязкой нефти; 4 - скважинная добыча фонтанирующей нефти; 5 - карьерные способы разработки месторождений высоковязкой нефти; 6 - скважинная добыча нефти методами заводнения; 7 - тепловые методы добычи высоковязкой нефти; 8 - термические и электротермические методы добычи высоковязкой нефти

лений (рис. 1).

Кроме этого было установлено, что в переломные периоды в той или иной сфере поднимается волна базисных инноваций, порождающая затем поток улучшающих инноваций и инноваций частично корректирующих сделанные ранее технологии и продукты (табл. 1).

Методы прогнозирования развития технологий недропользования составляют ключевую часть методики их разработки совершенствования (рис. 2).

В ходе дальнейших исследований было произведено сравнение эффективности прогнозирования различных технологий недропользования методами анализа тенденций (рис. 3).

Кроме этого возможно применение метода экс-

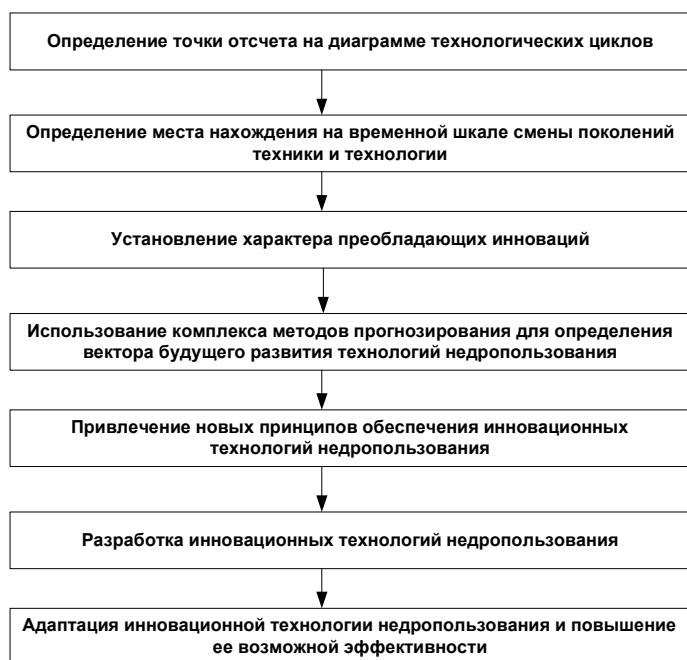


Рис. 2. Методика разработки инновационных технологий недропользования

пертных оценок (рис. 4), который базируется на использовании персональных интервью и анкетирования, а также различных групповых методов типа итерационного метода Дельфи, ориентированного на достижение консенсуса экспертов.

Также может быть применен и многовариантный анализ, включающий построение дерева возможных вариантов, а также написание сценариев, которые рассматривают альтернативные пути развития технологии (продукта).

Многочисленными исследованиями показано, что фильтрация нефтей, отличающихся большим содержанием асфальтенов, смол и парафинов, в пористой среде сопровождается существенным отклонением от классических законов Ньютона и Дарси.

Поэтому разработка залежей высоковязкой нефти с помощью системы вертикальных скважин, пробуренных с дневной поверхности зачастую связана со значительными трудностями, а открытая разработка – значительным негативным воздействием на окружающую среду (рис. 5).

Так, опытная эксплуатация Ярегского месторождения была начата в 1935 г. с дневной поверхности скважинами, расположенными по сетке 75x100 м. Однако, из-за низкого (не более 2%) коэффициента нефтеотдачи с 1939 г. были вынуждены перейти к шахтной технологии с бурением технологических (рабочих) скважин через 15-25 м из подземных горных выработок. В результате извлечение высоковязкой нефти повысилось лишь на 4%.

Дальнейший опыт промышленной эксплуатации с помощью шахтной дренажно-скважинной технологии показал, что коэффициент нефтеотдачи продуктивного пласта оказался довольно низким. Поэтому в последующей истории разработки Ярегского месторождения нефти вязкостью $(12,5-15,3) \cdot 10^3$ МПа·с дополнительно были применены различные инновационные способы интенсификации с различной величиной достигаемой нефтеотдачи (табл. 2). В целом, способы подземной добычи природных битумов можно подразделить на рудные и шахтно-скважинные.

При рудном способе насыщенная битумом горная порода извлекается на дневную поверхность. Впоследствии в заводских условиях битум экстрагируется растворителями, паром или горячей водой (зачастую - с добавкой поверхностно-активных веществ). В частности, в Татарстане такой способ более 40 лет использовался на Шугуровском месторождении при добыче битумов из битумоносных песчаников. При шахтно-скважинном способе (рис. 6) добычу углеводородного сырья осуществляют с помощью системы горных выработок, сооруженных в битумоносном пласте и пробуренных из них нефтесобирающих скважин.

Разработка месторождений природных биту-

мов этим методом осуществляется с довольно высокой плотностью сетки технологических (рабо-

чих) скважин. Причем, эти рабочие скважины сооружают вертикальными, горизонтальными и поло-

Таблица 1

Взаимосвязь технологических циклов и инновационных технологий разработки месторождений высоковязкой нефти

Вид конъюнктурной волны	Волновая фаза	Характер инноваций	Вид разработки месторождения	Иллюстрации технологии разработки месторождений
Конъюнктурные волны величина, усл. ед. 0 50 годы Повышательная волна	1. Фазы депрессии и кризиса – переход технологий на новые принципы	Эпохальные инновации	Системы разработки месторождений высоковязких нефтей	Шахтная
	2. Фаза начала повышательной волны – увеличение количества изобретений	Базовые инновации	Скважинная	
			Карьерная	
			Подача теплоносителя (горячая вода, пар, воздух)	
			Образование в продуктивном пласте предварительного очага горения	
	3. Фаза повышательной волны – применение новых изобретений	Улучшающие инновации	Наложение электрического тока	
величина, усл. ед. 0 50 годы Повышательная волна	4. Фаза понижательной волны	Антиинновации	Наложение ультразвуковых колебаний	
			Введение ПАВ	

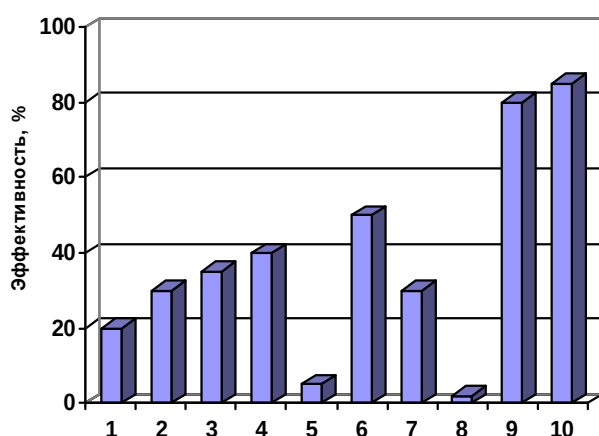


Рис. 3. Сравнительная эффективность различных методов анализа тенденций развития технологий недропользования: 1 - экстраполяция тенденций; 2 - серийных оценок; 3 - регрессивный анализ; 4 - эконометрика; 5 - динамика систем; 6 - S-образных кривых; 7 - исторических аналогий; 8 - матриц входа/выхода; 9 - анализ патентов; 10 - анализ научной литературы

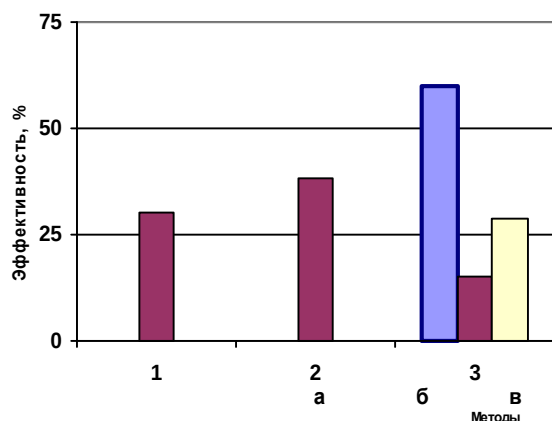


Рис. 4. Сравнительная эффективность методов экспертных оценок в прогнозировании развития инновационных технологий недропользования: 1 - интервьюирование; 2 - анкетирование; 3 - групповая динамика (а - метод Дельфи, б - метод генерации идей, в - метод номинальных групп)

Анализ горно-геологических условий залегания высоковязкой нефти Ярегского месторождения показал, что шахтные системы разработки представляют наибольшую перспективу для освоения этих ресурсов.

В частности, если карьеры негативно сказываются на естественном рельефе местности и на геоэкологической ситуации в целом, а скважинные системы для большинства месторождений высоковязкой (более 50...70%) нефти малоэффективны или просто неприемлемы (в силу имеющихся физико-химических свойств высоковязких нефтей), то шахтно-очистная система не так негативно влияет на окружающую среду, обладая при этом многими преимуществами карьерной добычи. Первоначально рабочие скважины на этом месторождении располагали следующим образом.

1. Ухтинский способ, при котором нефтяную залежь дренировали весьма плотной сеткой скважин, в 12-20 м друг от друга, глубиной до 50 м, пробуренных из вышележащего туффитового горизонта.

2. Уклонно-скважинный способ - с расположением галереи в верхней части продуктивного пласта и разбуриванием шестигранников площадью 8-12 га, пологими скважинами длиной до 200 м. Этот способ был внедрен на Ярегском месторождении с 1954 г. и при нем в 3 раза сократился удельный объем горных выработок.

Однако в итоге, более 90% запасов по-прежнему оставалось в нефтесодержащем продуктивном пласте.

Предложенная в последующем термошахтная разработка месторождений высоковязкой нефти представляет собой сочетание шахтной дренажной разработки с методами искусственного воздействия на нефтесодержащий продуктивный пласт различными теплоносителями, которые осуществляются с помощью специальных рабочих скважин, пробуренных из подземных горных выработок.

Было установлено, что вязкие нефти весьма чувствительны к изменению температуры (рис. 7). Например, если при температуре 30°C вязкость нефти равна 1300 мПа·с, то при 120°C ее вязкость может составить всего 3,949 мПа·с, при увеличении нефтеотдачи до 40% и более.

Для существенного повышения темпов добычи углеводородного сырья и обеспечения полноты выработки запасов битумов используют разнообразные способы паротеплового воздействия на нефтесодержащий пласт. Причем, в качестве рабочего теплового агента могут быть использованы как газы, так и жидкости (преимущественно водяной пар и горячая вода). Эти рабочие агенты характеризуются высокой удельной теплоемкостью и хорошими нефтewытесняющими качествами.

Способы разработки	Время применения, гг.	Расстояние между скважинами	Средняя величина нефтеотдачи, %
Скважинами с дневной поверхности	1935-1944	75-100	1,8
Дренажный шахтный на естественном режиме	1939-1974	12-25	6
Термошахтный	1968-2008	10-20	50-55
Термоэлектроскважинный*	2003-2008	15-20	65-78
Открытый способ*	2007	-	80%
Скважинно-открытый способ*	2008	25-50	90%
Термооткрытый способ*	2008	20-35	98%

* Находящийся в стадии патентования

го-наклонными (по отношению к залеганию продуктивных пластов).

К настоящему времени установлены зависимости структурно-механических свойств нефти от содержания в ней асфальтенов и смол, концентрации и состава растворенного газа, а также от температуры и давления.

Так, вязкость, удельный вес и межфазовое натяжение нефти и воды, с повышением температуры понижаются, а упругость паров несколько повышается. Однако вязкость нефти уменьшается более интенсивно, чем вязкость воды, поэтому результирующее влияние изменения соотношения вязкостей будет благоприятным в основном для нефтеотдачи.

Таким образом, увеличение нефтеотдачи продуктивного пласта при его нагревании достигается за счет улучшения коэффициента подвижности нефти, а также повышения объемного коэффициента охвата пласта вытесняющим агентом, теплового расширения нефти и протекающей дистилляции.

При нагнетании горячей воды может быть достигнута нефтеотдача порядка 50-60%, а при нагнетании пара нефтеотдача может достигать даже 90% (рис. 8).

Следовательно, путем подбора количества и качества нагнетаемого теплоносителя можно регулировать темпы процесса теплового воздействия на

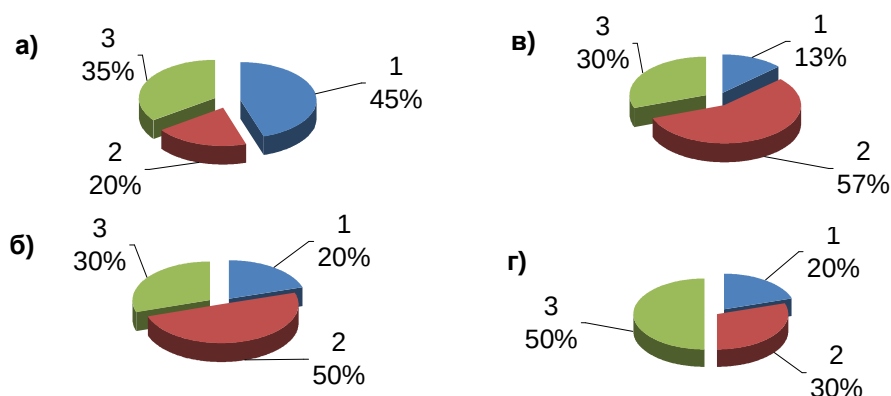


Рис. 5. Сравнительная эффективность различных систем разработки месторождений высоковязкой нефти: а) извлечение нефти из недр; б) геоэкологическая безопасность; в) себестоимость получения нефти; г) внешние ограничения применимости (глубина залегания, трещиноватость массива, климатические факторы и др.); 1 – открытая разработка, 2 – скважинная разработка, 3 – шахтная разработка

продуктивный пласт.

Кроме этого, эффективность тепловой обработки нефтесодержащего пласта в значительной степени зависит от правильности выбора расположения рабочих скважин и оптимального (для прогрева) интервала между ними (рис. 9).

К тому же продолжительность операции прогрева, а следовательно, и количество введенного в продуктивный пласт тепла зависят от требуемой температуры прогрева.

Так, минимальная температура прогрева нефтесодержащего пласта определяется температурой плавления парафино-смолисто-асфальтеновых веществ и колеблется в пределах 45-55°C.

Максимальная же температура прогрева ограничивается возможностью образования кокса при

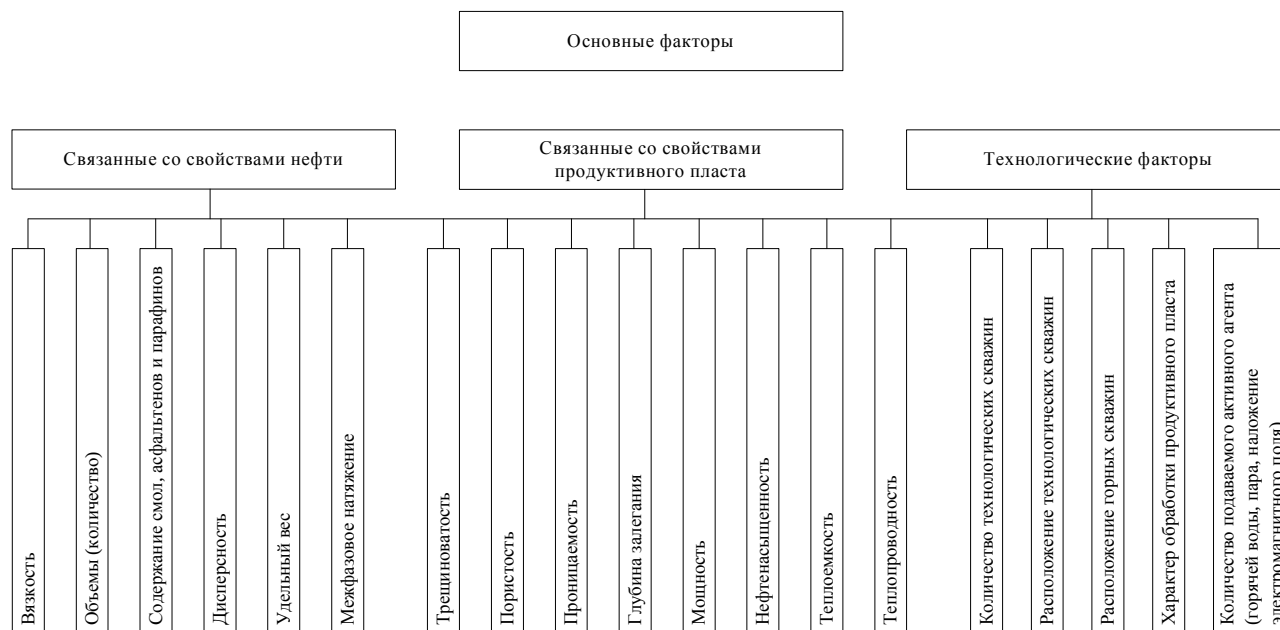


Рис. 6. Группировка основных факторов, определяющих эффективность шахтного освоения месторождений высоковязкой нефти

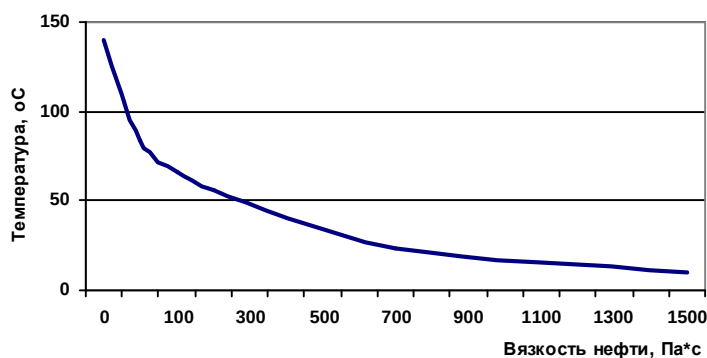


Рис. 7. Зависимость изменения вязкости нефти от величины температуры

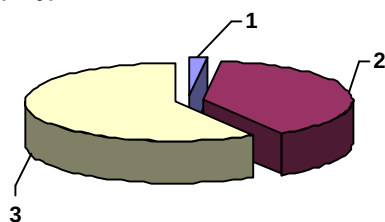


Рис. 8. Сравнительная эффективность нефтеотдачи продуктивного пласта в зависимости от вида обработки: 1 – холодная вода (температура 30-40°C); 2 – горячая вода (температура 90-95°C); 3 – пар (температура 110°C)



Рис. 9. Влияние удельного количества технологических скважин на эффективность шахтно-скважинной системы разработки месторождений высоковязкой нефти: зона оптимума

повышенных температурах и на практике принимается равной 150-180 °C.

Однако при нагнетании пара или горячей воды в продуктивный пласт, в результате теплообмена между нагнетаемым агентом и окружающими горными породами, происходят существенные потери тепла и в итоге температура агента в забое рабочей скважины будет намного ниже его температуры на устье (рис. 10).

Эти потери зависят от продолжительности процесса тепловой обработки, коэффициентов теплопроводности продуктивного пласта и характеристик его пород (прежде всего, их теплопроводности и трещиноватости), а также от мощности обрабаты-

ваемого продуктивного пласта.

Теоретические расчеты показывают, что потери тепла в большой степени зависят от мощности продуктивного пласта. Если, например, мощность пласта равна 120 м, то потери тепла при нагнетании горячего агента в течение 10 лет составят всего 20%, а если же мощность пласта равна 3 м, то эти потери составят уже 90%.

Причем, тепловые потери находятся в прямой зависимости от разности температур теплоносителя и окружающих горных пород, а также от теплопроводности последних и процессов теплоинъекции.

Высокие показатели термошахтной разработки обеспечиваются за счёт сосредоточения в продуктивном нефтесодержащем пласте основных технологических процессов, включающих использование плотных сеток размещения нагнетательных и добывающих (горизонтальных, пологонаклонных и восстающих) скважин большой (до 300 м) протяженности, а также за счёт закачки теплоносителя способного размягчать (переводить в текучее состояние) высоковязкую нефть (рис. 11).

В 1968 г. на Ярегском месторождении начались опытно-промышленные работы по тепловому воздействию на продуктивный нефтесодержащий

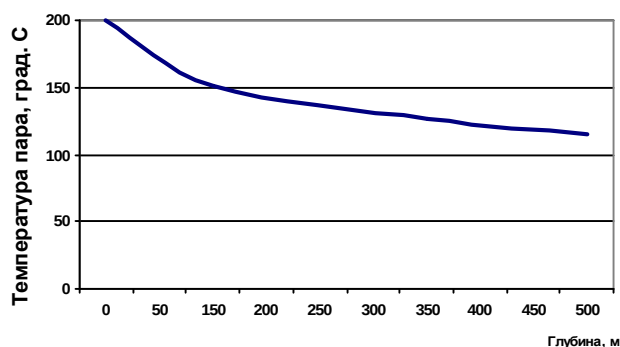


Рис. 10. Зависимость снижения температуры пара от глубины скважины

пласт в условиях шахтной разработки месторождения.

Первоначально во все нагнетательные скважины непрерывно производят площадное нагнетание пара с давлением 0,2-0,3 МПа, а затем темп закачки снижают с переходом на циклическую закачку пара в отдельные группы скважин. Кроме этого, на поздней стадии разработки в нефтесодержащий пласт нагнетают попутно добываемую воду.

Термошахтная разработка реализуется на Ярегском нефтяном месторождении в виде нескольких систем: одноконтурной, двухконтурной, двухъярусной, с оконтуривающими нагнетательными выработками, панельной. Все они отличаются друг от друга расположением подземных добывающих и нагнетательных скважин относительно пласта.

Объем закачки пара при термощахтной системе разработки месторождений высоковязкой нефти равен 0,5-0,8 объема парового пространства продуктивного нефтесодержащего пласта.

Перепад рабочего давления между нагнетательными и добывающими скважинами, капиллярная пропитка, а также имеющееся расширение рабочего флюида и сила гравитации способствуют вытеснению размягченной нефти из продуктивного пласта в трещины, а из трещин в добывающие скважины к эксплуатационной галерее, расположенной в нижней части нефтесодержащего пласта.

Причем пар закачивается через рабочие скважины надпластового горизонта, а нефть отбирается через пологовосходящие скважины, пробуренные под разными углами к горизонту из галереи, расположенной в нижней части продуктивного нефтесодержащего пласта.

Кроме этого, эта технология позволяет поднять давление закачиваемого пара до 1,6 МПа, что соответствует температуре насыщенного водяного пара равной 200°C. Выше температуру закачиваемого пара поднимать нельзя, так как тогда начинается возгонка нефти Ярегского месторождения в продуктивном нефтесодержащем пласте, что недопустимо для условий шахтной разработки.

Коэффициент нефтеизвлечения по отработанным площадям достиг в среднем 53,2% (табл. 3), а по отдельным участкам превысил 70% (при паронефтяном отношении равном 2,7 т/т).

Однако, термошахтный способ добычи высоковязкой нефти имеет следующие недостатки: большой объем горнопроходческих и буровых работ, значительные затраты на поддержание и вентиляцию горных выработок, большие потери тепла на нагревание вмещающих горных пород и рудничной атмосферы (приводящие к снижению эффективности процесса и нарушению теплового режима в горных выработках), сложность контроля и регулирования процесса добычи высоковязкой нефти из-за большого числа необходимых скважин.

Поэтому в дальнейшем был разработан инновационный метод электротермодобычи высоковязких нефтей. Сущность данной технологии заключается в том, что разогрев массива коллектора (содержащего высоковязкую нефть) осуществляется пропуском через него электрического тока, используя его в качестве активного сопротивления (рис. 12). При этом выделяется джоулево тепло, разогревающее коллектор и размягчающее высоковязкую

Таблица 3

Условия применения методов увеличения нефтеотдачи

Метод воздействия на призабойную зону пласта	Нефтеотдача, %	Вязкость нефти, мПа*с	Температура, °C	Мощность пласта, м	К-т проницаемости пласта, мкм ²
Горячей водой	>35	>15	до 50	>15	>0,1
Паром	>50	>50	до 50	>6	>0,1
Внутрипластовое горение	55	>10	-	3-30	>0,1

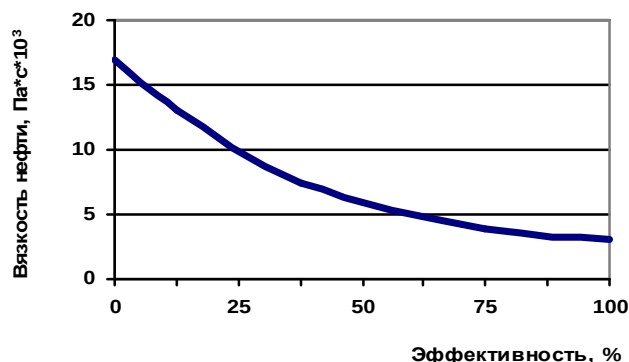


Рис. 11. Зависимость эффективности шахтно-скважинной системы разработки от вязкости нефти

нефть.

Штреки проходятся от уклонов вниз по падению через 50 м, при этом из двух оконтуривающих штреков верхний по падению является условно «нагнетательным», т.е. из него бурятся нагнетательные скважины, а нижний по падению условно «добыч-

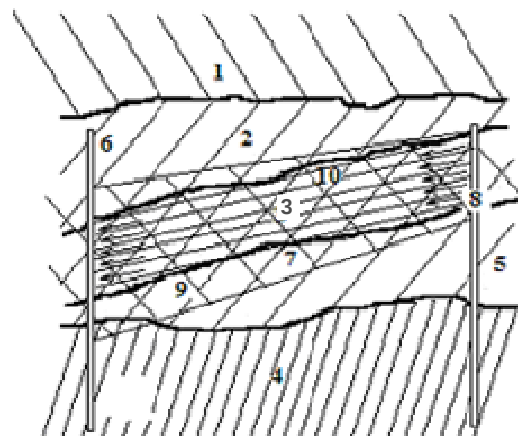


Рис. 12. Направленный электротерморазогрев зон коллектора с наибольшей пористостью и нефтесодержанием: 1 - кровля коллектора; 2 - коллектор; 3 - зона повышенной пористости и нефтесодержания; 4 - почва; 5 - обсадная колонна-электрод нагнетательной скважины; 6 - обсадная колонна-электрод добычной скважины; 7 - диэлектрическая изоляция обсадных колонн; 8 - линии фильтрации электролита; 9 - линии фильтрации нефти; 10 - линии течения электрического тока

ным», т.к. из него бурятся добычные скважины. Эти скважины обсаживаются перфорированными металлическими трубами, являющимися одновременно и электродами, посредством которых в объеме блоков создается электрическое поле.

Конкретное количество нагнетательных и добычных скважин определяется из соображения достижения максимально возможной и рациональной равномерности электрического поля в массиве обрабатываемого блока. Протекающий между скважинами-электродами электрический ток разогрева-

ет коллектор блока, после чего разогретая и размягченная нефть вытекает из блока (либо под действием гравитационных сил, либо путем вытеснения специально нагнетаемым агентом).

При этом линии электрического тока замыкаются, как правило, через повышенную пористость, выделяя максимальное количество джоулеа тепла именно в нужном объеме нефтесодержащего коллектора. Причем, варьируя изоляцией обсадных колонн-электродов можно создавать любые желательные конфигурации электрического поля.

Список литературы:

1. Алибеков Б.И., Листенгартен Б.М., Сопожок В.М. Добыча нефти открытым способом (на примере месторождения Кирмаку). Баку. Аз. гос. изд-во, 1964. - 137 с.
2. Байбаков Н.К., Гарушев А.Р. Тепловые методы разработки нефтяных месторождений. - М.: Недра, 1977.- 238 с.
3. Веревкин К.И., Дияшев Р.Н. Классификация углеводородов при выборе методов их добычи // Нефтяное хозяйство, 1982, № 3.- С. 31 - 34.
4. Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б. Инновационные технологии шахтной разработки месторождений высоковязкой нефти. Владикавказ. СКГМИ(ТУ). 2008. 114 с.
5. Воробьев А.Е., Шамишев О.Ш., Чекушина Е.В. Технологии разработки месторождений высоковязких нефтей мира – Кызыл-Кия: ЮКИ, 2005. – 112 с.
6. Запывалов Н.П. Нефтегазовый комплекс России: состояние и перспективы на XXI век // Наука и технология углеводородов, №6, 2000. - С. 46-51.
7. Колбиков В.С. Новые высокоэффективные технологии разработки высоковязких нефтей // Наука и технология углеводородов, №6, 2000. С. 123-127.
8. Коноплев Ю.П., Питиримов В.В., Табаков В.П., Тюнькин Б.А. Термошахтная разработка месторождений с тяжелыми нефтями и природными битумами (на примере Ярегского нефтяного месторождения) // Горный информационно-аналитический бюллетень, № 3, 2005. – С. 246-253.

УДК 622

© Бибик И.П., Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. 2009 г.

УПРАВЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫМИ ПАРАМЕТРАМИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПО КРИТЕРИЮ КАЧЕСТВА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Норов Ю.Д.**, зам. начальника ЦНИЛ НГМК по горным работам, докт. техн. наук, профессор; **Заиров Ш.Ш.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

Управление эффективными параметрами буровзрывных работ направлено на повышение производительности горнотранспортного оборудования и снижения себестоимости добычи полезного ископаемого и базируется, прежде всего, на выборе типа взрывчатых материалов и параметров БВР, при этом в роли оценки выступает критерий качества взорванной горной массы.

Экспериментальными работами и технико-экономическим анализом установлена целесообразность применения на карьерах Мурунтау и Ташкура эмульсионных взрывчатых составов, пригодных для заряжания как сухих, так и обводненных скважин, и обладающих возможностью регулирования объемной концентрации энергии за счет изменения рецептурного соотношения компонентов и плотности заряжания. Для организации собственного произ-

водства ЭВВ была выбрана технология и соответствующее ей оборудование фирмы «ORICA» (Германия).

Завод, построенный на борту карьера Мурунтау, выпускает эмульсионные ВВ типа Нобелан, представляющие собой механическую смесь гранулированной аммиачной селитры, дизельного топлива (АС+ДТ) и эмульсионной матрицы, и предназначенные для ведения взрывных работ на открытых горных работах при отбойке по сухим горным породам с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодеяконова до 12 и типа Нобелит, представляющие собой смесь игданита (АС+ДТ), эмульсионной матрицы, сенсibilизированной газогенерирующими добавками: растворы нитрита натрия и уксусной кислоты и предназначенные для ведения взрывных работ на открытых горных работах при

отбойке пород любой крепости, как по сухим, так и по обводненным скважинам с постоянным притоком воды (табл.). Основываясь на результатах опытно-промышленных взрывов разработан рациональный ассортимент ЭВВ: для заряжания сухих скважин в средне- и трудновзрываеваемых породах - Нобелан 2070 (АСДТ - 70%, эмульсионной матрицы - 30%); Нобелан 2080 (АСДТ - 80%, эмульсионной матрицы - 20%); сухих скважин в легковзрываеваемых породах - игданит и Нобелан 2080; обводненных скважин - Нобелит 2030 (АСДТ - 30%, сенсibilизированной эмульсионной матрицы - 70%).

На заводе также существует линия по изготовлению патронированных ЭВВ типа Нобелит 216 Z четырех типоразмеров с диаметрами патронов 36, 38, 70, 90 мм и массой 0,6; 0,6; 2,0; 3,0 кг соответственно, что позволяет использовать их, как промежуточные детонаторы скважинных зарядов различного диаметра.

Параллельно с началом применения ЭВВ для короткозамедленного взрывания скважинных зарядов ВВ стали использоваться неэлектрические системы инициирования (НСИ), которые характеризуются высокой надежностью, безопасностью и перспективами по совершенствованию управления энергией взрыва за счет продолжительности общего времени действия энергии взрыва на массив, направленности прохождения взрыва по скважинам взрываеваемого массива, снижения сейсмического действия взрыва. Из применяемых в настоящее время российских НСИ «СИНВ» и «Эдилин», системы «NONEL» фирмы «DINO NOBEL» и «PRIMADET» фирмы «ENSIGN-BICKFORD» наибольшее применение нашли НСИ «СИНВ».

После перехода к взрывным работам с применением ЭВВ проведены опытно-промышленные работы по адаптации параметров БВР к особенностям применения ЭВВ, в результате которых были изучены области применения различных сеток взрывных скважин, диаметров бурения, удельных расходов ЭВВ и расположений заряда в скважине.

Проведенные опытно-промышленные взрывные работы на карьере Мурунтау в совокупности с корректировкой карты категорийности пород по буримости позволили районировать породы карьера по рекомендуемым параметрам БВР, а на карьере

Ташкура - разработать типовые конструкции скважинных зарядов и параметры БВР для имеющихся типов забоев [1, 2].

Тем не менее, для управления качеством дробления взорванной горной массы необходим постоянный мониторинг оптимизации параметров БВР, определяющих технико-экономические показатели основных технологических процессов. Известные математические модели расчета среднего диаметра куска горной массы и методы проектирования параметров БВР с учетом их физико-механических свойств не позволяют получать оптимальное качество дробления горной массы в связи с отсутствием методов управления параметрами БВР на основе средств оперативной оценки состояния среды до взрыва и гранулометрического состава. Кроме того, средний диаметр куска не является однозначной характеристикой гранулометрического состава горной массы [3], что обуславливает дополнительные ошибки при составлении алгоритма управления технологическими процессами.

Анализ влияния изменений параметров БВР на производительность горно-транспортного оборудования и себестоимость добычи полезного ископаемого можно определить на основе алгоритма управления параметрами БВР, который предусматривает: оперативный контроль прочностных свойств взрываеваемых пород и их качество дробления; выбор эффективных параметров БВР на основе математического описания кусковатости; сравнение полученного качества дробления горной массы с прогнозируемым и корректировку параметров БВР для последующих взрывов в идентичных условиях по установленным отклонениям.

Главным условием реализации данного алгоритма является необходимость создания средств оперативного контроля основных характеристик взрываеваемых горных пород и их гранулометрического состава, а также разработка математической модели управления эффективными параметрами БВР.

Одними из основных характеристик массива взрываеваемых горных пород являются крепость и трещиноватость. Для определения этих характеристик по буримости пород проведены хронометражные наблюдения работы буровых станков, а также лабораторные исследования кернового материала и образцов горных пород, отобранных с наиболее характерных участков месторождения. Анализ полученной информации позволяет определить механическую скорость бурения в зависимости от физико-механических и технических параметров [4]:

$$v_{\text{бур}} = \frac{k_0 \sqrt{Pn}}{f^2 \sqrt{d}},$$

где $v_{\text{бур}}$ — механическая скорость бурения, м/ч;

Таблица

Характеристика ЭВВ

Наименование ЭВВ	Нобелит 2000-2050	Нобелан 2060-2090
Теплота взрыва, кДж/кг,	2600 – 2900	2914-3500
Плотность заряжания, г/см ³	1,05-1,27	0,93-0,98
Скорость детонации, км/с	4,3–5,5	3,5-4,1
Кислородный баланс, %	-2,1-2,5	-1,02-1,07
Объем газов взрыва, л/кг	900-930	820-930

P – осевое усилие на долото, Н;
 n – частота вращения бурового става, с⁻¹;
 f – крепость пород;
 d – диаметр долота, мм;
 k_0 – коэффициент пропорциональности.

Для составления технико-экономической функции буровзрывного комплекса выполнен статистический анализ работы буровых станков, расхода и типа применяемых ВВ.

Установлено, что распределение времени производительной работы станков подчиняется нестационарному пуассоновскому потоку. При этом сменная производительность буровых станков определяется по формуле:

$$P_{б.с} = 0,12 \cdot 10^6 k_u T_{см} v_{бур}, \text{ м/смену},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены;

k_u – коэффициент использования бурового станка, определяемый как средняя интенсивность пуассоновского потока:

$$k_u = \frac{1}{t} \int_0^t l(u) du,$$

где $l(u)$ – функция мгновенной интенсивности данного потока, зависит от технического состояния станка, качества его обслуживания и степени эксплуатации.

Необходимое число машино-смен для обурирования блока определяется, исходя из его объема и объема участка, приходящегося на одну скважину:

$$N_{м-см} = \frac{V_{бл} f^2 V_{бур} \sqrt{d}}{30 \cdot 10^3 p k_u T_{см} k_0 \sqrt{Pn}},$$

где $V_{бур}$ – объем скважины, отнесенный к объему блока, приходящегося на пробуренную скважину;

$V_{бл}$ – объем блока взрывааемых пород.

Себестоимость буровых работ определяется с учетом стоимости машино-смены станков и их числа. Себестоимость взрывных работ устанавливается в зависимости от стоимости применяемого типа и удельного расхода ВВ, стоимости вторичного дробления и других видов затрат. Последние определяются по затратам на выполнение подготовительных работ, конструкций зарядов и удельных расходов ВВ.

Технико-экономическая функция стоимости комплекса БВР имеет следующий вид:

$$Z_{БВР} = C_{м-см} N_{м-см} + [1 + (0,83 \cdot 10^{-6} V_{бл} - 0,01) \cdot \sqrt{q}] C_{ВВ} + C \left[1 - \int_0^{hb} f(x) dx \right], \text{ сум/м}^3,$$

где $C_{м-см}$ – стоимость машино-смены буровых работ, сум;

q – удельный расход ВВ, кг/м³;

$C_{ВВ}$ – стоимость ВВ, сум;

C – стоимость вторичного дробления, сум/м³;

hb – максимальный размер кондиционного куска горной массы, мм;

$f(x)$ – функция распределения гранулометрического состава.

Фракционное распределение наиболее достоверно моделируется следующей двухпараметрической функцией [5]:

$$f(x) = \frac{1\Delta}{s x_{\max}^g} \exp \left[- \left(\frac{x}{x_{\max}} \right)^g \right],$$

где s – ширина принятого интервала фракции, мм;

$x_{\max}$ и Δ – параметры, характеризующие соответственно размер и содержание преобладающей фракции;

γ – нормирующий множитель, $\gamma = (0,0275\Delta + 0,0005)x_{\max}$.

Выбранные параметры жестко связывают содержание остальных фракций в конечном объеме горной массы и являются представительными для характеристики качества дробления горных пород взрывом. Данная функция учитывает влияние гранулометрического состава на технологические процессы при определении их технико-экономических показателей.

Технико-экономическая функция погрузочно-транспортных работ определяется на основе статистического анализа информации о затратах рабочего времени на экскавацию горной массы при различной интенсивности ее дробления.

Преобразовывая зависимость процесса экскавации взорванной горной массы с учетом производительности выемочно-погрузочного оборудования и гранулометрического состава процесс экскавации при временных затратах примет вид:

$$P_э = \frac{60 \cdot V_k \cdot n \cdot k_m}{T_{ц} \cdot k_p} k_u \cdot \left[1 - \frac{2,1 \cdot 10^{-6} \Delta e^{\int_0^{hb} x^{g+2} e^{-\left(\frac{x}{x_{\max}}\right)^g} dx}}{6 V_k x_{\max}^g} \right], \text{ м}^3/\text{см}$$

где V_k – вместимость ковша экскаватора, м³;

n – число циклов в минуту;

k_m – коэффициент наполнения ковша;

$T_{ц}$ – время цикла, мин;

k_p – коэффициент разрыхления горной массы в ковше;

k_u – коэффициент использования экскаваторов, учитывающий потери рабочего времени, определяемые качеством дробления горной массы.

Производительность автомобильного транспорта определяют с учетом его простоев под погрузкой. Затраты на погрузочно-транспортные работы при различном качестве дробления определяются исходя из потребного числа машино-смен средств погрузки транспорта и их стоимости:

$$Z_{н.пр} = \frac{C_{м-см} (0,24\Delta + 0,29) 10^{-3} x_{\max} k_p}{P_э} + \text{сум/м}^3 + \frac{C_{м-см}}{T_{см} Q_a k_u} \left(\frac{Q_a}{P_{эg} k_u} + \sum_{i=1}^n t_i \right)$$

где $C'_{м-см}$ – стоимость машино-смены экскавации, сум;

$C''_{м-см}$ – стоимость машино-смены работы автотранспорта, сум;

γ_v – плотность транспортируемых пород, т/м³;

Q_a – грузоподъемность автосамосвалов, т;

$k_{и}$ – коэффициент использования автосамосвала, определяющий потери рабочего времени, не связанные с фракционным составом горной массы;

$\sum_{i=1}^n t_i$ – время рейса автосамосвала за вычетом времени погрузки, ч.

Изменение себестоимости первой стадии механического дробления от гранулометрического состава взорванной горной массы определяется на основе известных зависимостей и функции распределения фракционного состава в объеме горной массы $f(x)$:

$$Z_{op} = \frac{1}{A I^{B d_{cp}} + C}, \text{ где } A, B, C - \text{коэффициенты,}$$

полученные эмпирическим путем;

d_{cp} – размер среднего куска взорванной горной массы,

$$d_{cp} = \frac{10^{-2} \Delta e}{x_{max}^g S} \int_0^{hb} x^{g+1} e^{-\left(\frac{x}{x_{max}}\right)^g} dx.$$

Основой алгоритма управления эффективными параметрами БВР служит технико-экономическая функция основных технологических процессов:

$$Z = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m C_{ij} \rightarrow \min, \text{ при}$$

$$ab = j(Q_{зпр} g_{бпр}), g = y(x_{max}, \Delta, f).$$

Вышеперечисленные формулы позволяют разработать компьютерную программу алгоритма управ-



Рис. Алгоритм управления эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы

ления эффективными параметрами БВР с выводением результатов выбора оптимальных решений вариантов по минимуму суммарных затрат на добычу и переработку полезного ископаемого. В целом алгоритм представляет собой схему действий по сбору необходимой информации, ее математической обработке, решению экономико-математической модели, прогнозированию, сравнению полученных результатов и принятию решения по корректировке параметров БВР для последующих взрывов.

Таким образом, проведенные опытно-промышленные работы по управлению взрывной подготовкой пород позволили повысить качество дробления породного массива, а разработанный алгоритм управления эффективными параметрами БВР (рис.) по критерию качества горной массы на открытых разработках дает возможность постоянного мониторинга оптимизации параметров БВР, а также изыскать дополнительные резервы по повышению производительности горно-транспортного оборудования и снижению себестоимости добычи полезного ископаемого.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Бибик И.П., Коломников С.С. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР на руднике Мурунтау. Горный вестник Узбекистана. - 2007-№ 3.
2. Бибик И.П., Ивановский Д.С., Рахманов Р.А. Повышение эффективности взрывного рыхления разнопрочных массивов при разработке Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. Горный журнал - 2008-№ 8.
3. Кубачек В.Р., Касьянов П.А. Оценка кусковатости горной массы при исследовании режимов нагружения одноконусовых экскаваторов. Изв. вузов. Горный журнал, №1970. С.92-96.
4. Крысин Р.С., Щербаков П.Н. и др. Разработка рациональных параметров буровзрывных работ на карьере Днепротетровского горно-обогатительного комбината. В сб.: Реферативная информация о законченных НИР в вузах Украины, вып. VI5, Киев, Высшая школа, 1973. С.110.
5. Крысин Р.С., Щербаков П.Н., Ткаченко В.М. К вопросу исследования зависимости производительности одноконусовых экскаваторов от гранулометрического состава горной массы. В сб.: Разработка рудных месторождений. Кривой Рог, 1978, вып. 25. С.63-67.

РАЗРАБОТКА БИОТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ КОЛЛЕКТИВНОГО СУЛЬФИДНОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Сагдиева М.Г., ведущий научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, докт. биол. наук; **Борминский С.И.**, младший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз; **Мавжудова А.М.**, старший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Айропетова Ж.С.**, младший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз; **Халматов М.М.**, начальник технического отдела ОАО «АГМК», канд. техн. наук

Несмотря на то, что роль бактерий в круговороте веществ известна издавна, многие десятилетия деятельность микроорганизмов сводилась только к разрушению и преобразованию различных органических соединений. В настоящее время известно более 5000 видов микроорганизмов и среди них немало тех, которые принимают участие в деструкции и синтезе неорганических веществ, в геохимических процессах на Земле. Начало исследований геохимической деятельности микроорганизмов было положено открытием С.Н. Виноградским явления хемосинтеза - автотрофного усвоения углекислоты микроорганизмами [1-5].

1947 г., когда Хинкелем и Колмером из дренажных кислых вод угольной шахты штата Западная Вирджиния были выделены микроорганизмы, способные принимать участие в окислении двухвалентного железа до трехвалентного, считается началом биогидрометаллургии, хотя первые установки по выщелачиванию металлов из руд и горных пород появились еще в XVI веке (Венгрия, Германия, Испания) [6-7].

Теоретические исследования процесса взаимодействия микроорганизмов с минералами, а также имеющийся промышленный опыт применения биотехнологических методов позволили определить основные направления использования технологии бактериального выщелачивания. Это, прежде всего, бактериальное вскрытие золота, тонковкрапленного в сульфидные минералы, особенно в арсенопирит и пирит, удаление мышьяка как вредной примеси из мышьяксодержащих концентратов и продуктов, получаемых при обогащении руд цветных и редких металлов [8-10].

Этим методом можно эффективно разделять такие коллективные концентраты цветных металлов, как медно-цинковые, медно-никелевые и т.п. Предварительная бактериальная обработка минеральных продуктов и концентратов перед обогащающими, металлургическими процессами значительно интенсифицирует их и увеличивает полноту извлечения металлов.

Разработанные научные основы и промышленный опыт показали, что наряду с другими методами биотехнологии, в промышленных масштабах может быть использован и метод чанового выщелачива-

ния. Несмотря на относительную дороговизну, данный метод обладает рядом достоинств.

Во-первых, этот метод в отличие от кучного и подземного выщелачивания является полностью контролируемым и управляемым. Во-вторых, он применяется для тонкоизмельченных продуктов, что значительно ускоряет процесс бактериального окисления и деструкции минералов. В-третьих, создавая определенные условия выщелачивания, можно достичь высокой степени селективности при извлечении ценных минеральных продуктов. В-четвертых, метод не требует применения сложного оборудования и может осуществляться, например, в кислотостойких чанах или пачуках различной конструкции. И, наконец, этот метод низкотемпературный, без выбросов в атмосферу вредных отходов, с возможностью создания замкнутого водооборота, т.е. экологически чистый. В настоящее время в промышленных масштабах бактериальные методы выщелачивания применяются примерно в двадцати странах мира, на 40 предприятиях при подземном и кучном выщелачивании меди, урана из бедных и забалансовых руд, при переработке отвалов обогащательных фабрик и горнорудных предприятий. Уже сейчас бактериально-химическими методами добывается около 20% меди и значительная часть урана (США, Канада, Мексика, Перу, Испания, Австралия, Югославия и др.). В США в 2000 г. этими методами добывалось меди и урана на сумму более 5 млрд. долларов.

Современное микробиологическое выщелачивание независимо от вида применяемого технологического процесса представляет собой специфичный гидрометаллургический процесс, при котором окисление и выщелачивание сульфидных минералов осуществляется в сернокислой среде в присутствии хемолитоавтотрофных тионовых бактерий.

В биовыщелачивании металлов метод чанового бактериального выщелачивания является сравнительно новым. Развитие его связано с необходимостью переработки труднообогатимых руд, продуктов и некондиционных упорных концентратов, получаемых при обогащении сложного полиметаллического сырья, для которых обычные механические и физико-химические методы переработки малоэффективны. Практическая ценность этого

метода заключается в том, что он может применяться для очистки концентратов от таких вредных примесей, как мышьяк, для разрушения кристаллической решетки сульфидных минералов с целью вскрытия тонковкрапленного в них золота, для селективного извлечения металлов из коллективных концентратов или промпродуктов, для повышения качества некондиционных концентратов и т.п. Одним из преимуществ чанового выщелачивания металлов является то, что при сочетании его с другими методами переработки обеспечиваются гораздо большие скорости, нежели при подземном и кучном. Скорость процесса в основном и определяет технологию выщелачивания и ее экономичность.

В настоящее время исследованиями процесса бактериального окисления и выщелачивания занимается около 100 научных организаций и фирм в 25 странах. Построены и действуют около 15 промышленных установок бактериального выщелачивания в 8 странах (ЮАР, Австралия, Бразилия, США, Канада, Замбия, Гана, Россия), большое количество опытно-промышленных установок в целом ряде стран [8].

В подавляющем большинстве, исследования и разработки биотехнологических методов в варианте чанового выщелачивания связаны с переработкой упорных сульфидных золотосодержащих руд и концентратов. К настоящему времени, промышленный опыт эксплуатации установки чанового выщелачивания на руднике Фэйрвью позволил разрабо-

тать и внедрить этот процесс на ряде крупных золотодобывающих предприятий в Бразилии, Австралии, Гане, США, Канаде.

В России освоена и развивается в промышленных масштабах биотехнологическая переработка золотомышьяковистых концентратов руд Олимпиадинского месторождения ЗАО «Полнос», мощность которого в настоящий момент составляет 3 млн. т первичной руды в год, а средняя производительность биоцеха - 300 т/сут. Время процесса 100-120 час, плотность пульпы 120-150 г/л, рабочая температура - 38-39°C, концентрация клеток в пульпе 3-5 г/л.

Целью наших исследований, проводившихся в рамках Проекта А-4-030, является разработка технологической схемы переработки коллективного сульфидного медно-молибденового концентрата (КСММК) АГМК, могущей стать в перспективе альтернативной пирометаллургической схеме, используемой в настоящее время (табл. 1-5, рис. 1-3). Проведенный нами минералогический анализ КСММК показывает, что основными сульфидными минералами данного концентрата являются халькопирит, пирит и молибденит. Химический состав двух проб КСММК приведен в табл. 1.

На данном этапе исследований оценивалась возможность окисления сульфидных минералов биологическим путем в варианте чанового выщела-

Химический состав коллективного сульфидного медно-молибденового концентрата

Таблица 1

Элементы, %	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	S	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	Fe	Cu	Zn	Pb	As	Sb	Bi	Mo
КСММК, проба 1	0,09	0,70	2,31	7,68	0,000	42,59	0,64	1,30	0,18	0,056	32,21	9,56	0,96	1,23	0,029	0,043	0,0070	0,33
КСММК, проба 2	0,08	0,67	2,34	8,68	0,019	42,66	0,56	1,20	0,18	0,050	31,85	9,20	1,11	0,91	0,030	0,047	0,0073	0,32

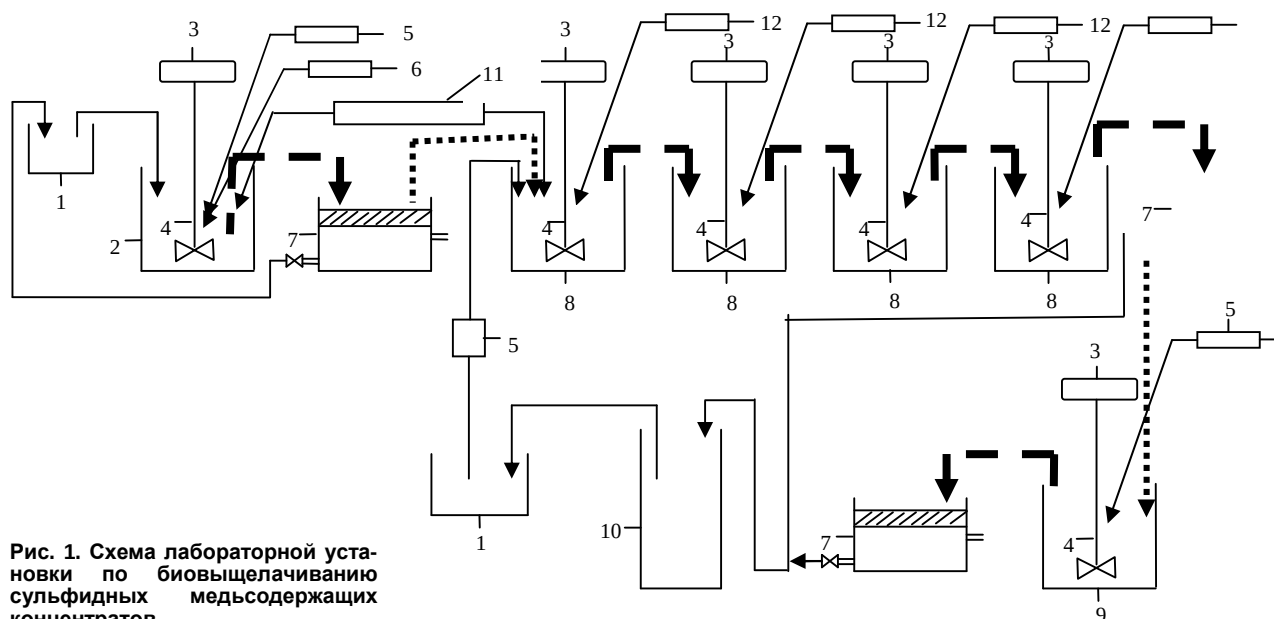


Рис. 1. Схема лабораторной установки по биовыщелачиванию сульфидных медьсодержащих концентратов

Таблица 2

Физико-химические параметры, концентрации Cu и Fe, титр бактерий в ферментерах лабораторной установки в процессе биовыщелачивания КСММК

Время работы установки, сутки	Ферментер 1						Ферментер 2					
	Концент. Cu ²⁺ , г/л	Cu ²⁺ в растворе, % от исх.	Fe об.	pH	Eh, мВ	Титр клеток, кл/мл	Концент. Cu ²⁺ , г/л	Cu ²⁺ в растворе, % от исх.	Fe об.	pH	Eh, мВ	Титр клеток, кл/мл
Исх.	2,15	11,2	2,79	1,95	700	2,5*10 ⁷	4,23	22,1	5,6	1,76	715	10 ⁸
5	2,84	14,9	2,61	1,87	710	6,0*10 ⁸	5,03	26,3	5,84	1,78	720	1,3*10 ⁹
7	3,19	16,7	2,93	1,93	705	6,0*10 ⁹	6,31	33,0	7,18	1,73	715	6,0*10 ⁹
9	3,21	16,8	3,56	1,84	685	6,0*10 ⁸	6,43	33,6	7,25	1,75	735	2,5*10 ⁹
10	2,98	15,6	3,72	1,87	700	2,5*10 ⁷	5,56	29,1	6,82	1,75	740	2,5*10 ⁷
13	3,36	17,6	3,85	1,92	715	2,5*10 ⁸	7,34	38,4	8,05	1,73	715	6,0*10 ⁷
15	3,25	17,0	4,02	1,96	725	2,5*10 ⁸	6,95	36,3	7,53	1,75	730	6,0*10 ⁸
17	3,20	16,7	4,18	1,93	730	2,5*10 ⁸	8,23	43,0	9,52	1,71	735	1,3*10 ⁹
20	3,95	20,7	4,51	1,85	705	2,5*10 ⁷	7,56	39,5	9,45	1,7	740	1,3*10 ⁹
25	3,56	18,6	3,84	1,81	705	1,3*10 ⁹	8,17	42,7	9,62	1,7	720	1,3*10 ⁹
8,45	44,2	10,18	1,72	725	6,0*10 ⁷	10,62	55,5	13,21	1,65	750	10 ⁷	25,45
6,18	32,3	8,35	1,7	735	1,3*10 ⁷	12,74	66,6	15,36	1,7	765	6,0*10 ⁶	26,79
7,23	37,8	9,42	1,68	740	2,5*10 ⁸	12,25	64,1	16,72	1,62	800	2,5*10 ⁸	28,98
8,14	42,6	10,07	1,69	755	6,0*10 ⁸	13,58	71,0	17,05	1,64	790	1,3*10 ⁸	31,36
7,86	41,11	10,13	1,67	750	2,5*10 ⁷	14,69	76,6	16,96	1,6	755	6,0*10 ⁷	31,09
8,34	43,6	11,22	1,65	745	2,5*10 ⁹	15,84	82,8	18,2	1,58	810	6,0*10 ⁸	34,88
8,52	44,6	10,85	1,7	760	2,5*10 ⁸	15,51	81,1	18,25	1,63	805	2,5*10 ⁸	34,23
9,37	49,0	11,45	1,62	800	6,0*10 ⁷	14,76	77,2	18,25	1,62	790	6,0*10 ⁷	35,56
12,14	63,5	14,0	1,64	770	6,0*10 ⁸	15,52	81,2	18,08	1,59	805	1,3*10 ⁸	39,17
12,3	64,3	14,34	1,62	765	2,5*10 ⁸	15,64	81,8	18,3	1,61	810	2,5*10 ⁷	39,67

чивания. Для проведения соответствующих работ была создана установка по биовыщелачиванию.

Лабораторная установка по биовыщелачиванию состоит: 1-промежуточные емкости-накопители оборотных растворов; 2-контактные чаны; 3- двигатели; 4- мешалки с эмпелером; 5-дозатор растворов и воды; 6-дозатор концентрата; 7- нутч-фильтр для отделения твердой фазы; 8- ферментеры 4^х стадий биовыщелачивания; 9-чан-репульпатор для промывки кека; 10-сорбционная колонка; 11-дозатор серной кислоты; 12-микрокомпрессоры (рис. 1).

Все чаны оборудованы мешалками и устройствами для подачи воздуха от микрокомпрессоров. Концентрат, растворы и расчетное количество серной кислоты поступают в установку через соответствующие дозаторы.

На первом этапе производился запуск установки и перевод её в рабочий режим. Запуск установки осуществлялся путем непосредственного заполнения четырех рабочих чанов (ферментеров) установки пульпой, состоящей из предварительно закисленного КСММК и бактериального раствора при соотношении Т:Ж=1:5.

В работе использовали ацидофильную ассоциацию А-7-10 железо-и сероокисляющих бактерий, выделенную из руд отвала 7А и предварительно адаптированную к исследуемому концентрату КСММК (адаптацию проводили на среде 9К, в которой сернокислородное железо заменяли концентратом). Выращивание ассоциации проводили в условиях качалки 180 об/мин при температуре 30⁰С.

После заполнения всех чанов в установке содержалось 800 г концентрата и 4 л бактериального раствора. При последующей работе установки, раз в сутки проводили передвижение пульпы по чанам в режиме отлив/долив. При этом в каждом чане заменялось 50% объема пульпы. Затем, в чан № 1 загружали очередные 100 г предварительного концентрата и добавляли 500 мл раствора. Для получения достоверных результатов по количеству выщелоченной меди замкнутый водооборот в полном объеме не осуществлялся из-за высоких остаточных концентраций меди после используемых для извлечения меди из раствора операций сорбции и/или цементации. Большая часть продуктивных растворов вынужденно выводилась из оборота и в ферментёр № 1 подавался модельный раствор, содержащий не более 1,5 г/л меди.

Модельный раствор готовили путём смешивания растворов в следующей пропорции: 20% раствора после сорбционной колонки +20% раствора из отдельного ферментёра для выращивания используемой ассоциации железобактерий +60% воды, подкисленной до значений pH 1,8-2,0. Кроме того, в раствор вносили 0,7г/л (NH₄)₂SO₄ и 0,125 г/л K₂HPO₄. В результате раствор, поступающий в ферментер №1, содержал: 1,0-1,5 г/л Cu²⁺; 1,8-3,1 г/л Fe³⁺; 10⁶⁻⁸ кл/мл железобактерий.

Отобранная пульпа из ферментера № 4 поступала на операцию отделения твердого от раствора, которая осуществлялась фильтрацией под вакуумом. Отделенный раствор поступал в накопительную ем-

кость, из которой он подавался на операцию по извлечению меди.

Твердая фаза с нутч-фильтра поступала в отдельный чан, где осуществлялась промывка кека. Кек складировался, а промывной раствор направлялся в накопительную емкость и использовался для коррекции объемов растворов в ферментерах № 2, № 3, № 4. Результаты проведенных испытаний по биовыщелачиванию меди из КСММК на лабораторной установке представлены в табл. 2 и 3. Приведенные данные свидетельствуют о том, что по мере функционирования установки наблюдается постепенное увеличение меди во всех ферментерах, наиболее значительно её концентрация увеличилась в ферментерах № 2 и № 3 с 4,23 до 8,17 г/л и с 8,45 до 12,30 г/л соответственно. Абсолютный максимум был выявлен в ферментере № 4 - 15,84 г/л на 13 сутки работы установки. Напротив, содержание меди в ферментере № 1 наблюдалось в достаточно узких границах (2,15-3,95 г/л), несмотря на самую высокую численность железобактерий. В данном ферментере происходили процессы, сходные с текущими в лаг-фазе стационарной культуры. Следует отметить, что по мере работы установки, в операции закисления также отмечалось развитие «аборигенной» микрофлоры и происходило выщелачивание меди, концентрация которой в норме испытаний достигала 3,2 г/л (эта выщелоченная медь нами в расчёты и таблицы не включалась). Таким образом, в ферментер № 1 поступали клетки как с закисленным материалом (в основном прикреплёнными к частицам концентрата), так и вместе с оборотными растворами.

При выбранной схеме работы установки, когда пульпа между ферментерами перемещалась порционно, а не в режиме постоянного потока, в каждом ферментере устанавливались относительно устойчи-

вые физико-химические параметры среды (*рН и ОВП), что позволяет рассматривать бактериальные популяции в каждом ферментере как различные друг от друга. При этом устанавливался устойчивый градиент значений рН в сторону понижения, напротив, ОВП неуклонно возрастает от ферментера к ферментеру. В

Таблица 3

Процентное распределение выщелоченной меди по ферментерам лабораторной установки в процессе биовыщелачивания КСММК

Время, сутки	Сумм. кол-во меди в установке, г	Кол-во меди в ферментерах, % от суммарного в установке			
		1	2	3	4
Исх.	25,45	8,45	16,62	33,2	41,73
5	26,79	10,60	18,78	23,07	47,55
7	28,98	11,01	21,77	24,95	42,27
9	31,36	10,24	20,54	25,96	43,26
10	31,09	9,58	17,88	25,28	47,26
13	34,88	9,63	21,04	23,91	45,42
15	34,23	9,49	20,30	24,89	45,32
17	35,56	9,00	23,14	26,35	41,51
20	39,17	10,08	19,30	30,99	39,62
25	39,67	8,97	20,59	31,01	39,43

Таблица 4

Окисление сульфидных минералов в ферментере № 4 в процессе биовыщелачивания КСММК

Время, сут	Конц. Cu^{2+} , г/л	*Fe из халькопирита, г/л	*Окислено халькопирита, г	*Окис. халькопирита, % от исх.	Fe об. г/л	*Fe из пирита, (Fe об. - Fe хп), г/л	*Окислено пирита, г	Сумма окисл. хп и пирита, г	Уменьшение веса мат-ла по сумме минералов, % от загрузки в ферментер
Исх.	10,62	9,32	30,93	56,0	13,21	3,89	8,34	39,27	19,64
5	12,74	11,22	37,11	67,2	15,36	4,14	8,87	45,98	22,99
7	12,25	10,79	35,68	64,6	16,72	5,93	12,7	48,38	24,19
9	13,58	11,99	39,55	71,6	17,05	5,06	10,84	55,03	25,2
10	14,64	12,94	42,64	77,2	16,96	4,02	8,61	51,25	25,63
13	15,84	13,95	46,13	83,5	18,20	4,25	9,11	55,24	27,62
15	15,51	13,66	45,18	81,8	18,25	4,59	9,84	55,02	27,51
17	14,76	13,0	42,99	77,8	18,25	5,25	11,25	54,24	27,12
20	15,52	13,67	45,21	81,85	18,08	4,41	9,45	54,66	27,39
25	15,64	13,78	45,55	82,5	18,3	4,52	9,69	55,24	27,68

* Расчеты проводили на основе формул халькопирита и пирита CuFeS_2 и FeS_2

Таблица 5

Содержание и количество меди в бактериальных кеках после биовыщелачивания в лабораторной установке

Время выщелачивания, сутки	Вес бактериального кека, г	Содержание Cu в кеке, г	Количество Cu в кеке, г	Выщелачивание Cu, % от исх. содержания	Уменьшение веса материала по кеку, % от исх. загрузки
Исх.	79,73	5,22	4,16	56,5	20,3
5	76,44	3,88	2,97	68,9	23,6
7	75,32	3,92	2,95	69,15	24,7
9	74,89	3,39	2,54	73,4	25,1
10	73,95	2,81	2,08	78,25	26,05
13	71,8	1,92	1,38	85,6	28,2
15	71,47	1,78	1,27	86,7	28,5
17	72,08	2,34	1,69	82,3	27,9
20	71,38	1,64	1,17	87,8	28,6
25	70,95	1,44	1,02	89,3	29,05

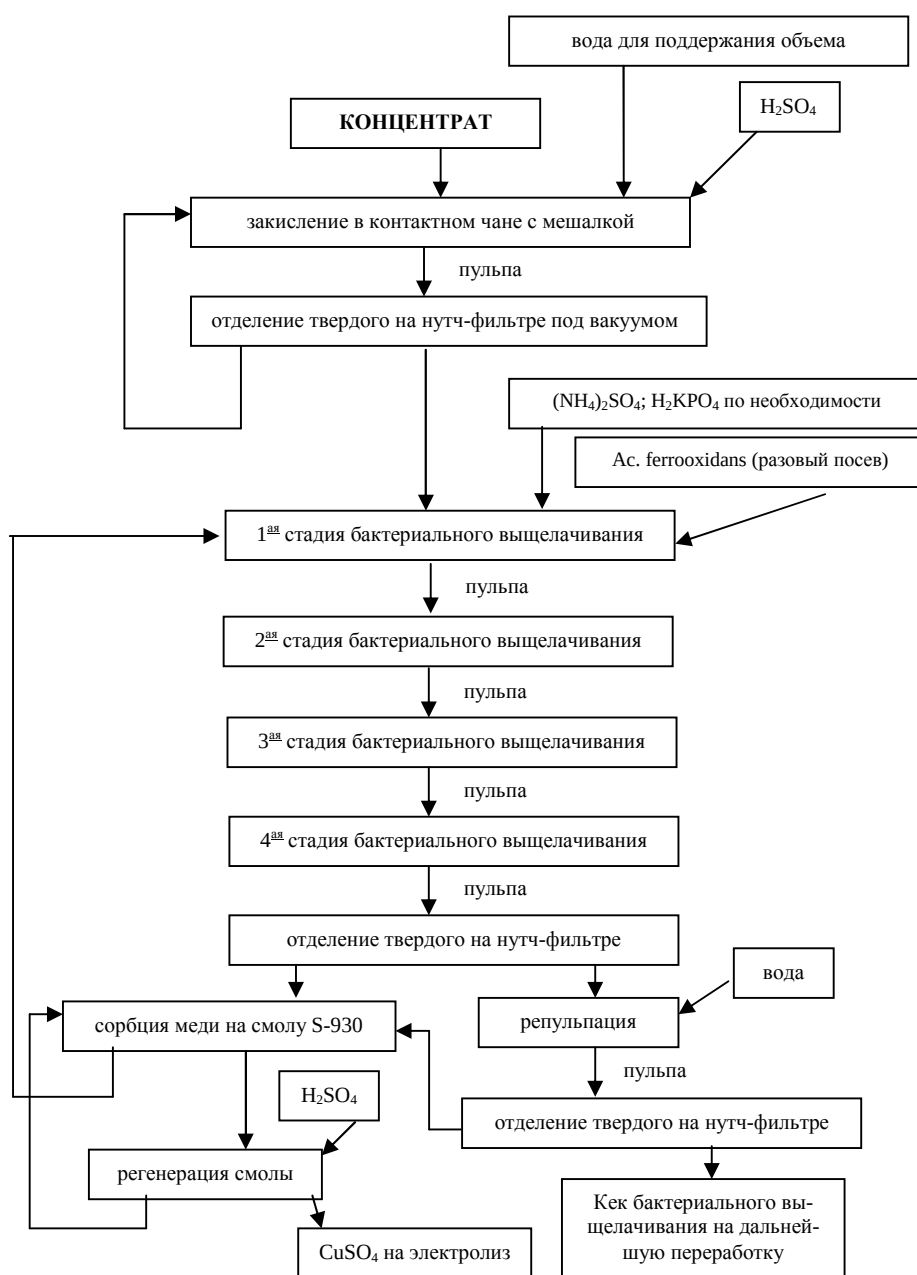


Рис. 2. Технологическая схема биовыщелачивания КСММ с использованием ионообменной смолы S-930

результате, популяции в ферментерах № 2 и № 3 должны соответствовать первоначальной фазе усиленного роста стационарной культуры. Ферментер № 4, это популяция второй стадии усиленного роста и начало стадии угнетения, и именно в нём наблюдаются наиболее высокие концентрации меди и железа, наиболее низкие значения pH пульпы и наиболее высокие ОВП на фоне некоторого снижения количества жизнеспособных клеток.

Процентное распределение выщелоченной меди (табл. 3) свидетельствует о том, что в ферментере № 4 обнаруживается от 39 до 42% от общего количества меди, а в ферментере № 1 только 8-11%. Разница по этим показателям меди для ферментеров № 2 и

№ 3 может измениться от 16,62 и 33,2% после запуска установки соответственно до 20,59 и 51,01% на 25 сутки.

При этом на 13 и 15 сутки разница ещё меньше – 21,04 и 23,91% (13 сутки) 20,3% и 24,39% (15 сутки). Такое распределение меди по всем четырём ферментерам мало приемлемо для ферментеров № 1 и № 4 и сильно колеблющееся для ферментеров № 2 и № 3, также, соответствует различным участкам кривой роста ассоциаций в стационарных условиях.

Нами были проделаны расчеты по степени окисления основных сульфидных минералов КСММК в последнем ферментере установки (табл. 4). Основой расчетов служили концентрации меди и железа в растворе, по которым рассчитывалась степень окисления халькопирита и пирита. Несмотря на некоторую условность данных расчётов (в расчётах не учитывалось окисление других сульфидных минералов и возможность нахождения меди не только в халькопирите), они однозначно показывают, что при работе установки в условиях бактериального выщелачивания наиболее интенсивно окисляется халькопирит, начиная с 13 суток (кроме расчётов на 17 сутки) степень окисления превышает 80% (Max – 83% на 13 сутки). Потеря веса материала,

связанная с окислением сульфидных минералов, достигала 27,66% (55,02 по весу). Последние цифры близки к аналогичным показателям, полученным при взвешивании непосредственно самих бактериальных кеков выгружаемых из установки и прошедших стадию промывки: рекультивации и отделение твёрдого (табл. 5). По данным таблицы потеря веса кеков оказалась более значительной, чем расчетная. Но, следует отметить, что потеря веса кеков всегда была больше расчётной.

В табл. 5, наряду с весом бактериальных кеков, приведены цифры по остаточному содержанию (%) и количеству (граммы) меди в кеках и сделан расчёт степени выщелачивания (перевода в раствор) меди.

Из приведённых данных следует, что на лабораторной установке при выбранной схеме работы в результате биовыщелачивания удаётся перевести в раствор от 68,9 до 89,3% меди, содержащейся в КСММК. Экспериментально показано, что в процессе работы установки процент выщелоченной меди стабильно растёт и достигает максимума в конце данного периода испытаний. Всего в период испытаний в разработанном нами режиме было переработано 5 кг концентрата КСММК.

На основании проведенных исследований и полученных результатов нами разработаны принципиальные технологические схемы переработки медьсодержащих концентратов методом чанового биовыщелачивания с извлечением меди из оборотных растворов двумя способами (цементацией на железном скрапе и сорбцией на ионообменной смоле S-930). Технологические схемы приведены на рис. 2 и 3.

Результаты проведённых научно-исследовательских работ показали:

- концентрат КСММК пригоден для переработки методом чанового выщелачивания;

- отобранная в результате скрининга железо- и сероокисляющая ацидофильная ассоциация А-7-10 и адаптированная к концентрату КСММК обладает способностью активно развиваться и окислять сульфидные минералы в пульпе при соотношении Т:Ж, равном 1:4-5;

- ассоциация А-7-10 устойчива к высоким концентрациям меди в выщелачивающем растворе, достигающим в 4 ферментере 15,84 г/л;

- первоначальное окисление преимущественно халькопирита или, по крайней мере, пиритов с включениями меди;

- в процессе проведения испытаний наблюдалось постепенное увеличение

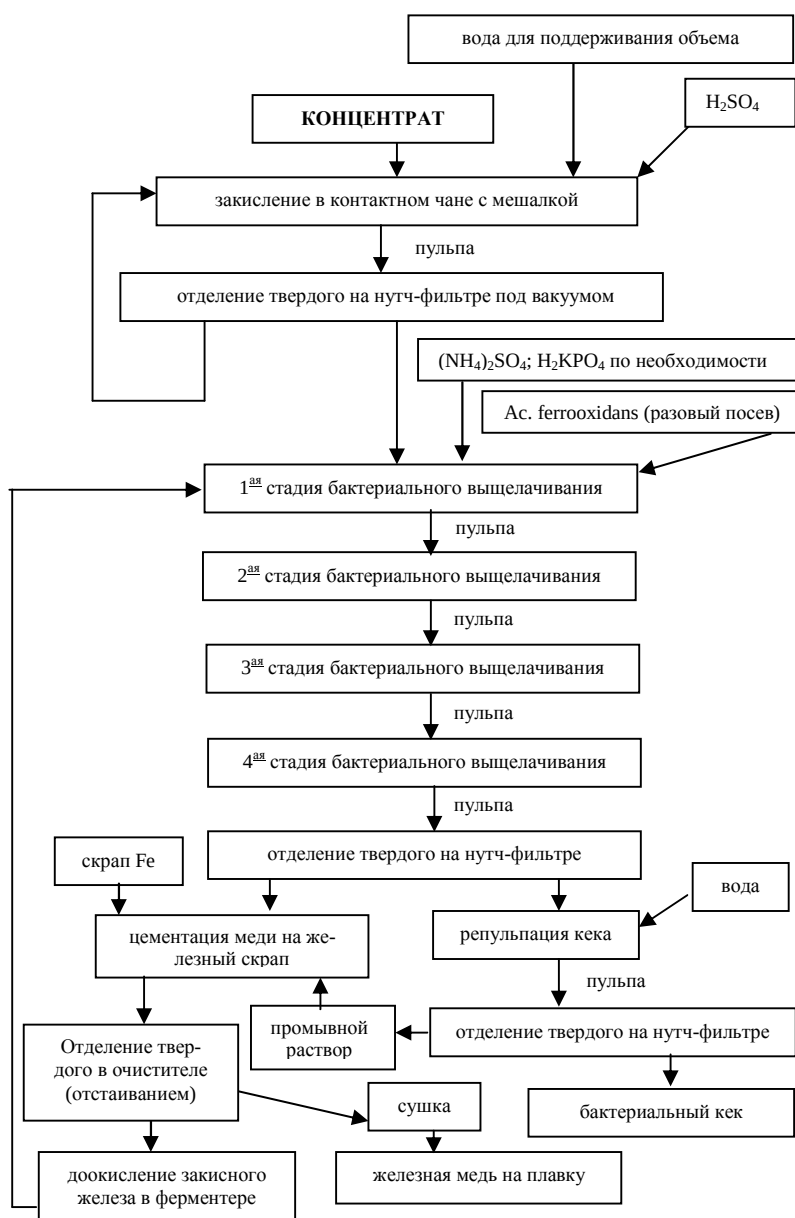


Рис. 3. Технологическая схема биовыщелачивания КСММК с использованием цементации на железном скрапе

сквозного выщелачивания меди в раствор, которая достигла в конце испытаний 89%.

Список литературы:

1. Хемосинтез: к 100-летию открытия С.Н. Виноградским / М.: Наука, 1989;
2. Каравайко Г.И., Кузнецов С. И., Голомзик А.И. Роль микроорганизмов в выщелачивании руд // Москва, Наука, 1972;
3. Каравайко Г.И. Микроорганизмы рудных месторождений, их физиология и использование в гидрометаллургии // Автореферат докт. дисс., Москва, 1973;
4. Ehrlich H.L. Past, present and future biohydrometallurgy // Inter. Biohydromet. Symposium "Biohydrometallurgy and environment toward the of the 21st century", 1999;
5. J.A.Brierley and C.L. Brierley. Present and future commercial applications of biohydrometallurgy. A. Ballester and R. Amils (eds.). // International Biohydrometallurgy Symposium IBS '99, Elsevier, Amsterdam, 1999;
6. Colmer A.R., Hinkle M.E. The role of microorganisms in acid mine drainage, A Preliminary Report, Science, 1947, 106;
7. Адамов Э.В., Панин В.В. Бактериальное и химическое выщелачивание металлов из руд. Итоги науки и техники. Обогащение полезных ископаемых. М., ВИНТИ. АН СССР. 1974., т. 8;
8. Адамов Э.В., Панин В.В. Биотехнология металлов. Курс лекций // Москва, Изд-во МИСЦ, 2005;
9. Чановый процесс бактериального выщелачивания. Технология и схемы переработки концентратов цветных металлов. Био-геотехнология металлов. М., 1985;
10. Адамов Э.В. Бактериальное выщелачивание в комбинированных схемах переработки минерального сырья / Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. М., 1989.

ПРИМЕНЕНИЕ СКВАЖИННЫХ СИСТЕМ НА УРАНОВЫХ ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ, ОТРАБАТЫВАЕМЫХ СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

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

Для гидрогенных месторождений урана, рудных залежей (их частей), отрабатываемых способом подземного выщелачивания, характерен широкий диапазон изменчивости природных геолого-гидрогеологических параметров и условий их залегания, которые существенным образом влияют на эффективность их отработки. Основными из них являются:

- запасы металла (в особенности в проницаемых рудах);
- форма и размер рудных тел;
- содержание металла в руде;
- характер распределения урана по литолого-фильтрационным типам руд;
- мощность рудных залежей;
- глубина и условия залегания руд;
- проницаемость руд и вмещающих пород, их соотношения;
- уровень подземных вод;
- мощность рудовмещающего горизонта;
- положение руды в рудовмещающем горизонте;
- гранулометрический, химический, минералогический состав руд и вмещающих пород;
- контрастность содержаний руд в рудной залежи;
- степень окисленности руд (4-х - 6-ти валентная форма урана).

Приведенный перечень геолого-гидрогеологических условий не исчерпывает всего многообразия влияющих на подземное выщелачивание (ПВ) условий.

Все факторы и их сочетания можно условно выделить в три группы:

1. Факторы (значения факторов), а также сочетания их, при которых процесс ПВ идет наиболее эффективно – факторы благоприятствующие процессу.

2. Факторы (их значения), а также сочетания последних, при которых процесс ПВ практически невозможен – факторы запрещающие.

3. Факторы (их значения), а также сочетания последних, при которых ПВ возможно, но сопряжено с ухудшением технико-экономических показателей отработки – факторы, не благоприятствующие процессу.

Следует учитывать, что данная классификация факторов, влияющих на процесс ПВ, не может быть оторвана от типа применяемой системы разработки. Наиболее важным элементом систем разработки яв-

ляется эксплуатационная ячейка, состоящая из определенного количества взаимодействующих технологических скважин. Необходимо учитывать и характер движения продуцирующих растворов в эксплуатационной ячейке, к примеру:

- изменение направления движения растворов на противоположное (реверс);
- изменение интенсивности проработки горнорудной массы при перемещении растворов от закачной скважины к откачной;
- направление преимущественной фильтрации растворов (по простиранию рудного тела или вкрест него);
- ряд других факторов, которые определяют особенности каждой системы разработки, выделения благоприятствующих факторов процессу ПВ, а также факторов, запрещающих применение ПВ для той или иной системы разработки.

На практике наибольшее распространение на предприятиях ПВ получили следующие системы разработки:

1. Прямоугольная (трехскважинная) система

Главным элементом группы систем является эксплуатационная ячейка, состоящая из одной откачной и двух (или более) закачных скважин. Движение растворов организовано от закачной скважины к откачной.

Основной особенностью данных систем является близость их конфигурации к геометрически правильным формам (обычно прямоугольник). Ряды технологических скважин при этом более рационально располагать вкрест простирания рудной залежи по нормали к границам геохимических зон с тем, чтобы обеспечить (по возможности) эксплуатацию ячеек в геохимически однородных условиях.

Следует учитывать, что ширина блока, определяемая как удвоенное межрядное расстояние, значительна и колеблется от 50 м до 100-120 м в зависимости от условий применения, поэтому не следует применять данную систему при резко изменчивой ширине рудной залежи (при продольном положении блока), когда невозможно вписать ряды закачных скважин в контур рудной залежи.

Количество ячеек прямоугольной системы в эксплуатационном блоке не рекомендуется делать менее 5÷6, так как при меньшем количестве откачных скважин нарушается нормальное соотношение между числом откачных и закачных скважин в блоке, и, как следствие, имеют место значительные потери

продуцирующих растворов за пределы эксплуатационного блока. Кроме этого, торцевые ячейки, блокируемые одной дополнительной закачной скважиной («закрывашкой»), имеет худшие показатели отработки в сравнении с центральными ячейками, и, следовательно, в небольших блоках следует ожидать ухудшения показателей отработки в сравнении с эксплуатационными блоками значительного размера, впрочем, как и в блоках, располагаемых на залежах шириной 50-100 м, когда в краевых условиях оказываются не только отдельные (торцевые) ячейки, но и целые закачные ряды.

Благоприятными факторами для применения прямоугольной системы являются:

- небольшая глубина залегания рудной залежи (затраты на ГПП незначительные);

- ширина рудной залежи более 50 м при продольном расположении блока и более 100 м при поперечном положении блока;

- достаточно простая геометрия контура рудного тела в плане (близкая к прямоугольной), обеспечивающая возможность вписывания блока;

- распределение оруденения в плане, способствующее размещению рядов закачных скважин в наиболее богатых частях залежи;

- фильтрационные свойства руды близки или выше фильтрационных свойств вмещающих пород;

- наличие водоупоров, ограничивающих растекание продуцирующих растворов; положение руды у верхнего или нижнего водоупоров;

- соотношение дебитов закачных и откачных скважин в пределах 1:1÷1:2 соответственно (при большом соотношении затраты на бурение закачных скважин значительно возрастают);

- коэффициент анизотропии фильтрационных свойств пород $K_a \ll 0,5$ ($K_a \approx 0,1 \div 0,2$ – оптимальный).

К не благоприятствующим факторам при применении прямоугольной системы можно отнести:

- коэффициент анизотропии фильтрационных свойств пород близок к $K_a = 0,5$;

- производительность закачных скважин более чем в 3-4 раза ниже производительности откачных на участке;

- фильтрационные свойства руд ниже, чем фильтрационные свойства пород;

- размещение откачного ряда скважин в наиболее богатой части залежи, а закачных рядов в более бедных частях (возрастают удельные расходы кислоты на единицу выщелачиваемой горно-рудной массы, что приводит к ухудшению показателей отработки);

- неравномерное распределение запасов в полублоках (в одном из полублоков запасы значительно выше, чем в другом);

К факторам, запрещающим использование прямоугольной системы, относятся:

- малая мощность руды ($m=1-1,5$ м) при резко отличных фильтрационных свойствах руды и вмещающих пород ($\frac{K_{\text{ф. пород}}}{K_{\text{ф. руды}}} \geq 2-3$);

- ширина рудной залежи до 50 м при глубине залегания руды более 100-200 м;

- коэффициент анизотропии близок к единице ($K_a \gg 0,5$) при значительной мощности (>30 м) рудовмещающего горизонта.

2. Ячеистые (многоскважинные) системы

В настоящее время в комбинате получает распространение шестигранная схема с положением откачной скважины в центре ячейки, а закачных скважин в вершинах шестигранника. Для данной схемы характерна резко различная плотность распределения продуцирующих растворов в плане ячейки – на границе ячейки она наименьшая, у откачной (откачных) скважины наибольшая, и, как следствие этого, резко различается скорость движения продуцирующих растворов по направлению от закачной скважины к откачной.

Основной особенностью данной схемы является возможность получения значительного соотношения числа закачных и откачных скважин от 1:2 для полностью закрытой ячейки до 1:6 для одиночной ячейки. Поэтому данную схему следует применять в том случае, когда приемистость скважин незначительна и гораздо меньше дебита откачной скважины.

Благоприятными факторами для применения ячеистой системы являются:

- приемистость закачных скважин на участке в более, чем в 3 раза ниже дебита откачных скважин;

- ширина рудной залежи более 80-100 м;

- форма рудной залежи волнообразная, позволяющая наиболее эффективно вписать эксплуатационные ячейки в контур залежи;

- фильтрационные свойства руды и вмещающих пород близки или по руде выше;

- наличие локальных водоупоров, ограничивающих растекание продуцирующих растворов, особенно в зоне закачных скважин; расположение руды у водоупоров;

- низкий коэффициент анизотропии фильтрационных свойств ($K_a \approx 0,1 \div 0,2$);

- равномерное распределение урана в плане ячейки, что обеспечивало бы одновременное завершение выщелачивания урана из ячейки.

К не благоприятствующим факторам для применения ячеистой системы можно отнести:

- резко неравномерное распределение оруденения по площади ячейки и невозможность размещения ячеек в однородных геохимических зонах;

- коэффициент анизотропии близок к $K_a = 0,5$;

- производительность откачных скважин менее чем в 2 раза выше, чем производительность закачных (это приводит к искусственному снижению интенсивности подачи растворов в ячейку);

- фильтрационные свойства руд ниже, чем у пород;

К факторам, запрещающим использование ячеистой системы, можно отнести:

- малую мощность руды ($m=1-1,5$ м) при значительно лучшей проницаемости вмещающих пород, нежели руды (более чем в 2-3 раза);

- коэффициент анизотропии близкий к единице ($K_a \gg 0,5$) при значительной мощности ($M > 35$ м) рудовмещающего горизонта.

3. Рядные односкважинные системы

Основой рядных систем является универсальная скважина, которая может работать как в режиме откачки, так и в режиме закачки. Наибольшее распространение получают однорядные блоки, а также блоки неправильной формы с площадным расположением универсальных скважин. Главной особенностью данной системы является переменное направление движения продуцирующих растворов – от скважины при закачке и к скважине при откачке из нее. Данная система весьма чувствительна к соотношению фильтрационных свойств пород и руд и ее эффективность тем выше, чем лучше проницаемость руды в сравнении с вмещающими породами.

К благоприятствующим факторам для применения рядной системы можно отнести:

- малую мощность рудовмещающего горизонта (до 15-20 м) при низкой эффективной анизотропии (до 0,25) или при мощности рудовмещающего горизонта до 20-25 м при положении руды на нижнем водоупоре;
- ширина рудной залежи до 50 м;
- неправильная форма рудной залежи с большим количеством безрудных «окоп» и резко изменчивой границей руды, на которой сложно разместить другие системы;
- фильтрационные свойства руд выше, чем вмещающих пород;
- низкий коэффициент анизотропии ($K_a \approx 0,1-0,2$);
- приуроченность основной массы урана к осевой части рудной залежи, по которой располагаются универсальные скважины с уменьшением продуктивности к краям залежи (для однорядных схем);
- наличие локальных подстилающих водоупоров, сокращающих растекание растворов за пределы фильтров.

К неблагоприятствующим факторам для применения рядной системы можно отнести следующие:

- ширина рудной залежи более 50 м;
- мощность горизонта более 15-20 м при соотношении ($\frac{m}{M} < \frac{1}{5}$) и положении руды в средней части

разреза (m - рудная мощность, M - мощность рудовмещающего горизонта);

- фильтрационные свойства руды и вмещающих пород близки, либо по руде хуже;
- равномерное распределение оруденения по площади однорядного блока, либо локализация по границе рудной залежи;
- высокий коэффициент анизотропии ($K_a > 0,5$).

К факторам, запрещающим использование рядной системы, можно отнести:

- фильтрационные свойства руды значительно ниже (более чем в 2 раза), чем вмещающих пород при мощности рудовмещающего горизонта более 20 м и среднем положении руды в разрезе, а так же более 25 м при положении руды на нижнем водоупоре

и незначительной мощности руды ($m \leq 1-1,5$ м) в случае, если другие системы также не могут быть применены, рекомендуется заквашивание руд;

- коэффициент анизотропии близок к единице ($K_a \gg 0,5$) при значительной мощности рудовмещающего горизонта ($M > 20$ м).

4. Группа этажных двускважинных систем

Для данной системы характерно то, что основное движение кислых растворов производится через рудную залежь сверху вниз (в отдельных случаях снизу вверх). При этом фильтры устанавливаются вне руды: в закачных - над рудой, в откачных - под рудой (в отдельных случаях наоборот). Данная система может применяться как на узких (до 50 м), так и на широких залежах произвольной формы.

Благоприятствующими факторами для применения этажной системы являются:

- высокий коэффициент анизотропии ($K_a \geq 0,5$);
- фильтрационные свойства руд значительно ниже, чем вмещающих пород ($K_{ф \text{ руды}} < K_{ф \text{ пород}}$);
- мощность руды незначительна (до 2 м) с высоким содержанием урана в руде;
- положение руды в рудовмещающем горизонте таково, что обеспечивается возможность установить над и под рудой фильтры минимально допустимой длины и при этом выполняется условие $M = 2 \cdot l_{ф} + m$;
- возможность расположения фильтров закачных скважин в зоне пластового окисления;
- при фильтрационных свойствах близких по руде и вмещающим породам применение этажных систем предпочтительно при мощности руды не превышающей минимально допустимой длины фильтра ($m \leq 4-5$ м) при установке фильтров на руду.

К факторам неблагоприятствующим для применения этажных систем относятся:

- незначительный коэффициент анизотропии ($0,3 < K_a < 0,5$);
- значительная мощность руды ($m > 4$ м) при незначительном коэффициенте анизотропии;
- наличие частичной прижатости руды к нижнему водоупору, когда значительно возрастает объем обрабатываемой кислыми растворами горно-рудной массы надрудной зоны;
- коэффициент фильтрации по руде выше, чем по вмещающим породам ($K_{ф \text{ руды}} > K_{ф \text{ пород}}$).

К факторам, запрещающим использование этажной системы, относятся:

- наличие в зоне руды промежуточного водоупора, если невозможно установить фильтры по классической схеме;
- руда прижата к нижнему или верхнему водоупору, что делает невозможным установку фильтров откачной скважины под рудой, и (или) фильтры закачных скважин над рудой;
- сильно анизотропная среда ($K_a \leq 0,2$);
- фильтрационные свойства руды значительно выше (в 3-4 раза) чем фильтрационные свойства вмещающих пород.

Приведенные выше факторы и параметры, определяющие выбор системы разработки, безусловно, не исчерпывают всех параметров, влияющих на процесс

ПВ. Этот перечень должен расширяться и уточняться.

5. Возможности комбинирования систем разработки

При проектировании систем разработки для конкретной рудной залежи наиболее рационально использовать одну систему разработки. В этом случае удастся создать однородный гидродинамический режим на участке, обеспечить эффективное планирование хода отработки и оперативное управление. Однако в ряде случаев условия оруденения в плане залежи могут значительно меняться, что приведет к невозможности использования одной системы разра-

ботки на всей площади, либо такой вариант схемы вскрытия окажется экономически невыгодным.

При применении двух или более систем разработки для смежных эксплуатационных блоков должно быть учтено следующее:

- возможность «стыковки» двух систем разработки при различном взаиморасположении блоков;
- расположение технологических скважин смежных блоков, учитывающее условия формирования потока продуцирующих растворов для них;
- стратегия отработки смежных блоков с различными системами разработки, учитывающая особенности каждой системы.

УДК 622

© Ивановский Д.С. 2009 г.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНЫХ РАБОТ ПО ВЗРЫВНОМУ ПЕРЕМЕЩЕНИЮ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Ивановский Д.С., инженер по горным работам рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

В статье приведены результаты опытно-промышленных взрывов на сброс в разнопрочных горных породах карьера Ташкура, при этом в процессе уточнения параметров БВР на опытных блоках изменялись:

- сетка взрывных скважин от 4,0х4,0 м до 6,0х6,0 м;
- удельный расход ВВ от 0,7 до 1,5 кг/м³ (табл. 1).

Критериями для оценки эффективности взрыва опытных блоков взяты показатель взрывного перемещения i_v и ширина развала взорванной горной массы B_p . Показатель взрывного перемещения i_v определялся графическим способом. Для этого про-

изведён расчёт ширины развала взорванной горной массы при разных значениях удельного расхода ВВ (табл. 2) по формуле [1].

$$B_p = 3,5 H_y \sqrt[4]{F} \sqrt{\frac{q_p}{H_y}} (0,65 + 0,35 \cos j), \text{ м} \quad (1)$$

где H_y – высота уступа, принята $H_y = 10$ м;

q_p – удельный расход ВВ, принят $q_p = 0,7 - 1,5$ кг/м³;

F – группа пород по СНИП-82, принята для пород карьера Ташкура $F=6$;

j – угол между направлением линии откоса уступа (верхней бровки) и линией одновременно взрывааемых скважин, град, принят $j = 15^\circ$.

Таблица 1

Параметры БВР опытно-промышленных взрывных блоков и результаты взрывов на сброс

Параметр	Блок											
	№ 71	№ 72	№ 38	№ 30	№ 60	№ 53	№ 54	№ 58	№ 59	№ 27	№ 29	№ 64
Сетка скважин, м	4,0х4,0	4,0х4,0	4,0х4,0	4,0х4,0	5,0х5,0	5,0х5,0	5,0х5,0	5,0х5,0	6,0х6,0	6,0х6,0	6,0х6,0	6,0х6,0
Глубина скважин, м	8,5	8,0	8,0	6,5	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,5	8,0	8,0
Диаметр долота, мм	250	170	170	170	250	250	250	170	250	250	250	250
Тип ВВ	Игданит	Нобелан 2080	Игданит							Нобелан 2080	Игданит	
Удельный расход ВВ, кг/м ³	1,5	1,2	1,0	0,7	1,5	1,2	1,0	0,7	1,5	1,2	1,0	0,7
Длина заряда, м	4,4	5,5	6,1	3,5	6,5	5,2	4,3	6,6	6,7	6,1	6,3	4,1
Длина забойки, м.	3,0	2,5	1,9	3,0	1,5	2,8	3,0	1,4	1,3	2,4	1,7	3,0
Объём блока, тыс.м ³	8,6	9,2	8,96	7,5	13,4	12,8	14,2	15,0	17,3	20,8	21,8	21,0
Объём породы, сброшенный в внутренний отвал (в целике), тыс.м ³	1,72	1,65	1,43	0,97	2,0	1,66	2,84	1,12	1,0	0,8	0,44	-
Ширина развала, м	20	16-18	12-15	7-10	15	10-12	8-10	5-8	5-8	3-5	2	-
Показатель взрывного перемещения i_v	0,2	0,18	0,16	0,13	0,15	0,13	0,12	0,075	0,06	0,04	0,02	-

Таблица 2

Расчётные параметры БВР

№ блока	Параметр			
	уд. расход ВВ, кг/м ³	сетка скв., м	ширина развала В _р , м	показатель взрывного перемещения <i>i_в</i>
1	0,7	4,0х4,0	20	0,22
2	1,0	4,0х4,0	22	0,24
3	1,2	4,0х4,0	24	0,26
4	1,5	4,0х4,0	26	0,28

Таблица 3

Значения коэффициента адаптации *k_a*

Параметр	Значение			
Уд. расход ВВ <i>q_v</i> , кг/м ³	0,7	1,0	1,2	1,5
<i>k_a</i>	0,5	0,64	0,7	0,77

В результате получена зависимость показателя взрывного перемещения от удельного расхода ВВ (рис. 1, I).

По фактическим результатам проведённых опытно-промышленных взрывов при различных размерах сеток взрывных скважин построены с достаточно высокой достоверностью графики II-IV, при этом ширина развала *V_p* определялась инструментальным маркшейдерским замером на местности (рис. 1).

Однако при обработке результатов опытных взрывов (табл. 1) выявлено, что расчётная ширина развала не совпадает с фактической.

Поэтому для уточнения этой формулы при взрывании на сброс разнопрочных вскрышных пород необходимо вводить поправочный коэффициент *k_a*, с учётом которого формула (1) примет вид:

$$B_p = 3,5k_a H_y \sqrt[4]{F_3 \frac{q_p}{H_y}} (0,65 + 0,35 \cos j), \text{ м} \quad (2)$$

где *k_a* – коэф. адаптации при взрывании на сброс разнопрочных вскрышных пород, *k_a* = 0,5-0,77.

Опытным путём установлено, что *k_a* следует принимать в зависимости от величины удельного расхода ВВ (табл. 3).

Анализ результатов расчётов ширины развала взорванной горной массы по предлагаемому выражению и полученных данных в результате инструментальных маркшейдерских замеров на местности показал их хорошую сходимость (расхождение не более 3%).

В ходе проведения опытно-промышленных работ выявлено, что задача обеспечения максимального взрывного перемещения разнопрочных горных пород может быть решена увеличением длины колонки заряда ВВ, применением скважин с меньшим диаметром, обеспечивающим максимальный контакт ВВ с массивом, сгущением сетки взрывных скважин.

Установленные особенности определяют необходимость разработки новых способов взрывного перемещения. Повышение эффективности взрывного перемещения разнопрочных горных пород предложено осуществлять двумя способами.

Первый способ (рис. 2, а) заключается в том, что на уступе 1, сложенном из пластов различной мощности и крепости, бурят ряды наклонных скважин 2 под углом 60°. На расстоянии 3-5 м от верхней бровки уступа бурят ряд вертикальных скважин 3. При этом наклонные скважины бурят уменьшенным диаметром (170 мм, 215 мм) на всю мощность разнопрочных пропластков, а длина дополнительных скважин составляет 2/3 длины наклонных скважин. В наклонных и вертикальных скважинах размещают промежуточные детонаторы

4, заряд ВВ 5 и забойку 6. Промежуточные детонаторы 4 соединяют с детонирующим шнуром 7, на котором устанавливают реле пиротехнические 8 для обеспечения короткозамедленного взрывания. В первую очередь осуществляют взрыв зарядов в вертикальных скважинах. Затем через 30-50 мс осуществляют одновременный взрыв наклонных скважин.

Теоретически предполагается что, разработанный способ позволит осуществить максимальный эффект взрывного перемещения разнопрочных горных пород в выработанное пространство карьера, за счет эффективного использования энергии взрыва.

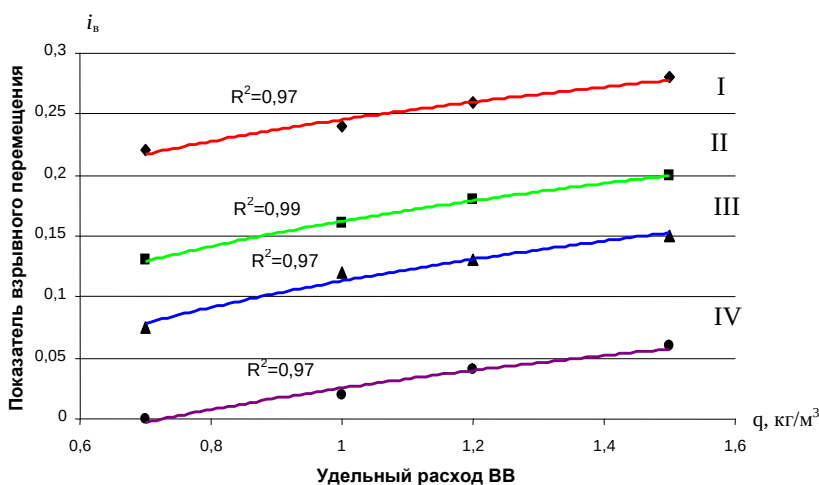


Рис. 1. Зависимость показателя взрывного перемещения от удельного расхода ВВ: I – расчётная для сетки 4,0х4,0 м; II – фактическая для сетки 4,0х4,0 м; III – фактическая для сетки 5,0х5,0 м; IV – фактическая для сетки 6,0х6,0 м

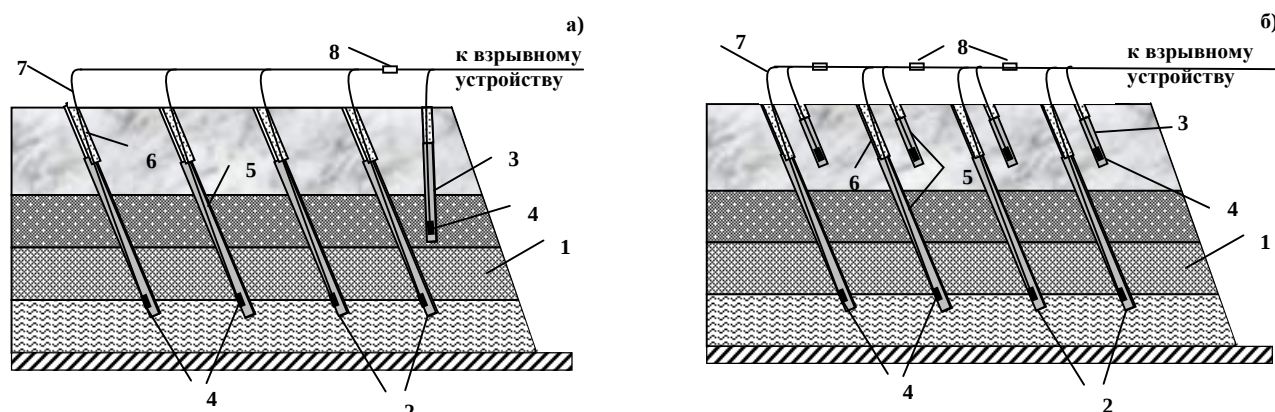


Рис. 2. Способы взрывного перемещения разнопрочных горных пород

Второй способ взрывного перемещения (рис. 2, б) основан на принципе Сен-Венана (принцип суперпозиции) [2, 3]. В теории и практике ведения взрывных работ известен способ замены (деконцентрации) монозарядов большого диаметра и массы, группой одновременно взрывааемых зарядов в скважинах малого диаметра [2].

Главная отличительная особенность этого способа заключается в том, что разрушение массива производится не прямой волной напряжений (переноса энергии), инициированной единичным зарядом, а интегральной волной, образовавшейся при взаимодействии цилиндрических волн сближенных и одновременно взорванных зарядов. Предложено для взрывного перемещения разнопрочных горных пород применить деконцентрацию скважинных зарядов ВВ по высоте вскрышного уступа.

Способ осуществляется следующим образом. На уступе 1, бурят ряды параллельно-сближенных основных наклонных 2 и дополнительных коротких 3 скважин малого диаметра (170 мм, 215 мм) под углом 60° . При этом основные наклонные скважины бурят на всю мощность вскрышных пород (с недобуром до фосфопласта 2,0 м), а длина коротких скважин составляет 1/3 длины основных скважин. В основных и дополнительных скважинах размещают промежуточные детонаторы 4, заряд ВВ 5 и забойку 6. Промежуточные детонаторы соединяют с детонирующим шнуром 7, на котором устанавливают реле пиротехнические 8 для обеспечения короткозамедленного взрывания по поряд-

ной схеме. При этом эффективность взрывного перемещения может повыситься за счёт:

а) действия принципа суперпозиции, при котором общее волновое поле, создаваемое взрывом ряда зарядов, представляет собой сумму волновых полей, создаваемых каждым из зарядов в отдельности. При этом считается, что взрыв одного заряда не влияет на характер протекания взрывного процесса другого заряда;

б) дифференцированного подхода к выбору параметров БВР (деконцентрации скважинных зарядов ВВ), при котором взрывчатое вещество будет располагаться равномерно по массиву и в крепких пропластках (в зоне нерегулируемого дробления);

в) того, что короткий заряд будет выполнять функцию взрывной забойки, что позволит произвести более длительное действие взрыва на массив [4].

Таким образом, в результате исследований:

1 Установлены зависимости показателя взрывного перемещения от удельного расхода ВВ при различной сетке скважин.

2 Уточнена формула расчёта ширины развала для разнопрочных вскрышных пород, имеющая хорошую сходимость (расхождение не более 3%) с фактическими данными.

3 Разработаны способы взрывного перемещения разнопрочных горных пород, позволяющие осуществить максимальный эффект взрывного перемещения разнопрочных горных пород в выработанное пространство карьера за счёт эффективного использования энергии взрыва и дифференцированного подхода к выбору параметров БВР.

Список литературы:

1. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В., Кантор В.Х. Нормативный справочник по буровзрывным работам. Москва: Недра, 1986. – 511 с.
2. С.Д. Виктор, Ю.П. Галченко, В.М. Закалинский, С.К. Рубцов Разрушение горных пород сближенными зарядами – Москва: Научтехлитиздат 2006. 276 с.
3. А.С. Быковцев, Г.А. Прохоренко, В.Н. Сытенков Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых - Ташкент: Фан, 2000. 271 с.
4. О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, С.К. Рубцов Взрывное рыхление разнопрочных пород для поточных технологий разработки пластовых месторождений - Ташкент: Фан, 2006. 219 с.

ОБЕСШЛАМЛИВАНИЕ НИЗКОСОРТНЫХ ФОСФОРИТОВЫХ РУД ДЖЕРОЙ-САРДАРА

Абдурахмонов С.А., зав. кафедры «Металлургия» АГМФ НГГИ, докт. техн. наук, профессор; **Абдурахмонов Э.**, зав. кафедры «Металлургия» НГГИ, канд. техн. наук; **Донияров Н.А.**, старший преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ

Фосфатное сырьё является основой развития промышленности фосфорных и сложных удобрений, а также фосфорсодержащих продуктов.

Установлено, что содержание фосфатных минералов в образцах фосфоритов Джерой-Сардара составляет 31÷64% (P_2O_5 13,5÷27,3%), карбонатных минералов - 21÷50%. Минералы – примеси представлены: α - кварцем, гипсом, гетитом, монтмориллонитом и другими [1].

По сравнению с рядовой фосфоритовой рудой Каратау (24,5% P_2O_5 , кальциевый модуль – 1,59) с содержанием допустимых норм хлора в сырье, фосфориты Джерой-Сардара являются бедными по содержанию P_2O_5 (14-20%, кальциевый модуль 2,85, до 0,12% хлора).

Высокая степень карбонатности, осложняющая технологический процесс при химической переработке фосфоритов, обуславливает необходимость их обогащения.

Традиционные методы обогащения фосфоритовых руд Джерой-Сардара (классификация, промывка) показали малую эффективность.

На Кызылкумском фосфоритном комплексе (КФК) действуют обжиговые печи для получения термоконцентрата, содержащего 26-27% P_2O_5 и 2,4% CO_2 . При обжиге «сухом» методом обогащения принятом на КФК образующиеся CaO и переходящий эндокальцит в CaO не удаляются. Полученный концентрат содержит до 12-14 отн. % свободного CaO , что требует расхода кислоты при его переработке.

Возникшая проблема быстрого корродирования аппаратуры из-за содержания (выше допустимых норм) хлора в сырье (до 0,12%) потребовала необходимости отмывки сырья от хлора до содержания

его не более 0,04%.

Для удаления хлора и шламов фосфоритовую руду промыли.

При проведении лабораторных экспериментов по обесшламливанию применялись высококарбонатные фосфориты Центральных Кызылкумов состава (вес. %): 14,88- P_2O_5 ; 45,0- CaO ; 16,3- CO_2 ; 1,35- Al_2O_3 ; 0,99- Fe_2O_3 ; 0,6- MgO ; 1,94-F; 0,12-Cl; 1,94-нерастворимого остатка. Руда подвергалась измельчению до 40-45% класса -0,074 мм, с использованием лабораторного измельчителя - истирателя.

Обесшламливание измельченной руды проводилось в 2 стадии с применением лабораторной установки (чана), снабженной специально перемешивающим устройством при соотношении Т:Ж 1:1-3 в течение 20 мин. с использованием дистиллированной воды. Температура пульпы $25 \pm 2^\circ C$. Скорость перемешивания 200-300 об/мин.

Результаты опытов по обесшламливанию и обесхлориванию фосфоритов приведены в табл. 1.

Из результатов видно, что после II стадии обесшламливания исходных фосфоритовых руд наиболее приемлемым условием процесса является обеспечение Т:Ж – 1:2,5, при этом выход концентрата составляет: 82,3% с содержанием P_2O_5 16,7% при извлечении P_2O_5 в концентрат 92,36%.

Результаты исследования по распределению хлора по фазам при обесшламливании руды приведены в табл. 2.

Результаты исследования по распределению хлора после II стадии обесшламливания по фазам (табл. 2) показывают, что содержание хлор-иона в фосфоре снижается до содержания в пределах не более 0,04%, обеспечивается допустимая норма хлора

Таблица 1

Результаты опытных работ по обесшламливанию фосфоритовых руд

Продукты	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение P_2O_5 , %
Концентрат	82,3	16,7	92,36
Шламы	17,7	6,42	7,64
Исходная руда	100	14,88	100

Таблица 2

Распределение хлора по фазам после II стадии обесшламливания

Т:Ж	Cl %		
	фосруда	слив	газовая фаза
1	47,56	52,44	He/обн.
1,5	43,22	56,78	He/обн.
2	39,81	60,19	He/обн.
2,5	36,60	63,40	He/обн.
3	36,62	63,38	He/обн.

в сырье при переработке в удобрение. Основная часть (63 и более отн. %) хлориона приходит в слив при соблюдении условия процесса Т:Ж-1:2,5. Дальнейшее повышение содержания жидких фаз практически не оказывает влияния на процесс обесшламливания фосфоритовых руд, что хорошо согласуется с данными по отмывке хлора действующего предприятия (КФК).

Выводы

1. Установлено, что наиболее приемлемым усло-

вием процесса обесшламливания является обеспечение Т:Ж – 1:2,5. При этом выход концентрата составляет: 82,3% с содержанием P_2O_5 16,7%, при извлечении P_2O_5 в концентрат 92,36%.

2. Изучено распределение хлора после II стадии обесшламливания по фазам. Содержание хлор-иона в фосфоре при обесшламливании снижается до содержания в пределах не более 0,04% и обеспечивается допустимая норма хлора в сырье при переработке его в удобрение.

Список литературы:

1. Набиев М.Н., Абдурахмонов Э., Амирова А.М. Физико-химические исследования фосфоритов Центральных Кызылкумов, ЖПХ №5, 1984, с. 969-973.

УДК 622

© Абдурахмонов С.А., Ахтамов Ф.Э., Хужакулов Н.Б. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛОГО МЕДНОГО КЛИНКЕРА

Абдурахмонов С.А., зав. кафедрой «Металлургия» АГМФ НГГИ, докт. техн. наук, профессор; **Ахтамов Ф.Э.**, старший преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ; **Хужакулов Н.Б.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ

Отходы цинкового завода (медный клинкер) содержат такие полезные компоненты как медь, цинк, свинец, золото, серебро, которые могут быть извлечены.

Клинкер складывается в специальных отвалах, занимает огромные площади, загрязняет воздушную и водную среду, которая могла бы использоваться сельским хозяйством.

В настоящее время в странах СНГ накопилось около 3 млн. т клинкера, при этом в Узбекистане около 600 тыс. т. Ежегодное накопление по АГМК составляет примерно 45-50 тыс. т.

Переработка клинкера по существующей схеме извлечения на медной обогатительной фабрике АГМК не дает положительных результатов, т.к. требуется строительство отдельной технологической цепочки.

Несмотря на всю остроту и актуальность проблемы, до сих пор отсутствует современная эффективная, экономически целесообразная технология наиболее полного извлечения металлов из медного клинкера [1-3].

Для извлечения цветных, а особенно благородных металлов из клинкера необходимо наиболее полно использовать современные достижения науки и техники в области обогащения, гидрометаллургии и электрометаллургии.

Увеличивающиеся возможности получения дешёвой электроэнергии в нашей стране и неиссякаемые источники получения хлористых солей щелочных металлов разрешают проблему использования хлора, который является одним из самых активных

растворителей металлов при гидрометаллургической переработке руд. Внедрение хлора в процессы извлечения из клинкера цветных и благородных металлов значительно расширит возможности осуществления комплексной переработки клинкера цинкового производства.

Легкость образования многих хлоридов металлов, высокая растворимость в воде давно уже обратили на себя внимание химиков и металлургов как факторы, благоприятные при обработке руд цветных и редких металлов.

Использование элементарного хлора и различных хлорсодержащих веществ прочно вошло в современную практику самых разнообразных металлургических и электрохимических процессов. В частности, газообразным хлором воздействуют на дисперсное твердое вещество в жидкой среде или на вещество, которое находится в расплавленном состоянии, получая хлориды, растворимые в воде или в других растворителях [1].

Объектом исследования настоящей работы является текущий клинкер АЦЗ ОАО АГМК (рис. 1-4).

Химический состав клинкера следующий, %: SiO_2 -16,42; CaO -6,06; MgO -2,72; Al_2O_3 -4,08; H_2O -0,6; Mn_2O_3 -0,47; TiO_2 -0,21; $Fe_{общ}$ -19,53; Cu -2,2; Pb -0,51; Zn -2,1; As -0,155; Cd -менее 0,01; $S_{общ}$ -8,39; C -29,55; Ba -2,3; Au -3,2 г/т; Ag -260,27 г/т.

Настоящие исследования проводились на лабораторной установке, схема которой приведена на рис. 1.

При проведении исследований изучалась зависимость извлечения ценных компонентов (Cu , Fe ,

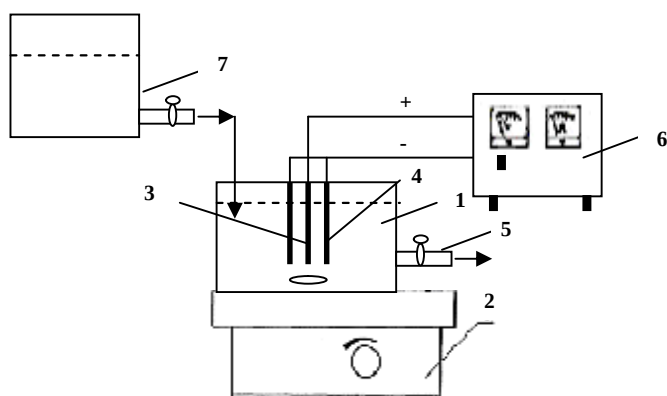


Рис. 1. Схема установки проведения опыта: 1 - электролизер, 2 - магнитная мешалка, 3 - анод графитовый, 4 - катод титановый, 5 - сливной патрубок, 6 - выпрямитель, 7 - приемник раствора

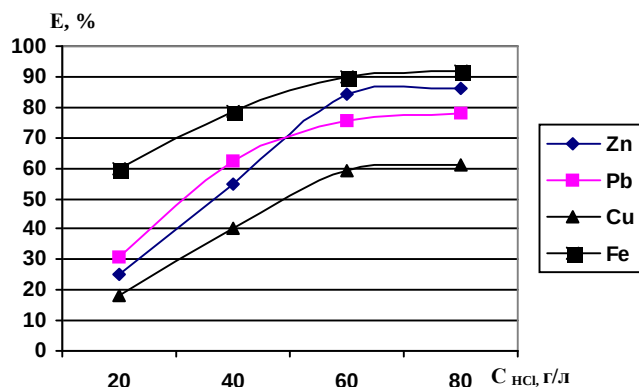


Рис. 2. Зависимость извлечения ценных компонентов от концентрации HCl

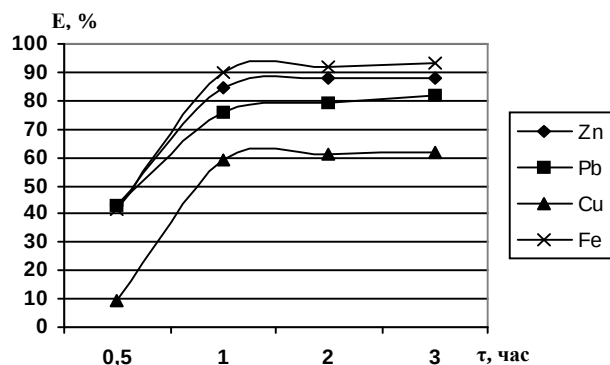


Рис. 3. Зависимость продолжительности электровыщелачивания на извлечение ценных компонентов в раствор

Zn, Pb, Ag, Au) в раствор – электролит от концентрации NaCl+NaOH или HCl; от продолжительности процесса электролиза; от величины силы тока.

Опыты проводились при температуре 25°C, в течении 1 ч при анодной плотности тока 0,278 А/см², величине напряжения - 5 В. В качестве раствора – электролита использовали смесь растворов NaCl - 200 г/дм³ и HCl 60 г/см³ с добавлением клинкера в количестве 50 г. Температура раствора составила 32°C.

В результате электровыщелачивания были получены следующие продукты: раствор, кек и легкая фракция (пена). Вес кека составлял 11,3 г, а количество легкой фракции 12 г.

Электровыщелачивание клинкера с добавлением соляной кислоты в количестве 20 г/дм³ положительных результатов не дало, т.к. извлечение металлов в раствор было довольно низким.

Также был проведен опыт по электрохлоринации клинкера с добавлением в раствор соляной кислоты в количестве 40 г/дм³ (концентрация хлорида натрия осталась прежней, т.е. 200 г/дм³), при этом продолжительность опыта составила 1 ч. В результате лабораторного опыта были также получены: раствор, кек и легкая фракция. Количество кека составило 31,595 г, а пены 6,5 г (рис. 2).

На основании проведенных опытов была установлена оптимальная концентрация соляной кислоты, при которой достигалось наибольшее извлечение ценных компонентов в раствор. Она составила 60 г/дм³.

В ходе экспериментов также изучалось влияние продолжительности опыта на извлечение металлов из клинкера в раствор. Так опыты были проведены продолжительностью 0,5; 1; 2 и 3 ч.

Концентрация хлорида натрия и соляной кислоты была 200 г/дм³ и 60 г/дм³ соответственно. Величина силы тока составила 5 А, напряжение 5 В, анодная плотность тока составила 0,28 А/см².

При электрохлоринации клинкера в течении 0,5 ч ценные компоненты клинкера в раствор извлекались довольно мало. Был получен кек весом 13,2 г, легкая фракция – 35,5 г.

Результаты экспериментов говорят о том, что опыт с временем продолжительности 0,5 ч положительных результатов не дает.

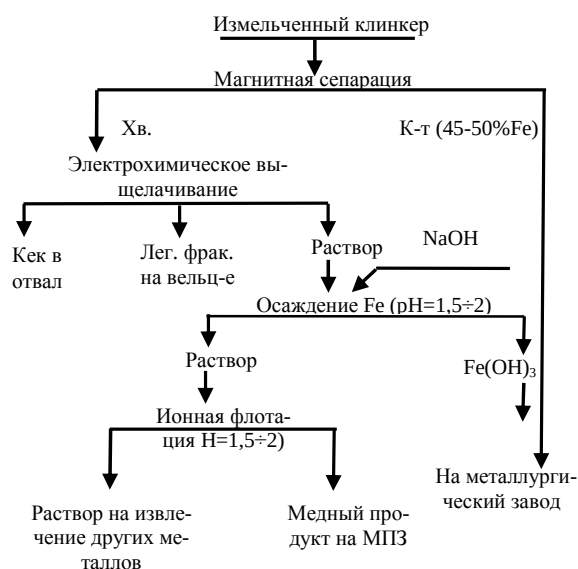


Рис. 4. Технологическая схема переработки клинкера методом электрохлоринации

При электрохлоринации клинкера в течение 1 ч были получены относительно удовлетворительные результаты. Условия опыта остались прежними ($C_{NaCl}=200$ г/дм³, $C_{HCl}=60$ г/дм³, $I=5$ А, $U=5$ В). При проведении опыта по электрохлоринации клинкера в течении 3 ч были получены наилучшие результаты по извлечению цветных металлов в раствор (кроме меди, больше половины ее остается в кеке) (рис. 3).

На основании полученных результатов и по экономическим соображениям можно утверждать, что оптимальная концентрация соляной кислоты составляет 60 г/дм³, а время электровыщелачивания - 1 ч.

Был также проведен опыт по электровыщелачиванию в щелочной среде. Условия опыта были следующими: концентрация хлорида натрия 200 г/дм³, едкого натрия 60 г/дм³, величина силы тока 5 А, напряжение 5 В. Анодная плотность тока составляла 0,28 А/см² (вес исходного клинкера был равным 50 г).

Полученные данные дают основания утверждать, что электровыщелачивание клинкера в щелочной среде положительных результатов не дает.

На основе проведенных экспериментов предлагается следующая технологическая схема переработки медных клинкеров методом электрохлоринации (рис. 4).

Следующим этапом данной исследовательской работы является переработка растворов, полученных на первом этапе исследований. Второй этап исследований включает в себя изучение методов выделения металлов из растворов.

Список литературы:

1. М.М. Лакерник, Г.Н. Пахомова «Металлургия цинка и кадмия» Москва.1969.
2. Максимов М.В. «Электрохлоринация как метод извлечения благородных металлов» Москва 1965.
3. Бадалов С.Т. Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Альмалыкского рудного района. Т.: Наука. 1965.

УДК 669.21/053:621:039

© Эрназаров М.Ю., Самадов А.У., Холикулов Д.Б. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ЦИАНИРОВАНИЯ ЗОЛОТО-СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Эрназаров М.Ю., начальник лаборатории УЗГЕОТЕХЛИТИ, канд. техн. наук; **Самадов А.У.**, директор по производству НППГ «ФАНОН», канд. техн. наук; **Холикулов Д.Б.**, декан Химико-металлургического факультета НГПИ, канд. техн. наук

Примерное содержание золота в земной коре $5 \cdot 10^{-7}\%$ (~5 мг/т), т.е. по существующей классификации это редкий элемент. Серебра в земной коре в 20 раз больше - $10^{-5}\%$ (0,1 г/т) [1-2]. Характерной особенностью месторождений золото-серебросодержащих руд является то, что серебро постоянно сопровождается минералами золота. Наиболее широко развиты в рудах сульфиды серебра – аргентит, сульфoантимониты серебра, самородное серебро, электрум, теллуриды золота и серебра. Из всех существующих методов металлургической переработки золото-серебряных руд наиболее эффективным является цианирование [2]. Узбекистан является одной из крупнейших баз по добыче и производству цветных и благородных металлов. В настоящее время в гидрометаллургии остро стоит проблема извлечения из руд попутных металлов, в том числе благородных.

В связи с этим, очевидна актуальность исследований в области химии, анализа и технологии благородных металлов. В нашей республике широко развита гидрометаллургия благородных металлов на основе сорбционного режима цианирования. Несмотря на достигнутые успехи гидрометаллургии золота, все же заметное количество золота и сереб-

ра остаются неизвлеченными. Особенно, заметно это по серебру, где извлечение его составляет до 50% от исходного [3].

С целью уточнения режима цианирования золото-серебросодержащей руды были проведены лабораторные опыты (табл. 1-3) по выщелачиванию

Таблица 1

Извлечение серебра по времени перемешивания в зависимости от концентраций цианида.

Концентрация цианида, %	Продолжительность, час	Содержание серебра в кеках, г/т	Извлечение серебра в растворе, %
0,01	24	35,8	80,07
	36	24,4	86,4
	48	22,5	87,5
0,02	24	34,7	80,07
	36	25,0	86,0
	48	23,06	87,2
0,03	24	34,2	90,6
	36	25,0	86,00
	48	22,14	87,7
0,04	24	32,2	82,1
	36	23,04	87,2
	48	16,02	91,1

Таблица 2

Определение оптимальной продолжительности цианирования для исходной руды.
Общие условия опытов: навеска 50 гр. Ж:Т 1,5:1, $C_{CaO}=0,03\%$, $C_{NaCN} = 0,04\%$

Продолжительность, час	Содержание серебра в кеках, г/т	Извлечение серебра в растворе, %
24	34,56	80,8
36	23,04	87,2
48	18,0	90,0
60	16,2	91,0

Таблица 3

Результаты контрольного цианирования навеска 100 гр., $C_{CaO}=0,03\%$, $C_{NaCN} = 0,04\%$, время перемешивания 48 ч

Наименования продуктов	Содержание серебра, г/т	Выход, %
Исходная руда	200	100
Кек цианирования	14,04	7,8
Извлечение в растворе	-	92,2

на колбе Вюрца, снабженной вакуумным насосом.

Чрезвычайная распространенность цианистого процесса в мировой практике заставляет производить оценку любого золото-серебросодержащего рудного сырья с точки зрения возможности переработки его указанным методом.

В качестве исходного материала использовалась усредненная измельченная руда крупностью -0,01 мм, состав которой состоял из кремнезема -31%,

глинозема-12,6%, оксида кальция-16% и др., а также с содержанием серебра 200 г/т и золота 0,6 г/т. Первоначально определялось извлечение серебра по времени перемешивания в зависимости от изменения концентрации цианида при условии: m-50 гр, Ж:Т=1,5:1, $C_{CaO}=0,03\%$ (табл. 1).

Концентрацию цианида натрия и извести в исходном растворе и в пульпе определяли титриметрическим методом. Поддерживали постоянную концентрацию цианида и извести по мере их расхода добавлением из исходных растворов.

Как видно из результатов, приведенных в табл. 1, серебро в руде обладает относительно низкой скоростью растворения. Это свидетельствует об относительной упорности данной руды. Было изучено цианирование пробы в зависимости от продолжительности времени цианирования (табл. 2).

Из табл. 2 видно, что продолжительность цианирования должна составлять 45-48 ч. Дальнейшее увеличение времени цианирования может вызвать лишь весьма малое приращение растворенного серебра. Результаты контрольного цианирования приведены в табл. 3.

На основании полученных данных можно сделать следующие выводы:

1. Продолжительность цианирования, необходимая для растворения серебра, составляет 48 час, что в 2,6 раза выше, чем по существующей технологии.
2. Рекомендуются оптимальная концентрация цианистого натрия (C_{NaCN}) в растворах – 0,04%.

Список литературы:

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. *Металлургия благородных металлов: Учебник. В 2-х кн. Кн. 2- М.: МИСИС, Издательский дом «Руда и Металлы», 2005. – 392 с.*
2. Маслинский И.Н., Чугаев Л.В., Борбат Ф.В. и др. *Металлургия благородных металлов, 2-е изд, М, Metallurgia, 1987.*
3. Митрофанов С.И. и др. *Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1994. 216 с.*

УДК 662.2.022

© Валиев Х.Р., Холикулов Д.Б., Худояров С.Р. 2009 г.

ПАРОТЕРМИЧЕСКОЕ ОКИСЛЕНИЕ ХВОСТОВ МЕДНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ АГМК

Валиев Х.Р., доцент кафедры «Металлургия» ТашГТУ, канд. техн. наук; **Холикулов Д.Б.**, декан ХМФ НГГИ, канд. техн. наук; **Худояров С.Р.**, старший преподаватель кафедры «Металлургия» ТашГТУ

Комплексное извлечение ценных компонентов из хвостов медно-обогатительной фабрики АГМК направлено на решение проблемы рационального использования сырьевых ресурсов, которая является весьма актуальной в связи с истощением запасов рудного сырья в цветной металлургии [1-3].

В хвостохранилищах АГМК накоплено свыше 800 млн. т хвостов обогатительных фабрик с содержанием меди 0,07-0,112%. В них находится свыше 800 тыс. т меди, 10 тыс. т молибдена, 182 т рения, 500 тыс. т цинка и много других ценных компонентов. Эти отходы можно рассматривать

как техногенное сырьё для дополнительного производства благородных, редких, цветных и черных металлов и ценных нерудных компонентов. Вовлечение их в переработку позволит комбинату значительно расширить сырьевую базу без увеличения капитальных затрат на геологические и горные работы.

Произведённый химический анализ показал, что содержание тяжёлых цветных, редких, благородных и чёрных металлов в хвостах МОФ колеблется в пределах, %: 0,07-0,2 Cu; 0,01-0,2 Zn; до 0,014 Pb; 3,5-4,5 Fe; до 0,003 Mo; 0,2-0,4 г/т Au, до 1,5 г/т Ag и др. Основные минералы в которых сосредоточены ценные компоненты, находятся в сульфидной форме. Основные минералы пирит (FeS_2), халькопирит (CuFeS_2), молибденит (MoS_2), галенит (PbS), сфалерит (ZnS).

Для полноты извлечения всех ценных компонентов необходима предварительная подготовка хвостов к переработке, включающая окисление всех сульфидных соединений в атмосфере перегретого водяного пара.

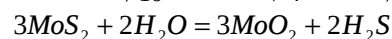
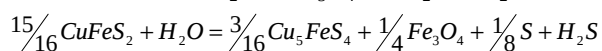
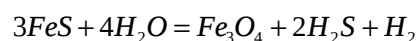
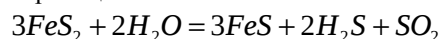
Паротермическая обработка концентрата является основным переделом обработки хвостов, при котором происходят следующие процессы:

- разложение сложных сульфидных соединений с образованием простых;
- окисление сульфидных соединений железа до магнетита;
- окисление сульфидов цветных металлов.

Паротермическая обработка проводилась в интервале температур 400-800°C. Установлено, что полное окисление основных компонентов в паровоздушной атмосфере достигается при температуре 600-700°C.

Произведённый анализ огарков пареокисления показал, что железо на 95% переходит в магнетит (Fe_3O_4). Сложные сульфиды цветных металлов разлагаются с образованием простых, которые переходят в окисленные формы (CuO , MoO_3 , ZnO , PbO).

Согласно данным анализа огарка и минералогического состава исходных продуктов, протекающие процессы пареокисления возможно по следующим реакциям:



Выявлено, что в атмосфере водяного пара отгонка серы начинается со 150°C. При длительной обработке улетучивается вся свободная элементарная сера, а также начинается удаление серы из состава сульфидов железа, молибдена, меди и других составляющих флотационного концентрата.

До температуры 450°C, расход водяного пара мало влияет на степень превращения, а при температуре выше 650°C повышение расхода водяного пара увеличивает скорость диффузии и вызывает быстрое повышение степени десульфуризации.

Оптимальные условия для проведения процесса термодорообработки: температура – 700°C; расход водяного пара – 15-17 мл/мин; продолжительность 50-60 мин. При этих показателях выход огарка составляет от 69 до 75% и удаляется 98,9% серы.

Термодорообработка обеспечивает получение огарков с низким содержанием общей серы (<1,12%), что трудно достигнуть при обжиге традиционными методами.

При обработке водяным паром с ростом температуры содержание сульфидов железа закономерно снижается, при температуре 700°C – присутствуют лишь окисленные формы железа – в основном Fe_3O_4 и в незначительном количестве Fe_2O_3 .

В результате паротермической обработки сульфиды железа и цветных металлов возможно окислять без расплавления, применяя в качестве окислителя водяной пар.

При этом появляется возможность практически полного окисления сульфидов железа до магнетита, с целью последующего выделения его магнитной сепарацией, перевода сульфидов цветных металлов в окисленную форму растворимую в водных растворах кислот, а также исключения из технологического процесса образования вредных серосодержащих газов, за счёт перевода серы в элементарное состояние в пароконденсатах.

Список литературы:

1. Смирнов И.И., Шиврин Г.Н., Ковган В.Г., Востриков И.И. Параметаллургия – перспективное направление в цветной металлургии. Красноярск: Изд-во Краснояр. Ун-та, 1987.
2. Шиврин Г.Н., Востриков И.И., Смирнов И.И., Взаимодействие сульфидов металлов и водяного пара. //Цв. металлургия. 1989. № 1. с. 50-54.
3. Абдурахмонов С.А., Холикулов Д.Б., Умарова И.К., Валиев Х.Р. Изучение термического поведения минералов входящих в состав медно-молибденового продукта. //Тезисы докладов Республиканской научно-технической конференции (с международным участием) «ISTIQLOL» 26-28 сентябрь 2002. -Навоий. 2002. с. 71-72.

ОБОГАЩЕНИЕ НИЗКОСОРТНЫХ ФОСФОРИТОВЫХ РУД ДЖЕРОЙ-САРДАРА С ПРИМЕНЕНИЕМ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА

Донияров Н.А., старший преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ

Одним из рациональных методов вовлечения в переработку низкосортных фосфоритов Центральных Кызылкумов является комбинированный метод обогащения с применением схемы карбонатно-фосфатной флотации данных руд. Особый интерес представляет использование новых реагентов обратных и прямых процессов флотации. Флотационные опыты были проведены в лабораторной флотомашине с емкостью камер 3 и 0,5 л (рис. 1-2, табл. 1-3). В качестве флотореагента применяли:

- для карбонатной флотации в качестве собирателя карбонатных минералов - СЖК (соапсток-отходы Каттакурганского масложирового комбината);

- для фосфоритовой флотации в качестве собирателя фосфатных минералов - «Фомол» (мыло жидкое для флотации), легкодоступный и более дешевый реагент, выпускаемый научно-производственным центром «Велес», г. Салаир, Россия.

Нами были проведены опыты по флотации кальцита и фосфата при различных значениях pH и концентрации раствора, в составе которого содержится до 60% СЖК. При флотации мономинеральных фракций в щелочной или кислой среде наблюдается разная флотируемость минералов: по мере изменения среды от щелочной (pH=8,5-9,5) до кислой (pH=4,5-5,2) ухудшается флотируемость фосфата и улучшается флотируемость кальцита.

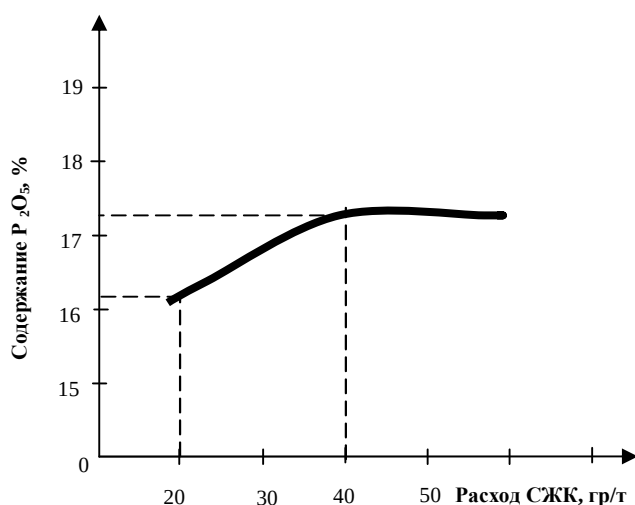


Рис. 1. Зависимость по содержанию P_2O_5 в камерном продукте от расхода СЖК при карбонатной флотации

Аналогичные результаты получены в работе Баскакова М.И. и др. [1].

При флотации кальцита и фосфата реагенты СЖК с различными концентрациями (200-500 г/т) и pH=4,8-5,2, создаваемой азотной кислотой, наблюдается наибольшая активность флотации кальцита, а фосфат флотируется незначительно в пределах 10% (табл. 1, рис. 1). Установлено, что селекция кальцита от фосфата может быть достигнута применением СЖК в кислой среде, что обусловлено физической сорбцией собирателя. Учитывая дефицитность отдельных флотореагентов и эффективность процесса диспергирования флотации, для опытов приняли следующий состав и режим флотации фосфоритовой руды. Фосфоритовая флотация: расход фомоль до 500 г/т. Опыты показали возможность использования вместо олеата натрия флотореагента «Фомол» в количестве 300 г/т руды. Режим флотации включает измельчение руды до 65% класса 0,074 мм. Оптимальная продолжительность карбонатной флотации составила 15 мин, а фосфоритовой 10 мин. Результаты флотационных опытов по открытой схеме для фосфоритовой флотации приведены в табл. 2.

Проводили опыты по замкнутой схеме, при расходе СЖК (соапсток-отходы масложировых комбинатов) 400 г/т для карбонатной флотации (для удаления карбонатов) и «Фомола» 200-500 г/т для фосфоритовой флотации с перечисткой основ-

Таблица 1

Результаты опытов по открытой схеме для карбонатной флотации

Наименование продукта	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение P_2O_5 , %	Расход СЖК, г/т
Пенный продукт	22	10,2	15	200
Камерный продукт	78	16,2	85	
Руда	100	14,88	100	
Пенный продукт	30	9,6	19,3	300
Камерный продукт	70	17,1	80,7	
Руда	100	14,88	100	
Пенный продукт	28	8,58	16,15	400
Камерный продукт	72	17,33	83,85	
Руда	100	14,88	100	
Пенный продукт	32	9,8	21	500
Камерный продукт	68	17,2	79	
Руда	100	14,88	100	

Таблица 2

**Результаты опытов по открытой схеме
для фосфоритовой флотации**

Наименование продукта	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение P_2O_5 , %	Расход «Фомол», г/т
Концентрат	56,87	20,55	67,46	200
Хвосты	43,13	13,07	32,54	
Руда	100	17,33	100	
Концентрат	57,45	22,25	73,76	300
Хвосты	42,55	10,68	26,24	
Руда	100	17,33	100	
Концентрат	57,58	21,14	70,27	400
Хвосты	42,42	12,14	29,73	
Руда	100	17,33	100	
Концентрат	58,43	20,96	70,68	500
Хвосты	41,57	12,22	29,32	
Руда	100	17,33	100	

Таблица 3

Результаты опытов в замкнутом цикле

Наименование продукта	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение P_2O_5 , %	Расход «Фомол», г/т
Концентрат	50,15	23,8	68,87	200
Хвосты	49,85	10,82	31,13	
Руда	100	17,33	100	
Концентрат	54,5	24,5	77,05	300
Хвосты	45,5	8,74	22,95	
Руда	100	17,33	100	
Концентрат	52,5	24,2	73,33	400
Хвосты	47,5	9,73	26,67	
Руда	100	17,33	100	
Концентрат	52,1	23,5	70,64	500
Хвосты	47,9	10,62	29,36	
Руда	100	17,33	100	

ного концентрата.

Результаты опытов приведены в табл. 3, а условия и режим флотации приведены на рис. 2.

Исследуемая комбинированная схема обогащения - обесшламливание с последующим осуществлением карбонатно-фосфатной флотации - дает возможность получить концентрат, содержащий масс. %: 23-24,5 P_2O_5 и хлора не более 0,04 (в пределах допустимых норм). Хвосты этой флотации содержат до 9% P_2O_5 . Флотоконцентрат содержит вредные примеси, как хлор, разъедающий оборудование химических заводов, выпускающих минеральные удобрения, не больше допустимых норм.

Выводы:

1. Установлено, что селективное разделение кальция от фосфата может быть достигнуто за счет применения СЖК (соапсток-отходы масложировых комбинатов) в кислой среде, что обусловлено физической сорбцией собирателя.

2. Опыты показали, что при фосфоритовой флотации вместо олеата натрия можно использо-

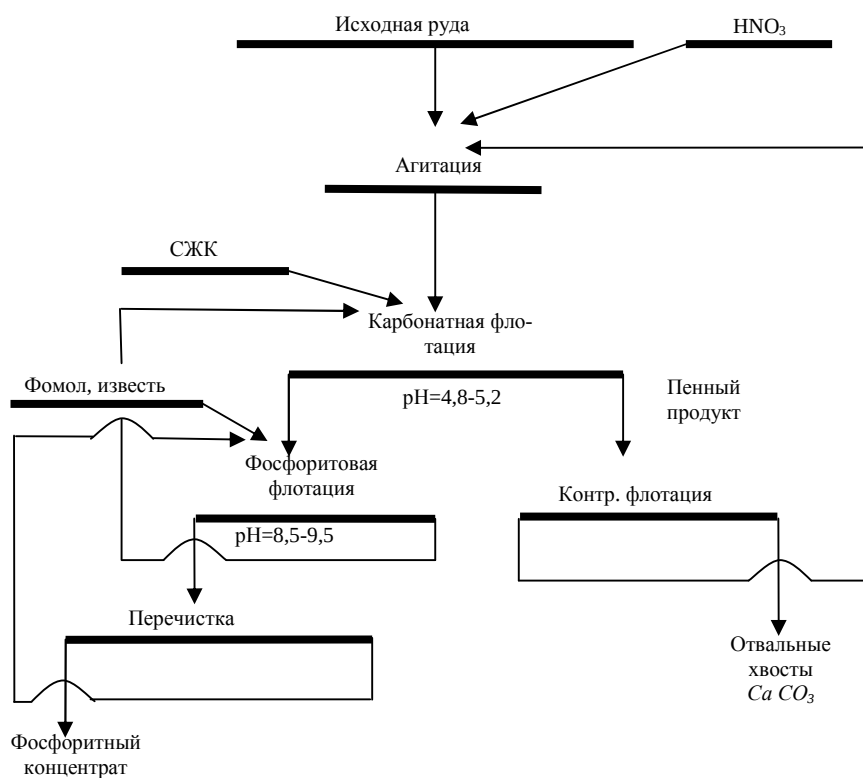


Рис. 2. Замкнутая схема карбонатно-фосфоритовой флотации

вать флотореагент «Фомол» в количестве 300 г/т.

3. Установлено, что исследуемая комбинированная схема обогащения дает возможность получения кондиционного концентрата, содержащего масс. %: 23-24,5 P_2O_5 .

Список литературы:

1. Баскакова М.И., Стрёмовский Л.И., Анипкина М.П. Теоретические основы и разработка технологии флотационного обогащения руд Каратау, вып. 71, ГИГХС, М., 1987, с. 106-114.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ДРОБЛЕНИЯ ПРЕСС-ВАЛКАМИ В ПРОЦЕССЕ РУДОПОДГОТОВКИ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Василюк П.А., главный инженер ЦКВЗ Центрального рудоуправления НГМК

Одной из главных проблем, стоящих сегодня перед горно-добывающей промышленностью, является снижение издержек на подготовку руды перед обогащением. При этом особое внимание уделяется качеству получаемых продуктов. Это заставляет искать новые способы разрушения горных пород, к которым можно отнести комбинированный вид воздействия разрушающей силы на куски дробимого материала, реализованный в дробильной машине, рабочим органом которой являются измельчительные валки высокого дробления.

Известно, что сжатие минеральной частицы между двумя рабочими органами (средами) приводит к измельчению только ее самой, тогда как сжатие частицы между другими частицами приводит к измельчению всех находящихся в контакте частиц. Именно на этом принципе основан процесс измельчения в валках высокого давления. Два вращающихся в противоположных направлениях валка, между которыми сжимается материал, служат измельчающими органами. Требуемое для измельчения давление передается через подвижный (плавающий) валок.

В данной работе приводятся результаты исследований по изучению возможностей дробления горных пород минерализованной массы, входящей в сырьевую базу Цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ), пресс-валками на конечной стадии рудоподготовки к кучному выщелачиванию, и сравнение полученных данных с прототипом – существующей схемой центробежно-ударного дроб-

ления ЦКВЗ (четвертая стадия).

В настоящий момент в ЦКВЗ на операцию дробления замкнутого цикла четвертой стадии с третьей стадии рудоподготовки поступает материал класса -12,5 мм. Дробление в четвертой стадии осуществляется центробежно-ударными дробилками с вертикальным валом фирмы СЕМКО (пр-во США). Для достижения проектных показателей извлечения золота горная масса дробится до класса -6 меш (-3,35 мм) с остатком +6 меш не более 3,5%. Фактически соотношение объемов целевого класса, находящихся в питании и продукте ударной дробилки, составляет 11-15% к 40-45% соответственно, при выходе фракции -16 меш (-1 мм) до 20%, что вызывает большой и многократный объем (до 5 циклов) возврата материала на додробливание после операции поверочного грохочения. Высокий уровень энергозатрат и повышенный износ оборудования из-за неоднократности прохождения материала через дробилки и грохота в замкнутом цикле требуют внедрения решений направленных на повышение эффективности четвертой стадии рудоподготовки технологической схемы ЦКВЗ.

В период с 23.04.2008 г. по 03.07.2008 г. были проведены лабораторные и опытно-промышленные работы по комбинированному «валково-ударному» дроблению руды.

На первом этапе работ (23.04.2008 г.) проба материала, отобранная с конвейера поз. «Q» питания отделения четвертой стадии дробления, была обра-

ботана на валковой дробилке малой мощности с гладкими валками в лаборатории ЦКВЗ. Результаты проведения тестов сведены в табл. 1.

Как показали неоднократные опыты (18-20.05.2008/12.06.2008) при зазоре на валках 4,5-5,0 мм выход фракции -6М (3,35 мм) максимально составляет 21%, при выходе фракции -16М (1 мм) 4,5-6,1%, что недостаточно для материала, поступающего в процесс кучного выщелачива-

Таблица 1

Результаты первого этапа тестовых испытаний (лабораторные валки с гладкой поверхностью)

23.04.2008 Исходная проба			23.04.2008 Две последовательные стадии обработки			23.04.2008		
Дробилка	"Q"		Дробилка	"Q". 4,5mm		Дробилка	"Q". 1,5mm	
№№/СИТ	Вес, гр.	%	№№/СИТ	Вес, гр.	%	№№/СИТ	Вес, гр.	%
+1/2	3787	15,8	+1/2		0,0	+1/2		0,0
+1/4	8258	34,5	+1/4	3188	26,2	+1/4	65	0,5
+6 m	8524	35,6	+6 m	6460	53,0	+6 m	2693	22,1
+12 m	2586	10,8	+12 m	1578	13,0	+12 m	5486	45,0
+16 m	261	1,1	+16 m	211	1,7	+16 m	1055	8,7
+50 m	203	0,8	+50 m	370	3,0	+50 m	1777	14,6
-50 m	318	1,3	-50 m	375	3,1	-50 m	1106	9,1
Total:kg	23937	100,0	Total:kg	12182	100,0	Total:kg	12182	100,0
фракция -6m 14,1			фракция -6m 20,8			фракция -6m 77,4		

ния, где количество характеризующей выщелачивания фракции -16М, по существующей технологии достигает значений более 55% от общей массы руды. Дальнейшее додробливание материала с сужением зазора между валками до 1,5-2,0 мм при однократном дроблении дает высокий выход (за счёт «лещадки») фракции -6М (74-77%), при этом увеличение выхода высокопродуктивной для выщелачивания фракции -16М происходит всего лишь до 18,1-23,7%.

На втором этапе тестовых испытаний опыты с материалом, отобранным с конвейеров поз. «J» (подгрохотный продукт третьей стадии грохочения открытого цикла), «H» (продукт дробления третьей стадии дробления открытого цикла) и «Q» (питание четвертой стадии дробления – надгрохотный продукт поверочного грохочения четвертой стадии), проведённые в период 18.05.2008 г. - 20.05.2008 г. с применением валковых дробилок (с гладкими валками) Центральной лаборатории гамма-активационного анализа рудника Мурунтау показали, что наиболее эффективному дроблению, при равных условиях, подверглась проба с «H» конвейера, с худшим соотношением фракций входа. Возможно предположить, что поступивший после третичного просеивания материал, где произошло удаление мелкой фракции, при третичном дроблении становится более однородным по составу. А так как руда представлена в основном метаморфическими, изначально слоистыми породами, то в момент раздавливания на валках происходило дробление со смещением по первичной слоистости, что и привело к увеличению выхода как фракции -6 меш, так и продуктивной фракции -16 меш. Результаты испытаний приведены в табл. 2.

На третьем этапе была отобрана технологическая проба весом 1 т с конвейера поз. «Q» и предварительно измельчена на валковой дробилке ЦЛГАА с зазором -4,5 мм. Полученный материал был загружен на питатель ударной дробилки СЕМКО, однократно измельчён по существующей технологии. По окончании дробления были отобраны и расситованы пробы. Ожидаемого эффекта разрушения рудных частиц в ударных дробилках по возможно образованным микротрещинам и требуемого снижения количества фракции +6М не произошло (табл. 3).

На четвёртом этапе (табл. 4) материал, отобранный с выхода третичной стадии, был вначале двухстадийно (-4,5/-1,2 мм) измельчён на лабораторных валковых дробилках.

Ввиду низкого выхода фракции -16М было дополнительно произведено дробление материала «H» конвейера (табл. 5).

Далее были проведены дополнительные работы по валковому дроблению с большой кратностью измельчения первично поддробленного до 8,0 мм

Таблица 2

Результаты второго этапа тестовых испытаний

Исходные пробы			Обработанные пробы-валки ЦЛГАА зазор 2,0 мм		
Дробилка	"Q"		Дробилка	"Q"	
№№/СИТ	Вес, гр.	%	№№/СИТ	Вес, гр.	%
+1/2	3787	15,8	+1/4	101	0,5
+1/4	8258	34,5	+6 м	4872	24,2
+6 м	8524	35,6	+12 м	9906	49,2
+12 м	2586	10,8	+16 м	1594	7,9
+16 м	261	1,1	+30 м	1707	8,5
+50 м	203	0,8	-30 м	1939	9,6
-50 м	318	1,3	Total:kg	20119	100,0
Total:kg	23937	100,0	20400		

Исходные пробы			Обработанные пробы-валки ЦЛГАА зазор 2,0 мм		
Дробилка	"J"		Дробилка	"J"	
№№/СИТ	Вес, гр.	%	№№/СИТ	Вес, гр.	%
+1/4	2954	25,3	+1/4	162	0,9
+6 м	2405	20,6	+6 м	3570	18,8
+12 м	2657	22,7	+12 м	7543	39,8
+16 м	1347	11,5	+16 м	1714	9,0
+30 м	1510	12,9	+30 м	2271	12,0
-30 м	810	6,9	-30 м	3711	19,6
Total:kg	11683	100,0	Total:kg	18971	100,0
			19100		

Исходные пробы			Обработанные пробы-валки ЦЛГАА зазор 2,0 мм		
Дробилка	"H"		Дробилка	"H"	
№№/СИТ	Вес, гр.	%	№№/СИТ	Вес, гр.	%
+1/4	11965	78,6	+1/4	130	0,7
+6 м	1515	9,9	+6 м	4280	22,1
+12 м	727	4,8	+12 м	8009	41,4
+16 м	203	1,3	+16 м	2000	10,3
+30 м	248	1,6	+30 м	2249	11,6
-30 м	570	3,7	-30 м	2674	13,8
Total:kg	15228	100,0	Total:kg	19342	100,0

материала «H» конвейера. Результаты сведены в табл. 6.

Все работы проводились исключительно с материалом 4-й зоны (первичная руда – крепкие сланцевидные метасоматически окварцованные породы).

На основании проведённых лабораторных работ можно сделать следующие выводы:

1. Кратность (вход/выход) валкового дробления увеличивается с уменьшением размера фракций, так если при высокой неоднородности материала после третичной стадии минимальный размер щели между валками, для исключения забутовки дробилки, должен быть не менее 8,0 мм, что составляет кратность 2,5-3,0 к исходному материалу, то уже при додробливании полученного материала (-8,0 мм) зазор между валками в 1,0 мм и менее не препятствует дроблению.

2. Для достижения фракционного состава сходного с существующим, достаточно двухстадийного дробления руды на дробилках с гладкими валками: первая стадия - зазор валков >8,0 мм и вторая стадия зазор валков 0,8-0,4 мм. Предполагается монтаж валков крупного дробления (зазор 8,0 мм) (четвертой стадии) выполнить на пересыпах «H» и «J» конвейеров с транспортировкой продукта

Таблица 3

Результаты третьего этапа тестовых испытаний

Исходные пробы		12.06.2008 г.							
"Q"	проба 1	проба 2		проба 3		проба 4			
№№/сит	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%	
+1/2	1939	14,9	1789	11,5	2148	13,6	1914	12,4	
+1/4	4813	37,1	5555	35,7	5597	35,4	5928	38,4	
+6 m	4529	34,9	6192	39,8	5953	37,6	5688	36,9	
+12 m	1169	9,0	1568	10,1	1697	10,7	1413	9,2	
+16 m	111	0,9	112	0,7	131	0,8	122	0,8	
+50 m	141	1,1	101	0,6	115	0,7	120	0,8	
-50 m	268	2,1	227	1,5	183	1,2	233	1,5	
Total:kg	12970	100,0	15544	100,0	15824	100,0	15418	100,0	

дробление в ЦЛГАА -4,5 мм

"Q"	проба 1			проба 4		
№№/сит	Вес, гр.	%		Вес, гр.	%	
+1/2	24	0,2		25	0,2	
+1/4	3277	27,9		3703	26,5	
+6 m	5989	50,9		7387	52,9	
+12 m	1537	13,1		1921	13,8	
+16 m	255	2,2		308	2,2	
+50 m	392	3,3		386	2,8	
-50 m	292	2,5		237	1,7	
Total:kg	11766	100,0		13967	100,0	

дробление на роторных дробилках 18.06.2008 г.

"Q"	проба 1	проба 2		проба 3			
№№/сит	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%	
+1/2	45	0,2	48	0,2	66	0,3	
+1/4	2486	8,6	1184	5,6	3408	13,0	
+6 m	10712	37,0	7040	33,5	11001	41,9	
+12 m	7045	24,3	5480,0	26,1	5593	21,3	
+16 m	2025	7,0	1633	7,8	1637	6,2	
+50 m	3861	13,3	2931	14,0	2753	10,5	
-50 m	2791	9,6	2677	12,8	1811	6,9	
Total:kg	28965	100,0	20993	100,0	26269	100,0	

дробления на подготовительное грохочение четвертой стадии, а валковые дробилки с зазором 0,4 мм открытого цикла, питанием которым служит нижний продукт грохочения четвертой стадии, установить взамен существующих ударных роторных дробилок фирмы СЕМКО. Транспортировку продукта дробления пятой стадии осуществлять непосредственно на «W» конвейер, являющийся перегружателем на магистральную конвейерную линию транспортировки руды в процесс кучного выщелачивания.

3. Дробилки с гладкими валами при зазоре в 0,4 мм дают аналогичное роторным дробилкам количество мелкой и пылевидной фракций, наиболее полно выщелачиваемых.

При рационально подобранных характеристиках валков (производительность/зазор), дробление будет выполнять следующие функции:

1. Увеличение мелкой фракции в материале, поступающем на четвертичное грохочение.

2. Резкое уменьшение количества крупной фракции, поступающей на четвертичное просеивание, и ликвидацию передела поверочного грохочения четвертой стадии.

Таблица 4

Результаты четвертого этапа тестовых испытаний

Исходная проба				
01.07.2008 г.				
Размер сит	Конвейер Н		Конвейер J	
	mas,g	%	mas,g	%
+1"	349	1,4	42	0,2
+1/2	8578	35,3	2959	11,8
+1/4	6761	27,8	7506	29,8
+6 mesh	3359	13,8	4658	18,5
-6 mesh	5238	21,6	9989	39,7
Total:kg	24285	100	25154	100

Валковое дробление -4,5/1,2 мм
04.07.2008 г.

Дробилка	Совмещенный материал "Н"+"J"	
№№/сит	Вес, гр.	%
+1/4		0,0
+6 m	1556	10,8
+12 m	6066	42,3
+16 m	2001	13,9
+30 m	2130	14,8
+50 m	1182	8,2
-50 m	1422	9,9
Total:kg	14357	100,0

3. Формирование «лещадки» и микротрещин в материале крупной фракции (+6М), поступающей в процесс кучного выщелачивания, что повышает степень извлечения золота в растворы.

4. Снижение затрат на агломерацию руды (расход цемента).

Результаты проведенной работы дают основание полагать, что, применяя комбайны валкового дробления для дробления нижнего продукта третьего грохочения и продукта третьего дробления в две стадии с зазором валков 8 мм и 0,4 мм на первой и второй стадиях валкового дробления соот-

Таблица 5

Результаты пятого этапа тестовых испытаний

Валковое дробление -4,5/1,2 мм/0,7 мм/0,3 мм (09.07.2008 г.)						
Дробилка	"Н" - 1,2		"Н" - 0,7		"Н" - 0,3	
	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%	Вес, гр.	%
+1/4		0,0		0,0		0,0
+6 m	1386	14,8	256	3,6	273	3,0
+12 m	4336	46,4	3366	47,5	4253	46,6
+16 m	1055	11,3	1099	15,5	1483	16,2
+30 m	1165	12,5	1126	15,9	1538	16,8
+50 m	646	6,9	567	8,0	733	8,0
-50 m	765	8,2	669	9,4	850	9,3
Total:kg	9353	100,0	7083	100,0	9130	100,0

ветственно взамен действующей дробилки ударного действия,- возможно достижение существенного экономического эффекта за счет снижения энергозатрат на дробление и грохочение продуктов четвертой стадии, снижения скоростей и износа вращающихся частей дробилки, многократного снижения расхода футеровки на дробление из-за отсутствия абразивно-ударного износа рабочих частей валковой дробилки, значительного снижения пылевых деления во время работы (улучшение условий работы персонала), а также ликвидации затрат на додрабление материала не прошедшего поверочное грохочение. Кроме того, предварительные испытания бутылных тестов (прямое цианирование) показали увеличение степени извлечения золота в раствор на 6%.

Выводы.

На основании проведенных тестов, показавших положительные результаты технических характеристик продуктов дробления гладких валков, требуется проведение полупромышленных экспериментов для уточнения затрат и технических данных на вне-

Таблица 6

Результаты шестого этапа тестовых испытаний

Валковое дробление - кратность зазоров валка 18.07.2008 г.					Действующее ударно-роторное дробление (продукт, поступающий в процесс кучного выщелачивания)	
Дробилка №№/сиг	8,0/0,8-18.07.08 Вес,гр.	%	8,0/0,4-29.07.08 Вес,гр.	%		
+6 m	686	6,5	225	2,8	3.35mm,%	2,1
+12 m	3831	36,5	2051	26,0	+1.70mm,%	28,9
+16 m	1747	16,6	1475	18,7	+1.18mm,%	13,8
+30 m	1908	18,2	1805	22,8	+0.60mm,%	19,2
+50 m	919	8,8	957	12,1	+0.30mm,%	12,4
-50 m	1410	13,4	1390	17,6	-0.30mm,%	23,7
Total:kg	10501	100,0	7903	100,0		
	10-ти крат	40,3	20-ти крат	52,5		

дрение валкового дробления в процесс рудоподготовки перед кучным выщелачиванием горной массы, складированной в отвалах забалансовых руд карьера Мурунтау.

УДК 622

© Кенжаев И.Х. 2009 г.

ВЫБОР МЕЛЬНИЧНОГО БЛОКА С ОПТИМАЛЬНЫМИ ПОКАЗАТЕЛЯМИ НАДЕЖНОСТИ

Кенжаев И.Х., инженер ОГМ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Постепенное сокращение запасов богатых руд и увеличение в переработке доли забалансовых руд привели к необходимости проведения исследований надёжности работы мельничных блоков с целью повышения коэффициента использования измельчительного оборудования [1-6].

Надёжность работы технологических узлов, состоящих из групп оборудования, определяется не только надёжностью составляющих элементов, но и схемой их соединения.

Для выбора блока с оптимальной надёжностью работы оборудования в условиях ГМЗ-2 рассмотрим типовые схемы взаимосвязи оборудования в мельничных блоках, которые имеют различные зависимости характеристик надёжности узла от характеристик надёжности отдельных его элементов на примере измельчительных блоков № 1, № 11, № 22 (рис. 1-3). Схемы отличаются количеством и соединением элементов между собой. В схеме № 2 на второй стадии измельчения находятся две мельницы МШЦ 36х50 последовательно соединённых с классификаторами 2КСП-24, а в схеме № 3 четыре

параллельно соединённых классификатора работают на одну мельницу МШЦ 55х65.

Для всесторонней характеристики надёжности работы технологического оборудования необходимо одновременное использование нескольких показателей, так как отдельный показатель характеризует только одну сторону надёжности. Определения характеристик надёжности и формулы для их расчёта приведены ниже (табл. 1).

Наиболее исчерпывающую характеристику надёжности даёт одновременное использование характеристик P_1, P_2, T_1, T_2 .

Вероятность безотказной работы на заданном интервале времени является основной характеристикой надёжности и определяет надёжность работы узла во времени.

Вероятность безотказной работы $P_1(t)$ и вероятность возникновения отказа $Q_1(t)$ связаны зависимостью:

$$P_1(t) = 1 - Q_1(t)$$

Вероятность продолжительности отказа является характеристикой, определяющей вероятность, с

Таблица 1

Характеристики надёжности технологического оборудования обогатительных фабрик

Наименование, размерность	Определение	Определяющая формула на основании статистических данных
Вероятность безотказной работы, %	Вероятность того, что в заданном интервале времени или в пределах заданной наработки не возникнет отказ системы	$P_1(t) = 100 \cdot n_1(t) / n_1$
Вероятность продолжительности отказа, %	Вероятность того, что при определённой организации обслуживания продолжительность отказа будет более заданного интервала времени	$P_2(t) = 100 \cdot n_2(t) / n_2$
Наработка на отказ, ч	Среднее значение (математическое ожидание) наработки ремонтируемой системы между отказами	$T_1 = \sum t'_i / n_1$
Среднее время восстановления, ч	Среднее значение (математическое ожидание) времени устранения одного отказа	$T_2 = \sum t''_i / n_2$
Параметр потока отказов, ч ⁻¹	Среднее количество отказов восстанавливаемой системы в единицу времени, взятое для рассматриваемого момента времени	$\lambda = n_1(t) / t = 1/T_1 + T$
Коэффициент технического использования,	Отношение наработки системы за некоторый период эксплуатации к сумме этой наработки и времени всех простоев, вызванных техническим обслуживанием и ремонтами за тот же период эксплуатации	$K_{т.и} = 100 \sum t'_i / (\sum t'_i + \sum t''_i)$
Обозначения: $n_1(t)$ - количество наработок между отказами длительностью больше, чем время t ; n_1 - общее количество наработок между отказами за время наблюдения; $n_2(t)$ - количество отказов длительностью больше, чем время t ; n_2 - общее количество отказов за время наблюдения; t'_i - интервалы времени безотказной работы; t''_i - интервалы времени восстановления		

которой отказ ликвидируется на заданном интервале времени. Вероятность продолжительности отказа $P_2(t)$ и вероятность ликвидации отказа $Q_2(t)$ на заданном интервале времени связаны зависимостью:

$$P_2(t) = 1 - Q_2(t)$$

Взаимосвязь коэффициента использования оборудования с характеристиками надёжности опреде-

ляется следующим образом:

$$K_{и.о} = \sum t_p / (\sum t_p + \sum t_{пр})$$

где $\sum t_p$ - сумма времени периодов работы;

$\sum t_{пр}$ - сумма времени периодов простоев.

Сумма времени периодов простоев включает: время простоя вследствие отказов, неисправностей и проведения профилактических работ; время про-

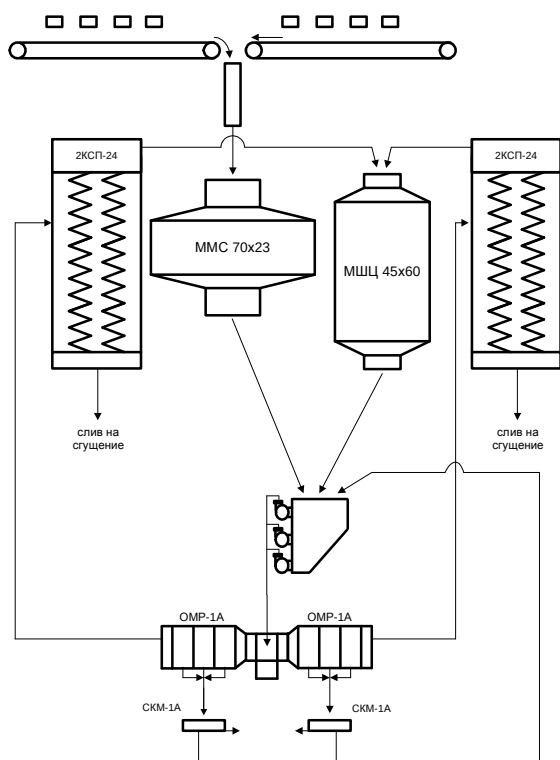


Рис. 1. Схема цепи аппаратов измельчительного блока №1

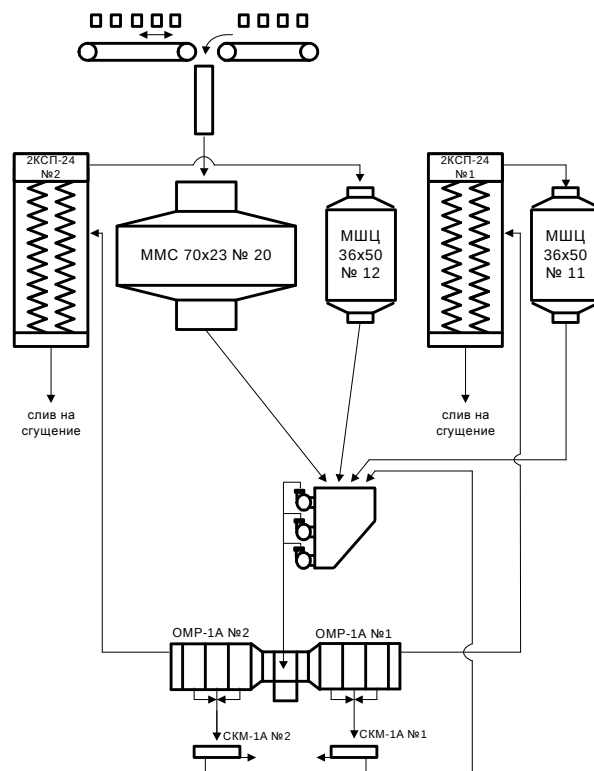


Рис. 2. Схема цепи аппаратов измельчительного блока №11

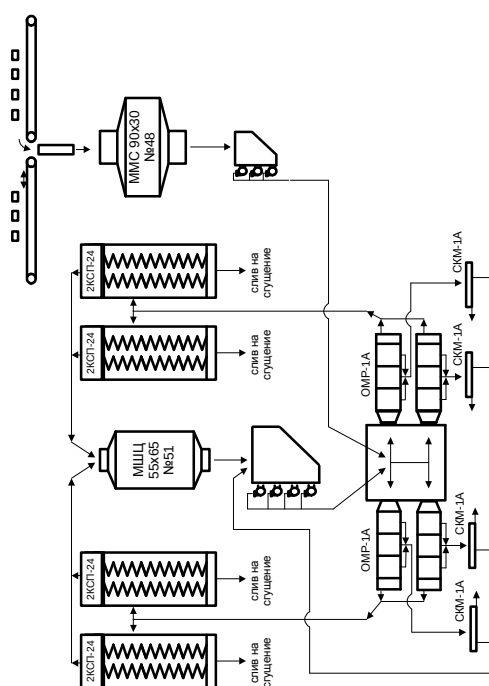


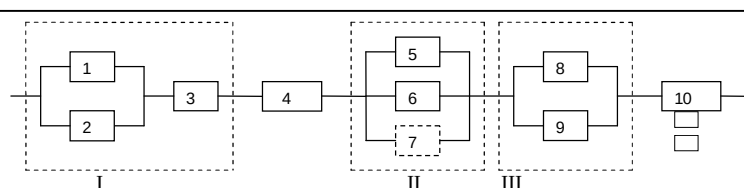
Рис. 3. Схема цепи аппаратов измельчительного блока №22

стоя вследствие отказов смежного оборудования; время простоя вследствие отказов смежных служб (отсутствие руды, воды, электроэнергии и т.п.) и время простоя по организационным причинам. Коэффициент технического использования определяется по формуле:

$$K_{т.и} = \sum t_p / \sum t_p + \sum t_{от}$$

где $\sum t_{от}$ - сумма времени периодов отказов.

Оценки характеристик надёжности отдельных элементов мельничных блоков (табл. 2) были определены по результатам наблюдений, продолжительность которых составила 2911 ч. Под наблюдением находились классификаторы 2КСП-24 – 24 шт., конвейеры КЛС-1200 – 36 шт., насосы 8-ГР-8 – 24 шт., мельница ММС90-30 – 1 шт., мельницы ММС70-23 – 22 шт., мельница МШЦ55-65 – 1 шт.,



I – соединение конвейеров, II – соединение насосов, III – соединение классификаторов

1,2 – реверсивные конвейеры КЛС-1200

3 – весовой конвейер КЛС-1200; 4 – мельница 1-ой стадии ММС70-23

5,6 – насосы 8ГР-8Т; 7 – резервный насос 8ГР-8Т;

8,9 – классификаторы 2КСП-24; 10 – мельница 2-ой стадии МШЦ45-60

Вероятность безотказной работы блока в течении суток

$$P_{бл}(t) = P_1(t) * P_4(t) * P_{II}(t) * P_{III}(t) * P_{10}(t) = 0,85$$

$$P_I(t) = (1 - [1 - P_1(t)]^2) * P_4(t) = (1 - [1 - 0,99]^2) * 0,99 = 0,989$$

$$P_{II}(t) = P_5(t) = P_6(t) = P_7(t) = 0,99;$$

$$P_4(t) = 0,87$$

$$P_{III}(t) = 1 - [1 - P_8(t)]^2 = 1 - [1 - 0,97]^2 = 0,999$$

$$P_1(t) = P_5(t) = P_6(t) = 0,97$$

$$P_{III}(t) = 1 - [1 - P_8(t)]^2 = 1 - [1 - 0,98]^2 = 0,999$$

$$P_I(t) = P_8(t) = P_9(t) = 0,98$$

$$P_{10}(t) = 0,94$$

Коэффициент технического использования блока

$$K_{т.и} = K_{т.и.1} * K_{т.и.2} * K_{т.и.3} * K_{т.и.4} * \dots * K_{т.и.10} = 0,83$$

$$K_{т.и.1} = K_{т.и.2} = K_{т.и.3} = 0,99; K_{т.и.4} = 0,91; K_{т.и.5} = K_{т.и.6} = 0,99$$

$$K_{т.и.8} = K_{т.и.9} = 0,99; K_{т.и.10} = 0,98$$

Среднее время восстановления

$$T_{2бл} = (T_1 + T_4 + T_{II} + T_{III} + T_{10}) / 5 = 7,8$$

$$T_I = (T_1 + T_2 + T_3) / 3 = 3,3; T_1 = T_2 = T_3 = 3,3; T_4 = 16,5$$

$$T_{II} = (T_5 + T_6) / 2 = 5,3; T_5 = T_6 = 5,3; T_{III} = (T_8 + T_9) / 2 = 6,2$$

$$T_8 = T_9 = 6,2; T_{10} = 7,8$$

Рис. 4. Логическая схема расчёта надёжности блока № 1

мельницы МШЦ36-50 – 11 шт., мельницы МШЦ45-60 – 9 шт. Полученные данные обрабатывались методами математической статистики и теории вероятности [1, 2]. Оценки характеристик надёжности мельниц первой и второй стадии измельчения (табл. 3, 4) определены в работе [6]. Для определения надёжности работы схем соединения оборудования мельничных блоков достаточно следующих характеристик: $P_1(t)$ – вероятность безотказной работы блока в течении суток; T_2 – среднее время восстановления блока; $K_{т.и.}$ – коэффициент технического использования блока.

Показатели надёжности работы блоков определяем согласно логическим схемам расчёта рассматриваемых блоков (рис. 4-6) с занесением результатов в табл. 3.

По результатам сравнения показателей

Таблица 2

Оценки характеристик надёжности элементов мельничных блоков

Наименование оборудования	Наработка на отказ, T_b , ч	Среднее время восстановления, T_2 , ч	Вероятность продолжительности отказов $P_2(t)$, %	Параметр потока отказов λ , $ч^{-1}$	Коэффициент технического использования, $K_{т.и.}$, %	Вероятность безотказной работы на интерв. 24 P_1 (0ч)
Классификаторы 2КСП-24	1505	6,2	0,996	$6,6 \cdot 10^{-4}$	99,6	0,98
Конвейеры КЛС-1200	1157,7	3,2	0,999	$8,6 \cdot 10^{-3}$	99,9	0,99
Насосы 8ГР-8	899,5	5,3	0,994	$1,1 \cdot 10^{-3}$	99,4	0,97

Таблица 3

Оценки характеристик надёжности схем соединения оборудования мельничных блоков

№ блока	Вероятность безотказной работы за 24 ч. $P(t)$	Среднее время восстановления T_2 , ч	Коэффициент технического использования $K_{т.и.}$, %
1	0,85	7,8	0,83
11	0,81	7,9	0,81
22	0,75	10,3	0,69

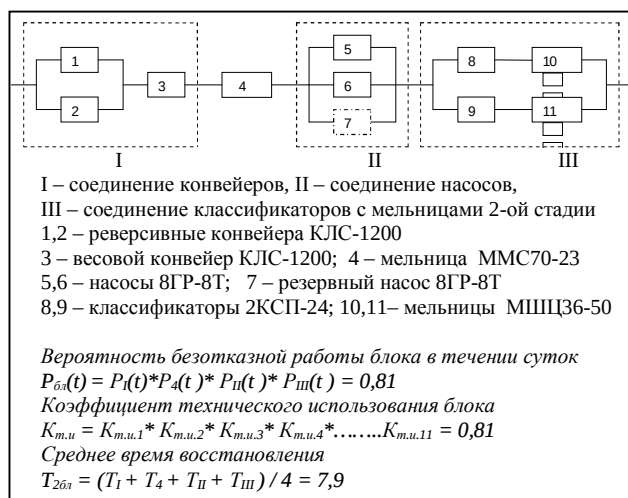


Рис. 5. Логическая схема расчёта надёжности блока № 11

надёжности блоков (табл. 3) видно, что схема соединения узлов оборудования блока №1 является самой благоприятной: характеристики надёжности работы технологического узла быстро снижаются с увеличением количества элементов.

Выводы:

1. В связи с тем, что основное технологическое оборудование характеризуется недостаточно высокой надёжностью, построение схем с последовательным соединением элементов более трёх приводит к недопустимо низкой надёжности системы в целом. Использование таких схем возможно только после проведения поверочного расчёта на надёжность.

2. Для обеспечения 100%-ной производительности технологических узлов, имеющих разветвленную структурную схему, необходима установка резервных машин с предварительным

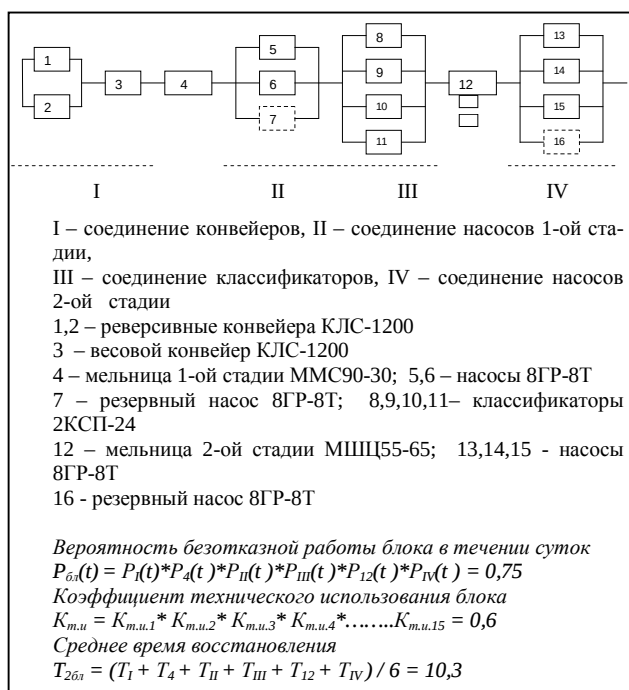


Рис. 6. Логическая схема расчёта надёжности блока № 22

Таблица 4

Оценки характеристик надёжности мельниц ММС и МШЦ

Наименование оборудования	Наработка на отказ $T_b, ч$	Среднее время восстановления $T_2, ч$	Вероятность продолжительности отказов $P_2(t), \%$	Параметр потока отказов, $\lambda, ч^{-1}$	Коэффициент технического использования $K_{т.и}, \%$	Вероятность безотказной работы на интервале 24ч $P_1(t)$
ММС-90-30А	137,5	31,9	0,86	$6 * 10^{-3}$	81	0,52
ММС-70-23А	201,9	11,7	0,91	$5,3 * 10^{-3}$	94	0,66
МШЦ-55-65	199,1	10,0	0,96	$4,7 * 10^{-3}$	95	0,75
МШЦ-45-60	308,4	9,1	0,98	$3,2 * 10^{-3}$	97	0,72
МШЦ-36-50	340,3	11,4	0,98	$4,3 * 10^{-3}$	96	0,84

определением количества резервных машин.

3. Желательным уровнем надёжности необходимо считать вероятность безотказной работы не ниже 85% в интервале 24 ч для узлов измельчения.

Список литературы:

1. Болошин Н.Н., Гашичев В.И. Надёжность работы технологических узлов и оборудования обогатительных фабрик. М.:Недра, 1974.
2. Потураев В.Н., Сокур Н.И. Мельницы самоизмельчения.К.: Наукова думка, 1988.
3. Донченко А. С. Донченко В. А. Справочник механика рудо-обогатительной фабрики. М. Недра. 1975г.
4. Новые технологии. Дробление Измельчение Классификация.С-П. 2003г. №3
5. Горный журнал. Специальный выпуск. М. Руда и Металлы. 2003г.
6. Кенжаев И.Х. Исследование надёжности работы мельниц ММС и МШЦ на ГМЗ-2.// Цветные металлы. М.:Руда и металлы № 6. 2004. с. 61-64.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ СИЛЫ СОПРОТИВЛЕНИЯ РЕЗАНИЮ ПРОЧНОГО ГРУНТА ЗУБЬЯМИ ЭКСКАВАТОРОВ

Шукуров Р.У., профессор Ташкентского автомобильного института, докт. техн. наук

Выполнение землеройных и строительных работ связано с использованием землеройной техники, в том числе экскаваторов. Характерной особенностью условий эксплуатации экскаваторов является широкий спектр разрабатываемых грунтов, различающихся плотностью, твердостью, абразивностью, влажностью и другими физико-механическими свойствами, а также достаточно широким диапазоном режимов их разработки [1-10].

С целью определения эффективности работы специальных, адаптированных зубьев ковшей экскаватора по сравнению со стандартными зубьями необходимо проведение сравнительных испытаний. Решалась задача по определению минимальной силы сопротивления грунта резанию зубьями с различной формой режущей кромки и соответствующими сечениями тела зуба перпендикулярно передней грани резца. Эталоном служила модель клиновидного зуба, применяемого на экскаваторе Э-4121, изготовленная из стали 45 в масштабе 1:5.

Испытания проводились на специально изготовленном стенде «грунтовой канал», представляющем собой сварную металлоконструкцию, укрепленную на железобетонном фундаменте (рис. 1, 2).

На верхней платформе стенда установлена лебедка с электроприводом, создающая тяговое усилие от специально установленного на колесах грунтового контейнера (табл. 1, 2, рис. 3), который перемещается по направляющим, практически не имея сопротивлений при строго продольном ходе.

Подготовка модельного вида грунта для усилий резания зубьями экскаватора заключалась в подборе необходимой категории и вида модельного грунта согласно рекомендации Баловнева Б.Ф., Зорина В.А. и др. для лабораторных исследований.

При выполнении экспериментальных исследований использовались модели прочных грунтов, специально приготовленных из смесей песка с крупными щебеночными включениями (размером до 40 мм) и цемента, а также шамотный кирпич, марки ШБ-4/23.

Технологический процесс приготовления модельного грунта заключался в замешивании

составляющих смеси на воде, в виде крутого раствора, последующей закладки в контейнер стенда и выдерживании в течение суток. Периодически проверялась прочность модельного грунта специальным динамическим плотномером типа ДОРНИИ с увеличенной площадью штампа и меньшей массой рабочего груза. Определение прочности грунта проводилось в 3...4 точках контейнера в непосред-

Таблица 1

Техническая характеристика стационарного стенда «грунтовой канал»

Наименование	Единица изм., кол-во
Колея рельсового пути	мм
Количество тележек-контейнеров	1
Длина хода рабочей тележки	мм
Скорость перемещения рабочей тележки	м/с
Габариты рабочей тележки	мм
Масса тележки (без грунта)	кг
То же с грунтом	кг
Тяговое усилие лебедки	кг
Мощность привода лебедки	кВт
Масса стенда	кг
Количество одновременно устанавливаемых элементов	1...4

Таблица 2

Режимы экспериментов по разрушению прочных грунтов режущими рабочими элементами ковшей экскаваторов

Наименование	Параметры
Скорость перемещения рабочей тележки с грунтом	...1,5 м/с
Глубина разрушения (толщина стружки)	0...1...5 мм
Величина переднего угла резания	30, 34, 38, 42, 46 градусов
Величина заднего угла резания: - острого - затупленного	5 градусов 0 градусов
Одновременная установка режущих элементов	1 или 2 зуба
Расстояние между зубьями (шаг установки)	260...270 мм
Виды устанавливаемых зубьев: - по режущей кромке	Круглый, эллиптический, прямоугольный
- эталон	Клиновидный асимметричный
- специальный	Адаптированный, типа «слепушонки»
Ширина режущей кромки	10 мм

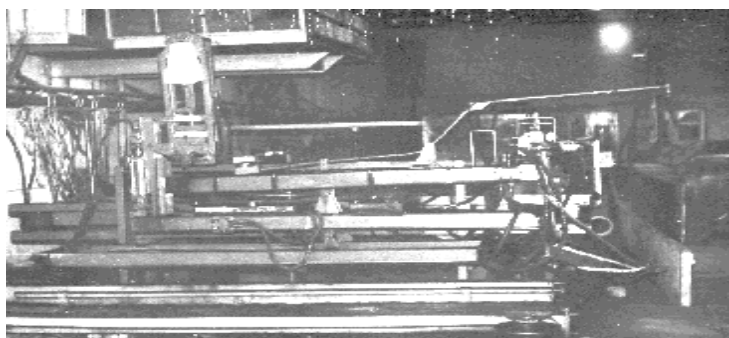


Рис. 1. Общий вид стационарной установки «грунтовый канал»

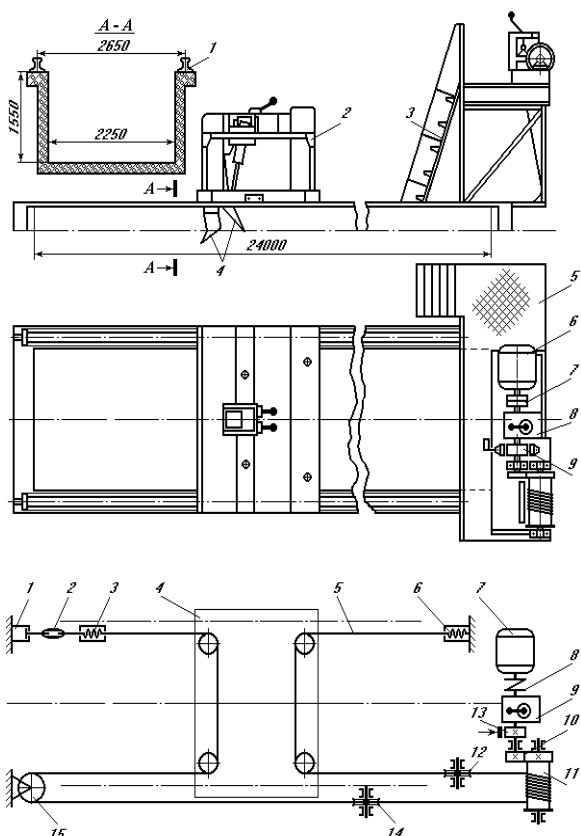


Рис. 2. Схема «грунтового канала» и кинематическая схема привода механизмов: 1 – анкер; 2 – стяжка винтовая; 3, 6 – пружина ($P=1,5 \text{ Кн}$); 4 – динамометрическая тележка; 5 – тяговый трос; 7 – электродвигатель; 8 – муфта; 9 – коробка передач; 10 – зубчатая передача; 11 – барабан лебедки; 12, 14, 15 – блок; 13 – тормоз колодочный ТНА 300/200

ственной близости к оси движения экспериментальных режущих элементов.

Перед опытами контролировалась относительная влажность грунта. Отбор проб грунта производился в 4...5 точках; пробы высушивались в муфельной печи при температуре 105°C в течение 2...3 ч с предварительным и последующим взвешиванием. Физико-механические характеристики модельных грунтов приведены в табл. 3.

Кирпич огнеупорный шамотный использовался для опытов по исследованию износостойкости ре-

жущих элементов с предварительной планировкой поверхности, воспроизводящей трение.

После проведения работ по подготовке грунта, на лабораторную установку устанавливаются испытываемые режущие элементы и производится соединение датчиков с записывающей аппаратурой.

Проводятся замеры вылета и расстановки испытываемых зубьев, устанавливается необходимая глубина резания и начинается процесс разрушения грунта по всей длине гона в контейнере с получением замеров установившегося режима работы.

Объектами исследования являлись экспериментальный образец ковша с криволинейными режущими элементами обратной лопаты, навешиваемого на экскаватор Э-4121, физические модели рабочей части подобного ковша и режущих элементов различных форм, выполненных в масштабе 1:5.

Для экспериментальных исследований с моделями рабочей части ковша разработан специальный стенд, отвечающий требованиям физического моделирования (рис. 4, 5).

Механизм подъема и опускания тензозвеньев с моделями режущих элементов обеспечивает регулирование глубины копания без изменения угла резания, который в процессе всех экспериментальных исследований был постоянным и равным 38° . Составляющие условия, пройденный путь, время копания регистрировались электрическим методом при помощи комплекта измерительной аппаратуры, включающей усилитель УТ 4-1 и самописец Н6-23. Путь копания регистрировался по показаниям контактного датчика, приводное колесо которого двигалось по направляющим, фиксируя каждые 25 мм пути.

Усилия резания измеряли методом тензометрирования с использованием датчиков ПКП-15-200, тензоусилителя 8АНЧ-7М и осциллографа Н-700. Горизонтальную составляющую силы сопротивления резанию измеряли в грунтовом канале динамометром ДПУ-0,5-2.



Рис. 3. Вид грунтовой тележки стационарной установки «грунтовый канал»

Контроль прочности уплотненного грунта производился ударником ДОРНИИ. Микро-твердость испытуемых материалов изменяли по методам Бринелля (ГОСТ 9012-59) и Роквелла (ГОСТ 9013-59).

Микротвердость основы и твердой фазы измеряли на приборе ПИТ-3 при нагрузке 0,5 Н. Шлифовку образцов проводили на наждачной бумаге типа КЗ-100 - КЗ-320 и КЗМ-28-КЗМ-5 (микронной зернистости). Спектральный анализ осуществляли на стилоскопе типа СЛ-11.

Микротопографии поверхностей трения изношенных зубьев снимали профилограммами при помощи электронного быстродействующего самопишущего прибора PERTHOWER типа Д-2Р.

Таблица 3

Физико-механические характеристики модельных грунтов

Наименование параметра	Единица измерения	Модельный грунт	Шамотный кирпич
Объемная масса	т/м куб	1,9...2,0	15...15,3
Влажность при температуре 15...20°C	%	5...7	2,5...3
Диапазон изменения удельного сцепления при = 5...7%	кН/м ²	20...25	
Угол внутреннего трения при влажности 5...7%	град.	28...33	
Угол внешнего трения	град.	23...26	
Число ударов динамического плотномера ДОРНИИ	количество ударов	10...11	80...100
Гранулометрический состав при диаметре частиц: мм более 2,0 2,0...1,0 1,0...0,5 0,5...0,25 менее 0,25	%	3 15 43 32 7	- - - - -

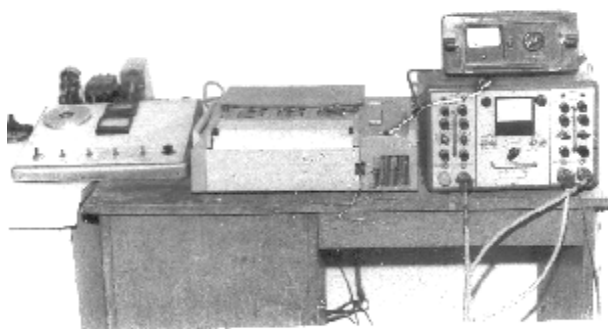


Рис. 4. Аппаратурное обеспечение регистрации усилий резания на лабораторной установке

Микроструктуру материалов исследовали в исходном состоянии и после изнашивания в харак-

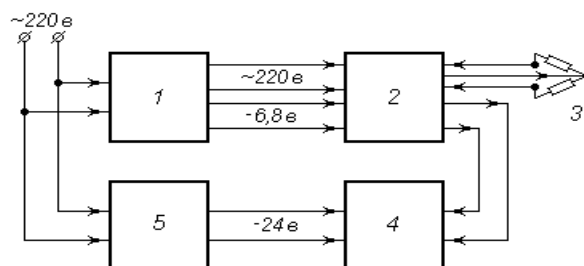


Рис. 5. Принципиальная электрическая схема измерения усилий резания при лабораторных и стендовых испытаниях ковшовых зубьев: 1- блок питания усилителя С-50; 2- усилитель постоянного тока 8АНЧ-7М; 3- тензометрическое звено; 4- осциллограф светолучевой Н-700; 5- блок питания осциллографа П-001

терных зонах. Исследования проводили на микроскопах МИМ-6.

Список литературы:

1. Волобеев В.Г. Методологические основы обоснования оптимальных параметров элементов рабочего оборудования землеройных и земляно-транспортных машин. – Омск, 2002. – 168 с.
2. Тургунаев М.С. Статическая модель усталостной долговечности металлоконструкции рабочего оборудования гидравлических экскаваторов. // Известия ОшТУ, 2001, №2. – С. 62-65.
3. Синчев Б.К. Силовой анализ рабочих органов землеройных машин. // Вестник ИАРК, №1, 2001. – С. 65-68.
4. Иргашев А. Оценка износостойкости узлов трения качения, работающих в абразивной среде. – Ташкент: ТашГТУ, 1996. – 131 с.
5. Шукуров Р.У., Абдуллаев А.М. Ер казиш машиналарини кесувчи кесмларини ейилишида ички энергия. //Архитектура и градостроительство, 2001, № 8. – С. 12-13.
6. Сурашов Н.Т. Выбор износостойких материалов для изготовления режущих элементов ЗТМ. // Научный журнал МО и Н. – Алматы: 2002. – С. 244-247.
7. Густов Ю.И. Проблемы трибологии строительной и дорожной техники. //Сб. науч. трудов к 70-летию ХГАДТУ, вып. 5. 2000.
8. Раннев А.В. Основные направления совершенствования одноковшовых экскаваторов. // Строительные и дорожные машины, 1997, №7.
9. Федоров Д.И. Рабочие органы землеройных машин. – М.: Машиностроение, 1977. – 287 с.
10. Кабашев Р.К., Хадеев Н.Т. Определение изнашивающей способности грунта. // Строительные и дорожные машины, 1986, №9. – С. 23-24.

К МЕТОДИКЕ ИЗУЧЕНИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ РАБОЧЕГО ОРГАНА С ПОЧВОЙ

Мурадов М., зав. кафедрой «Механика» БухТИПилП, докт. техн. наук, профессор; **Муродов Ш.М.**, доцент кафедры «Механика» БухТИПилП, канд. техн. наук; **Муродов Н.М.**, начальник отдела магистратуры БухГУ, канд. экон. наук

Для изучения на моделях напряженного состояния почвенного массива при внедрении в него ножа-рыхлителя был использован оптически-чувствительный материал игдонтин на желатиноглицериновой основе [1, 2].

Игдонтин готовился из 35% фотожелатина, 30% чистого глицерина и воды. В качестве дезинфицирующего вещества, предохраняющего материал от загнивания, вводился бетанафол в количестве 0,1% от массы материала. Технология приготовления игдонтин сводилась к следующему. В необходимое количество воды засыпался желатин при медленном перемешивании. Смесь набухла в течении 2 ч, затем тщательно перемешивалась и в нее добавлялся глицерин. Полученная смесь выдерживалась 24 ч, после чего она вновь тщательно перемешивалась два-три раза с удалением верхнего, пятнистого слоя. Полученный раствор процеживался, охлаждался до температуры 65° и заливался в специально изготовленные разборные формы из органического стекла с внутренними размерами 350x80x120 мм. Определение модуля упругости и оптического коэффициента напряжений игдонтин производилось на установке, схема которой приведена на рис. 1.

Установка состоит из камеры 1, внутри которой размещается исследуемый образец 2. Деформирование образца обеспечивается нагрузочным устройством 3. При этом удлинения измеряются вертикальным оптическим длинномером 4.

Оптический коэффициент напряжений определяется нагружением образца с использованием оптической системы, состоящей из источника света 5, конденсорной линзы 6, поляризатора 7, анализатора 8, компаратора 9 и компенсатора 10.

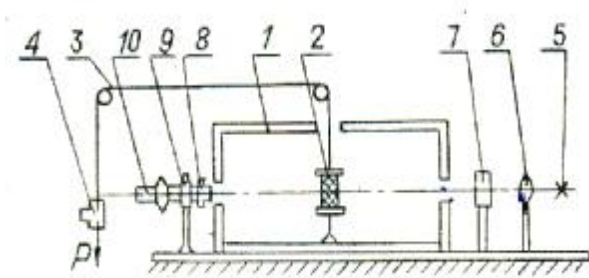


Рис. 1. Схема установки для определения оптико-механических свойств оптически чувствительных материалов

Испытания на данной установке тарировочного образца под игдонтин, приготовленного по описанной выше технологии, дали следующие результаты: $E=0,27$ МПа; $C=045$ м²/н.с.

Для наблюдения за общей картиной напряженного состояния модели применялся фотоэластикер – портативный круговой полярископ с большим рабочим полем. Установка состоит из двух поляроидов 1 диаметром 300 мм, нагрузочного устройства и источника белого, натриевого и ртутного света. Фотосъемка картин изохром осуществлялась через зеленый светофильтр фотокамерой. Принципиальная схема полярископа представлена на рис. 2.

В круговой полярископ наряду с поляризатором 1 и анализатором 2, источником света 3 и моделью входят еще две пластинки из слюды 5 и 6, называемые пластинками в четверть волны $1/4$, которые расположены, как показано на рис. 3. Пластина в четверть волны создает разность фаз составляющих колебаний $\pm \pi/2$. Метод получения света поляризованного по кругу, состоит в комбинировании поляризатора и пластинки $1/4$, которая своими осями устанавливается под углом 45° к плоскости поляризации (для обеспечения равенства амплитуд составляющих колебаний).

В результате интерпретации зарегистрированных картин изохром для модели ножей-рыхлителей (рис. 3) при изменении горизонтальной p_1 и вертикальной p_2 составляющих усилия резания в диапазонах модельной нагрузки 10:20, 30 и 40 Н построены эпюры напряжений $t_{max} = (s_1 - s_2)$ по сечениям перпендикулярным к режущей кроме модели рабочего органа и снизу к проходящим через зоны концентрации напряжений, а также эпюры контурных напряжений в верхней и нижней зонах соприкосновения модели рабочего органа (рис. 3).

Напряжения t_{max} модели определяли по зависимости:

$$t_{max} = \frac{s_0^{1.0}}{d} \quad n = \frac{0.16 \cdot 9.5}{1.5} = 1.5$$

$$(t_{max})_{mod} = 0.106 \cdot n,$$

где n – порядок полосы на эпюрах напряжений;

d – толщина плоской модели почвы;

$s_0^{1.0}$ – цена полосы материала модели.

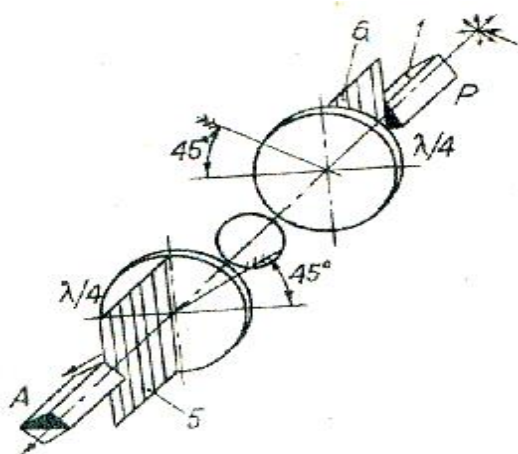


Рис. 2. Принципиальная схема полярископа и его оптические элементы

В качестве примера приведена характерная картина изохром на свободной поверхности модели почвы при установке почвоуглубителя относительно основного корпуса плуга по его ходу с параметрами: $R_x = 20 \text{ Н}$, $R_y = 10 \text{ Н}$, $H = 20 \text{ см}$, $l = 48 \text{ см}$.

Следует отметить, что во всех исследуемых вариантах моделей рабочих органов максимальные напряжения возникают не на их передней части, а на верхней или нижней контактной зоне. Этот эффект связан очевидно с суперпозицией полей напряжений возникающих в точке излома свободного контура

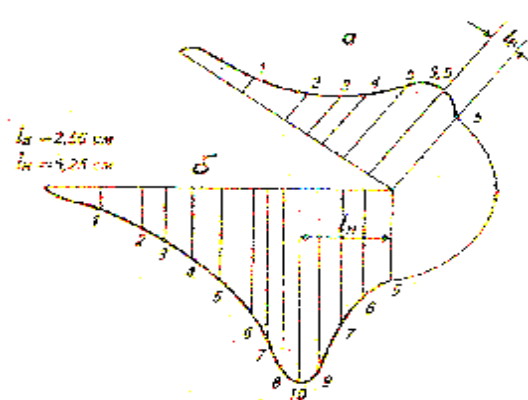


Рис. 3. Эпюры сжимающих напряжений t_{max} модели почвоуглубительной лапы при $R_x = 20 \text{ Н}$, $R_y = 10 \text{ Н}$: а- на рабочей поверхности, б- на нижней грани

модели почвы при внедрении модели рабочего органа в его переднюю часть. Кроме того, процесс обработки почвы сопровождается резанием, то есть образованием разрушения, а процесс трещинообразования разрушает напряженную зону и перераспределяет поля напряжений, сдвигая их в сторону пути распределения трещины, которая устанавливается перпендикулярно открытой поверхности и пробегает наименьшее расстояние до выхода на поверхность. Эти факторы могут способствовать возникновению максимальных снимающих касательных напряжений по боковым режущим частям рабочего органа.

Список литературы:

1. Мурадов М. Разработка комплекса почвообрабатывающих машин для разуплотнения почвы при возделывании хлопчатника. Дисс... док. техн. наук. -М., 1988.-406 с.
2. Атопов В.И., Сердобинцев Ю.П., Славиин О.К. Моделирование контактных напряжений. М., «Машиностроение», 1988.-270 с.

УДК 622

© Сытенков Д.В. 2009 г.

ПРИНЦИПЫ И ПРИЕМЫ АДАПТАЦИИ ВЗАИМООТНОШЕНИЙ В СИСТЕМЕ «ГОСУДАРСТВО – ИНВЕСТИТОР» К ПРИМЕНЕНИЮ ДИНАМИЧЕСКИХ КОНДИЦИЙ

Сытенков Д.В., директор ЗАО Геоцентр «Минеральные ресурсы», канд. техн. наук

Обеспечение минерально-сырьевыми ресурсами в настоящее время является основополагающим условием развития мирового сообщества. При этом известно, что и на достаточно отдаленную перспективу материальные потребности человечества на 75-80% будут покрываться за счет полезных ископаемых, а их основное количество добывается традиционными открытым и подземным способами. В современных условиях не следует ожидать появления новых, ре-

волюционных технологий добычи полезных ископаемых. Поэтому основное направление повышения эффективности освоения недр находится на пути рационального сочетания различных способов разработки с обеспечением благоприятных условий для их совместного применения. В то же время следует отметить, что в развитии мировой горной промышленности на обозримую перспективу остается устойчивая ориентация на открытый способ разработки,

обеспечивающий наилучшие технико-экономические показатели. Его доля в объеме добычи твердых полезных ископаемых составляет около 80%. К примеру, в России открытым способом добывается более 60% угля, 91% железных руд и 70 % руд цветных металлов. Открытый способ добычи превалирует также в Казахстане, Узбекистане, Украине. Поэтому напрашивается вывод о том, что именно с него при благоприятных горно-геологических условиях должно начинаться, а другими способами логически продолжаться освоение месторождений. При этом вполне естественно, что на выбор способа разработки и развитие горного предприятия во времени и пространстве первостепенное влияние оказывают горно-геологические условия, размеры месторождения и структура потребления минерального сырья.

Влияние горно-геологических условий проявляется в первую очередь через: истощение запасов богатых месторождений и вовлечение в разработку месторождений с пониженным содержанием полезных компонентов; наличие на большинстве месторождений обратной зависимости содержания полезного компонента от глубины залегания руды, уменьшение по мере увеличения глубины разработки мощности и соответственно сокращение активной площади рудных залежей. Это влияние предопределило тенденции увеличения производительности, глубины и размеров карьеров в плане с ростом количества отходов в виде вскрышных пород и некондиционного полезного ископаемого, уменьшения с глубиной разработки возможностей карьера по добыче руды в результате закономерно сокращающейся активной площади рудных залежей, создания технологических схем освоения месторождений, основанных на сочетании открытого и подземного способов добычи, вовлечения в добычу и переработку низкосортных запасов и отходов горного производства. Активизирующее влияние на перечисленные тенденции оказывает изменение спроса и происходящее под его воздействием изменение цены минеральных продуктов. При этом в современных условиях к этому действующему влиянию подключается такой действенный элемент рыночного механизма, как инвестиционные ресурсы различной природы. В результате между владельцами недр (государство) и этих ресурсов (инвесторы) устанавливаются определенные взаимоотношения, базирующиеся на единстве полярных интересов в образующейся системе «государство – инвестор».

В основу единства полярных интересов в системе «государство – инвестор» положены следующие основные принципы формирования взаимоотношений: балансов; компромиссов; воспроизводства ресурсов; цикличности в организации деятельности; согласованности ведения работ; адекватности.

Принцип балансов в недропользовании ориентирует владельца недр (государство) на организацию воспроизводства и выявление потребности в минеральном сырье с определением приоритетных на-

правлений использования, а также на поиск баланса взаимоотношений между участниками системы «государство – инвестор». Принцип балансов дополняется принципом компромиссов, которым предусматривается поиск компромиссных решений между полярными интересами во взаимоотношениях государства и инвестора. Поиск таких компромиссных решений касается главным образом полноты использования ресурсного потенциала месторождений и распределения финансово-экономических результатов освоения недр, а его итог во многом зависит от нормативно-правовой среды, которую создает государство и в которой действует инвестор.

Принцип воспроизводства ресурсов при открытой разработке месторождений касается не столько разведки новых объектов, сколько поиска путей формирования из попутно извлекаемой забалансовой рудной массы техногенных массивов с параметрами, предусматривающими их эффективную отработку в будущем.

Принцип цикличности относится практически ко всем видам деятельности в недропользовании и ориентирует участников этой деятельности на системное цикличное снижение кондиций балансовых запасов, пересмотр границ разработки, корректировку компромиссных решений, привлечение дополнительных инвестиций, вовлечение в переработку отходов горного производства, расширение границ разработки, улучшение технологических и технических решений горного производства и т.п.

Принцип согласованности ведения работ с точки зрения эффективного использования ресурсов недр требует при разработке месторождений обеспечить вовлечение в переработку бедных руд из ранее сформированных складов в согласованном режиме с разработкой месторождения в измененных выемочных контурах с новыми кондициями балансовых запасов. То же самое можно сказать и о согласовании режима дополнительных инвестиций с режимом ведения горных работ, реконструкцией и техническим перевооружением карьера в измененных границах.

Принцип адекватности указывает на то, что каждый участник системы «государство – инвестор» будет реагировать на изменение условий адекватно своим интересам. В частности, если изменение сложной разработки месторождения приведут к снижению полноты извлечения сырья из недр, то государство, а если эффективности использования инвестиционных ресурсов, то инвестор предпримут корректирующие действия для восстановления баланса интересов.

Следование перечисленным принципам выработки и принятия решений облегчает формирование взаимоотношений в системе «государство – инвестор», где имеется единство полярных интересов.

Принципы формирования взаимоотношений в системе «государство – инвестор» реализуются через приемы их адаптации к изменяющимся условиям функционирования, которые концентрированно выражаются в системном изменении кондиций балан-

совых запасов и характеризуются экономической доступностью сырья в недрах. Такое системное изменение кондиций балансовых запасов носит название «применение динамических кондиций».

Разработка приемов адаптации взаимоотношений в системе «государство – инвестор» к применению динамических кондиций начинается с установления последствий такого применения и тех параметров и характеристик, к которым после изменения кондиций требуется адаптация взаимоотношений (табл. 1).

Анализ влияния последствий изменения кондиций на характер изменения, параметры и приемы адаптации взаимоотношений показывает, что они охватывают все стороны деятельности системы «государство – инвестор» в недропользовании: инвестиционный климат, ресурсы месторождений, технологию и технику горных работ. В соответствии с этим к приемам адаптации взаимоотношений в системе «государство – инвестор» при освоении месторождений следует отнести следующие основные группы приемов, обеспечивающих управление инвестициями, минерально-сырьевыми ресурсами и освоением месторождений.

Три основных группы приемов адаптации взаимоотношений в системе «государство – инвестор» при освоении месторождений неразрывно взаимосвязаны между собой, стимулируют и дополняют развитие друг друга.

Управление инвестициями предусматривает создание на уровне государства благоприятной инвестиционной среды для минерально-сырьевого комплекса в соответствии с интересами и приоритетами государства в недропользовании, которая может корректироваться для конкретного месторождения или региона.

Инвестиционная среда – понятие больше публицистического характера, нежели экономическая категория. В то же время, определяемая как категория, она формируется из экономической привлекательности инвестиционных вложений, отсутствия риска общественно-политического происхождения, совершенства и стабильности нормативно-правовой базы, развития налогового законодательства, наличия и

стоимости рабочей силы, развития инфраструктуры и т.п. В то же время корректировка инвестиционной среды с предпочтениями в приоритетных направлениях недропользования позволяет активизировать инвестиционную деятельность для решения задач горно-перерабатывающей промышленности и горно-промышленных регионов.

Управление минерально-сырьевыми ресурсами на государственном уровне должно опираться на баланс воспроизводства и потребления минерального сырья, на уровне отдельных регионов – на программу разведки и освоения месторождений, а на уровне горно-добывающих комплексов – на программу эффективного использования потенциальной сырьевой базы.

Управление освоением месторождений является неразрывным дополнением управления минерально-сырьевыми ресурсами, выполняя функцию технологического и технического обеспечения решаемой задачи - повышения полноты использования ресурсного потенциала месторождений. Разделить эти приемы управления можно только условно, поскольку эффективность добычи сырья определяется технологией формирования выработанного пространства, техногенных массивов и технологических систем карьера, а также технологическими и техническими приемами проектирования, планирования и ведения выемочно-погрузочных и транспортных работ (табл. 2). Поэтому основным инструментом такого дуального управления при открытом способе добычи является стратегия развития карьера.

Разработка стратегии развития карьера представляет собой достаточно сложный творческий процесс, который опирается на определение миссии горно-добывающего комплекса, цели его развития и идеи, положенной в основу ее достижения, а также задач, которые должны быть в результате решены. При этом с точки зрения полноты использования ресурсного потенциала первоначально должны быть определены потенциальные выемочные контуры месторождения (например, по бортовому содержанию балансовой руды, равному потерям при переработке). С технологической точки зрения эти потенциальные вы-

Таблица 1

Последствия применения динамических кондиций

Последствия	Характер изменения взаимоотношений	Параметры адаптации взаимоотношений	Приемы адаптации взаимоотношений
1. Уменьшение поступления продукции на рынок в результате снижения содержания в товарной руде. 2. Расширение границ разработки в плане и по глубине в результате увеличения экономической доступности сырья в недрах при увеличении цены минеральных продуктов. 3. Перевод в разряд балансовых запасов и вовлечение в переработку складов бедных руд.	1. Нарушение баланса производства и потребления продукции. 2. Нарушение баланса интересов между государством и инвестором в части эффективности использования ресурсного потенциала месторождений и привлечения дополнительных инвестиций.	1. Объем добычи руды. 2. Размер изменения выемочных контуров. 3. Соотношение объема добычи балансовой руды и объема отгрузки с ранее сформированных складов бедных руд, переведенных в разряд балансовых запасов. 4. Режим горных работ. 5. Размер дополнительных инвестиций. 6. Нормативно-правовые характеристики среды деятельности инвестора.	1. Определение условий перехода на новые кондиции. 2. Определение режима горных работ и отгрузки руды со складов бедных руд. 3. Разработка технологических и технических решений по повышению эффективности горных работ. 4. Корректировка нормативно-правовых характеристик среды деятельности инвестора. 5. Определение инвестиционного режима и параметров эффективности дополнительных инвестиций.

Таблица 2

Главные управляемые параметры, влияющие факторы и приемы управления сырьевой базой горно-добывающего комплекса

Иерархический уровень управления	Управляемые параметры	Влияющие факторы	Критерий оценки	Приемы управления	Средство реализации управляющих воздействий
Месторождение	Активные и пассивные запасы полезного ископаемого	Достоверность определения запасов. Техническая возможность и экономическая целесообразность ведения горных работ и переработки минерального сырья	Степень использования ресурсного потенциала месторождения	Определение границ и порядка применения различных способов добычи	1. Разработка концепции освоения месторождения и на ее основе оценка границ открытых горных работ. 2. Разработка программы привлечения инвестиций.
Карьер	Режим горных работ	Соотношение вскрышных пород, балансовой и забалансовой руды	Количество и качество товарной руды	Раздельная выемка, транспортирование и складирование горной массы с различными потребительскими свойствами	1. Разработка сценария развития карьера и выделения этапов развития карьера. 2. Перспективное планирование горных работ в пределах отдельного этапа развития карьера. 3. Выделение природно-технологических зон. 4. Целенаправленное создание техногенных месторождений.
Природно-технологическая зона	Количество и качество горной массы с различными потребительскими свойствами	Характер распределения рудных тел в горном массиве	Степень извлечения балансовых запасов	Обоснование границ выемочных единиц	1. Тактическое планирование горных работ (от 1-го года до 3-5-ти лет). 2. Выбор сети эксплуатационного опробования. 3. Выбор высоты уступа и выемочного оборудования.
Выемочная единица	Объем выемочной порции	Сложность строения рудных тел	Потери и разубоживание	Определение выемочных контуров рудных тел	1. Оперативное планирование горных работ (до года). 2. Составление сортовых планов. 3. Селективная отработка забоев. 4. Посамосвальная сортировка. 5. Управление смещением массива при взрыве.

емочные контуры должны быть наложены на потенциальные контуры открытых горных работ, к которым и будет стремиться реальный карьер и которые в конечном итоге определяют составляющие элементы технологической стратегии карьера. Потенциальные выемочные контуры определяют перспективное развитие основных геометрических параметров карьера (границ разработки, ресурса выработанного пространства, интенсивности развития рабочей зоны) во времени, а также характер воздействия этих параметров на составляющие элементы технологической стратегии развития карьера (табл. 3).

К основным составляющим элементам стратегии развития карьера следует отнести:

- управление инвестициями, поскольку без согласованного инвестиционного режима с привлечением дополнительных инвестиций развитие карьера с расширением границ, увеличением производительности, реконструкцией и техническим перевооружением является нереальным, о чем свидетельствует опыт развития мощных карьеров [1];

- управление сырьевой базой, поскольку без ясного представления о ресурсном потенциале месторождения с оценкой перспектив изменения спроса и цены не представляется возможным определить на длительную перспективу узловые моменты в развитии карьера, технологии и техники горных работ с вовлечением в переработку ранее накопленных в техногенных массивах и не востребованных сырьевых ресурсов [2];

- оптимизация баланса добычи и потребления сырья, позволяющая определить параметры горно-перерабатывающего комплекса с разработкой графика и режима горных работ в соответствии с установленными государственными приоритетами, миссией, целью и задачами горно-добывающего комплекса, которые должны быть решены в процессе развития карьера [3];

- формирование технологических потоков и оптимизация их параметров, осуществляющееся в соответствии с идеей, положенной в основу развития карьера, и предусматривает изменение структуры и параметров технологических потоков по мере увеличения глубины и расширения границ карьера с концентрацией техники на ограниченных площадях рабочей зоны, минимизацией производственного цикла «бурение – взрывание – экскавация» и буферных запасов взорванной горной массы [4, 5, 6];

- обоснование рациональных параметров оборудования, предусматривающее применение стационарных, малоподвижных, мобильных и перемещаемых горно-транспортных средств, технологические характеристики и геометрические размеры которых соответствуют области их эффективного использования при минимизации выбросов в атмосферу загрязняющих веществ [7];

- повышение эффективности транспортных систем, действующих без коренной перестройки в течение всего срока существования карьера, за счет применения

Таблица 3

Характер воздействия горнотехнических факторов на элементы технологической стратегии глубокого карьера

Составляющие элементы технологической стратегии	Характер воздействия горнотехнического фактора		
	расширяющиеся границы разработки	изменяющийся полезный ресурс рабочего пространства	изменяющаяся динамичность развития рабочей зоны
Управление инвестициями	Появление потребности в дополнительных инвестициях на увеличение объемов горных работ, реконструкцию и техническое перевооружение карьера		
Управление сырьевой базой	1. Уменьшает или увеличивает активную площадь рудной зоны и добычу товарной руды. 2. Включает в выемочный контур дополнительные участки рудных тел в результате расширения границ карьера в плане и по глубине.	Стимулирует повышение использования ресурсного потенциала месторождения за счет снижения кондиций и использования ранее накопленной в складах бедной руды для сохранения рынка сбыта.	Стимулирует повышение интенсивности работ за счет применения упрощенной отработки рудных тел с последующей сортировкой рудной массы
Оптимизация баланса добычи и потребления сырья	Рационализирует режим горных работ и структуру рудного потока за счет изменения соотношения руды в технологической цепи «карьер-склад-завод»	Стимулирует вовлечение в переработку максимального количества руды из карьера при снижении бортового содержания.	Существенного влияния не оказывает.
Формирование технологических потоков и оптимизация их параметров	Обуславливает изменение структуры технологических потоков с глубиной в соответствии с областью рационального применения различных видов оборудования.	Концентрация техники на ограниченной площади	Минимизация цикла «бурение – взрывание – экскавация» и буферных запасов взорванной горной массы.
Обоснование рациональных параметров оборудования	Обуславливает уменьшение габаритов горно-транспортных средств.	1. Уменьшение параметров взрывных блоков. 2. Увеличение высоты уступа при уменьшении размеров выемочных блоков и рабочих площадок.	Стимулирует применение легко перемещаемых транспортных средств и перегрузочных пунктов.
Повышение эффективности транспортных систем	Ухудшает технико-экономические показатели работы транспорта. Стимулирует применение технологий вскрытия с минимизацией объемов горных работ.	Стимулирует уменьшение геометрических параметров вскрывающих выработок (минимизация ширины, максимизация уклонов).	Стимулирует применение вскрывающих выработок и сооружений, оперативно перемещаемых в рабочей зоне.
Обеспечение безопасности горных работ	Увеличивает стремление к увеличению угла откоса борта и вероятность его деформации	Повышает вероятность аварийных ситуаций на рабочих площадках	Уменьшает вероятность аварийных ситуаций на рабочих площадках
Обеспечение безопасности персонала	Вынуждает работать в загрязненной атмосфере	Стимулирует применение экологически безопасных горно-транспортных средств и средств обеспечения персонала очищенным воздухом.	

комбинированных видов транспорта с использованием бестраншейных способов вскрытия с размещением конвейеров на опорах и применением межступенных перегружателей мобильного и стационарного типов [8];

- обеспечение безопасности горных работ с обоснованным увеличением углов наклона откосов бортов и уступов на предельном контуре карьера ориентировано на применение современных методов прогноза деформаций, мониторинга состояния прибортового массива мобильного горно-транспортного оборудования [9];

- обеспечение безопасности персонала, вынужденного работать в загрязненной атмосфере карьеров, дос-

тигающееся за счет применения фильтровентиляционных установок в кабинах горных машин и индивидуальных носимых источников снабжения персонала очищенным воздухом [10].

В целом использование рассмотренных принципов и приемов адаптации взаимоотношений и стратегии развития карьера как основного инструмента их практической реализации позволит прийти к балансу интересов в системе «государство – инвестор» в части режима инвестиций, полноты извлечения и использования запасов месторождений, а также перспектива развития карьера.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Филиппов С.А., Сытенков Д.В. Совершенствование теории и практики проектирования и строительства глубоких карьеров. – Недропользование-XXI век. – 2008., № 1. – С.53-58.
2. Управление минерально-сырьевой базой перерабатывающего производства / Кучерский Н.И., Мазуркевич А.П., Канцель А.В. и др. // Цветные металлы. - 1999. - № 7. – С.22-27.
3. Сытенков В.Н., Сытенков Д.В. Создание условий формирования механизма устойчивого развития горно-промышленного комплекса. – Недропользование-XXI век. – 2007. № 1. – С.90-95.
4. Пашков А.А., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Повышение эффективности рудоподготовки в системе «карьер – обогатительная фабрика». – Горный журнал. – 1998. - № 8. – С.52-54.
5. Сытенков Д.В. Метод формирования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. - Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. – М., МГРИ, 1998.
6. Бибики И.П., Сытенков Д.В. Оптимизация параметров буровзрывных работ. – Горный журнал. – 2007. - №5. – С.48-52.
7. Бибики И.П., Сытенков Д.В. Прогноз производительности карьерного оборудования при изменении горнотехнических условий. – Горный журнал. – 2003. № 8. – С.72-73.
8. Мальгин О.Н., Кустов А.М., Коломников С.С. Развитие циклично-поточной технологии в транспортной системе карьера «Мурунтау». – Горный журнал. – 2007. - № 5. – С.33-37.
9. Быковцев А.С., Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н. Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. - Ташкент: ФАН. – 2000. – 271 с.
10. Сытенков В.Н. О целесообразности искусственного проветривания глубоких карьеров. – Горный журнал. – 2003. - № 8. – С.89-93.

РАЗРАБОТКА ПЛАНОВ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук; Скрипко С.В., главный геотехнолог НГМК; Скрипник А.Б., ведущий инженер НГМК

Разработка планов горных работ горнодобывающих предприятий подземного выщелачивания (ПВ) относится к числу наиболее трудоемких и ответственных задач. Необходимость высоких технико-экономических и экологических показателей ПВ, охраны окружающей среды, своевременной и качественной подготовки вскрываемых запасов, одновременности выведения эксплуатационных блоков из отработки и погашения запасов урана по участкам (группам смежных блоков), масштабность и сложность производства при значительной инерционности ПВ предопределяет необходимость рассмотрения множества вариантов отработки эксплуатационных блоков как в части применения различных систем отработки, так и в части варьирования параметров сетей технологических скважин и режимов отработки блоков.

Решение этих задач может быть осуществлено в рамках Системы автоматизированного проектирования технологической подготовки производства

подземного выщелачивания (САПР ТПП ПВ), обеспечивающей обработку производственной информации, расчет и выбор из них вариантов по заданному критерию (рис. 1, 2, табл.).

Автоматизация процесса формирования плана горных работ предприятия ПВ предполагает прежде всего создание единой взаимоувязанной системы математических моделей объекта проектирования и выбора методов математического моделирования для оптимизации решений, учитывающих важнейшие черты и факторы ПВ.

Проект горных работ предприятия для различных периодов планирования представляет собой систему производственных планов. Каждый вид плана (текущий, перспективный) выполняет строго определенную задачу и является вместе с тем организационной частью всей системы.

Текущее (годовое) проектирование производства является детализацией перспективного плана. Соответственно должен строиться и алгоритм расчета плана горных работ на каждом этапе проектирования.

Укрупненная схема составления плана горных работ для предприятия подземного выщелачивания приведена на рис. 1.

Пожалуй, в схеме наиболее важным элементом является «Проектирование систем вскрытия и режимов отработки проектируемых рудных блоков», определяющим как экономические показатели проекта, так и технологические показатели эксплуатационных блоков ПВ.

Логико-математическая схема построения модели проектирования горных работ должна быть выбрана в виде комбинированной вариантно-аналитической.

В соответствии с этим все рудные тела, которые могут быть включены в проект на отработку на проектируемый период, разбиваются на элементарные участки (эксплуатационные блоки) в зависимости от геолого-гидрогеологических параметров выделенных блоков.

Для каждого из них определяются возможные варианты вскрытия - типы систем разработки, которые могут быть применены для каждого проектируемого блока (возможность применения той или иной системы разработки для конкретного блока зависит от строения рудомещающего горизонта, распределения оруденения в плане и разрезе, анизотропии и др.).

Таблица

Характеристика параметров технологических сетей в системах разработок

Тип системы разработки	Параметр, характеризующий расположение технологических скважин
Прямоугольная трехскважинная	а) расстояние между линейными рядами откачных и закачных скважин; б) расстояние между скважинами в откачном ряду; в) расстояние между скважинами в закачном ряду
Рядная односкважинная	а) площадь, приходящаяся на одну универсальную ячейку; б) расстояние между скважинами в линейном ряду универсальных скважин
Двухскважинная с этажной постановкой фильтров	а) «радиус» ячейки, площадь, приходящаяся на одну ячейку; б) число закачных скважин в ячейке
Ячеистая	а) «радиус» ячейки, площадь, приходящаяся на одну ячейку; б) схема расположения закачных скважин: - в вершинах шестигранника; - в вершинах шестиугольника и в серединах граней

тропии фильтрационных свойств рудовмещающего горизонта и ряда других факторов), а также параметры технологических сетей, которые могут быть «вписаны» в границы рудной залежи.

Вариант вскрытия:: =

*= <тип системы разработки
<параметры технологической сети>*

Тип системы разработки:: =

*<прямоугольная трехскважинная
= <рядная односкважинная
<двухскважинная с этажной постановкой фильтров>
<ячеистая шестигранная схема>*

Характеристика параметров технологической сети для различных систем разработки приведена в табл. По каждому варианту вскрытия эксплуатационного блока для различных режимов отработки (закачка-откачка растворов, кислотность закачных растворов) определяются с использованием прогнозной математической геотехнологической модели основные геотехнологические показатели:

t - время отработки блоков ПВ, квартал;

q - удельные расходы реагента на добычу урана,

$\frac{\text{кг}}{\text{кг}}$;

C_p - концентрация урана в продуктивных растворах, $\frac{\text{мг}}{\text{л}}$.

Прогнозная математическая геотехнологическая модель позволяет по геотехнологическим характеристикам блока, режимам его эксплуатации, для выбранной схемы вскрытия спрогнозировать геотехнологические показатели отработки эксплуатационного блока во времени. Совокупность стоимостных показателей с геотехнологическими для выбранной схемы вскрытия образуют решение:

<решение>:: =

= < себестоимость добычи Пк > <t><q><C_p>

< объемы ГПР для данного варианта вскрытия >

Совокупность решений по всем проектируемым эксплуатационным блокам образует модель отработки рудных тел.

Оптимизация проекта горных работ заключается в выборе по принятому критерию такого сочетания решений из всех допустимых по всем эксплуатационным блокам, включенным в проект, которое обеспечивало бы выполнение оптимальных требований по объему вскрываемых запасов на планируемый период в рамках имеющихся производственных возможностей и ресурсов. Вариантно-аналитическая модель разработки проекта ГПР представлена целевой функцией и системой ограничений.

Критерий оптимальности для годового проектирования - это себестоимость добычи урана, должен принимать минимальное значение:

$$C = \frac{\sum_i \sum_j C_{ij} \cdot P_{ij} \cdot e_{ij}}{\sum_i \sum_j P_{ij} \cdot e_{ij}} \rightarrow \min ,$$

где *i* - индекс эксплуатационного блока *i* = 1,2,..., *n*

j - индекс варианта решений для данного эксплуатационного блока

j = 1,2,..., *n*

P - запасы ПК в блоке(ах);

C - себестоимость добычи урана, $\frac{\text{у.е.}}{\text{кг}}$

e - уровень извлечения запасов по блоку, %

Возможные комбинации решений определяются с учетом допустимых сочетаний типов систем и параметров технологических сетей. Все запрещенные сочетания, которые не могут существовать совместно, приводятся в матрице запрещенных сочетаний.

Критерий оптимальности определяется при следующих ограничениях:

1. Суммарные запасы по блокам, включенным в проект, должны быть не меньше планового объема подготовки (в соответствии с действующими нормативами подготовки запасов к отработке способом



Рис. 1. Укрупненная схема составления плана горных работ для предприятия ПВ

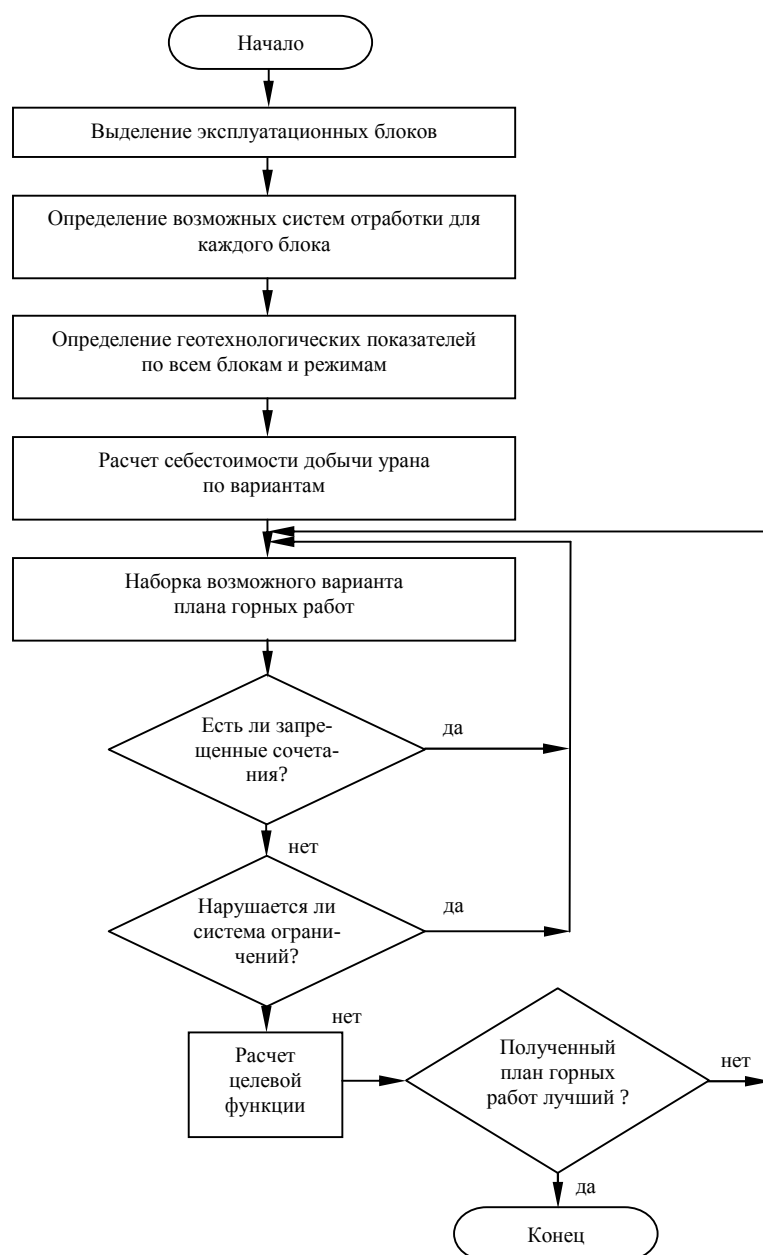


Рис. 2. Блок-схема расчета плана горных работ

ПВ).

$$\sum_i P_i \geq P_{\text{пл}}$$

2. Удельные расходы выщелачивающего реагента на добычу 1 кг урана в целом по блокам для выбранных вариантов вскрытия не должны превышать значения планового (ограничение по количеству реагента).

$$q = \frac{\sum_i \sum_j P_{ij} \cdot q_{ij} \cdot e_{ij}}{\sum_i \sum_j P_{ij} \cdot e_{ij}} \leq q_{\text{пл}}$$

3. Объем горноподготовительных работ не должен превышать максимально допустимого (это ограничение определяется возможностями имеющегося бурового оборудования и материалов).

$$G = \sum_i \sum_j G_{ij} \leq G_{\text{max}}$$

4. Объем продуктивных растворов не должен превышать максимально допустимого (ограничения по производительности перерабатывающих узлов).

$$V_t = \frac{\sum_i \sum_j \frac{P_{ij}}{C_{p\ ij}}}{\sum_i \sum_j \frac{t_{ij}}{4}} \leq V_{t\ \text{max}},$$

где C_p - среднее содержание урана в продуктивных растворах;

$V_{t\ \text{max}}$ - максимально допустимый объем продуктивных растворов, который может быть переработан на предприятии в течение года, в том числе и на локальных перерабатывающих установках (ЛСУ). Блок-схема решения задачи приведена на рис. 2. Сокращение перебора возможных сочетаний систем вскрытия и схем технологических скважин осуществляется с использованием градиентных методов поиска экстремума. Приведенный алгоритм проектирования горно-подготовительных работ позволяет осуществлять поиск оптимального варианта проекта для предприятий подземного выщелачивания и может быть применен практически на всех предприятиях ПВ. Реализация проекта плана горных работ на предприятиях ПВ предполагает эксплуатацию технологических блоков в оптимальных режимах. В случае отклонения от оптимальных режимов эксплуатации принимаются меры по выводу технологических блоков на проектные режимы. Целесообразность применения тех или иных технических решений в этих случаях подтверждается расчетами на ПК (персональном компьютере).

Таким образом, разработка и реализация планов горных работ горнодобывающих предприятий подземного выщелачивания с использованием математических методов и персональных компьютеров смогут обеспечить высокие технико-экономические показатели процесса ПВ; надлежащую охрану окружающей среды; своевременность и качество подготовки вскрываемых запасов; графики ввода блоков в эксплуатацию; одновременность вывода отработанных блоков ПВ из эксплуатации и погашения запасов по участкам и управление процессом ПВ во времени.

ПРОГНОЗ СОСТАВА ВОЗДУХА В ГЛУБОКОМ КАРЬЕРЕ: МОЖНО ЛИ «СЖЕЧЬ» ВЕСЬ КИСЛОРОД В ЕГО АТМОСФЕРЕ

Бикилов А.О., инженер по охране труда и технике безопасности Центрального рудоуправления НГМК

Продолжаются разработки систем проветривания для карьеров, хотя ни одна из них никогда и нигде не применялась. Еще раз зададимся вопросом: «Почему?». Ответ кроется в другом вопросе: «Зачем проветривать карьер?». Согласно [1] ответ: «Для создания нормативных санитарно-гигиенических условий труда персоналу». Оценим эту ситуацию с других позиций.

Термический режим карьеров формируется в результате взаимодействия температурных полей воздушной среды и горных пород [2]. При передаче тепла от горных пород к воздуху его температура над дном карьера повышается, что способствует выносу примесей конвективными потоками, а при передаче тепла от воздуха к горным породам охлажденный воздух задерживается внутри карьера и тем самым способствует развитию внутрикарьерной инверсии.

Для характеристики термического режима карьера используется средний температурный градиент Δt в слое воздуха «поверхность – дно»:

$$\Delta t = \frac{100(t_p - t_n)}{H_k}, \quad (1)$$

где t_p , t_n – температура воздуха соответственно на дне и поверхности карьера, град.;

H_k – глубина карьера, м.

Определенное по формуле (1) значение температурного градиента показывает на сколько градусов изменяется температура воздуха в карьере при опускании на 100 м от поверхности. При значениях этого градиента более 0° в выработанном пространстве карьера развит турбулентный воздухообмен, идет интенсивное перемешивание воздуха и рассеивание примесей. Уменьшение температурного градиента до 0° и ниже свидетельствует о переходе атмосферы к изотермическому или инверсионному состоянию, в результате чего турбулентные процессы затухают, вынос примесей из карьера резко сокращается или прекращается вовсе – выработанное пространство «запирается» задерживающим слоем воздуха (рис. 1). Поэтому с точки зрения накопления примесей в атмосфере карьера наиболее неблагоприятное положение связано с возникновением внутрикарьерных ин-

версий. В результате не исключена ситуация, при которой количество кислорода в воздухе «запертого» пространства может оказаться ниже нормативных значений вследствие работы двигателей внутреннего сгорания. Поэтому целесообразно выполнить расчеты и оценить изменение количества кислорода в воздухе рабочей зоны в зависимости от объема и количества сжигаемого топлива. В качестве примера рассмотрим ситуацию в карьере Мурунтау, глубина которого превысила 500 м, а объем выработанного пространства достиг 1,2 млрд. m^3 , где ежедневный расход дизельного топлива автосамосвалами, гидравлическими экскаваторами и вспомогательной техникой достигает 160 т (6,6 т/ч).

Нормальным является содержание кислорода равное 20% общего объема воздуха. При понижении его содержания до 18% человек ощущает слабость и недомогание, а до значения ниже 16% – наступает потеря сознания.

Оценка теоретического количества воздуха, необходимого для полного сжигания топлива, может быть сделана путем решения уравнения суммарной химической реакции с использованием теоретического топлива из смеси углеводородов [3]:

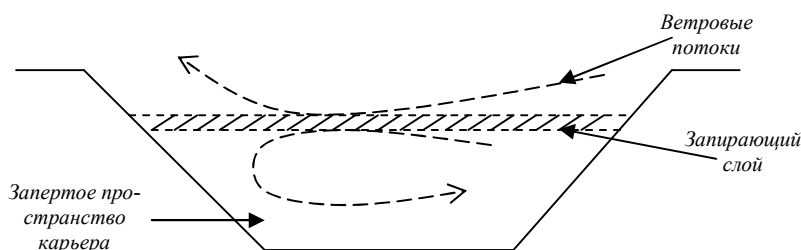


Рис. 1. Схема циркуляции воздуха в карьере при образовании инверсионного слоя

Таблица

Расчет вероятного содержания кислорода в воздухе рабочей зоны карьера в зависимости от содержания кислорода в выхлопных газах дизельных двигателей

	Объем «запертой» зоны, m^3 $n \cdot 10^9$	Содержание кислорода в рабочем слое в зависимости от содержания кислорода в выхлопе (%)						
		2	4	6	8	10	12	14
1.	0,024	13,9	14,7	15,32	15,99	16,65	17,32	17,99
2.	0,06	17,59	17,86	18,11	18,31	18,65	18,90	19,18
3.	0,12	18,79	18,92	19,05	19,17	19,32	19,46	19,59
4.	0,6	19,75	19,78	19,81	19,83	19,86	19,89	19,91

Примечание: выделены значения недопустимо низкого содержания кислорода в воздухе «запертой» зоны

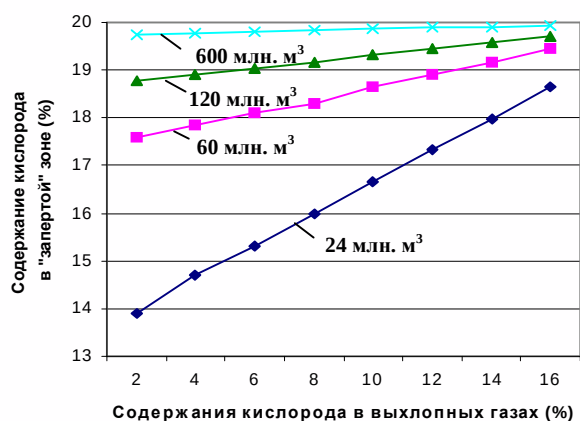


Рис. 2. Содержание кислорода в «запертой» зоне в зависимости от содержания кислорода в выхлопных газах (%)

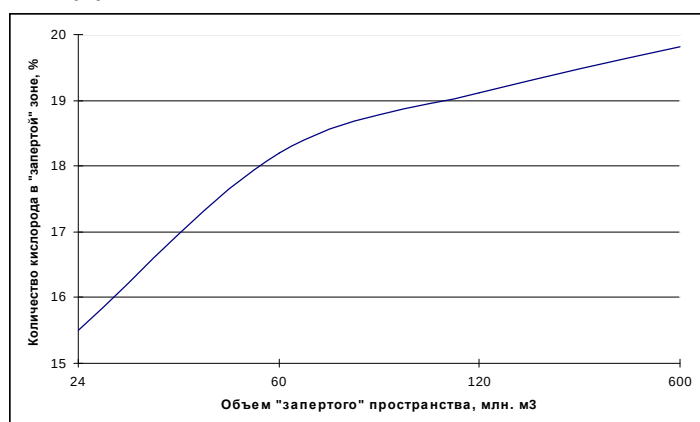


Рис. 3. Содержание кислорода в «запертой» зоне карьера в зависимости от объема этой зоны (при расходе дизельного топлива 6,6 т/ч и среднем содержании кислорода в выхлопных газах 7%)

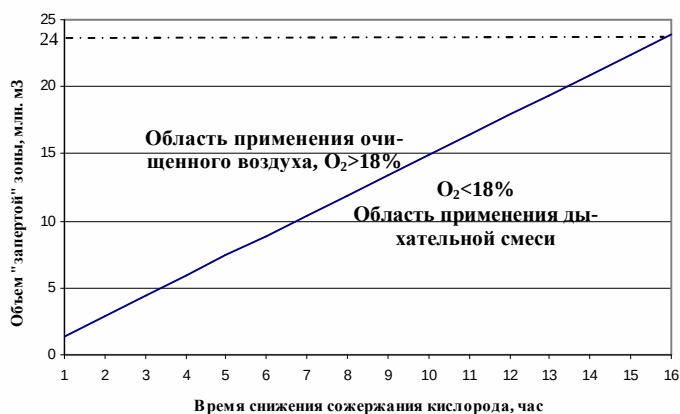


Рис. 4. График изменения объема несоответствующего по составу воздуха во времени



Полное или теоретическое сгорание топлива из смеси углеводородов определяется полным превращением углерода в CO_2 , а водорода в H_2O .

Это превращение также называется стехиометрической реакцией. Для целей сравнения удобным оказывается стехиометрическое соотношение воздуха (A) и топлива (F), которое с учетом (2) будет равно:

$$\alpha = (A/F)_{\text{стех}} = (328 + 1080) / 97 = 14,5 \quad (3)$$

Эта величина является типичным стехиометрическим соотношением воздуха и углеводородного топлива (в частности дизельного).

В основном дизельном цикле при такте сжатия до высокого давления и температуры сжимается только один воздух. Перед достижением поршнем верхней мертвой точки в цилиндре впрыскивается топливо, а воспламенение происходит тогда, когда смесь паров топлива и воздуха достигает температуры самовоспламенения. Суммарное количество впрыскиваемого топлива определяется нагрузкой на двигатель и его скоростью. Соотношение топлива и воздуха в дизельном двигателе варьирует от 0,01 до 0,06, что соответствует соотношению количества воздуха и топлива от 100:1 до 15:1.

При этом не весь кислород вступает в реакцию, а часть его вместе с выхлопными газами выбрасывается в атмосферу карьера. Количество кислорода в выхлопных газах изменяется от 2 до 16%. Результаты расчетов содержания кислорода в воздухе «запертой» зоны в зависимости от её объема при разном содержании кислорода в выхлопе приведены в табл. и графически на рис. 2.

Расчеты выполнены для следующих условий:

1. Среднее стехеометрическое соотношение воздуха и топлива принято: $\alpha = A/F = 60$ (α – от 15 до 100 для дизельного топлива).

2. 1 м³ воздуха весит 1,205 кг при $t = 20^\circ C$.

3. На сжигание 1 т дизельного топлива требуется 60 т или 49792 м³ воздуха.

На рис. 4 видно, что для «сжигания» кислорода в объеме до 24 млн. м³ «запертой» зоны со снижением его содержания с 20% до 18% потребуются не менее 16 час при расходе дизельного топлива 6,6 т/ч, что не реально и для какого карьера.

Таким образом, расчеты показывают, что вероятность недопустимого снижения объемного количества кислорода в воздухе карьера крайне низка, и принятие дополнительных мероприятий по обеспечению работающих дыхательной смесью, обогащенной кислородом, не требуется.

Лишь в некоторых случаях локального отсутствия воздухообмена выработанного пространства карьера (менее 60 млн. м³), уровень содержания кислорода может упасть до недопустимого значения, но это маловероятно, т.к. объем возможно запертого пространства намного больше (рис. 4), а расчетное количество топлива, сжигаемого в таком объеме пространства, намного ниже значения, принятого в расчетах (6,6 т/ч). Фактические замеры подтверждают данные выводы.

Список литературы:

1. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Ташкент, 1996 г.
2. В.Н. Сытенков Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. – М.: 2003.
3. К. УОРК, С. УОРНЕР. «Загрязнение воздуха, источники и контроль» Изд, Мир 1980 г.

БЎЛАЖАК ЎҚИТУВЧИНИНГ ПЕДАГОГИК МАҲОРАТИ

Шодиева Қ.С., Бух ОО ва ЕСТИ доцент

Педагогик ҳаётда педагогик маҳорат ҳақида турлича тасаввурлар мавжуд.

Нима учун улар турлича деган савол туғилиши табиий.

Шу боис масала моҳиятига теранроқ ёндашиш зарур.

«Ўқитувчининг маҳорати – педагогик фаолиятни касбий бошқаришидир»

И.Я.Зязюн.

Маҳорат – «берилган вақтда педагог оптимал натижаларга эришишида намоён бўладиган педагогик фаолият юксак даражасидир».

Маҳорат - «юксак ва доимий такомиллаштирилиб борувчи тарбия ва таълим санъатидир».

А.И.Шербаков

Педагогик маҳорат – шахсга касбий фаолиятида ўзини ташкил этиш юқори даражасини таъминловчи сифатлар тўпламидир

И.Я.Зязюн.

Педагогик касб моҳияти бўйича низоҳатда индивидуал хусусият касб этади. Ҳар бир ўқитувчининг асосий ҳаётӣ вазифаси ўз ишининг устаси бўлиши шарт.

Бунда ўқитувчи уста билимдон, ёки ўз ишининг моҳири (эгаси) сифатида ифодаланади. Ўқитувчининг маҳорати маълумки, унинг фаолиятда намоён бўлади. Ўқитувчи биринчи навбатда педагогик жараёнининг қонуниятлари ва механизмларини билиши керак. Ана шу мазмунда унинг педагогик техникаси катта аҳамиятга эга бўлади.

Педагогик маҳоратларни эгаллаш учун ўқитувчининг маълум шахсий сифатларисиз мумкин эмас.

Педагогик маҳорат педагогик фаолияти ривожланишининг юқори даражаси, педагогик техникани эгаллаганлиги ҳамда педагогнинг шахсини, унинг тажрибасини, фуқаролик ва касбий қарашларини ифода этади.

«Педагогик маҳорат» деганда нимани тушунамиз

«Педагогик маҳорат» тоифа сифатида ўзининг илмий асосларига эга. 1987 йилдан 1997 йилларгача бўлган даврдаги бу ҳодисага илмий ёндашишларни ўрганиб чиқиш қуйидаги ҳулосаларга қелишга имкон берди:

Педагогик маҳорат касбий фаолиятдаги индивидуаллигини ёрқин намоён этилиши сифатида тушунилади.

Педагогик маҳорат тоифаси инсонни касбий фаолияти нуқтаи назаридан индивидуаллигини ифодалайди.

Педагогик маҳоратнинг ўзига хослиги қуйидаги фикрларда ифода этилган:

Педагогик маҳорат (А.С. Белкин, В.И. Загвязинский, Н.П. Лебедник, И.А. Зязюн, Т.Ф. Кузина, Н.В. Кухарев, С.Б. Елканов, А.К. Маркова);

Педагогик ижод (В.В. Белич, В.И. Загвязинский, В.А. Кан-Калик, Н.Д. Никандров, А.К. Маркова, Т.В. Фролова, Т. Калошина, Г.Ф. Похмелкина, С.Ю. Степанов);

Новаторлик (В.И. Загвязинский, А.К. Маркова);

Касбий билимдонлик (Н.П. Лебедник, И.А. Зязюн, А.К.Маркова);

Фаолият услуги (А.К. Маркова);

Инновацион фаолият (Е.П. Морозов, П.И. Пидкасистий, Н.В. Юсуфбекова);

Педагогик маҳорат (Н.Е. Шуркова, В.Ю. Питюков, Е.А. Осипова);

Маҳорат (Н.В. Кузьмина, Т.В. Фролова, Т.Ю. Калошина, Г.Ф. Похмелкина, С.Ю. Степанова).

Бир ҳодисани тасвирлаш учун фойдаланиладиган турлича тушунчалар турли тадқиқотчилар ишларида бошқача мазмунни билдиради. Ягона, ҳамма муаллифлар томонидан тан олинган педагогик маҳорат тушунчаси йўқлиги бу тадқиқотлар жонли жараёни деб ҳулосага қелишга имкон беради. Тушунчалар, мазмунларининг турли хиллиги бу ҳодисанинг кўп мазмунли ва мураккаблигини кўрсатади. Ҳамма тушунчаларга шахс асосий мазмунни ташкил қилади, шу тариқа педагогик маҳоратнинг ижтимоий аҳамияти акс эттирилади.

И.А. Зязюн ва Н.П. Лебедник шахснинг ижтимоий етуқлиги ва касбий маҳоратини ўзаро боғлиқлигини исботлайдилар. Маҳорат ижтимоий етук бўлган ўқитувчилар томонидан эришган даражасига қараб босқичма-босқич эгаллаб борилади. Ижтимоий етуқлик таркибий қисмлари педагогик маҳорат таркибий қисмлари билан қуйидаги тарзда муносабатда бўлади:

- ижтимоий ўзини маъқеини белгилаш – шахсий педагогик қобилиятлари ва қарашларини амалга ошириш;
- ижтимоий фаоллик – одамлар билан ишлашни билиши ва бошқаларни тарбиялаш тажрибасини такомиллаштиришни билиши;
- ижтимоий масъулият ўқитувчининг малакасига айланадиган билимлар.

Педагогик маҳоратнинг таркибий қисмларини ўрганишга Н.В. Кузьмина, И.А. Зязюн В.А. Сластёнин, В.И. Загвязинский, Г.И. Хозиянов, А.И. Мясенко, Н.П. Лебедник, Т. Нойнер, Ю.К. Бабанский, Т.Ф. Кузина, Н.В. Кухаревларнинг тадқиқотларида ўрганилган. Улар педагогик маҳоратнинг асосий йўналишларини муайян мантиқий изчилликда белгилайдилар.

Педагогик маҳорат нима?

- Бу касбий педагогик билимлар;

- инсонпарварликка йўналганлик;
- педагогик техника;
- касбий педагогик фаолиятни амалга ошириш тажрибаси;

- педагогнинг шахси.

Педагогик маҳоратни шакллантириш босқичлари мавжуд, улар куйидагилардан иборат:

- репродуктив (бошланғич);
- изланиш;
- ижодий-новаторлик.

Педагогик маҳорат даражаларига педагоглар куйидагиларни киритадилар:

I. Репродуктив (жуда паст).

II. Адаптив (паст).

III. Локал-моделлаштирувчи (ўртача етарли). Бу даража болалар билан ўқув-тарбиявий ишлаш алоҳида йўналишида юксак сифат билан ифодаланади.

IV. Тизимли-моделлаштирувчи (юқори). Бу босқичда ўқитувчининг фаолияти ҳамма турларида юксак сифатга эришилади.

V. Тизимли-моделлаштирувчи (олий). Бу ҳамма фаолият турларига ижодий муносабат кўрсатиш, ўқув-тарбиявий жараённинг самаралилигини оширишнинг йўллари илмий излашни амалга ошириш.

«Педагогик маҳоратнинг таркибий қисмлари» нимани англатади?

Педагогик маҳоратнинг таркибий қисмлари - бу касбий вазифаларини бажариш учун зарур бўлган маҳоратлар нуқтаи назаридан касбий фаолиятга қарашдир.

Маҳорат деганда педагогикада нимани тушунилади?

Маҳорат деганда мақсадга биноан ва уни амалга ошириш шароитига мос ҳаракатлар тизимини самарали бажариш имкониятини тушунилади.

Педагогик маҳорат таркибий қисмларини ташкил этадиган куйидаги маҳоратлар гуруҳлари кўрсатилади:

- лойиҳалаштириш;
- конструктив;
- ташкилотчилик;
- коммуникатив;
- гностик ва рефлексив.

Сўнгги йилларда педагогик маҳорат тоифасига янгича ёндашиш юзага келди. Педагогик маҳоратни аънавий талқин қилишни баъзи четланиш пайдо бўлди (Н.В. Кузьмина, И.А. Зязюн В.А. Слестёнин ва бошқаларнинг ишлари).

Педагог тадқиқотчилар Санкт-Петербург мактаби педагогик маҳоратни инсонни алоҳида бир ҳолати, унинг касбий машғулоти инсон билан ишлаш ўзига хос соҳаси сифатида кенг маънода педагогика ҳисобланади деб таърифлайдилар. Педагогик маҳорат асоси деб «Педагогик билимдонлилик» тушунчаси қаралади.

Педагогик билимдонлилик деганда аниқ тарихий вазиятдаги қабул қилинган қоидалар, стандартлар, талабларга мувофиқ педагогик вазифаларини бажаришга тайёрлиги ва қобилиятини белгиловчи

интеграл касбий-шахсий хусусиятларини тушунилади.

Педагогик билимдонлилик педагогика соҳасида маҳорат билан ишлаётган олим ёки мутахассислар таълим ва тарбия ишидаги тараққиёт тажрибаси бутун ҳаммасидан рационал фойдаланишга қодирлиги, демак педагогик фаолият ва муносабатлар мақсадга мувофиқ усуллари ва шакллари етарли даражада билишини кўзда тутди. Касбий-педагогик билимдонлиликнинг бош кўрсаткичи шахсий инсонпарварликка йўналганлигидадир.

Касбий-педагогик билимдонлилик педагогик ҳақиқатни тизимли қабул қилиш ва унда тизимли амал қилиш малакасини ўз ичига олади. Бу хусусияти педагогик жараёнларни яхлит, тизимли кўра билишни, педагогик тизимнинг ривожланиши қонуниятлари ва тенденцияларини тушунишни таъминлайди. Мақсадга мувофиқ фаолиятни лойиҳалаштиришни осонлаштиради.

Касбий билимдонлилик фани соҳасида эркин йўл тутишни ўз ичига олади. Билимдонлик ўқитувчи учун учта жуда муҳим ҳолатлар билан боғлиқ бўлган замонавий педагогик технологияларни билишини кўзда тутди:

- одамлар билан ўзаро алоқаларда маданий мулоқотда бўлиш;
- ўз фани соҳаси ҳақида ахборотлар олиш, уни ўқитиш мазмунига айлантириш ва мустақил билим олишда фойдалана билиши;
- ўқув ахборотларини бошқаларга етказиш малакасини.

Шундай қилиб, касбий-педагогик билимдонлик тўртта асосий ташкилий қисмлари билан ифодаланади:

- шахсий-инсонпарварликка йўналганлиги;
- педагогик ҳақиқатни тизимли қабул қилиш;
- фан соҳасини билишини;
- педагогик технологияларни эгаллаганлиги.

Замонавий таълим даврида касбий-педагогик билимдонлилик яна учта таркибий қисмлари билан тўлдирилади:

- тажрибалардан фойдаланиш малакаси, яъни жаҳон педагогик маданиятида, миллий педагогикада ишлаб чиқилган тажрибалар билан ўз фаолиятини солиштириш қобилияти;
- ҳамкасблари тажрибаси, инновацион тажрибалар билан самарали ўзаро алоқалар олиб бориш қобилияти;
- ўз тажрибасини бошқаларга бериш ва умумлаштириш малакаси.

Ўқитувчининг касбий билимдонлиги креативлик билан ифодаланади.

Креативлик нима?

Креативлик – бу касбий ҳаёт усули, мақсадлар, мазмуни даражасида янги педагогик воқеликни турли хил таълим жараёнлари ва тизимлари технологияларини яратиш истаги ва малакаси. Креативлик ўқитувчига инновацион ўзгаришлар оқимида мослашишга ёрдам беради. Ҳар қандай

касбий билимдон ҳар қандай даражадаги педагог рефлексияга қодир бўлиши керак.

Рефлексияга қодирлик эса – педагогик воқелик, тарихий-педагогик тажрибага, маълум касбий нуқтаи назарга эга сифатида ўз шахсига четдан қарашни назарда тутувчи фикрлашнинг алоҳида усулидир.

Касбий-педагогик билимдонликнинг ҳамма айтиб ўтилган ташкил этувчилари бир-бири билан чамбарчас боғлиқ. Мутахассиснинг «идеал моделини» шакллантирувчи мураккаб тизимни ташкил этади, унинг шахсий-фаолиятли хусусиятини кўрсатади. Билимдонлик фақатгина фаолият давомида ва фақат аниқ касб доирасида намоён бўлади ва баҳоланиши мумкин. Педагогик муҳитда ўқитувчи фаолиятини баҳолашда «педагогик маданият» термини ишлатилади. Ўз навбатида педагогик маданият касбий фаолиятнинг индивидуал мазмуни билан боғлиқ.

Педагогик маданият фаолият ва муносабатларга эстетик тус беради.

Педагогик маданият умуман маданиятни намоён этиш демакдир.

Педагогик билимдонлик ўқитувчига ишининг юқори натижалигини таъминлайди.

Педагогик фаолият педагогик маданиятли тушунчасини таҳлил қилиш учун шарт-шароит бўлиб хизмат қилади.

Маданият ва педагогик маданият фарқи нимада?

Фаолият жараёни ва натижаси бўлиб маданият субъект дунё объектларини ўзлаштириш учун нима иш қилса ҳам ҳаммасини ичига олувчи ижтимоий ҳодисадан иборат. Маданият инсон нимани яратса ҳамда у қандай воситалар ва усуллар билан яратилишини ўз ичига олади. Педагогик маданиятда, умуман маданиятда бўлгани каби предметли-самарали ва техника-технологик томонлари мавжуд. Педагогик маданият бир қатор тизимни ташкил қилувчи элементларга эга. Улар қуйидагилардан иборат:

- **Педагогик лойиҳалаш маданияти.** У объектив имкониятлар билан талаб ва истакларни ўзаро нисбатлаган ҳолда мақсадни тўғри танлай олиш, вазибаларни белгилаб олиш, уларни ҳал этиш босқичларини режалаштириш, зарур қуролларни танлаб олиш малакаси.

- **Лойиҳалаш маданияти** – бу ижодга, яъни фавқуллодда янгини яратиш, ўрнатилган меъёрлар ва намуналар чегарасидан чиқиб кета олиш қобилияти ҳамдир.

- **Билимлилик маданияти.** У педагогик билимларнинг турли-туманлиги ва педагог томонидан бу билимларни эгаллашини билдиради.

- **Дунёқараш маданияти.** Унинг даражасини аксарият ҳолларда педагог ва ўқитувчининг ўзаро муносабатлари жараёни ва натижалари белгилайди.

Турли намунадаги дунёқарашнинг мавжудлиги, хусусан, стихияли, мунтазам, илмий ва мистик, иррационал, оптимистик ва пессимистик, догматик ва танқидий, диний, атеистик, рационал ва педагогик фаолият субъектининг ҳам бир неча намунаси борлигини тақозо қилади.

Дунёқараш маданияти фан, фалсафа, дин каби маънавий маданият унсурлари билан танишиш чоғида шаклланади. Педагогик маданиятнинг бир унсури фикрлаш маданиятидир.

- **Фикрлаш маданияти** ҳам кундалик ҳаёт жараёнида одатдаги воситалар, ҳам махсус воситаларда (унинг таркибига формал мантикни ўрганиш ҳам қиради) вужудга келади.

- **Ҳис этиш маданияти.** У инсонлар олий кечинмаларининг кенг уйғунлашган ҳосиласи бўлиб, уларсиз педагогик жараёнда мулоқотнинг бўлиши мумкин эмас.

- **Баҳолаш маданияти.** У ёки бу сабаб ва ҳодисалар бўйича ахлоқий, эстетик, сиёсий, ҳуқуқий, диний ёки фалсафий характердаги малакали ҳукм чиқариш қобилиятидир.

- **Мулоқот маданияти** педагогик маданиятнинг энг муҳим компоненти бўлиб, у педагогнинг ўқувчилар, ота-оналар ҳамда раҳбарият ёки қуйи вазибаларни эгалловчи шахслар, шунингдек, педагогик иш доирасидан ташқаридаги барча инсонлар билан мулоқот қилиш маданиятларини қамраб олади.

- **Ташкилий маданият** ҳам педагогик маданият тизимига қиради ва у ўқитиш ҳамда тарбия жараёнини педагогик доиранинг турли даражаларида (жамиyatда, ўқув юртларида, болалар гуруҳларида) ташкил этиш имкониятини беради.

Педагогик маҳоратнинг «таркибий қисмлари» га нима қиради?

- ҳар бир ўқувчи учун долзарб бўлган ҳаётий мазмун ривожланишини, ўқувчининг шу ривожланиш кесмасида, ҳаракат қила олишида, унинг ҳаёт мазмунининг очилиши ва амалга ошишида ўқитувчи қандай билим билан унга ёрдам кўрсата олишини «кўра олиш» қобилияти;

- айрим ўқитувчилар ривожланиш мазмуни ва кесмаси интеграцияси ҳисобланган ҳамда жонли организм сифатида ўқувчилар (синф ва б.) гуруҳини унинг ривожланиш ва мазмун касб эта бориш жараёнида «кўра олиш» қобилияти;

- синфнинг интеграл мазмуни ва интеграл ривожланиш кесмасини «кўриш» ва идрок этиш малакаси;

- ўзининг организмни юксак даражада англаш. Синф, ўқувчи ўз истаклари, мотивлари, афзал кўриши жиҳатидан улар учун зарур бўлган ҳақиқий ахборотларни ажрата олиш малакаси;

- шахсий хусусиятлар оқибати сифатида вужудга келадиган турли бузилиш вазиятларидан идрокни қалғитиш;

- ўз сезгиларининг нозик фарқланиш имкониятлари воситасида юқори ҳис билан бошқариш;

- кенг бошқарув репетуари, бошқаришнинг хилма-хил услублари, ахборотларни узатиш «қуроллари»: овоз, ҳатти-ҳаракат, мимика ва бошқаларни эгаллаш;

- касбий усуллар ва методларнинг кенг жамғармаси; методологиясини эгаллаш.

БЎЛАЖАК ЎҚИТУВЧИНИНГ ШАХСИГА ЗАМОНАВИЙ ТАЛАБЛАР

Шодиева Қ.С., Бух ОО ва ЕСТИ доцент

«Ҳеч бир одам дунёга тайёр бўлиб тугилмайди, яъни тўла шаклланган бўлиб, лекин унинг ҳар қандай ҳаёти тўхтовсиз ривожланиш ҳаракатида, тинимсиз шаклланишда бўлади».

В.Г. Белинский

Бошқалардан ўзининг ақлий қобилияти ва маънавий сифатлари бўйича устун бўлган ҳар қандай одам ўзининг хоҳиши ёки иродасидан қатъий назар бошқалар учун жавоб беради.

Жюль Верн

Тарбиячи тарбияланувчини қандай бўлиши лозимлигини истаса, унинг ўзи шундай бўлиши керак.

В.И. Даль

Инсонни иложи борича кўп ҳурмат қилиш керак ва иложи борича, унга кўп талаб қўйиш керак.

А.С. Макаренко

Инсон ақлий ва маънавий ривожланиши бўйича қанча юксак бўлса, у шунчалик эркин бўлади, унга ҳаёт шунчалик кўп қувонч бағишлайди.

А.П. Чехов

Педагогик кадрлар тайёрлашнинг асосий субъекти ва объекти **шахс**.

Шахс – таълим хизматларининг истеъмолчиси ва яратувчиси. У таълим хизматларининг истеъмолчиси сифатида давлат томонидан сифатли таълим ва касбий тайёргарлик олишга кафолатланган.

Шахс таълим хизматларининг яратувчиси сифатида тегишли малака даражасини олгач, таълим, моддий ишлаб чиқариш, фан, маданият ва хизмат кўрсатиш соҳасида фаолият кўрсатади ва ўз билими ҳамда тажрибасини ўргатишда иштирок этади.

Шундан келиб чиққан ҳолда, олий мактаб олдида нафақат бўлгуси мутахассиснинг касбий сифатлари, балки унинг шахсий сифатларини шакллантиришдек, бош вазифа туради. Бу вазифа ўзаро алоқада ва яхлитликда ҳал қилиниши олий мактабнинг барча ўқув-тарбия жараёнига бағишланиши лозим.

Ушбу бобда мантикий тартибда шахс сифатлари кўриб чиқилади; бўлажак ўқитувчида билим, малака ва кўникмаларни шакллантириш хусусиятлари; шахснинг дунёқараш сифатлари ва унинг педагогик

фаолиятга тайёрлигини шакллантириш механизмлари очиб берилади.

Шахс ривожланиши умумий қонуниятлари нимадан иборат

Шахс – муайян ижтимоий гуруҳнинг вакили бўлган, бирор фаолият тури билан шуғулланадиган, атроф-муҳитга онгли муносабатда бўла оладиган, ўзига хос индивидуал-психологик хислатларга эга бўлган конкрет (аник) инсон.

Шахснинг психологик хислатларига қуйидагилар тааллуқли: характер, темперамент, қобилият, кучли хиссиётлари ва мотивлари, шунингдек, рухий жараёнларнинг хусусиятлари инсон ҳаётида, онгида қай тарздаги инъикосининг йиғиндиси (мажмуи).

Ҳар бир кишидаги сирасини айтганда тор маънодаги шахсда такрорланмас индивидуал хислатлари тўплами (мажмуи) ундаги барқарор яхлитликни вужудга келтиради. Бу яхлитликка шахснинг нисбий турғун психологик қиёфаси ва бойлиги сифатида қаралади. У психик ҳолатлар ва унга тегишли жараёнларнинг тўхтовсиз ўзгариб туришига қарамасдан сақланиб қолади. Шунингдек, шахснинг психик бойлиги унинг яшаш шароити ва ижтимоий тарбия жараёнида юз бераётган ўзгаришларнинг оқибати сифатида маълум даражада ҳаракатчан, ўзгарувчанлигини сақлаб қолади.

Инсон шахсий эҳтиёжларининг хилма – хиллиги ёхуд турлича ифодавийлиги унинг ўзи мансуб бўлган жамоа ва жамият эҳтиёжларига бўйсунди. Айни пайтда шахснинг умумий фаоллиги хусусида қарашлар янаям теранлашади. Ниҳоят шахснинг ўз жамоаси билан биргаликда жамиятдаги ўрни белгиланади.

Мураккаб ҳосила эҳтиёжлар сифатида таассурот уйғотувчи қизиқиш, мойиллик, дид, кўрсатма, эътиқод, истакларнинг яхши йиғиндиси «мотивация доираси» ни, шахснинг «йўналганлиги»ни ҳосил қилади. Ҳамда шахс воқеликка бўлган объектив ва субъектив муносабатларни тўла ифода этади. Юқорида таъкидланганидек, шахс бир бутун ҳолдаги ички шарт-шароитлар йиғиндиси бўлиб, унинг воситасида ташқи таъсирларнинг инъикоси юз беради. Бунда шахс мукамаллик касб этади.

Шахснинг ривожланиши унинг фаолиятида амалга оширилади. Бу ривожланиш шахсга хос ва унинг учун муҳим ҳисобланган мотивлар тизими билан бошқарилади.

Шахсни ҳаракатга келтирувчи куч тобора кўпайиб борадиган эҳтиёжлар ва уларни қаноатлантирадиган реал имкониятлар орасидаги ички зиддиятлар орқали рўй беради. Эҳтиёжлар эса

шахс ривожланишининг мустаҳкам омиллари ва натижаси сифатида намоён бўлади.

А.В. Петровскийнинг тадқиқотларида кўрсатилишича, инсон шахсининг характерли томонларидан бири унинг индивидуаллигидир. А.В. Петровский шахс тузилмасида унга хос бўлган характер, темперамент, психик жараёнларнинг кечиш хусусиятлари, фаолиятнинг кучли хиссиётлари ва мотивлари йиғиндиси, шаклланган қобилиятлари заҳирадаги билим ва кўникмаларининг бетақроқ уйғунлиги қайд қилинади. Инсон индивид сифатида жисмоний ва психик мазмун касб этади. Алал оқибат инсон психикаси эмоция ва онгга бўлинади.

Коинот гултожи бўлган инсонда энг олий тафаккур ва амал бир бутунлиқда кўринади. Яъни рух ва жисм бирлигида яратувчанлик, ихтирочилик ва билимдонлик каби хусусиятларга эга эканлиги билан ўзликка янгиликка интилади. Шунда юқори даражада ривожланган онг аниқроғи ақл ҳиссий яхлитлиқда шахсни жамият учун тарбиялайди. Ўзликни англаш ғояси мушоҳада натижасида Олий онг тушунчаси зухурот топади. (Бу масала хусусиятида биолог, филолог ва файласуф олимларимизнинг турлича қарашлари мавжуд).

Г.К. Селевкониинг аниқлашича, шахс умумлаштирилган хилма-хил сифатлар тизимида кўринадиган инсоннинг психик, маънавий моҳиятидир.

Бундай сифатларни қуйидагича тизимлаштириш мумкин.

- Инсон ҳислатларининг ижтимоий аҳамиятга молик сифатлар йиғиндиси;
- ўз-ўзи ва ўзга билан муносабатлар тизими;
- ижтимоий вазифалар, ахлоқий кўринишлар йиғиндисини амалга оширадиган фаолият тизими;
- эҳтиёжлар тизими;
- қобилиятлар, ижодий имкониятлар йиғиндиси;
- ташқи шароитга бўлган эътиборлар йиғиндиси.

Психологик-педагогик тадқиқотларда шахс ривожланишини асосан уч омилга: - **ирсият, муҳит** ва **тарбияга** боғлайдилар.

Ирсият қандай аҳамиятга эга?

Маълумки, онг юқори даражада ривожланган тафаккурнинг бирламчи маҳсули бўлиб, у инсонни ҳайвондан фарқ қилиши учун асосий омилдир.

Ирсий омил ота-оналардаги айрим сифат ва хусусиятларнинг болаларга ўтишидир. Ирсиятни генлар вужудга келтиради. Ҳозирги фан организм хусусиятлари тўғрисида ахборотлар сакланидиган ва узатиладиган ўзига хос ген кодлари акс этганлигини исботлаган. Генетик инсон ривожланишининг ирсий дастурини очиб берган. Тадқиқотчиларнинг таъкидлашича, инсон биологик тур сифатида инсонларга маълум бўлган тарихий давр тараққиётида сезиларли бўлмаган даражада ўзгаришга учраган.

Ижтимоий муҳит қандай аҳамиятга эга?

Инсон ижтимоийлашиш жараёнидагина, яъни мулоқот, бошқа кишилар билан алоқаларда шахс бўлиб шаклланади. Маънавий, ижтимоий ва психик ривожланиш кишилик жамиятисиз фаолиятда бўлолмайди. Ўрни билан муҳит шахс ривожланидиган реал воқелиқдир деган хулосага келиши мумкин.

Ижтимоий муҳит, географик бирлик, мактаб, оила ва жамият шахснинг камол топиши учун таъсир этувчи ташқи ва ички шароитни ўзвийликда кўрсатади.

Натижада яқин ва йироқ муҳит фарқланади. Яқин муҳитга уй шароитини, узоқ муҳитга эса ижтимоий муҳит киритилади.

Ижтимоий муҳит: ижтимоий тузум, ишлаб чиқариш муносабатлари тизими, ҳаётнинг моддий шарт-шароити, ижтимоий жараёнлар оқими характерини ўз ичига қамраб олади. Ўз навбатида эса яқин муҳитга - оила, қариндошлар, ўртоқлар қиради. Яқин ва йироқ муҳитнинг орасига ҳеч қачон Хитой деворини қўйиш ярамайди. Чунки ҳар қандай жамиятда яқин ва йироқ муҳит объектив ҳамда субъектив сабаблар боис боғлиқлик касб этади. Улар бири иккинчисини талаб этувчи арифметик пропорцияни талаб этади.

К.К. Платонов тадқиқотлари кўрсатадики, шахс тузилмасидаги биологик ва ижтимоий омиллар нисбати шахс сифатларининг тўртта поғонавий сатҳини фарқлашга имкониятини беради:

1. **Ирсият билан боғланган сифатларни бирлаштирган темперамент сатҳи.** Унга шахснинг эҳтиёж ва инстинкт хусусиятлари ва жинсий, ёш, миллий ва бошқа сифатларини киритади.

2. **Психик жараёнлар хусусиятлари сатҳи.** Бу сатҳ сезги, идрок, ҳаёл, диққат, хотира, тафаккур, хиссиёт, ироданинг индивидуал характерини ўз ичига олади. Шунингдек, бу сатҳга олимлар тафаккурнинг мантикий акс этиши: ассоциация, қиёслаш, абстракциялаш, индукция, дедукцияларни ҳам киритадилар.

3. **Шахс тажрибаси сатҳи.** Бу сатҳ билим, малака, кўникма, одат каби сифатлар билан белгиланади.

4. **Шахснинг йўналганлик сатҳи.** Бу шахснинг шундай сифатлари, унда инсоннинг атроф-муҳитга муносабати аниқланади ва у унинг ҳулки асосини ташкил этади. Буларга қизиқиш, нуктаи назар, эътиқод, ижтимоий кўрсатмалар, ўта муҳим йўналмалар, ахлоқий-этик тамойиллар ва дунёқараш қиради.

Шахс сифатларининг бу сатҳлари унинг тарқоклигини билдирмайди. Шахснинг барча сифатлари мураккаб яхлит тизимни ташкил этиб, ўзаро тигиз боғланган, шартланган ҳамда кўпинча улар бир-бирининг ўрнини босади.

Демак, шахс ташқи ва ички омиллар таъсирида шаклланади ва ривожланади. Ўзлик сари интилади.

Психолог олимлар ташқи омилларга шахснинг: **ижтимоий табиати, мукамаллиги ва поғоналилигини** киритадилар.

Шахснинг ижтимоий табиати ижтимоий муносабатлар билан белгиланади: Моддий бойликни ишлаб чиқариш ва истеъмол қилиш, муайян ижтимоий гуруҳга бўлган сиёсий муносабати.

Шахснинг бир бутунлиги унинг нормал ва ҳар томонлама ривожланишини белгиловчи ташқи таъсирлар мажмуидир.

Погонилик – инсоннинг шахс сифатида, маълум даврларда ёш ва ижтимоий шаклланиши ҳақида маълумот беради. Аниқ тушуниш керакки, бир одамнинг индивидуал ва психологик хусусиятлари бошқа одамларникидан тезроқ ривожланиши мумкин.

Ўрнини тўлдириш нима?

Шахснинг ривожланишида маълум генетик ёки психофизиологик камчиликлар ёки хусусиятлар мавжуд бўлишга қарамасдан, кучлари ва иродасини аниқ ва қатъийлик билан жамлаш ўзининг тўла мукамаллашишига эришиш имконини беради.

Шахс ривожланиши хусусиятлари нимага боғлиқ?

Шахс ва унинг ривожланиши муаммоси кўплаб психологлар, социологлар ва педагогларнинг тадқиқот объекти бўлиб келмоқда. Бу тадқиқотлар таҳлили унга бўлган бир қатор ёндашувларни келтириб чиқарди. Бунга қуйидаги тизим орқали аниқ ифодалаш мумкин:

Социогенетик ёндашув шахс ривожланишини жамиятнинг тузилмаси, ижтимоийлашув усуллари, уни атроф-муҳит билан алоқасидан келиб чиққан ҳолда тушунтиради. Бундай ёндашувда ижтимоийлашув, ўрганиш, ижтимоий вазифа назариялари амал қилади.

Ижтимоийлашув назарияси таъкидлайдики, инсон биологик ҳосила сифатида дунёга келиб, ижтимоий шарт-шароитлар таъсиридагина шахс бўлиб етишади. **Ўрганиш назарияси** (Э. Торндайк, Б. Скиннер ва б.к.)га кўра шахс ҳаёти, унинг муносабатлари таҳсил олиш, ўрганишни мустаҳкамлаш, билим ва кўникмаларни ўзлаштириш натижасидир.

Рол бажариш назариясининг мазмуни шундан иборатки, шахсга жамиятда муайян ижтимоий рол (барқарор хулқ усуллари тўплами) тайин қилинади. Бу рол шахс хулқининг характерини, унинг бошқа инсонларга бўлган муносабатини белгилайди.

Бу назарияларнинг камчилиги шундаки, у инсон ҳаётининг объектив, ижтимоий-тарихий шарт-шароитларини ҳисобга олмайди.

Биогенетик ёндашув шахс ривожланишида организм етилишидаги биологик жараёнларни асос қилиб олади. Бу йўналишда З. Фрейд тадқиқотлари ажралиб туради. Унингча, шахс хулқ инсоннинг физиологик, беихтиёр майллари, ҳаваслари билан боғланган.

Э. Кречмер шахс типларини инсоннинг гавда тузилиши хусусиятларидан келтириб чиқаради. С. Холл таъкидлашча, шахс ривожланиши доира шаклида, яъни йиғинлар, иштиёқлар шаклидаги жамиятнинг босқичли ривожланишидир.

Психогенетик ёндашув на биологик ва на муҳит аҳамиятини инкор этмайди, балки психик жараёнларнинг ривожланишини биринчи ўринга қўяди. Бу ёндашув **психодинамик, когнитив ва персонологик назариялар** амал қилади.

Психодинамик йўналиш (Э. Эриксон). бунда шахс хулқ эмоция, иштиёқ ва бошқа психиканинг рационал бўлмаган компонентлари орқали

тушунтирилади.

Когнитив назария вакиллари (Ж. Пиаже, Д. Келли ва бошқалар) шахс психикасининг интеллектуал – билиш доираси хусусиятларига суянадилар.

Персонологик йўналиш вакиллари эса шахс ривожланишига яхлит ҳолда қарайдилар (Э. Ширангер, А. Маслау ва б.к.). Бу борада Б.Г. Ананьев, К.А. Абулханова, А.Н. Леонтьев, А.В. Петровский, Н.В. Мясисев, К.К. Платонов Д.Н. Узнадзе, Д.И. Фельдштейн ишлари эътиборлидир.

Б.Г. Ананьев шахсга тўрт томонлама бирлиги нуктаи назардан қарайди: 1) инсонга биологик тур сифатида; 2) индивид сифатида онтогенез ва инсоннинг ҳаёт йўли; 3) инсонга шахс сифатида; 4) инсонга инсониятнинг бир қисми сифатида.

К.А. Абулханова шахсни ҳаёт йўли субъекти ва фаолият субъекти сифатида тасаввур қилади. Унинг ривожланиши асосида фаоллик (ташаббус, масъулият), ташкилий вақтга нисбатан қобилият, ижтимоий тафаккур каби сифатлар ётишини таъкидлайди. А.Н. Леонтьев ва А.В. Петровскийлар бу ёндашувга биноан ҳар қандай психик ҳодисаларни тушунтиришда шахс ички шароитларнинг бир бутун тизими сифатида гавдаланади деб ҳисоблайдилар ва унинг воситасида барча ташқи таъсирлаш акс этади, бу эса шахсда умумийлик ва турғунлиكنинг ҳар хил компонентлари ўлчовларини фарқлаш имконини яратади. Н.В. Мясисев шахс ядросини инсоннинг атроф-муҳитни онгида акс эттириш орқали шаклланадиган ташқи олам ва ўзига бўлган муносабатлар тизими деб тушунади.

К.К. Платонов фикрича, шахснинг динамик функционал тузилмаси йўналганлик, тажриба, психик жараёнлар ва унинг биопсихологик хусусиятларидан иборатдир.

Д.Н. Узнадзе шахсни мотивлари ва хулқи анланмас характердаги бир бутун ва маънавий тузилма тушунилмаслиги мумкин бўлган ҳислат деб қарайди. Д.Н. Узнадзе мақсадга мувофиқ фаоллиги жараёнида шахс психикасининг шаклланиши ва ривожланишини ёритиб берувчи умумпсихологик концепцияси сифатида кўрсатиш назариясига асос солган.

Д.И. Фельдштейн фикрига кўра, онтогенезда шахс ижтимоий етуклиكنинг турли босқичларини босиб ўтиш жараёнида ривожланади. Унинг шаклланишида ижтимоий аҳамият касб этган фаолият бош омил бўлиб ҳисобланади.

Яна шахс тушунчасини қисқа ифодалаб берамиз.

Шахс фаол ва онгли мавжудот сифатида белгиланади. У фақат ижтимоий муносабатлар объекти эмас, балки субъекти ҳамдир. Шахс ишлаб чиқариш моддий манфаатларни қабул қилиш жараёнида шаклланади.

Шахс сиёсий муносабатларни, (идеологик) гоёвий муносабатларни ифода этади. Шахснинг ривожланишига ижтимоий гуруҳдаги ўзаро муносабатлар ҳам ўз таъсирини кўрсатади.



В рубрике «Студенческие страницы» журнала «Горный вестник Узбекистана» продолжается публикация статей студентов, пока еще «зеленых» в области исследовательских работ. Как эмблема этой рубрики изображен портфель с зелеными листочками, который с каждым новым выпуском журнала пополняется новыми статьями, так необходимыми в дальнейшей образовательной и научной деятельности студентов – впереди защита диплома, возможно защита магистерских, кандидатских и докторских диссертаций.

От редакции.

УДК 622

© Илтерьяков А.П. 2009 г.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ В РАЙОНЕ ДЕФОРМАЦИЙ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Илтерьяков А.П., студент Зар ОТФ НГИ (консультант - Федянин А.С., начальник геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; научный руководитель - Наимова Р.Ш., декан Зар ОТФ НГИ, канд. техн. наук)

Месторождение Мурунтау имеет сложное геологическое строение, складчатые структуры которого пересечены рядом разрывных тектонических нарушений, являющихся одной из основных причин проявления деформаций. Рудное поле подвержено влиянию трех тектонических разломов (Северный, Южный, Широтный).

Так деформация N⁰50 расположена в зоне Широтного разлома. 15 февраля 2007 г. на участке западного борта карьера Мурунтау, ранее поставленного в предельное положение в границах 3-й очереди, было визуально зафиксировано проявление признаков начала образования деформационного процесса в виде осыпи породы мелкой фракции по формируемым фланговым контурам и выделения локального участка значительной протяженности по высоте и узкого по ширине, на общем фоне бортового массива. Через два дня деформационный процесс активизировался, на предохранительных бермах произошли трещинообразование и просадки. Проявились четкие контуры южного и северного флангов, а также обозначилась вершина деформации на горизонте +195 м. Реализация деформации N⁰50 произошла в виде обрушения откоса нерабочего уступа в предельном положении в пределах горизонтов +450 м - +195 м. Высота деформации составляет – 255 м; максимальная длина по фронту – 125 м. Объем деформации 921,7 тыс. м³.

Еще через три дня на подошве рабочей площадки горизонта +195 м образовалась поперечная контурная трещина, прослеживаемая по целику через всю рабочую площадку до ранее взорванного блока на горизонте +180 м, и обозначившая южный фланг появившегося вала выпирания от деформации на горизонте +195 м. Превышение отметки вала над отметкой рабочей площадки составляло 0,4 - 0,5 м. Северный фланг вала на подошве горизонта +195 м четких контуров не имел, так как этот фланг новоявленной деформации по откосу борта карьера соединялся с уже имевшей место деформацией N⁰48, что

дало разгрузку ее основанию. В связи с этим северный фланг вала выпирания обозначился в виде группы трещин пересекающих целиком рабочей площадки горизонта +195 м в юго-восточном направлении от борта карьера, где произошло оконтуривание границы новой деформации. Превышения отметки подошвы в этом месте не наблюдается.

Была проведена оценка запаса устойчивости борта карьера в зоне деформации. Согласно расчету участок деформации в настоящее время имеет коэффициент запаса устойчивости $n=1,1$. Необходимо отметить, что при расчете графоаналитическим методом сложения сил невозможно учесть структурные особенности массива локального характера и изменения структуры массива в основании деформации в процессе ведения горных работ. Также необходимы дополнительные изыскания по оценке прочностных свойств горных пород с учетом нагрузки деформирующегося массива на нижележащие уступы.

С целью наблюдения состояния устойчивости западного борта карьера, в частности за деформацией N⁰50 была выполнена маркшейдерская тахеометрическая съемка участка для оценки параметров деформации. На предохранительных бермах (гор. +375 м) установлены наблюдательные станции для контроля фланговых границ деформации, темпов и величины ее осадки. Контрольная наблюдательная станция заложена на подошве деформации (гор. +195 м) для контроля и оценки выпирания профиля деформации в сторону рабочего пространства карьера. Периодичность наблюдения постоянна, до стабилизации деформации.

Деформация и ее основание находятся на северо-западной границе первой рудной залежи, которая является основным источником товарной руды в рабочей зоне карьера. Из-за осыпания и сдвижения пород деформирующего массива возможно вынужденное зацеличивание и, как следствие, исключение из активных запасов части товарной руды, перекрываемой телом деформации.

Для обеспечения безопасности горных работ на данном участке были приняты следующие меры безопасности:

- для сохранения радиального спуска, питающего горное оборудование, в рабочем состоянии был выполнен перемонтаж ВЛ-6кВ N 222 за южный фланг деформации N⁰ 50 по всем нарушенным бермам;

- для формирования проектного профиля борта на западном фланге, а также снижения сейсмического воздействия взрывной волны на борт, с горизонта +195 м было произведено контурное бурение «отрезной» наклонной щели по периметру финальной границы с последующей гладкой заоткоской;

- для придания более пологого угла наклона и большей устойчивости данному локальному участку борта разработано «Техническое решение на изменение проектных границ» на локальном участке деформаций N⁰ 48 и 50, предусматривающее увеличение ширины предохранительной бермы по горизонту +195 м у основания деформации;

- для создания демпферного поглощения кинетической энергии подвижки деформации и ликвидации контурных фланговых границ зоны выпирания подошвы горизонта +195 м выполнено массивное обуривание приконтурной 50-ти метровой зоны у основания деформации, для подготовки ее к массовому взрыву.

В связи с проявлением на западном борту карьера в феврале 2007 г. деформации N⁰50 с вершиной на горизонте +450 м и основанием на горизонте +195 м, сливающейся своим северным флангом с деформацией N⁰48, а также учитывая, что участок возникновения нарушения находится над зоной

первой рудной залежи и активного ведения горных работ на ближайшие 3 года разработан план дальнейших действий по обеспечению безопасности ведения горных работ:

1. Для придания более пологого угла уклона, большей устойчивости данному локальному участку борта и стабилизации деформационных процессов было решено изменить контуры проектной границы на локальном участке по горизонту +195 м, при этом были выполнены следующие действия:

- увеличение ширины предохранительной бермы по горизонту +195 м, чтобы оставить площадку шириной до 15 м между нижней бровкой деформации и верхней бровкой горизонта +180м;

- забуривание СБШ-250 МН «отрезной щели» с горизонта +195 м, экранирующей плоскости откоса борта от сейсмического действия взрыва, и позволяющей выполнить «гладкую» заоткоску.

2. Учитывая отсутствие на руднике СБШ с техническими параметрами, позволяющими выдерживать угол наклона мачты 45 градусов, - потребовалось принять проектный угол откоса с горизонта +195м на 165 м равным 50 градусов, как это предусматривают параметры данного борта карьера 4-ой очереди ниже +165 м.

При этом нижняя проектная бровка горизонта +180 м остается без изменений, предохранительная берма по горизонту +195 м расширяется, общий проектный угол откоса борта карьера не меняется.

Таким образом, разработанный план позволяет обеспечить безопасность ведения горных работ на золоторудном участке и бесперебойную работу горного оборудования.

УДК 622

© Лазебная Н.С. 2009 г.

АНАЛИЗ ВОДНОГО БАЛАНСА ХВОСТОВ ГИДРО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА № 2

Лазебная Н.С., студентка Зар ОТФ НГГИ (консультант – Кочетов А.В., начальник ЦЛКУТ и ООС Центрального рудоуправления НГМК; научный руководитель - Каримов З.Т., доцент Зар ОТФ НГГИ, канд. хим. наук)

Общая характеристика хвостов ГМЗ-2.

Завод ГМЗ-2 Центрального рудоуправления перерабатывает золотосодержащую руду месторождения Мурунтау. Производительность завода по исходной руде растет, и составила в 2008 г. свыше 33,5 млн. т/год.

Объекты завода расположены на трёх площадках: площадка непосредственно завода; площадка хвостохранилища 1; площадка хвостохранилища 2.

Оба хвостохранилища ГМЗ-2 классифицируются как наливные, хвостохранилище 1 косогорного типа, а хвостохранилище 2 овражно-балочного типа.

Хвостохранилище 1 расположено в 8 км к югу от промплощадки ГМЗ-2. Это хвостохранилище вводилось в эксплуатацию поэтапно, начиная с 1969 г. Состоит из 6 карт. Карты 1 и 2 выведены из эксплуатации и захоронены.

Прудок на хвостохранилище отсутствует. В данный период хвостохранилище является резервной ёмкостью. Периодически для исключения пыления поверхность карт данного хвостохранилища увлажняется частью подаваемой с завода пульпы, объём которой составляет в среднем 5-7% от общего количества пульпы.

Площадка хвостохранилища 2 расположена в пределах Тамдынского района Навоийской области в 25 км к юго-востоку от завода. Ближайшим населённым пунктом является посёлок Шарикты. Хвостохранилище 2 эксплуатируется с 1975 г. Чаша хвостохранилища 2 представляет собой неглубокую естественную котловину, протяжённостью 6-7 км, вытянутую в северо-восточном направлении. Хвостохранилище состоит из двух карт. Карта 1 площадью 22,3 км² введена в эксплуатацию в 1975 г. Эта карта образована Северной, Восточной, Южной, Разделительной и Ограждающей дамбами, построенными из дресвяно-щебенистого грунта методом поэтапного наращивания.

Площадь прудка хвостохранилища ~4,94 км², а площадь отложений ~16,06 км². Водные ресурсы, накопленные в прудках карт 1 и 2 хвостохранилища 2, для оборотного водоснабжения не используются и, в связи с этим, особую актуальность приобретает изучение составляющих водного баланса и защита прилегающей территории от загрязнения инфильтрационными водами. Хвостохранилище не имеет противифльтрационного экрана.

Особенности процесса консолидации намывных хвостовых отложений

Процесс испарения в природе зависит от многих факторов, основными из которых являются увлажнённость поверхности и метеорологические условия над ней. Градиенты температуры и влажности воздуха, а также скорости ветра могут быть непосредственно замерены. Именно эти параметры входят в зависимости определения интенсивности испарения.

Особую сложность представляет собой определение увлажнённости поверхности хвостовых отложений, так как с момента прекращения намыва в них протекают процессы консолидации и образования грунтов, которые относятся к классу техногенных.

Указанные процессы определяются минеральным и гранулометрическим составом хвостов, а также их физическими свойствами. Пульпа представляет собой дисперсную систему, состоящую из дисперсионной среды - вода и дисперсная фаза - измельчённая руда. Структурообразование в дисперсных системах имеет свои особенности, зависящие от состояния вещества, т.е. от его состава и

физических свойств. Поэтому изучение процесса испарения с поверхности пляжевых отложений требует рассмотрения:

- минерального и гранулометрического состава хвостов;
- физических свойств хвостов;
- структурообразования в дисперсных системах;
- процесса испарения воды с высыхающей поверхности отложений пляжей.

С учётом всех возможных факторов, влияющих на водный баланс, испарения с поверхности и бортов дамб ранее не учитывались.

Влажность и плотность хвостовых отложений на пляже

Влажность поверхности хвостовых отложений определялась с целью выявления потенциально опасных в отношении пыления участков хвостохранилища.

Показатели влажности хвостовых отложений колеблются в пределах от 5,0 до 31,3%. Необходимо отметить, что на большей части хвостохранилища 2 влажность поверхностных отложений превышает 16% и пыление хвостов на этих участках не ожидается.

Исключение составляют западный и северо-восточный сектора карты 1. На западном секторе влажность снизилась до 5-10%, местами до 12,6%. На этом секторе необходимо произвести увлажнение поверхности хвостовых отложений в целях предотвращения их пыления. На северо-восточном секторе карты 1 влажность снизилась до 15-18%. Учитывая, что эти показатели влажности приходятся на весенний период, следует ожидать, что северо-восточный сектор является потенциально опасным в отношении пыления и в третьем квартале текущего года желательно произвести складирование хвостов на нём.

Средняя плотность хвостовых отложений по хвостохранилищу 2 при естественной влажности составила 1,71 т/м³, сухого грунта – 1,45 т/м³. Диапазон колебаний плотности при естественной влажности 1,38-2,01 т/м³, сухого грунта 1,5-1,66 т/м³.

По сравнению с исследованиями 2004 г., средняя плотность возросла на 0,07 т/м³ – с 1,38 до 1,45 т/м³, то есть более чем на 5%.

Увеличение плотности произошло, по нашему мнению, вследствие более равномерной укладки хвостов и резкого сокращения участков пересушенного грунта, склонного к пылению. Минимальная плотность на этих участках в 2004 г. была 1,18 т/м³.

Таким образом, проведенный анализ водного баланса хвостов ГМЗ-2 позволяет определить потенциально-опасные в отношении пыления участки хвостохранилищ.

АНАЛИЗ ДЕЙСТВУЮЩЕЙ СХЕМЫ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

Данишевский Д.С., студент Зар ОТФ НГГИ (консультант - Поступинский Ю.В., зам. начальника Энергоцеха рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; научный руководитель - Болтаев М.Б., зам. декана Зар ОТФ НГГИ)

В автоматизации горных работ и в комплексной механизации в условиях глубокого карьера электрификация играет огромное значение. Современный карьер, занимающий значительную территорию по площади и глубине, является крупным потребителем электрической энергии, обладает характерными особенностями, связанными с работой машин и агрегатов в условиях открытых горных разработок.

Так, система электроснабжения глубокого карьера Мурунтау состоит из сетей высокого и низкого напряжения, трансформаторных подстанций, служащих для передачи и распределения электроэнергии от источника питания до электропотребителей. Схема электроснабжения рабочей зоны карьера выполнена радиальными спусками от бортокольных воздушных ЛЭП-6 кВт, идущие с подстанции ПС-102 на западном борту и ПС-104 на северном борту.

Для питания электрической энергией глубокого карьера наиболее интенсивным является глубокий ввод – это подвод электрической энергии высокого напряжения максимально близко к потребителю, т.е. главные понизительные подстанции размещают с целью сокращения длины ЛЭП на нерабочем борту карьера как можно ближе к центру электрических нагрузок и вне зоны действия взрывных работ.

При применении глубокого ввода снижается потеря электрической энергии, уменьшаются токи короткого замыкания и повышается надежность электроснабжения. Вследствие этого глубокий ввод является весьма выгодной перспективой с экономической точки зрения. Схема коммутации должна обеспечивать раздельную работу питающих линий и трансформаторов при нормальном режиме эксплуатации. Их параллельная работа допустима только на время переключений при ликвидации аварии в системе электроснабжения.

При выборе схемы электроснабжения следует учитывать:

- мощность, потребляемую электроприемниками карьера;
- размещение электроприемников по карьеру;
- число и мощность подстанций;
- напряжение электроприемников, напряжение и удаленность источников;
- гибкость в эксплуатации и возможность расширения карьера.

Проектирование схем электроснабжения карьеров необходимо производить в соответствии с классификацией электроприемников по категориям обеспечения надежности электроснабжения.

Немаловажным является фактор постоянной работы на открытом воздухе, значительно ухудшающий условия эксплуатации электромеханического оборудования, подвергающегося неблагоприятным атмосферным воздействиям (температура, влажность, запыленность), что предъявляет повышенные требования к изоляции токоведущих частей электроустановок и кабелей, к надежности оборудования и безопасности его обслуживания.

В системе электроснабжения карьера важное место отводится схеме внешнего электроснабжения. Схемы внешнего электроснабжения весьма разнообразны, а их построение зависит от многих факторов: площади и глубины карьера, способов разработки месторождения, мощности главных приводов горных машин, системы транспорта, технических параметров, схемы и расстояния до ближайшего источника питания и т. д.

Кроме основных систем электроснабжения – схем питания карьеров, существуют схемы электроснабжения объектов промышленной площадки. Электроснабжение отдельных электроустановок цехов на промплощадке осуществляется кабельными и воздушными линиями 6-10 кВ непосредственно от шин ГПП или через ТП 6 - 10/0,4 кВ.

С техническим прогрессом повышается надежность систем электроснабжения, осуществляется стабильная работа горного электрооборудования, уменьшается выход из строя электродвигателей, отсутствует тяжелый пуск горной электротехники, что способствует непрерывной работе горной техники.

Таким образом, для осуществления принципа глубокого ввода в условиях глубоких золоторудных карьеров должны быть решены вопросы выбора рационального питающего и распределительного напряжения карьеров, создания ряда принципиально новых электротехнических аппаратов, распределительных устройств, передвижных опор для воздушных линий электропередачи и передвижных понизительно-распределительных трансформаторных подстанций на первичное напряжение 35 кВ, удовлетворяющих условиям эксплуатации открытых горных разработок.

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ПЛОТНОСТИ СЕТИ ОПРОБОВАНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Зайнуллина И.Р., студентка Зар ОТФ НГГИ (консультант - Голищенко Г.Н., главный геофизик Центрального рудоуправления НГМК, канд. геолог.-мин. Наук; научный руководитель - Наимова Р.Ш., декан Зар ОТФ НГГИ, канд. техн. наук)

Определение оптимальной плотности сети опробования эксплуатационных скважин необходимо для обеспечения достоверности оценок параметров распределения руды в недрах и оконтуривания промышленных сортов руд при минимуме затрат.

Поскольку образование рудных месторождений полезных компонентов и их пространственное размещение контролируются геологическими закономерностями, имеющими по своей природе вероятностный характер, то необходимо изучить распределение содержаний при различной сети опробования скважин, оценить уровень погрешностей определения средних содержаний, их дисперсий (вариаций) по классам содержаний, определить корреляционную связь данных опробования при различной сети. Такая работа была выполнена на примере двух моделей карьеров 1 (гидротермальное месторождение) и 2 (осадочное месторождение). Густота сети разведочных выработок обоснована результатами экспериментов – способом разрежения и сдвижения сети выработок в пределах наиболее изученной части площади (табл., рис. 1-5).

Результаты исследования статистических параметров данных опробования (первой модели) скважин БВР представлены ниже. Достоверность или обратная величина – погрешность связана главным образом с изменчивостью оруденения в пространстве. Так распределение гидротермального оруденения подчиняется логнормальному закону, осадочного – нормальному, что характеризует степень изменчивости оруденения в пространстве и различный подход определения основных параметров

(рис. 1). Установлено крайне неравномерное распределение первого и равномерное второго оруденения. Для обоснования сети выбран один из участков с данными опробования на элемент 1 скважин эксплуатационной разведки, пробуренных по сети 4x4 м (рис. 2).

Определением оптимальной сети эксплуатационной разведки занимались многие исследователи, проведены основательные многолетние опытно-экспериментальные работы с огромным объемом эксплуатационных работ. Эти работы показали сложный характер распределения оруденения и была предложена и внедрена переменная плотность сети скважин и опробования. На точность оценки изменчивости оруденения преобладающее значение оказывает погрешность оценки содержания полезного компонента в частных пробах, связанная с погрешностями пробоотбора, пробоподготовки и анализа. При этом установлено – максимальный вклад в суммарную погрешность привносится на этапе пробоотбора и подготовки навесок для анализа (от 67 до 94%).

В результате исследований и обработки данных установлено:

- идентичность гистограмм распределения элемента 1 при различных сетях опробования скважин БВР: 4x4 м, 8x8 м, 16x16 м, рудные залежи не

Таблица

Коэффициенты корреляции данных опробования для разных сетей скважин БВР		
4x4, м	8x8, м	16x16, м
	0,74	0,55

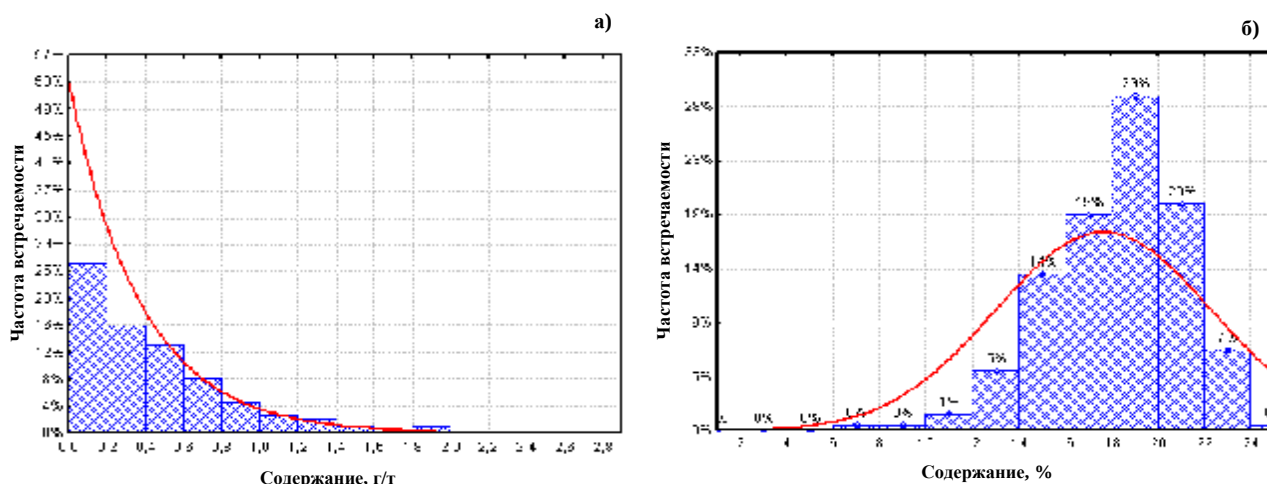


Рис. 1. Гистограммы распределения элемента 1 по логнормальному (а) и элемента 2 по нормальному (б) законам

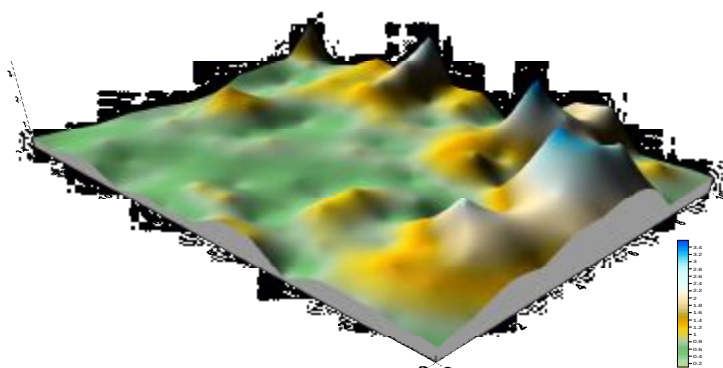


Рис. 2. Пространственное распределение элемента 1 на исследуемом участке карьера

имеют четких границ, данные расчетов показывают практически равные средние содержания элемента и дисперсий по всем классам содержаний;

- по данным регрессионного анализа (табл.) выявлена тесная корреляционная связь между результатами опробования скважин, пробуренных по сети 4х4 м, 8х8 м, 16х16 м. Коэффициенты корреляции равны соответственно 0,74, 0,55, при ошибках оценки коэффициентов не более 0,034;

- в целом по участку вычислены близкие средние содержания с незначительным их увеличением на 1-2,67% при сети 8х8 м и 16х16 м соответственно. При этом дисперсии содержаний уменьшаются незначительно;

- при оценке погрешностей определения содержания полезного компонента по классам содержаний для разных сетей БВР (рис. 3) устанавливаются близкие содержания золота по семи классам в диапазоне 0,5-8 г/т. Среднеквадратические погрешности находятся в пределах 0,05 г/т для класса 0-0,5 до 1,22 г/т для класса 2,5-4,0 г/т;

- для сети 8х8 м в сравнении с сетью 16х16 м расчеты показывают (табл., рис. 3, 4): - наибольший коэффициент корреляции, наименьшую дисперсию содержаний и наибольшие запасы руды по классам содержаний.

По данным детальной разведки осадочного месторождения элемента 2 установлено равномерное его распределение.

Значения коэффициентов вариации содержаний во всех выборках не выше 20% (низкая изменчивость) как по простиранию, так и по падению пластов. Средние содержания и коэффициенты вариации практически близки между собой (рис. 5). Оптимальная сеть может быть определена 320х320 м, с детализацией в крайних частях выклинивания руды и на участках осложненных тектоническими нарушениями.

Таким образом, плотность сети разведочных выработок обоснована результатами расчетов параметров распределения полезных компонентов и

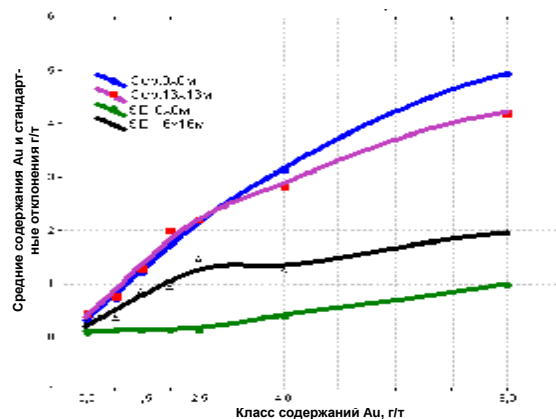


Рис. 3. Оценка погрешностей определения содержаний золота и вариаций по классам содержаний

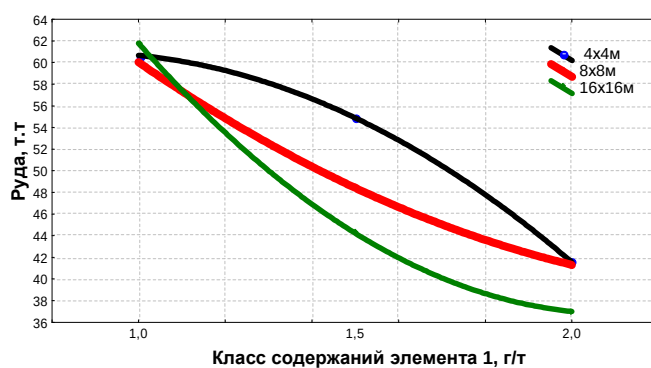


Рис. 4. Сопоставление подсчета запасов руды по данным опробования скважин по классам содержаний для сетей 4х4 м, 8х8 м, 16х16 м

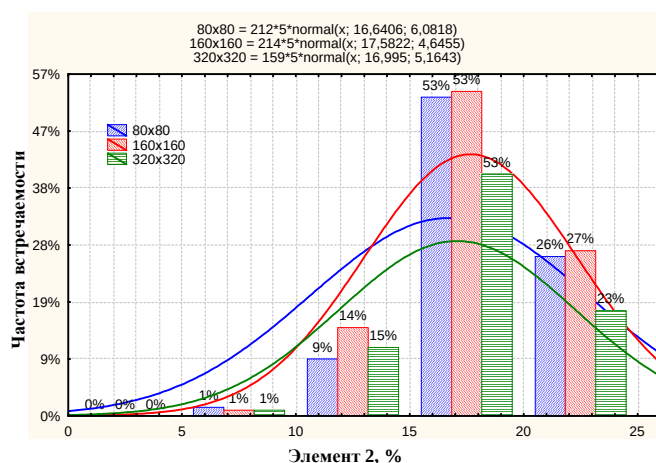


Рис. 5. Гистограммы распределения элемента 2 по различным сетям опробования

экспериментов – способом разрезания и сдвижения данных опробования скважин в пределах наиболее изученной части площади. Для гидротермальных месторождений сеть 8х8 м является оптимальной, для осадочных-320х320 м.

КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ: ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫСОКИХ БОРТОВ И СНИЖЕНИЕ ОБВОДНЕННОСТИ ПОСЛЕДУЮЩЕГО БУРЕНИЯ

Холикулов Х.Ш., студент Зар ОТФ НГИ (консультанты - Павлов И.И., инженер ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК и Мишин Е.Л., зам. начальника взрывного участка рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; научный руководитель - Сайдахмедов А.Ш., доцент Зар ОТФ НГИ, канд. техн. наук)

Сохранение устойчивости бортов является одной из важнейших задач при ведении горных работ в глубоких карьерах. Наиболее эффективным методом повышения устойчивости бортов является контурное взрывание.

На карьере рудника Мурунтау при контурном взрывании используют метод предварительного щелеобразования и взрывание оконтуривающих скважин. Применение специальных методов ведения буровзрывных работ при постановке уступов в предельное положение производится при отработке последних 60-ти м до проектного контура карьера. В результате исследований для горно-геологических условий месторождения Мурунтау разработано несколько схем качественной заоткоски уступов (рис. 1).

При постановке 30-ти метровых уступов в предельное положение по схеме а, б, в, г уступ разбивается на подступы 5; 7,5; 10 и 15 метров.

Для предотвращения возникновения осыпей на каждом подступе при отработке приконтурного участка оставляют предохранительную берму. Недостатками этих схем являются: необходимость строительства и содержания транспортных коммуникаций на каждом подступе, увеличение объема буровзрывных работ (БВР), что приводит к допол-

нительным эксплуатационным расходам и, как следствие, увеличивает стоимость подготовки горной массы к экскавации (рис. 2). Как видно из графика, наиболее низкая стоимость при ведении БВР соответствует высоте уступа $H_y = 15$ м. Исходя из этого для применения на карьере был выбран метод контурного взрывания с предварительным щелеобразованием представленный на рис. 1 д, е.

Сущность метода предварительного щелеобразования заключается в образовании отрезной щели на всю высоту уступа путем применения рассредоточенных зарядов, помещенных в сближенные скважины и взрываемые до взрыва зарядов рыхления. Технология предварительного щелеобразования сводится к трем операциям: бурению, зарядке и взрыванию наклонных скважин. В соответствии с проектом разработки месторождения в предельном контуре карьера уступы объединяются в ярус высотой 30 м с углом откоса $40-65^\circ$, что определяет глубину скважины в 36-48 м. Специально для бурения наклонных скважин заоткоски был изготовлен и внедрен буровой станок СБШ-190/250-60. Специфической особенностью станка является бурение скважин глубиной до 60 м диаметром 190-250 мм под углом от 0° до 60° к вертикали, а также возможность бурения скважин заоткоски с проектной бермы уступа.

Сравнительные испытания различных конструкций зарядов взрывчатых веществ при заоткоске уступов методом предварительного щелеобразования позволили определить, что наиболее

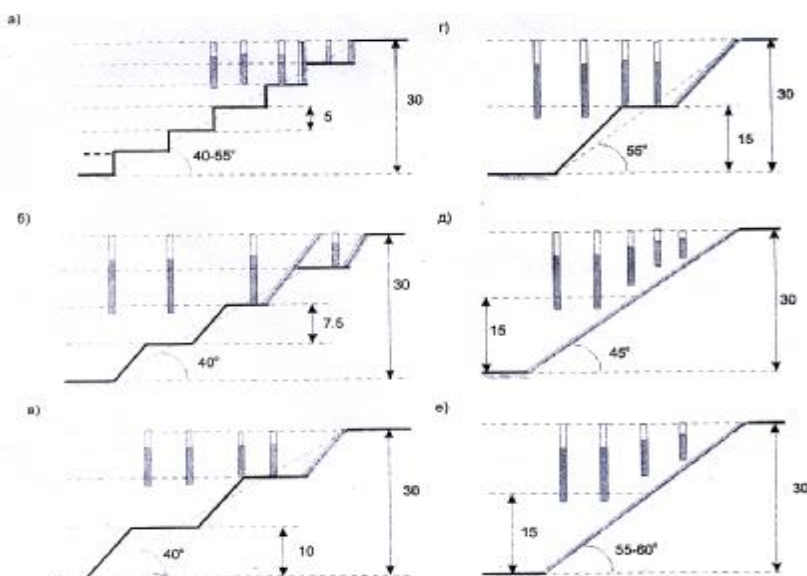


Рис. 1. Схемы заоткоски уступов: а, б, в, г с отстройкой предохранительных берм между подступами; д, е без предохранительной бермы

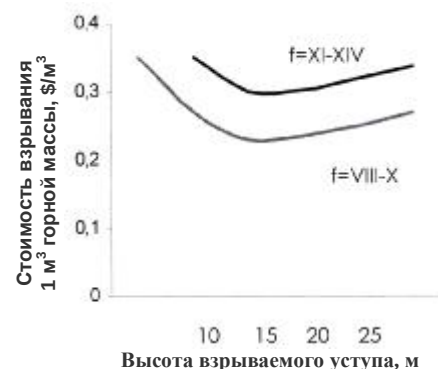


Рис. 2. График изменения стоимости подготовки горной массы к экскавации

лее эффективной конструкцией заряда являются: шланговые заряды ВВ (рис. 3), патронированный аммонит № 6 ЖВ или аммонит ПЖВ –20, Нобелит 216 Z помещенные в пластиковую или полиэтиленовую оболочку.

Анализ деформаций в карьере Мурунтау показал, что взрывание наклонных скважин целесообразно применять в породах с не нарушенной струк-

турой, когда по поверхностям трещин или напластованиям еще не утрачены силы сцепления. Если же в результате интенсивного выветривания пород или подвижек взаимосвязь между отдельными породными блоками нарушилась, то экранирование массива щелью теряет смысл. В этих условиях достаточно осуществить качественную заоткоску уступов с помощью оконтуривающих сближенных скважин 1-2 (рис. 4). При взрывании экскаваторного блока примыкающего к проектному борту карьера, для защиты от сейсмического действия взрыва на контур уступа, создают экранирующую 50 - ти метровую зону с ограничением объема взрывания на 1 ступень до 2,5 т ВВ.

Удельный расход ВВ при взрывании скважин 1-2 на 10-15% меньше основных зарядов. Затем с интервалом замедления 35-50 мсек порядно взрываются остальные скважины, участвующие в рыхлении приконтурного участка. Расстояние между рядами и скважинами берется исходя из физических свойств пород.

Разработана технология заоткоски 30-ти метрового уступа с отстройкой выпуклого профиля откоса уступа (рис. 5). Многочисленные визуальные наблюдения показали, что наибольшее разрушение массива происходит при оформлении верхней части уступа и предохранительной бермы.

Экранирующую щель при погашении верхнего подступа создают путем взрывания зарядов ВВ вначале в контурных скважинах, затем в скважинах оставшейся части блока. Взрывание осуществляется по диагонали с направлением отбойки на фланги уступа с замедлением между взрывами в рядах 35-50 мсек.

Пологий угол откоса верхнего подступа (30°) способствует приданию ровной поверхности и «обтеканию» волнами сжатия при взрывании. Заоткоску среднего подступа осуществляют под углом 40° . Экранирование откоса уступа производится также, как и на верхнем подступе.

На нижнем надбермовом горизонте взрывание контурных скважин осуществляется совместно со скважинами 50-ти метровой зоны.

Применение специальных методов ведения БВР позволило сохранить естественную прочность пород, слагающих проектный борт карьера.

Еще один вопрос, который был решен с помощью применения контурного взрывания – это снижение обводненности последующего бурения (рис. 6). Контурное взрывание



Рис. 3. Конструкция заряда ВВ в наклонной скважине

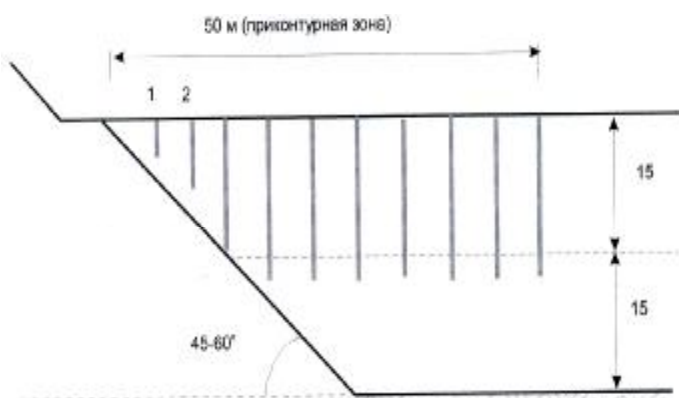


Рис. 4. Заоткоска уступа с использованием оконтуривающих сближенных скважин

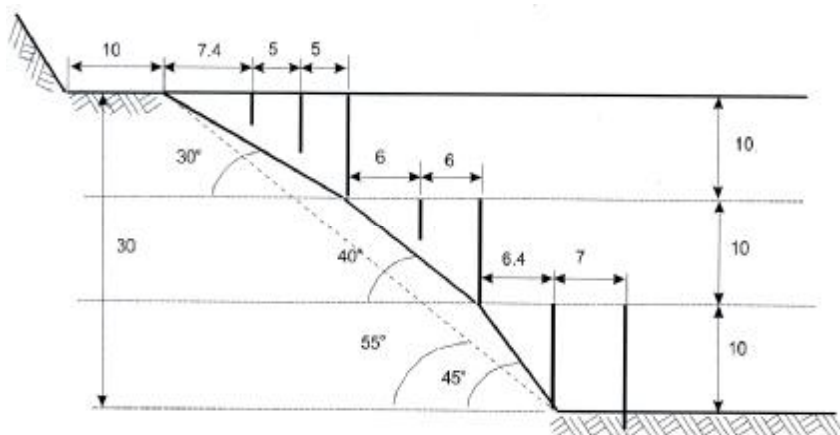


Рис. 5. Заоткоска 30-ти метрового уступа с выпуклым профилем

позволило снизить приток воды к обуреваемому блоку на 40-50%. Понижение уровня подземных вод снизило долю водоустойчивых ВВ в конструкции скважинных зарядов. Это привело к сокращению расходов на высокобризантные водоустойчивые ВВ и снижению доли БВР в себестоимости добычи руды.

Таким образом, применение контурного взрывания позволило увеличить углы наклона уступов на 5-10°, а бортов на 4-8°, что значительно сократило объем вскрышных работ, положительно отразилось на экономических показателях при ведении БВР. При этом обеспечены устойчивость

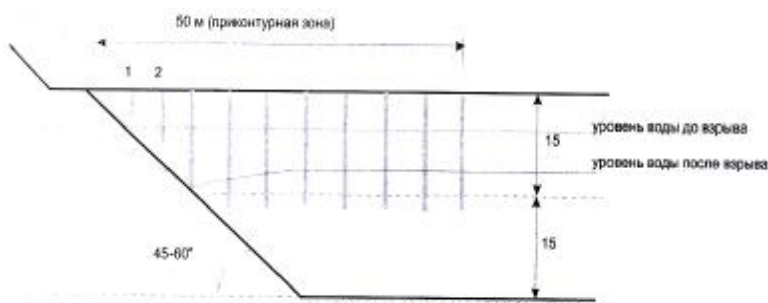


Рис. 6. Изменение уровня подземных вод после проведения взрывных работ

бортов карьера в течение длительного периода времени и безопасность ведения горных работ.

НЕОБЫКНОВЕННЫЙ УЧКУДУК

Марченко В.С., зам. главного геолога ГРП-2 Северного рудоуправления НГМК

Вместо эпиграфа

Пустыня...
 Долгий путь к душе восточной...
 Суровы испытания... «Дело рук»
 Преобразило океан песочный,
 Чтоб в океане – остров «Учкудук»
 Возник в пространстве райского залива
 Или лагуны... Миллионы лет
 Земля менялась. То неторопливо,
 То в катаклизмах...
 Что ни век то след.
 В слоях... духовной жизни в «наслоениях»...
 А ты – вначале нового... и чем
 Прославишься в грядущих поколениях?
 Задайся мыслью: для чего, зачем
 Пришел на белый свет?!
 Ты очень молод?
 Вокруг соблазнов откровенных тьма?
 Но ты – специалист... по делу голод-
 В естественной потребности ума.
 Что человеку надо?
 Жизнь ответит:
 Совсем немного, - Этот Мир Большой,
 Сознание, что он тебя приветит,
 И ты к нему - с открытою душой!
 Вот - город!... Словно песня... Есть мотивы
 Прожить всю жизнь, мечтая и любя.
 Здесь ждут тебя большие перспективы.
 И новый день зависит - от тебя!

Наталья Панова



Марченко В.С.

Предисловие

Эта книга посвящена тем, кто связал свою судьбу с пустыней, поверил в величие слов Саади «Пустыня, пред тобою все земли убоги!», и посвятил всю жизнь поискам тех несметных богатств, что таят в себе Кызылкумы.

Посвящена тем, кто по сути и является самым сокровенным богатством эпохи освоения пустыни – человеку первопроходцу, труженнику, строителю, женщине, которая пошла за

своим мужем в пески, - чьими руками построены величественные города, создан оазис жизненного мегаполиса и будущему промышленной золотодобывающей индустрии Узбекистана, молодежи которая продолжит начатое, и с честью будет нести память легенд и сказаний этих мест, передавать эстафету подвига освоения Кызылкумов.

От автора

Учкудуку уже более полувека. Много добрых слов сказано и написано об учкудукцах. Надеюсь, не лишним будет, если и я внесу в предисловие к этому сборнику малую толику дополнительных поэтических строк.

ЗВЕЗДА УЧКУДУКА

*Сошлись в одной точке пунктиры маршрутов,
И стрелки приборов зашкалило вдруг.
Геологи вышли к каким-то колодцам,
На карте потертой прочли: «Учкудук».*

*Так загорелась звезда Учкудука,
Где ветер шальной обдувает барханы,
Где лишь одинокая юрта вдали
Да к горизонту промчатся джейраны.*

*Романтика времени просит сравнения,
Представьте: плывет в океане фрегат,
Словно дивный корабль в океане пустыни –
Расправлял паруса исполин-комбинат.*

*И всколыхнулись пески вековые,
Пронзенные трассами пыльных дорог.
И воют моторы, вперед, к Учкудуку!
Навстречу грядущему путь здесь пролег.*

*Марево зноя дышат карьеры,
Грохочет лебедкой первый рудник,
По новеньким рельсам пошли эшелоны –
Город горняцкий в пустыне возник!*

*Гори, гори ярко, звезда Учкудука!
Где ветер шальной обнимает прохожих,
Где свадьбы играют и песни поют,
Где разные судьбы, но много похожих...*

В этом сборнике речь идет о том, как удивительны Кызылкумы, сколько интересных, порою даже мистических событий происходит рядом с нами. Сколько следов оставили древние обитатели пустыни, начиная с динозавров и кончая людьми каменного и бронзового веков. Следы, порою трагические, оставляли торговые караваны и военные колонны, которые двигались по караванным тропам, через колодцы Учкудук, Бохалы и другие. Облюбовали район Учкудука и НЛО. Мало того, некоторые учкудукцы даже вступали с ними в контакт.

Обо всем этом здесь и рассказывается.

Собранные в данном сборнике сведения наверняка заинтересуют любознательных читателей.

Начнем с загадок геологических.

Необычная находка из мезозоя

Январь 1994 г., район поднятия Алтынтау. Ясный морозный день. Далеко разносится над пустыней звук работающего компрессора, откуда-то из-под земли глухо трещит отбойный молоток. Идет проходка шурфа, глубина по отметке восемь метров. Только что пройден пласт морских отложений – галечника мелового периода и на забое выработки показались граниты. Это – древняя дневная поверхность, которая впитывала солнечные лучи многие миллионы лет назад, до того, как в этом районе теперешней пустыни произошло наступление моря. На-гора подается очередная бадья с породой. Геолог А. Атажанов замечает в бадье, среди кусков

белых каолинизированных гранитов, непонятное округлое образование темно-серого цвета. Очень уж оно контрастно выделяется на белом фоне. Желвак как бы сплюснен с двух сторон, толщина его примерно 1,3-1,5 см, размер в поперечине 4,5-5 см. Поверхность его неровная, корродированная. Из профессионального любопытства геолог разбивает его молотком и обнаруживает блестящий металлический излом. По виду он похож на такие минералы, как антимонит и галенит – сульфиды сурьмы и свинца. Удивившись и решив, что его находка – минералогическая редкость, геолог позже показывает ее коллегам. Никто не берется точно диагностировать минерал. От него отбивается кусочек и отправляется на спектральный анализ. Каково же было изумление геологов, когда анализ был произведен. Оказалось, что в образце в высоких количествах присутствуют такие элементы, как медь, мышьяк, железо, алюминий, магний, кадмий. В повышенном количестве присутствуют также свинец, цинк, никель и олово.

Геологи терялись в догадках. Такого минерала просто не может существовать в природе, и подобное полиметаллическое соединение может быть только сплавом. Посыпались разные предположения. Самым захватывающим было такое, что загадочный образец – ни что иное, как обломок космического корабля, прилетевшего на нашу планету в мезозое. А почему бы и нет? Такая гипотеза тоже имеет право на существование. Как бы там ни было, но загадка со сплавом так и не разгадана. А сам посланец из мезозоя пока лежит на стеллаже в геологическом музее ГРП-2.

Геолог Атажанов и его друзья, кстати, перерыли позже весь отвал того шурфа, но ничего больше не нашли.

Золотые рудники. Где они?

К числу геологических загадок можно отнести легенду о золотых рудниках Бухарского эмирата. По легенде, золото добывалось где-то в Кызылкумах, местоположение рудников хранилось в строжайшей тайне.

Несмотря на большое число древних выработок на кремь, медь и бирюзу археологами и геологами в пределах Кызылкумских горных поднятий на сегодняшний день не найдена ни одна выработка, где бы добывалось золото. И все же...

Интерес у геологов давно вызывают горы Алтынтау, с юго-запада примыкающие к поднятию Букантау. Одно только название – «золотая гора» чего стоит! Здесь действительно установлены прямые признаки золотого оруденения, но явных признаков добычи золота в прошлом пока не найдено. Однако точку в этом вопросе ставить рано. Буквально в последние годы появился ряд косвенных признаков, которые вызывают интерес. Об этом читатели узнают ниже, в рассказе о древних жителях пустыни – массагетах.

Динозавры в Кызылкумах

Продолжая цикл геологических загадок, нельзя

не написать о Джиракудуке, этом уникальном уголке Центральных Кызылкумов.

Представим себе побережье теплого моря в водах которого водятся морские черепахи, плещутся гигантские утконосы- динозавры и ихтиозавры – рыбы-ящеры. Берег моря зарос густым тропическим лесом, по которому бродят хищные и травоядные динозавры. Временами лес оглашается диким ревом – идет схватка не на жизнь, а на смерть между трицератопсом – травоядным динозавром, напоминающим огромного буйвола и хищным тиронозавром.

Тиронозавр ужасен, он вонзил свои огромные зубы в затылок трицератопса, одновременно раздирая брюхо длинными когтями. Но и трицератопса природа наделила оружием защиты – тремя мощными рогами. Изловчившись, он всаживает их в тело тиронозавра. Судорога проходить по телу ящера и он издыхает. Но и тиронозавр не долго его пережил – острые рога разорвали ему брюхо. Крепко сцепившись, оба врага замирают. Слышится шум огромных перепончатых крыльев и на поверженных гигантов набрасывается стая летающих ящеров – птеродактилей. Они раздирают могучими когтями и острыми, как клинки зубами лежащие тела, заглатывая огромные куски окровавленного мяса.

Такую, или примерно такую сцену можно было бы наблюдать в этом районе нынешних Кызылкумов, если бы мы оказались здесь, в мезозое, примерно 70 млн. лет назад. На суше, в воде и в воздухе в те далекие времена доминировали динозавры и другие рептилии. Мезозой иначе так и называют – эра динозавров.

Вымерли эти гиганты, как свидетельствует наука, чуть ли не в одночасье. О причинах их внезапной гибели существуют десятки самых фантастических гипотез, включая версию об их массовом самоубийстве по каким-то непонятным причинам и уничтожении ящеров пришельцами из космоса. Сделали они это, якобы, чтобы расчистить пути эволюции нам, людям...

Сегодняшний Джиракудук. Это место находится примерно в 30 км к юго-западу от поселка Минбулак. С края высоченного обрыва открывается удивительное зрелище буйства природы. После однообразия барханов взору предстают глубокообразанные каньоны и ущелья, как бы «пропиливающие» мощные пласты мезозойских пород, в толщах которые и скрыты тайны прошлой жизни нашей чудо-планеты. Здесь погребены и морское побережье, и дремучие леса вместе с их обитателями.

Ныне о Джиракудуке знает вся мировая палеонтологическая наука. Сюда приезжают международные экспедиции, поскольку именно здесь сохранились костные останки многих видов ранее живших животных, включая далеких предков современных копытных.

Именно на Джиракудуке, по рассказам, был найден целый скелет утконосного динозавра. Одному из учкудукских геологов посчастливилось как-то найти хорошо сохранившуюся кость с идеально квад-

ратным в сечении сквозным отверстием.

Тоже загадка...

Недра Кызылкумов уникальны и природных сюрпризов таят в себе неисчислимое множество.

А теперь – к загадкам древней истории. Когда в пустыне появились первые люди, кто они, чем занимались, как жили? Вопросы действительно интересные и загадочного здесь много. Много и фактического материала, на основании которого специалисты-археологи делают свои выводы.

В различных уголках бескрайних Кызылкумов, этой, казалось бы, непригодной для жизни суровой пустыни с жарким знойным летом и холодной зимой, обнаружены многочисленные свидетельства обитания людей в далеком прошлом. К их числу относятся стоянки древнего человека, заброшенные с незапамятных времен копи по добыче полезных ископаемых, места плавки руд, курганные захоронения, наскальные рисунки, образующие целые картинные галереи. Особенно много их на территории Учкудукского района и просто удивительно, что эти места не посещаются туристами. Кстати о туризме, вернее, связанном с ним бизнесе. Он, в первых, мог бы явиться хорошим подспорьем для местного бюджета, а во-вторых, и, в-третьих, обеспечил бы занятость части населения в сфере сервисных услуг и развития кустарного производства (сувениров, национальной одежды и т.д.). Задача для специалистов по части рекламы. А показать действительно есть что. Одни только изображения зооморфных существ в духе древних египетских фресок и загадочные письмена, напоминающие орхоно-енисейскую письменность, чего стоят! Обитали на огромной территории Кызылкум, в междуречье Амударьи и Сырдарьи, воинственные племена массагетов, родственные скифам. О массагетах в VI веке до нашей эры пишет древнегреческий историк Геродот, несколько позже о них сообщает и географ Страбона.

В деталях ко всему этому обратимся в дальнейшем повествовании, а пока вернемся к истокам – каменному веку Кызылкумов. Несмотря на большое количество выявленных стоянок древнего человека, неясного здесь много.

Общепринятая точка зрения, что люди появились в Кызылкумах в неолите. Высказываются предположения и о том, что уже в мезолите – среднекаменном веке, Кызылкумы были обитаемы. Так это или не так, судить специалистам. А мы обратимся к конкретным стоянкам и по подъемному материалу попытаемся сделать какие-то выводы.

Стоянка Итемир

Это поселение одного из древних племен находится примерно в 35 км к юго-западу от поселка Минбулак, рядом с одноименным колодцем Итемир. По количеству и разнообразию подъемного материала она не уступает известной стоянке Бешбулак. Время и ветер стерли все следы жилых построек. Это были когда-то полуземлянки или каркасные сооружения сложной конструкции, оваль-

ной в плане формы. Коническая крыша делалась из жердей саксаула, веток и накрывалась шкурами. Вверху находилось отверстие для выхода дыма из очага. Жилище представляло собой прообраз юрты, только гораздо большего размера. В нескольких таких жилищах могло обитать целое племя. О том, что люди действительно жили именно здесь, на Итемире, свидетельствуют вещественные «следы» жизнедеятельности племени, обнаруживающиеся в «окнах» выдувания барханных песков. На ровной глиняной или плотной песчаной поверхности древней почвы рассеяны обломки кремня, скребки, ножевидные пластины, резе плечиковые сверла и еще реже наконечники стрел из того же материала. Часто встречаются обломки медной руды зеленого цвета, куски металлургических шлаков с «корольками» чистой меди, фрагменты груболепных грубообожженных сосудов с геометрическим орнаментом. Если присмотреться повнимательнее, то можно найти мелкие кусочки зеленой или голубой бирюзы, иногда со следами сверления плечиковыми сверлами.

Так кто же и когда жил на Итемире? Специалисты говорят, что такие стоянки были долгоживущими и люди на них жили, начиная от неолита и кончая эпохой степной бронзы. Не исключено, что первое племя поселилось здесь в мезолите. Как свидетельствует анализ растительных остатков (споры и пыльца сохраняются в почве длительное время) произведенный в районе подобной стоянки Лявлякан, несколько тысячелетий назад климат в Кызылкумах был гораздо более влажный, произрастали многие виды ныне вымерших влаголюбивых растений. Функционировало много родников и не так были засолены верхние горизонты грунтовых вод. Племена, естественно, селились там, где была вода. Была вода и в Итемире. В начале неолита здесь жило племя, промышлявшее охотой, собирательством кореньев. Но уже тогда в составе племени были свои «геологи» и «горняки», поставлявшие кремень из Букантауских копей за десятки километров. Установленный факт, что орудия делались непосредственно на стоянках. К концу неолита обработка камня достигла совершенства, камень уже не только скалывался, но и шлифовался. Посуда была лепной, поскольку гончарный круг будет изобретен позже. В сыром виде ее украшали волнистым или геометрическим орнаментом, а затем обжигали. Глина была грубая, с примесью песка, обжиг получался неровный, но это уже была продукция гончаров. К этому же времени относится одомашнивание скота, т. е. кроме охоты племя обеспечивало себя мясной пищей, занявшись скотоводством. Спустя два – два с половиной тысячелетия итемирцы, как и другие племена, стали добывать и плавить медь. Медный век длился не долго, и после изобретения сплава меди и олова, сменился бронзовым веком. Бронзовые орудия были для своего времени весьма совершенными и их перечень был обширен. Как и кремень, медную руду доставляли из Букантауских гор и плавил на стоянке. Конечно, доставка руды за десятки километров являлась за-

нятием трудоемким.

Почему ее не плавил на местах добычи, специалисты объясняют по-разному. Говорят, что якобы в местах добычи было плохо с топливом, высказывалось такое предположение, что добыча велась централизованно для нескольких племен и руду выменивали в обмен на уже готовые орудия. Если все обстояло именно так, то это было конечно, большим достижением. Примерно в это же время была начата добыча и обработка бирюзы.

Теперь можно перечислить все «профессии» древних итемирцев. Исходя из перечня подъемного материала, среди них были охотники, скотоводы, скорняки, гончары, ювелиры, свои «геологи» и «металлурги». Появился интерес и к изобразительному искусству. От украшения посуды орнаментом люди перешли к наскальной живописи. Но это уже отдельная тема, а пока побываем еще на одной стоянке, в Бешбулаке.

Загадочный Бешбулак

В восьмидесяти километрах к юго-востоку от города Учкудука, на самой кромке песчаного массива Джаманкум расположен небольшой поселок Бешбулак. Несколько десятков юрт и домов, разбросанных как придется, школа, магазин – вот и весь очаг цивилизации на многие десятки километров вокруг. Живут в поселке преимущественно чабаны, гоняют отары по бескрайней пустыне, как сотни и тысячи лет назад. С поселком соседствует открытая в 1954 г. известным узбекским археологом С.П.Толстовым, одноименная стоянка древнего человека.

Стоянка как таковая начинается уже сразу за поселковой школой. Местные ребятишки любят здесь собирать мелкие обломки обработанного кремня – микролиты, изредка попадаются тут и кусочки голубой бирюзы, иногда надсверленной. В большом количестве отмечаются ножевидные пластины, скребки, сверла, проколки, нуклеусы, если повезет, можно найти очень четко обработанный кремневый наконечник стрелы или копья. Особенно следует отметить большое количество обломков лепной, разнообразной орнаментированной посуды. Чаше попадаются обломки с орнаментом в виде вдавленных или процарапанных узоров. Как-то нам, геологам, довелось найти даже фрагмент керамического сосуда с четкими отпечатками человеческих пальцев. Мы долго его разглядывали и невесело шутили о бренности человеческого бытия. Надо же, прошли целые тысячелетия от самого человека и праха не осталось, а отпечатки пальцев сохранились.

Так что же представляет собой сама стоянка? Как она выглядела шесть-семь тысяч лет назад и как выглядит сейчас? К сожалению, следов жилищ и каких-то построек не сохранилось, но, как правило, основная часть находок сосредоточена вокруг тех мест, где стояли эти жилища. В Бешбулаке они приурочены к «окнам» выдувания современных барханных песков, которые залегают на древних и плотных красноцветных песках. На поверхности этих красноцветов находки встречаются на каждом

шагу. Здесь можно найти подъемный материал и более позднего времени. Это кусочки металлургического шлака (встречались даже с корольками меди), фрагменты круговой керамической посуды, изготовленной уже на гончарном круге. Набор примерно тот же, что и на Итемире.

О Бешбулаке и его окрестностях вообще скопилось много самых разнообразных сведений, вплоть до мистических. Рассказывают, например, что где-то неподалеку от поселка есть некая загадочная пещера, хранящая какую-то тайну. А в самом поселке, говорят, есть один дом, где наблюдается явление полтергейста. В нескольких же километрах от него геологами отмечены древние курганные захоронения неведомого племени. В пределах самой стоянки дотошные бешбулакские школьники нашли захоронение воина бронзового века в полном боевом снаряжении.

А теперь переберемся из века бронзового в век железный.

Драма в железном веке

Перебирая недавно свои старые папки и полевые книжки, в одной из них я наткнулся на сложенный вчетверо лист миллиметровки. На нем был изображен план и разрез одного древнего кургана, в раскопках которого я когда-то принимал участие на правах проводника у археологов. Было начало осени 1985 г. Дни стояли довольно жаркие. Курган этот одиноко возвышался на небольшом бугре в долине крупного сухого сая со стороны левого обрывистого борта.

Раскопки - дело весьма захватывающее. Никогда не знаешь, что запрятано там, под курганной насыпью. И чем древнее объект раскопок, тем интереснее. По аналогии с другими курганами Букантау, этот тоже должен был соответствовать раннему железному веку (примерно две с половиной тысячи лет назад). Насыпали его, вероятно, представители племени саков - азиатских скифов, как называл их Геродот.

Под ласковый шелест утреннего ветерка из раскопа, заложенного на вершине кургана, полетели первые комья слежавшегося песка и щебня. Сенсационная находка поджидала нас буквально сразу, на глубине сорока сантиметров. Здесь, раскинув руки, лежал полуистлевший человеческий костяк. Единственное, что при нем было, это оселок для заточки ножей, сделанный из плитчатого кварцевого песчаника. В оселке было просверлено отверстие и он крепился к поясу.

После тщательной зачистки археологам удалось установить, что это захоронение относительно молодого мужчины, лежавшего головой на северо-запад. Раскоп расширили, но других находок не было. Кости практически превратились в труху, но хорошо сохранились зубы, по которым примерно определили возраст. А затем...

Затем потекли те несколько часов, на протяжении которых надежда периодически сменялась отчаянием.

Глубина раскопа полтора метра - пусто. Нахо-

док нет. Два метра - то же самое. Два с половиной и, наконец, три метра - все безрезультатно. Единственная надежда, что материковая земля, чувствует-ся, была когда-то потревожена. Раскоп напоминает уже приличный шурф, и порода подается наверх в ведрах, к которым привязаны веревки. Все изрядно устали и уже поговаривали о том, что работу пора свернуть. Однако, археологи - сотрудники института археологии из Самарканда были непреклонны - надо копать дальше. Глубина три с половиной метра. Из раскопа слышится крик одного из рабочих: - «Тут какой-то крупный камень. Сейчас вытащу!». Археологи кубарем скатываются вниз и едва успевают спасти искусно сделанную на гончарном круге приличных размеров керамическую флягу. По ней, приняв ее за валун, успели ударить лопатой. К счастью, удар был слабым и она не разбилась. Фляга напоминала кувшин высотой 35-40 см.

Усталости у всех как не бывало, и внимание наше было привлечено к работе специалистов-археологов, орудовавших уже кисточками и другими специальными инструментами. Сантиметр за сантиметром снимался слой песка и, наконец, перед нами предстало само захоронение. К большому разочарованию археологов оно, как и большинство таких захоронений, было ограблено еще в древности.

Здесь была захоронена девушка или молодая женщина. Кости, как у верхнего захоронения, практически рассыпались в прах и были сдвинуты в один угол погребальной камеры, зубы сохранились хорошо и были все целы. Хотя и прошло не одно тысячелетие, но всем стало не по себе. Как-то уж очень грустно и неуютно. Одинокий курган, кучка людей на нем - сгусток живой пока материи и та, чья жизнь закончилась так невообразимо давно.

Археологи, впрочем, несколько приободрились. В захоронении было то, на что не польстились древние грабители, но что представляло большой интерес для науки. Там лежали овальное, сильно окислившееся бронзовое зеркало, вышеупомянутая фляга, керамическое пряслице, полностью окислившийся железный перстень и около сотни разноцветных бусинок из пасты (стекловатого материала).

Найденные экспонаты будут сопоставляться с экспонатами из других районов, будут тщательно анализироваться их форма, состав, материал и другие данные. Все это поможет изучить пути миграции древних племен и места их расселения на территории Кызылкумов. Уже к вечеру, помнится, мы возвращались домой, в поселок геологоразведчиков Кокпатас. Еще в машине принялись рассуждать о взаимосвязи верхнего мужского захоронения с нижним, женским погребением. Основная версия была такова, что в верхней части кургана лежал один из сообщников древних грабителей. Его прикончили, вероятно, его же ножом или кинжалом и на поясе остался лишь оселок для заточки этого оружия. Был высказан и другой, более романтический вариант. Суть его такова, что в верхнем захоронении лежит

возлюбленный похороненной под курганом девушки. И погиб он в неравной схватке с грабителями.

В общем, остается только гадать, что за драма разыгралась здесь две с половиной тысячи лет назад. Беспощадное время окутало это покровом вечной тайны.

Древние художники Учкудука

Склонность к изобразительному искусству у древнего человека стала зарождаться на самых первых ступенях его развития. Познавая природу и пытаясь к ней приспособиться, чтобы выжить, люди сначала неосознанно, а затем и с интересом стали рисовать. Примерно так, как это делают маленькие дети в наше время, когда им в руки попадает карандаш, мел или кусочек угля. Поначалу древние люди просто изображали отдельных животных и сцены охоты на них, поскольку именно пища являлась вожаками целью существования. Охристой красной глиной рисовали они на стенах пещер, служивших им жилищем, острыми камнями выбивали рисунки на скалах. Несмотря на примитивность исполнения это были довольно реалистичские изображения.

С возникновением основ первых религий, стиль и сюжеты рисунков меняются. Они становятся схематизированными, на них появляются разные знаки, символизирующие какие-то таинственные силы или божества. Так стали появляться культовые святилища с жертвоприношениями и другими обрядами. Это очень длинная и интересная тема, но нам пора вернуться в Букантау. На всем протяжении Букантауской возвышенности, а это примерно 200 км, начиная от поднятия Тахтатау на юго-востоке и кончая горами Тобоберген на северо-западе, встречаются или отдельные рисунки на скалах, или их группы.

Иногда это целые «картинные галереи», где количество рисунков достигает многих десятков и даже сотен. Особенно много их в районе поднятия Бахалы, где рисунки выбиты как на покрытых пустынным загаром гранитных скалах, так и на секущих граниты жильных дайковых породах темно-серого цвета. Многие из этих «картинных галерей» изучались и изучаются специалистами. Посещались они даже уфологами, людьми, казалось бы, далекими от земной науки археологии и чьи помыслы устремлены в космос. К уфологам мы еще вернемся в последующем повествовании. Сейчас же настала пора обратиться к загадкам, связанным как со временем появления петроглифов (так называют на скальные рисунки специалисты-археологи), так и с тем, кто же и с какой целью выбивал их на скалах Букантау.

Определить время, к которому относится конкретный рисунок весьма сложно, и часто бывает, что при датировке допускаются значительные ошибки. Здесь многое должно приниматься во внимание: характерная только для определенного времени прорисовка, ее стиль, вид животных, динамика их поз, сохранность рисунка и степень покрытия пустынным загаром. Последнее обстоятельство за-

висит от того, с какой стороны на рисунок падают солнечные лучи и длительность их воздействия на камень. Как считают специалисты, самые древние рисунки Букантау выбиты в эпоху степной бронзы, примерно 4,5 тыс. лет назад, хотя мнения здесь расходятся. На скалах Бохалы, Кырбукана, Джиланды и других местах обнаруживаются настолько слабо различимые и покрытые очень плотным пустынным загаром рисунки, что датировать их очень сложно. Остается только предположить, что они относятся к неолиту - новокаменному веку. Очень много рисунков более позднего времени. Они покрыты светло-коричневым пустынным загаром и часть из них может относиться к тому времени, когда по нашей бескрайней пустыне кочевали воинственные племена массагетов. Есть относительно свежие рисунки, явно относящиеся к средневековью. Рядом часто обнаруживаются надписи, выполненные в духе арабской письменности (к надписям мы также обратимся позже).

Что же выбито на скалах Букантау? Это настолько емкий вопрос, что ответить на него можно только в самых общих чертах, рисунки надо просто видеть. Сюжетные построения самые разнообразные, начиная от изображений отдельных животных, таких как джейраны, архары, лошади, верблюды и кончая сложнопостроенными сюжетными композициями. Много сцен охоты, где охотники с луками и копьями изображены как пешими, так и верхом на лошадях. Близ колодца Кырбукан на вытянутой отвесной скале выбиты поразительные рисунки с телами людей и со странными головами, напоминающими птички. Глядя на них, сразу вспоминаются страницы учебника истории о древнем Египте.

Кто их выбил, когда?

Надписи, знаки и символы, также как рисунки, выбитые на камнях и скалах, встречаются на всех континентах и во всех климатических зонах. Их изучение дает специалистам ценнейший материал о древней культуре разных народов, об истории происхождения и развития письменности. На скалах Букантау запечатлено немало загадочных надписей, знаков и символов. Условно их можно разделить на 4 группы. Первая - это трудно разгадываемые или вовсе неподдающиеся расшифровке отдельные знаки и символы, покрытые плотным слоем пустынного загара, большая их часть, возможно связана с первобытной магией и имеет древнее происхождение. Это в основном простые геометрические фигуры. Надписи второй группы более многочисленны и просматриваются относительно четко, так как покрывающий их пустынный загар не столь плотен. Многие знаки имеют сходство с написанием букв древнетюркского орхоно-енисейского алфавита, возраст которого примерно 2,5 тыс. лет. Количество буквенных знаков в этом алфавите около сотни, а на скалах Букантау обнаруживается порядка тридцати знаков, имеющих явное сходство со знаками этого алфавита. По написанию буквы относительно просты и представляют собой сочетание двух-трех прямых и волнистых линий. Отдельные знаки - это

геометрические фигуры: треугольник, круг с точками внутри, прямоугольник, комбинация из двух треугольников. Кем и когда выбивались они в Букантау, какой в них заложен смысл, остается загадкой.

Высказывались вполне обоснованные предположения, что эти знаки выбиты массагетами. К третьей группе относится большое число надписей, выполненных в стиле типичной арабской вязи и своеобразного угловатого шрифта, похожего одновременно на куфические письмена и индийскую письменность. Сохранились они хорошо и судя по светло-коричневому цвету пустынного загара выбиты относительно недавно в период от раннего до позднего средневековья. Удивляет тщательность исполнения таких надписей. Людям, выбивавшим их на отвесных скалах, понадобилось немало времени и старания. Праздный человек делать таких надписей не будет. Отсюда следует вывод, что выбивались они с какой-то определенной целью. Какой? Скорее всего, самой благой. Это или нравов учения потомкам или надписи религиозного содержания. Не исключены и другие варианты перевода. Специалисты со временем до них доберутся и мы узнаем, какой смысл заложен в наскальных письменах Букантау. Особенно любопытны надписи, как арабской вязью, так и куфическим шрифтом, выбитые на огромной гранитной скале в районе родника Бохалы. Есть предположение, что именно эту скалу называют загадочным «камнем массагетов». Здесь также отмечено много знаков и символов, относящихся ко второй группе.

К четвертой группе надписей относятся те, что выбиты относительно недавно, в прошлом веке, начале-середине 20 века и в наши дни. К сожалению, фантазия современников не распространяется дальше увековечивания своих имен. Упрекать их за это не стоит, поскольку многих людей тянет на подобное «творчество». Через сотню-другую лет эти надписи, возможно и будут представлять какой-то интерес. Хуже другое: варварски выбивая свои имена поверх уникальных древних петроглифов современники тем самым губят их безвозвратно.

Самыми, пожалуй, интересными надписями этой группы являются наскальные письменные свидетельства пребывания в районе того же родника Бохалы российский воинского отряда в 1873 г. На наклонно лежащей скальной плите здесь можно прочитать: «Великий Князь Николай Константинович». Неподалеку, уже на вертикальной стене выбиты инициалы «Н.К.» и дата: «2.04.1873 г.». Нельзя не отметить, что ни одна из этих надписей не затронула древние рисунки. К сожалению, детали этого похода скрыты где-то в архивах. Известно лишь, что воинский отряд под командованием Великого Князя Н.К. Романова шел из Оренбурга через Кызыл-Орду в сторону Хивы. В составе войска была даже артиллерия.

Но не закончен рассказ о наскальных рисунках и письменах Учкудука.

Летом 1991 г. в Кызылкумах работала экспедиция республиканского «Уфоцентра» под руково-

дством Сергея Георгиевича Азадова. Маршрут экспедиции был таков: урочище Сармыш, Даугызтау, города Учкудук, Зарафшан, их окрестности, Букантауское поднятие. Целью экспедиции был опрос непосредственных очевидцев наблюдений НЛО и тех, кому довелось вступать в контакт с пришельцами из других миров, а также поиски следов, подтверждающих такие контакты в далеком прошлом. Но прежде – коротко об уфологии как о науке. Разве можно изучать то, чего нет? – вопрошают иные. Какие НЛО, какие инопланетяне, какие контакты с ними? Это все выдумки фантазеров или тех, у кого «не все дома». Так ли это?

Необходимо признать, что информации об АЯ (аномальных явлениях, в т.ч. и об НЛО) человечеством накоплено много и количество ее неуклонно увеличивается. Здесь больше загадочного и необъяснимого, но есть и сенсационные данные, подтвержденные документально или многочисленными свидетелями. Игнорировать все эти данные просто нельзя и их изучением занимаются уфологи. Это вполне здравомыслящие люди, для которых важнее прежде всего познание и объяснение тех или иных явлений.

Вернемся в Учкудукский район, к наскальным рисункам Букантау. В пределах поднятия наряду с отдельными рисунками и группами рисунков существует несколько мест, которые по праву можно назвать «картинными галереями» древней наскальной живописи. Возраст отдельных рисунков достигает нескольких тысячелетий, и по мнению специалистов выполнены они в эпоху степной бронзы. Уфологи тщательно изучили наскальные рисунки в районе колодца Джиланды и родника Бохалы. Ими была выделена серия весьма странных изображений. Имея в своем распоряжении обширный банк данных о петроглифах из различных уголков земного шара, на которых просматривались или какие-то существа, похожие на инопланетян, или диковинные летательные аппараты, уфологи могли сравнить их с рисунками, найденными на скалах Букантау. А найдены были изображения весьма призрачные, с явными, как считают сами уфологи, техногенными элементами в прорисовке. Так, на Джиланды ими было найдено изображение, очень похожее то ли на странный летательный аппарат, то ли на какое-то существо с крыльями, как у бабочки. Не менее интересные рисунки были найдены и у родника Бохалы. Они больше напоминали технические чертежи, в которых человек с фантазией мог увидеть все что угодно. Что же на самом деле изобразили наши пращуры на покрытых пустынным загаром древних скалах? Букантау по сей день остается загадкой.

Зрелище было фантастическое...

Надо сказать, что интерес к феномену НЛО и другим аномальным явлениям заметно поутих. То ли инопланетяне стали реже к нам летать, то ли народ пресытился подобной информацией, но факт остается фактом: сообщения СМИ на эти темы стали редкостью. Как бы там ни было, собранная по Учкудукскому району информация, относящаяся к

феномену НЛО и другим АЯ, подобрала в себя действительно интересные и имевшие место события, к которым и обратимся. Здесь не будет ничего надуманного, только рассказы очевидцев. Вначале о сигарообразных НЛО.

В.Л. – старший инженер буровзрывных работ, Кокпатасская геологоразведочная экспедиция:

- Мне довелось наблюдать НЛО в 1986 г., в течение 15 мин, на автодороге Юзкудук-Кокпатас. Вдвоем с водителем мы возвращались в сумерках в базовый поселок. Дорогу было еще хорошо видно, фары водитель не включал, включил только сигнальные огни. Впереди над дорогой, на приличной высоте мы увидели огромный летательный аппарат, похожий на самолет без крыльев. Он как-то странно и очень медленно, как бы пикировал прямо на нас. Водитель остановил машину, и мы стали наблюдать за этим аппаратом. Зрелище было фантастическое, у этой «сигары» (назовем ее так) ярко горели два прожектора, один из которых был направлен вертикально вниз. Луч ярко освещал камни и кусты внизу на площади не менее 150 м в диаметре. В корпусе «сигары» явственно просматривались несколько иллюминаторов, а из хвостовой части отлетали как бы шлейфы пламени.

Цвет корпуса был матово-белым. В течение длительного времени скорость движения «сигары» была не большой, приблизительно 10-15 км в час. Но внезапно аппарат резко набрал скорость и быстро скрылся.

Л.Г. – повар детского сада, Кокпатасская геологоразведочная экспедиция:

- Это произошло летом 1987 г. В один из вечеров мы с соседями сидели у нас во дворе и беседовали. Было довольно поздно, почти наступила ночь. Неожиданно все вокруг осветилось, и совсем низко над поселком медленно и беззвучно проплыл самолет без крыльев. Летел он недалеко от нашего дома, едва не задевая телеантенны. О его размерах судить трудно, но он был просто огромным и излучал свет, освещая и себя, и крыши домов. За ним прослеживались вспышки огня, как от ракеты. Этот «самолет» видели многие жители поселка, в том числе и наши соседи. Было довольно страшно, так как никто ничего подобного раньше не видел.

Можно привести еще несколько рассказов очевидцев, наблюдавших сигарообразные НЛО. Необычные «сигары» с иллюминаторами видели не только кокпатасцы, но и жители Учкудука, сельчане. Их рассказы во многом дублируют друг друга. Многие, например, рассказывают, что «сигары» могут мгновенно, практически с места набирать сумасшедшую скорость и тут же исчезать, могут на большой скорости разворачиваться под любым углом, т.е. обладают каким-то безинерционным движением. Почти все очевидцы наблюдали светящиеся иллюминаторы, прожекторы и шлейфы огня, как от ракеты.

Итак, судя по многочисленным рассказам очевидцев, над Учкудукским районом чаще наблюдались сигарообразные НЛО. Однако есть свидетельства наблюдений НЛО и других форм.

Группе сотрудников одной из московских организаций (ЦНИГРИ), выполняющих договорные работы в Кызылкумах, довелось наблюдать сразу два НЛО, причем один из них был все той же сигарообразной формы.

Рассказывает один из очевидцев, П.К.:

- В апреле 1990 г. мы работали в центральной части гор Букантау и базировались на роднике Ирлир, неподалеку от поселка Кулкудук. Рано утром, примерно в пять часов, нас разбудил один из сотрудников и сказал, что в небе наблюдается НЛО. Мы быстро поднялись и действительно увидели, что над скалистой грядой Букантау, на востоке от нас, «висит» непонятный светящийся объект, напоминающий ярко горящую лампу. Очевидно, объект был освещен лучами восходящего солнца, хотя внизу были предрассветные сумерки. Мы некоторое время наблюдали за объектом и тут, как-то внезапно, рядом с ним появился еще один, но уже сигарообразной формы, в несколько раз превосходящий по размерам первый. Цвет его был белосеребристым и он весь светился как бы изнутри. Зрелище было фантастическое, тем более что из круглого светящегося НЛО исходили яркие тонкие лучи, которые то вытягивались обратно. Зависший рядом сигарообразный НЛО вдруг резко, по горизонтали, набрал скорость и через несколько секунд исчез, а шаровидный объект после этого стал подниматься вверх, набирая скорость. Через некоторое время он превратился в сияющую точку, а затем так же исчез. Все это наблюдалось нами в течение сорока минут. Мы, было, подумали, что небесное представление закончилось, как увидели, что в этот район движется реактивный самолет, оставляя за собой белый инверсионный след. Самолет летел с юга, и мы решили, что очевидно радары «засекли» НЛО и военные решили проверить, что здесь происходит. Самолет пересек район, где мы наблюдали НЛО, и вскоре исчез. Но на этом наши наблюдения не закончились. После исчезновения самолета вновь появился сигарообразный НЛО, в головной части которого явственно просматривалось что-то темное, напоминающее «сигару» поменьше. Здесь же в носовой части не ярко горел огонь, напоминающий прожектор. Расстояние до объекта определить было трудно, но создавалось впечатление, что НЛО гигантских размеров. Без сомнения, это зрелище наблюдали в поселках Юзкудук и Кулкудук, поскольку оно разворачивалось примерно между этими поселками. Мы, как очевидцы, были изумлены и потерялись в догадках.

Вот рассказ еще одного очевидца, также наблюдавшего НЛО странной формы. Работник ГРП-2 Ю.К.:

- Интересное и загадочное явление я с группой товарищей буровиков наблюдал в феврале 1990 г. Около 8 час вечера мы ехали на вахтовой машине по дороге в сторону Кокпатаса. Внезапно в районе ГМЗ наш водитель резко остановил машину. Он первым увидел это непонятное явление и стал показывать его нам. Мы быстро вылезли из вахтовки и

увидели, что примерно в километре от нас к северу, прямо над горами «висит» нечто непонятное. Это была неземная конструкция, состоящая как бы из двух полусфер, разделенных полосой бегущих, мигающих огней. Верхняя полусфера более выпуклая и светлая, нижняя - уплощенная и темная, полоса мигающих огней напоминала бегущую дорожку с разноцветьем бликов, причем установить конкретный цвет было невозможно, здесь присутствовали все цвета радуги. Объект не был неподвижен, он временами менял угол наклона по отношению к линии горизонта. Наконец, спустя 5-6 минут он практически с места, под углом, резко набрал скорость и улетел в юго-западном направлении в сторону аэропорта. Говорят, там его тоже наблюдали. Размеры объекта определить было трудно. Все это наблюдалось в условиях ночи и в абсолютной тишине. Со стороны объекта слышалось едва различимое жужжание. Нас, видевших это НЛО, было 9 человек, и все мы были очень поражены увиденным. К рассказу этого очевидца можно добавить следующее: любопытно, что наблюдаемый буровиками НЛО завис над районом Джиланды. Ведь именно здесь, только много позже, по данным столетних уфологов, должен был состояться предсказанный контакт с представителями внеземной цивилизации.

Не всегда наблюдения НЛО или знакомство с другими аномальными явлениями носили безобидный характер. Зафиксированы случаи, когда последствия от встреч с неопознанным были весьма болезненными, но, все же, заканчивались благоприятным исходом.

Рассказывает житель Учкудука Э.Ш.:

- Этот случай произошел со мной 12 февраля 1991 г. в 13-м микрорайоне. Вечером (было довольно светло) мы с приятелем сидели на скамейке возле дома и мирно беседовали. Мой приятель первым увидел нечто страшное, летящее очень низко над землей, примерно со стороны телевышки. Он показал его мне, и мы с удивлением стали наблюдать за этим летящим объектом. Летел он на высоте примерно пяти метров над землей, двигался медленно и совершенно бесшумно. Размеры его определить было трудно, но он был очень большим. По форме напоминал полусферу с плоским основанием и ребристую по окружности. Поверхность полусферы была неровной, покрыта какими-то буграми или шишками, отчего смотреть на него было неприятно, словно это была кожа лягушки. Через две-три минуты после начала нашего наблюдения объект вдруг резко остановился и завис неподалеку от 13-го микрорайона. Думаю, что некоторые жители наверняка его видели.

Внезапно из объекта ударил яркий и узкий луч света, более яркий, чем от электросварки. Луч попал мне в глаза и ослепил. Мой приятель впоследствии рассказал, что даже отскочил от меня. С этого момента наступила полная темнота, и я перестал видеть. Это состояние длилось ровно девять дней. Товарищ привел меня домой, мать очень испугалась и хотела на следующий день вести меня в больницу,

но я отказался. Я был уверен, что зрение ко мне вернется, и эта уверенность была очень сильной, словно мне ее внушили. Хочу также добавить, что после того, как я мысленно сравнил поверхность объекта с кожей лягушки, и он стал мне неприятен, почти сразу вспыхнул луч, ослепивший меня. Объект словно отомстил мне за сравнение.

Прошло девять дней, и вечером ко мне зашел мой приятель, уже была почти ночь, хотя мне было все равно, ведь я ничего не видел. Он вывел меня во двор покурить и сказал: «Смотри, какая сегодня яркая луна». Я непроизвольно посмотрел в сторону луны и увидел ее! Таким вот образом вернулось зрение. Все что со мной произошло, по сей день остается для меня загадкой. Из всей этой страшной истории мне отчетливо запомнился еще один момент. Перед тем, как в меня попал луч света, я увидел, что идущий неподалеку человек буквально на ходу как бы замер в воздухе. Он словно окаменел, подавшись вперед с занесенной для шага ногой. Хотелось бы когда-нибудь услышать объяснение всему тому, что произошло.

А вот еще одно повествование о странных лучах. Рассказывает жительница 13-го микрорайона М.Д.:

- Это случилось в феврале 1991 г., я тогда училась в десятом классе. В один из вечеров я сидела за столом в большой комнате и занималась. Окна этой комнаты выходят на веранду, на улице уже стемнело. Внезапно я почувствовала и затем увидела что-то неладное, даже сверхъестественное. Это были какие-то непонятные и неизвестно откуда возникшие лучи, которые пересекали комнату, где я занималась. Они были узкие, ярко светились серебристо-белым цветом, в котором наблюдался красноватый оттенок. Поскольку все это было удивительным, мне все хорошо запомнилось. И тут я то ли почувствовала, то ли услышала тихий зовущий голос, а лучи стали, как бы тянуть меня в соседнюю комнату. Уже подчиняясь неведомой силе, овладевшей моей волей, я пошла туда. Все лучи собрались в пучок и устремились к окну, выходящему прямо на улицу, на уровне третьего этажа. Я тоже подошла к окну. То, что я увидела, запомнится мне на всю жизнь.

Лучи уже на улице на моих глазах сфокусировались в одной точке, в которой медленно (так мне показалось) стало формироваться шарообразное тело серебристо-белого цвета. На каком расстоянии от меня это происходило, не берусь точно определить, я стала впадать в какое-то полугипнотическое состояние от нереальности и невероятности происходящего. Но я уверяю, все это было, все это я видела своими глазами. То, что было поначалу шаром, стало менять форму и превратилось в нечто, напоминающее диск или тарелку, диаметром примерно полметра. Эта «тарелка» поворачивалась вокруг своей оси и, испуская тонкие лучи, стала то подниматься вверх до высоты сорока-пятидесяти метров, то опускаться вниз, чуть ли не касаясь земли. Вдруг я обнаружила, что дом напротив исчез, как бы растворился, а на душе стало светло. Появилось чувство

необычайной радости, которое очень сложно передать. Меня потянуло туда, за окно, где разворачивалась совсем уж фантастическая и прекрасная картина. Я увидела бездну космоса с сияющими звездами, затем перед глазами стали вспыхивать и гаснуть похожие на молнии лучи. Они тоже как-то внезапно исчезли, но появились странные сооружения, похожие на дома, удивительные узоры, похожие на растения, и непонятные знаки на этом фоне. Потом меня стали трясти за плечо, и все исчезло. Это подошла мама, которая несколько раз звала меня из кухни. Но перед этим она послала за мной братишку, и он тоже видел разворачивающуюся за окном картину. После того, как я пришла в себя, мне стало очень плохо, появилось чувство страха и тошноты. Я пошла умыться в ванную и там потеряла сознание. Родные вызвали «скорую», мне сделали укол, но я еще долго после этого чувствовала себя очень плохо. Я так и не знаю, что было со мной.

А вот рассказ работницы МСЧ-2 Л.Ш.:

- В апреле 1991 г. (число не помню) я и другие работники медсанчасти наблюдали ночью необычайный объект в небе. Увидели мы его случайно, выглянув в окно, и наблюдали очень долго, примерно с двух до четырех часов. Мы смотрели на него из окна второго этажа детского отделения больницы. Окно находится на южной стороне здания и обращено к летнему кинотеатру. Метрах в двухстах, может быть и больше, на высоте примерно тридцати-сорока метров завис серебристый шар, напоминающий полную луну. Он был в какой-то сияющей дымке. С шаром творилось что-то невероятное: он то улетал вдаль, превращаясь в светящуюся точку, то возвращался вновь. Временами он становился плоским, как диск, а когда опять при-

нимал форму шара, то резко менял яркость. В левой его половине наблюдалось черное пятно, в котором сильно светила яркая точка. Вдаль он улетал по горизонтали. В какой-то момент мы увидели, как из шара стали вытягиваться, а затем втягиваться обратно узкие яркие лучи, которые достигали земли. Все это повторилось много раз и, как-то нам показалось, в какой-то последовательности. После четырех часов утра шар внезапно исчез. Но эта история имела продолжение на следующий день. Когда утром на смену заступили другие работники, то в одном из окон, выходящих на южную сторону, обнаружили идеально круглое отверстие диаметром примерно 8 см. Оно было, как бы оплавлено по краям, и мы решили, что образование его связано с шаром.

В этой краткой подборке материалов об НЛО и других аномальных явлениях нет ничего выдуманного. Все они составлены со слов очевидцев, непосредственных участников странных событий, имевших место на территории Учкудука и Учкудукского района. Легко можно заметить, что при описании загадочных объектов и явлений очевидцы в своих рассказах подмечали одинаковые характерные детали. Так, о сигарообразных НЛО рассказывают В.Л. из Кокпатаса и москвич, сотрудник ЦНИГРИ П.К.

НЛО в форме полусфер наблюдали учкудукцы Ю.К. и Э.Ш. Шарообразные объекты, временами приобретающие дисковидную форму и опускающие тонкие лучи наблюдали более десятка очевидцев. Объяснить такую информацию оптическими явлениями или обманом зрения просто невозможно. О том, какие здесь напрашиваются выводы, судите и фантазируйте сами. Вряд ли тут все просто...

(Продолжение следует)

ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИИ

Решением ВАК Республики Узбекистан от 25.12.2008 г. декану Алмалыкского горно-металлургического факультета Навоийского государственного горного института Хасанову Абдирашиду Салиевичу присвоена ученая степень доктора технических наук. Тема диссертационной работы «Технология переработки техногенных отходов цинкового и медного производств». На основе сформулированных в диссертации общих принципов и научных положений разработана рациональная технология совместной переработки клинкера цинкового производства с медным концентратом, предложены программы модернизации технологии получения меди и цинка, позволяющие сделать медное и цинковое производства безотход-



ными и экологически безопасными. При этом значительно увеличивается извлечение ценных компонентов без существенных капитальных затрат. Результаты исследования используются в учебном процессе в Навоийском государственном горном институте при чтении дисциплин «Металлургия меди и цинка» и «Специальные методы обогащения».

Руководство и специалисты ОАО «Алмалыкский ГМК», ГП «Навоийский ГМК», профессорско-преподавательский состав АГМФ и НГГИ поздравляют Абдирашида Салиевича с присвоением ученой степени доктора технических наук, желают больших творческих успехов и мирного неба над головой!