

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sisshilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir: Agzamov Sh.K.

Bosh muharrir o'rinbosari: Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:

Abdullayev U.M., Abduraxmonov S.A., Bibik I.P.,
Dudeskiy S.P., Kustov A.M., Malgin O.N.,
Nasirov U.F., Norov Yu. J., Raimjanov B.,
Rahimov V.R., Ruziyev N.R., Sanakulov K.S.,
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) 223-82-30, faks 223-82-30
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel. 8 (436) 5770438, 5770437, 5770354
Faks 8 (436) 5721015
E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru
gornvest@rambler.ru
Internet: www.mining-bulletin.geotech.uz

Dizayn va kompyuter sahifasi:

Bannov A.N., Naumova O.A.

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

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

Nashr etishga **04.12.2007 y.** imzolandi

Adadi 750 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

GEOLOGIYA VA GEODEZIYA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОДЕЗИЯ

Акбаров Х.А. Проблемы прогнозирования оруденения в рудных районах и полях.....	3
Бадалов С.Т. Геохимические причины совместного нахождения химических элементов в природной материи.....	8
Бородин Ю.В. Проблемы поисков месторождений тория в Узбекистане (обзор).....	11
Турсебеков А.Х., Шарипов Х.Т., Турамуратов И.Б., Лузановский А.Г., Василевский Б.Б., Рахимов Р.Р. Рений Узбекистана.....	14

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Санакулов К.С., Рузиев Н.Р., Хасанов А.С. Особенности грануляции шлаков жидкими охлаждающими агентами.....	22
Кустов А.М., Коломников С.С. Адаптация циклично-поточной технологии работ к изменяющимся условиям глубокого карьера.....	25
Сытенков В.Н., Бибик И.П., Рахманов Р.А. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР в карьере Ташкура.....	30
Уринов Ш.Р., Норов Ю.Д. Метод оперативного расчета параметров трапециевидной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.....	39
Зинько Н.А., Филь В.И., Лашко В.Т., Грищенко Г.Г. Принципиальные схемы размещения внутренних отвалов в предварительно подготавливаемой рабочей зоне карьера.....	40
Хасанов А.С. Изучение минерального состава шлаков МПЗ.....	43
Сим А.Д., Хасанов А.С., Иванова Г.В., Ким Л.А. Использование отходов промышленности для производства акустических плит.....	46
Курбонов А.А. Специфические особенности базальтовых материалов.....	48
Лобанов В.С., Киселенко А.С., Мухитдинов А.Т., Кайгаров В.И., Абдуразаков А.А. Создание матрицы возможных решений как метод разработки эффективной технологии добычи полезных ископаемых на горных предприятиях.....	51
Бекбасова А.Ж. Актуальность перехода на новое состояние энергетики – влечение времени.....	55

GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA

Васильев П.Г., Кудинов А.А. Обзор промышленных наземных агрегатов термической переработки горючесланцевой руды.....	58
Пономарева О.М., Аблаев И.Ш. Определение межремонтного ресурса шестеренчатых насосов бульдозеров.....	61

GEOMEKANIKA / GEOMEKANIKA

Рахимов В.Р., Мухитдинов Ш.Р., Казаков А.Н. Оценка напряженно-деформированного состояния склонов к горным ударам золоторудных месторождений Узбекистана на базе геодинамического районирования.....	63
--	----

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Федянин С.Н. Рентгенометрическая сепарация золото-содержащих руд с позиций геостатистики.....	67
Артыков А.А., Карабаев Д.Т. К проблеме моделирования пневмосепарирования руд редких и благородных металлов.....	71

**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'ZGEOTEKHLITI»

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор: Арзамов Ш.К.

Зам. главного редактора: Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

Абдуллаев У.М., Абдурахмонов С.А., Бибиб И.П.,
Дудецкий С.П., Кустов А.М., Мальгин О.Н.,
Насиров У.Ф., Норов Ю.Д., Раимжанов Б.,
Рахимов В.Р., Рузиев Н.Р., Санакулов К.С.,
Холматов И.М., 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) 223-82-30, факс 223-82-30
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770437, 5770354
Факс 8(436) 5721015

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

Интернет: www.mining-bulletin.geotech.uz

Дизайн и компьютерная верстка:

Баннов А.Н., Наумова О.А.

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

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

Подписано в печать **04.12.2007 г.**

Тираж 750 экз.

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

- Мазур П.С., Петухов О.Ф.** Новая жизнь спектральных приборов 77
Ахмедов Х., Попов Е.Л., Якубжанова М.Е., Едгоров Н., Василеник О.П. Результаты полупромышленных испытаний нового реагента СД-1 на руде, перерабатываемой Ангренской ЗИФ 79
Попов Е.Л., Егорова О.Г. Полупромышленные испытания комплексной вольфрамсодержащей руды месторождения Саутбай 82
Кушназаров И.К., Алтынбаев Р.Р. Интенсификация обработки плоскостей принудительно вращающимся режущим инструментом 85
Носирова Ш.Н. Динамическое поведение многослойных цилиндрических тел с жидкостью при воздействии нестационарных нагрузок 89
Муродов М.М., Муродов Ш.М. Тупрокка ишлов берувчи ишчи органлар тўғрисида 90

FAN VA ISHLAB CHIQRISH / НАУКА И ПРОИЗВОДСТВО

- Бибиб И.П., Долгова Н.Я., Жусипов Г.У.** Система менеджмента качества колледжа – основа высокого уровня подготовки специалистов 95

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

- Перегудова Г.П.** Применение закона о сохранении количества движения к определению скорости ударной волны при взрыве 98

TALABALAR SANIFASI / СТУДЕНЧЕСКИЕ СТРАНИЦЫ

- Норов Д.Ш.** Аналитический метод определения объёмов различных форм высоких одноярусных отвалов 100
Абдалов Ш.Р. Исследования по сорбции золота из кека биокисления флотоконцентрата анионитом АМ-2Б 103
Сагирова Р.Н. Модельные аспекты оценки социально-экологических последствий промышленного производства 105
Жумаматов Р.Р. За новое партнерство: Евросоюз и Узбекистан 106
Курбанов А.С. Талабалар ишени унумли ташкил этишда электрон кобининг роли 107
Холиқова Н.М. Инглиз тили фанини ўқитишда интерфаол усуллардан фойдаланиш 109
Иноятова М.Ш. Регулирование деятельности инвестиционных фондов в различных странах 110
Сулейменова К.К. Перспективы развития малого бизнеса и предпринимательства в Навоийской области 112

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

- Бикулов А.О.** Критерии оценки риска 114

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

- Информационное сообщение о республиканской научно-технической конференции «ISTIQLOL» (с международным участием) «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке» 115

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

- Панова Н.С.** Оплот надежд или о "серебре" и "золоте" Кызылкумов (от юбилея к юбилею) 118

MAQOLALAR KO'RSATKICI / УКАЗАТЕЛЬ СТАТЕЙ

- Указатель статей опубликованных в журнале «Горный вестник Узбекистана» в 2007 году 120

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 124 стр.: Переработка ртутьсодержащих ламп
На 2 стр. обложки: «Atlas Copco»
На 3 стр. обложки: «Coscom»
На 4 стр. обложки: «Sandvik»

ПРОБЛЕМЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ОРУДЕНЕНИЯ В РУДНЫХ РАЙОНАХ И ПОЛЯХ

Аkbаров Х.А., профессор ТашГТУ, академик, докт. геол.-мин. наук

Известно, что во все времена в системе «человек и природа» минеральное сырье являлось неотъемлемой частью жизнедеятельности человека, главной движущей силой научно-технического прогресса и основой политической стабильности. На современном этапе общественного мироздания это положение становится ещё более отчетливым и острым, очевидно такая тенденция сохранится и впредь. Так по опыту наиболее развитых стран мира их достижения в области социально-экономических и других благоприятствующих эффективному развитию народного хозяйства и международного авторитета сферах также связано с потреблением минерального сырья и продуктов его переработки, особенно, в нынешних экономических условиях с переходом недр в собственность республики.

Природные минеральные ресурсы являются частью огромного богатства, главной движущей силой научно-технического прогресса, основой экономического могущества и политической стабильности республики. Поэтому, потребность экономики в них постоянно будет расти в новом тысячелетии, что в свою очередь обуславливает увеличение их добычи и прироста запасов минеральных ресурсов, как в известных горнорудных регионах, так и на новых выявленных площадях. Высокая стоимость глубинных поисков обуславливает необходимость разработки рациональных методов, с помощью которых можно с наибольшей эффективностью и наименьшими затратами выявить скрытые и перекрытые новые месторождения полезных ископаемых.

В Узбекистане открыты и разведаны месторождения многих видов полезных ископаемых. На их базе создана мощная горно-металлургическая промышленность - действуют крупные горно-обогатительные предприятия. Для бесперебойного обеспечения минеральным сырьем действующих предприятий и растущих потребностей промышленности и сельского хозяйства, особенно в условиях рыночной экономики суверенной Республики Узбекистан, необходимо повысить эффективность геологоразведочных и научно-исследовательских работ.

Наметившееся в последнее десятилетие и все прогрессирующее сокращение фонда легкооткрываемых месторождений выходящих на дневную поверхность обуславливает необходимость разработки рациональных методов, при помощи которых

можно с наибольшей эффективностью и с наименьшими затратами найти новые рудные поля и месторождения, скрытые на глубине.

Правительство Узбекистана уделяет особое внимание развитию минерально-сырьевой базы республики. Ярким свидетельством является Постановление Президента Республики Узбекистан «О мерах по коренному совершенствованию организации геологоразведочных работ и деятельности Государственного комитета республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам». В Постановлении отмечается, что в Республике последовательно осуществляются меры по созданию и наращиванию минерально-сырьевой базы для добывающих и перерабатывающих производств, предприятий строительной индустрии. Обеспечивается прирост запасов благородных и редкоземельных металлов, агрохимического и горнорудного сырья, строительных материалов, пресных и минеральных подземных вод [1]. Вместе с тем в Постановлении отмечается, что отдельные потенциально рудоносные территории остаются слабо изученными. В ходе геологоразведочных работ недостаточно применяются наукоёмкие технологии, научно-исследовательский потенциал значительно ослаб и необоснованно рассредоточен. В Постановлении, наряду с другими, одним из приоритетных направлений отмечается повышение объективности и достоверности геологической информации на основе глубокого анализа, широкого применения современных технологий и передовых методов прогнозирования геологических запасов полезных ископаемых с учетом требований эффективного использования недр и добычи минерального сырья.

Установленная в республике политическая и экономическая стабильность, богатейший ресурсный потенциал недр, наличие высококвалифицированных научно-технических кадров и современных технологических решений, а также активное взаимовыгодное международное сотрудничество Узбекистана в области минерально-ресурсно-сырьевой политики и стратегии создают наибольшее благоприятствование для эффективного входа его минерально-сырьевых комплексов и отраслей в хозяйственную общемировую систему рационального, более полного использования ресурсов недр Земли. Потенциал недр становится надежным гарантом устойчивого развития народного хозяйства, экономической и политической стабильности Республики Узбекистан.

Повышение эффективности геологоразведочных работ и рентабельности добычи полезных ископаемых приобретает особую значимость в условиях рыночной экономики. Решение этих вопросов непосредственно связано с проблемой повышения достоверности разведки и подсчета запасов. Курс правительства Республики Узбекистан по привлечению иностранных инвестиций для освоения месторождений минерального сырья предопределяет уделение особого внимания решению отмеченной проблемы активно, привлекать передовой опыт крупных горнорудных компаний.

В освоенных горнорудных районах основными задачами являются поиски скрытых на глубине и флангах месторождения оруденения, успешное решение которых возможно только в результате геолого-структурных исследований локализации оруденения, объемного морфогенетического изучения, типизации рудных полей и месторождений различного генезиса и их моделирования.

К числу важнейших проблем, стоящих перед науками о Земле, относится проблема практического использования в народном хозяйстве установленных закономерностей образования и развития Земли. Поэтому, главной задачей геологической науки является познание закономерностей образования и пространственного размещения различных видов полезных ископаемых и на этой основе - прогнозирование новых месторождений, рудных районов и перспективных площадей с целью выявления богатых руд в экономически благоприятных для освоения или уже освоенных районах. В связи с этим необходимо усиление проведения фундаментальных научных исследований, решающих кардинальные вопросы геологического строения районов, закономерностей формирования и размещения месторождений. Заметное исчерпание резерва открываемых месторождений в первую очередь в районах действующих горнорудных предприятий, обуславливает необходимость поисков скрытого оруденения. При этом, неизбежно усиливаются требования к повышению экономической эффективности поисково-разведочных работ. Это, естественно, привело к необходимости пересмотра поисковых критериев и признаков при разработке новых методических приемов оценки.

Как показывает опыт, простое увеличение объемов работ не всегда приводит к положительным результатам, что объясняется слабой теоретической основой прогнозно-металлогенических и поисковых работ, обусловленной неоднозначностью взглядов на геологию, глубинное строение, генезис оруденения и взаимосвязь факторов рудоконтроля. В настоящий период усложнились требования к геологам-производственникам и геологам-ученым. Современные задачи поисков скрытого оруденения и разведки глубоких горизонтов эндогенных месторождений не могут быть решены без глубоких по-

знаний геолого-структурных условий их образования. Структура любого участка земной коры определяется залеганием в пространстве тел горных пород и их контактов. Основным методом изучения структуры является геологическое картирование. Если на данном участке земной поверхности обнаружено месторождение, то основной задачей картирования является установление размеров, формы и условий залегания рудных тел с глубиной. Эти структурно-геологические данные вместе с данными о качестве руд служат основой для оценки промышленной значимости месторождения и для проектирования его разведки. При этом роль прогноза о поведении рудных тел на глубину является определяющей. Правильность такого прогноза зависит от того, насколько была понята история формирования структуры участка месторождения.

Успешная реализация сложного и длительного процесса поисков, оценки, разведки и эксплуатации месторождений полезных ископаемых значительно зависит от научного подхода к методике геологоразведочных работ. Основой методического подхода являются геологические представления об условиях образования и закономерностях размещения полезных ископаемых в различных геолого-структурных позициях земной коры. Проблемы расширения минерально-сырьевой базы решаются двумя путями: 1) открытия крупных месторождений еще в слабо изученных регионах; 2) поисков промышленных залежей полезных ископаемых в районах действующих предприятий - в глубоких горизонтах и флангах известных и эксплуатируемых месторождений. Ведущее значение имеет выявление условий образования и закономерностей размещения полезных ископаемых, а также разработка научно-обоснованных методов их прогноза, поисков, оценки и разведки. Особенно важное значение в рыночных условиях имеет укрепление и расширение сырьевых баз действующих горнодобывающих предприятий.

Геологическое прогнозирование полезных ископаемых – естественный научно-прикладной результат геологических исследований. В практике геолого-съемочных и поисково-разведочных работ геологическое прогнозирование проводилось повсеместно, систематически, во всех масштабах и даже определялось в категориях запасов. Прогноз - предвидение, предсказание о развитии чего-либо, основанное на определенных данных (от греческого слова про-вперед, гноз-узнавание), предвидение изменений в развитии и исходе каких-либо событий, явлений, процессов на основании полученных данных (БСЭ, М., 1955). Геолого-прогнозные карты в зависимости от масштаба подразделяются на три вида: региональные (прогнозно-металлогенические 1:1000000), локальные (геолого-прогнозные 1:50000-1:5000), детальные (структурно-прогнозные 1:2000-1:500).

Региональные геологические исследования являются фундаментальными исследованиями в изучении строения и истории развития территорий. Обычно эти исследования завершаются составлением прогнозно-металлогенических карт крупных провинций. Металлогения - крупное, научное направление, которое изучает закономерности формирования и размещения минеральных месторождений в пространстве и во времени в различных структурах земной коры. Региональные прогнозные карты (металлогенические) выявляют размещение рудных районов и месторождений.

Под локальным количественным прогнозированием понимается система геологических исследований, в результате которых определяется место, форма, условие залегания, а также прогнозные запасы полезного ископаемого с точностью обеспечивающей проектирование поисково-разведочных работ. Локальные геолого-прогнозные карты как метод непрерывного суммирования и обобщения фактического материала показывают в объемном изображении фактическое и предполагаемое размещение оруденения. Локальные прогнозные карты позволяют: 1) определить наличие оруденения в тех или иных геологических позициях; 2) установление глубины залегания оруденения; 3) предвидение ведущих морфогенетических типов рудных тел и условий их размещения; 4) выявление масштабов оруденения; 5) обоснование условий разведки и эксплуатации перспективных площадей. Структурно-прогнозные планы участков месторождений намечают положение известных и возможных рудных тел [2, 3].

Локальное прогнозирование в настоящее время превратилось в самостоятельное научное направление со своей теорией и объектами приложения. Результаты исследований свидетельствуют, что высокая эффективность прогноза эндогенного оруденения может быть достигнута при соблюдении следующих принципов: 1) соответствие и соподчинение проявления рудоконтролирующих факторов размерам и масштабам прогнозируемых объектов; 2) оценка факторов числом и мерой; 3) исторический подход к развитию геологических явлений; 4) полнота учета факторов; 5) определение характера и силы связи факторов между собой и оруденением; 6) учет тектонофизических особенностей геологической позиции; 7) выявление оптимальных значений факторов; 8) применение геометризации как главного условия объемности прогнозных построений; 9) приоритет индуктивного подхода над дедуктивным при анализе рудоконтролирующей роли геологических факторов.

Разработанные теоретические и методические основы локального количественного прогнозирования; рудоконтролирующие факторы и методы их изучения; прогнозирование с использованием геофизических и геохимических методов; минералогиче-

ские, структурные исследования для целей прогнозирования; экспериментальное моделирование; методы составления локальных геолого-прогнозных карт находят все большее применение.

Метод локального количественного прогнозирования уже много лет вызывает возрастающий интерес геологов-исследователей рудных месторождений. Имеется очень большой объем опубликованных работ по прогнозированию эндогенного оруденения с применением количественных методов. Наиболее интенсивно методика локального количественного прогнозирования стала развиваться благодаря использованию математических методов обработки геологической информации на ЭВМ и компьютерных технологий [4, 5].

В связи с малой вероятностью открытия крупных месторождений, выходящих на дневную поверхность и истощением фонда легко-открываемых месторождений, перспективы развития горнодобывающей промышленности во многом зависят от возможности скрытого оруденения. Проблема прогноза и поисков скрытого эндогенного оруденения особенно актуальна для Узбекистана, где более 70% территории перекрыто молодыми мезозойско-кайнозойскими отложениями.

Локальные геолого-прогнозные карты результат изучения структуры района, рудного поля и месторождения и условия размещения в них оруденения. Они суммируют и обобщают результаты геологического изучения и показывают в объемном изображении фактическое и предполагаемое размещение полезных ископаемых по качеству и количеству. Условия локализации оруденения в различных геолого-структурных типах рудных полей и месторождений неодинаковы, что вызывает необходимость использования различных методов при прогнозировании.

Структурный анализ представляет собой наиболее современный метод не только для решения вопросов размещения оруденения, но и также для выяснения его генезиса. Необходимо дальнейшее постоянное расширение и углубление изучения структурных типов рудных полей и условий их размещения, что позволит значительно увеличить сырьевую базу горно-металлургической промышленности. Необходимо структурный анализ размещения оруденения проводить на всех разведываемых месторождениях постоянно. Металлогенические особенности отдельных геологических регионов и зон уже достаточно определились и, поэтому, поиски должны базироваться на выявлении благоприятных геологических структур и позиций. Эта задача решается систематически средне- и крупномасштабным картированием литологических, структурных и тектонических элементов и их сочетаний. Поиски промышленных эндогенных месторождений и рудных полей должны опираться, в первую очередь, на структурно-геологический кри-

терий, поскольку именно он определяет место и масштаб оруденения в данной геологической обстановке. Это дает основание рекомендовать данную методику для широкого использования. Она обеспечит конкретизацию прогноза, достаточную для уверенного направления глубокой поисковой разведки. Методы геолого-структурного анализа и крупномасштабного количественного прогнозирования в эндогенных рудных полях и месторождениях постепенно совершенствуются. Использование этих методов в практике геологоразведочных работ на протяжении 30-40 лет способствует расширению и укреплению сырьевой базы многих горнорудных предприятий.

Объекты прогнозирования - рудные тела и месторождения в пределах рудных полей и сами рудные поля. Сущность локального количественного прогнозирования - оценка числом и мерой величины перспективных запасов, установление характера интенсивности проявления и степени влияния на оруденение рудоконтролирующих факторов. Это обеспечивает систематическое определение силы связи факторов между собой и оруденением и на этой основе оценку их информативности. В разработанных принципах локального количественного прогнозирования обобщен опыт составления геолого-прогнозных карт более чем на 80 рудных полях и месторождениях гидротермального генезиса различных структурно-морфологических и вещественных типов.

Следует отметить, что основу прогнозирования составляет не просто метод аналогий, а системный подход, учитывающий особенности конкретной обстановки проявления рудоконтролирующих факторов. Проведение сопоставления исполнительных карт с геолого-прогнозными показало, что применение рассмотренных методов количественного прогнозирования эндогенного оруденения обеспечивает оценку перспективных запасов и условий их размещения в рудных полях и месторождениях с достоверностью, составляющей категории C_2 . Дальнейшее совершенствование методов структурного анализа связано с развитием работ по локальному количественному прогнозированию. Структурный анализ условий размещения оруденения с целью детального прогнозирования проводился в пределах ряда золоторудных, полиметаллических, флюоритовых, оловорудных, сурьмяно-ртутных, вольфрамовых, меднорудных и других типах полей. Применение тектонофизических методов - экспериментальное изучение тектонофизических условий формирования структур рудных полей и месторождений методами моделирования на оптически активных материалах.

Используя принципы тектонофизического изучения структур исследованы распределение тектонических напряжений, и связь с ними эндогенного гидротермального оруденения на моделях главных типов структур рудных полей и месторож-

дений. Развитие теории рудообразования во многом определяются выявлением закономерностей деформации горных пород. Локализация оруденения наряду с другими факторами зависит от физико-механических свойств пород, таких как хрупкость, пластичность, пористость, проницаемость. Эти свойства также определяют структуру рудных полей и морфогенез рудных тел. Экспериментальное воспроизведение типовых структур рудных тел, месторождений и рудных полей с учетом особенностей их геологического строения, интерпретация и использование полученных результатов повышают достоверность прогнозирования оруденения.

В последние годы представления об условиях образования и закономерностях размещения рудных месторождений испытывают большие изменения. Этому способствует развитие новых методов исследований. Дешифрирование космических снимков, морфоструктурный анализ и палеорекострукции открывают новые возможности для познания структур и их влияние на локализацию оруденения. Крупномасштабные космические снимки позволяют определить геологическую позицию рудных полей и их внутреннее строение. Достижения космогеологов, именно аэро- и космическая информация, позволяют получить совершенно новые сведения, ранее не известные при традиционных методах наземных геологических исследований. Они могут способствовать разработке конкретных рекомендаций по направлению поисковых, поисково-оценочных и других работ. Следует еще учесть то обстоятельство, что для проведения космогеологических исследований требуются незначительные по сравнению с традиционными методами средства, что позволяет получить большой экономический эффект. Картирование скрытых продолжений рудоконтролирующих структур, является весьма актуальным. Зарубежные специалисты более 20 лет пользуются возможностями цифровых данных космического зондирования: на изображениях полученных оригинальными способами обработки первичных цифровых матриц, на второй план отодвигаются геолого-ландшафтные объекты и на снимках четко проявляются почти все структурные неоднородности (разломы всех рангов, изъёмы, изгибы, зоны максимальных и минимальных дроблений и трещиноватости в толщах коренных пород и т.д.) как открытых, так и закрытых территорий земной поверхности. Они, включая элементы и компоненты современного рельефа, изображаются в виде разноориентированных прямолинейных, зигзагообразных, дугообразных и других форм линейности, прослеживающихся на снимках в виде темных или белых (осветленных) штрихов, линий и узких полос. В результате уверенно фиксируются почти все структурные объекты (прямолинейные, дугообразные, округлые, площадные и др.).

Прогнозирование занимает особое место в геологоразведочном процессе. Оно является заключи-

тельным, синтезирующим звеном геологических изысканий, нацеленным на выявление месторождений полезных ископаемых. Наивысшую ответственность приобретает на стадиях геологических съемок масштаба 1:50000-1:25000 и поисках скрытых и перекрытых месторождений (1:10000-1:2000), характеризующихся нечеткими поисковыми критериями, где приходится применять дорогостоящие комплексы поисковых методов. Дальнейшее развитие и углубление теории и научно-методических основ крупномасштабного количественного прогнозирования является важной геологической задачей, решение которой будет способствовать существенному повышению эффективности поисково-разведочных работ.

По вышеотмеченной методике локального количественного прогнозирования проведены исследования и составлены геолого-прогнозные карты на различных стадиях изучения объектов. На меднорудных месторождениях Узбекистана: Сары-Чеку, Дальнее, Кызата, Кальмакыр; полиметаллических - Кургашикан, Учкулач, Хандиза, Чакчар, Лашкерек; вольфрамовых - Ингичке, Койташ, Высоковольное; благородных - Чадак, Кочбулак, Марджанбулак, Кызылалмасай, Кокпатас, Даугызтау, Мурунтау, Зармитан, Кумышкан, Актурпак; флюоритовых - Суппаташ, Агата-Чибергата, кроме того эти исследования проведены в более чем 80 рудных полях и месторождениях среднеазиатских государств и СНГ.

По внедрению методики локального крупномасштабного прогнозирования проведены специальные кустовые семинары в крупных геологоразведочных организациях Узбекистана, Кыргызстана, Таджикистана, Грузии, Армении, Украины, Казахстана, России и др. Опубликованы более 50 монографий, монотематических научных сборников, методических пособий, учебных программ и другие материалы.

Результаты исследований апробированы на крупных научных форумах прошедших в Узбекистане, Италии, Бразилии, Индии, Армении, Грузии, Кыргызстане, Таджикистане, России, Украине, Казахстане и других государствах.

Таким образом, разработанная теория и научно-методические основы локального количественного прогнозирования позволяют эффективно решать

актуальные вопросы расширения минерально-сырьевых возможностей рудных полей и месторождений, особенно в районах известных и действующих горных предприятий. Эти работы необходимо в дальнейшем осуществлять в тесном содружестве производственных и научно-исследовательских организаций в следующих направлениях:

1) Дальнейшее развитие теории и совершенствование методов локального прогнозирования и количественной оценки рудоконтролирующих факторов.

2) Совершенствование методов картирования рудных регионов как основы прогнозирования.

3) Полное и систематическое комплексирование геохимических, геофизических и геолого-структурных методов локального количественного прогнозирования.

4) Дальнейшее развитие методов обработки геологической информации с применением различных логико-математических методов, ЭВМ и геолого-информационных систем.

5) Развитие и более широкое привлечение для локального количественного прогнозирования различных экспериментальных исследований, в том числе тектонофизических методов моделирования рудоносных структур [6, 7].

Развитие теории и метода локального количественного прогнозирования является важной геологической задачей научных работников и геологов-производственников, решение которой будет способствовать существенному повышению эффективности поисково-разведочных работ.

Таким образом, успехи узбекской школы геологов в изучении структурных условий размещения эндогенного оруденения, достигнутые в 30-40 гг. XX века, послужили важной предпосылкой возникновения и быстрого развития методов прогнозирования скрытых рудных тел и, в первую очередь, в рудных полях с действующими горно-металлургическими предприятиями. Дальнейшее повышение эффективности научного обоснования прогнозирования скрытого и перекрытого оруденения рудных полей месторождений с целью расширения минерально-сырьевой базы действующих горнорудных предприятий в оптимальных капиталовложениях - насущная задача геологоразведчиков Республики Узбекистан в условиях рыночной экономики.

Список литературы:

1. Постановление Президента Республики Узбекистан "О мерах по коренному совершенствованию организации геологоразведочных работ и деятельность Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам". Правда Востока. 18 января 2007.
2. Королев А.В., Шехтман П.А. Структурные условия размещения послемагматических руд. - М.: Недра, 1965. - 506 с.
3. Умарходжаев М.У., Акбаров Х.А., Пирназаров М.М., Тусметов А.А., Шныров Д.В. Геолого-структурное прогнозирование золотого оруденения в Западном Узбекистане.
4. Федорчук В.П. Экспертная геолого-экономическая оценка рудных месторождений. М: Недра, 1991. - 318 с.
5. Шехтман П.А. Акбаров Х.А., Королев В.А. Типы рудных полей Средней Азии // Тектоника, магматизм и закономерности размещения рудных месторождений. - М.: Наука, 1964. - С. 222-238.
6. Марипов Т.М., Акбаров Х.А., Швецов А.Д. и др. Количественное прогнозирование эндогенного оруденения в рудных полях Средней Азии. - Ташкент: Фан, 1983. - 132 с.
7. Турапов М.К., Акбаров Х.А., Парфибаев Ю.К., Марипова С.Т. Моделирование тектонических напряжений в структурах Кокпатаасского рудного поля // Геология и минеральные ресурсы - 2001. - № 4. - с. 26-31.

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ПРИЧИНЫ СОВМЕСТНОГО НАХОЖДЕНИЯ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ПРИРОДНОЙ МАТЕРИИ

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

В природных системах наиболее характерными примерами совместных концентраций химических элементов являются многочисленные «эндогенные» месторождения, содержащие в рудах единого происхождения, т.е. без каких-либо наложений более поздних продуктов различных процессов, следующие их пары, триады и более сложные сочетания [1-5]. Для наглядности в каждом подобном сочетании элементов в скобках приводятся их кларковые содержания в породах (в г/т):

1) мышьяк (1,7) - серебро (0,07) - золото (0,004) - теллур (0,001), т.е. 1700:70:4:1;

2) олово (2,5) - вольфрам (1,3) - золото (0,004), т.е. 625:325:1;

3) серебро (0,07) - золото (0,004) - теллур (0,001), т.е. 70:4:1;

4) мышьяк (1,7) - золото (0,004), т.е. 425:1;

5) ртуть (0,08) - серебро (0,07) - золото (0,004) - теллур (0,001), т.е. 80:70:4:1;

6) цинк (83) - свинец (16) - серебро (0,07), т.е. 1186:230:1;

7) медь (47) - молибден (1,1) - рений (0,0007) - осмий, т.е. 67140:1600:1;

8) цинк (83) - индий (0,14) - кадмий (0,13), т.е. 600:1:1;

9) олово (2,5) - вольфрам (1,3) - молибден (1,1), т.е. 2,1:1,1:1,0;

10) мышьяк (1,7) - сурьма (0,5) - ртуть (0,08), т.е. 21:6:1;

11) сера (470) - мышьяк (1,7) - сурьма (0,5), т.е. 940:3,5:1;

12) железо (46500) - хром (83) - никель (58) - кобальт (18), т.е. 2600:4,6:3,2:1;

13) железо (46500) - магний (18700) - хром (83) - никель (58), т.е. 800:322:1,4:1.

Приведенные естественные парагенезисы элементов весьма характерны при образовании их природных концентраций, т.е. когда элементы с меньшими кларками тяготеют к элементам с большими кларками.

Так, например, золото стремится к мышьяку; рений - к молибдену; серебро - к свинцу; хром и никель - к железу; индий и кадмий - к цинку, а не наоборот. Кроме изоморфизма имеются и другие причины совместного нахождения элементов.

Подобные сочетания элементов свидетельствуют также и о том, что они не были привнесены извне в готовом виде, а возникли в данной природной

системе в связи со специализацией на эти элементы всей рудообразующей системы в целом. В связи с этим и образуются в каждой из таких систем концентрации конкретных элементов, присущих соответствующим системам.

Более локальными причинами совместного нахождения конкретных сочетаний элементов являются также процессы превращений и взаимопревращений элементов, имеющих нестабильные изотопы, переходящие в устойчивые изотопы других элементов, что и приводит к совместному нахождению очень многих элементов. Так, например, на изотопном уровне стабильный висмут-209 генетически связан со многими нестабильными изотопами других элементов - Ca^{45} , Fe^{59} , Co^{60} , As^{76} , Sr^{90} , Ag^{111} , Sb^{124} и J^{131} . Следует привести и некоторые другие, не менее характерные превращения нестабильных изотопов: As^{75} за счет превращений из Mn^{52} , Fe^{59} , Cu^{64} и As^{76} ; Co^{59} из Fe^{59} , Co^{60} , V^{50} , Mn^{54} и др.; K^{40} и K^{42} из Ca^{40} , K^{41} и Ca^{42} ; Ca^{45} из Mn^{55} , Sc^{45} , Ti^{48} и Bi^{209} ; Na^{22} и Na^{24} из F^{19} , Mg^{24} и Al^{27} и многие другие.

Все эти превращения нестабильных изотопов одних элементов в изотопы других элементов, почти независимо от их атомных масс, являются основополагающим доказательством того, что фактически все химические элементы со всеми их стабильными и, особенно, нестабильными изотопами, представляют собой генетически единое семейство элементов через очень тесно взаимосвязанных между собой изотопов. Общее количество нестабильных изотопов только у стабильных элементов достигает более 600.

Все зависит от величины периода полураспада (Т) или полупревращения у каждого нестабильного изотопа, который находится в пределах от 10^{17} и более лет до малых долей секунды. Следует особо отметить, что все взаимопревращения нестабильных изотопов могут происходить и фактически происходят только в живой материи, которая способна и на более сложные преобразования многих элементов. Характерными примерами подобных процессов превращений в организме человека являются: N^{14} в C^{12} , C^{13} , C^{14} ; K^{40} в Ca^{40} , P^{32} в S^{32} ; Fe^{59} в Co^{59} , S^{35} в Cl^{35} , Zn^{65} в Cu^{65} ; Rb^{87} в Sr^{87} ; Re^{187} в Os^{187} и др.

Это относится и к элементам - моноизотопам, у каждого из которых, а их 20, имеется много короткоживущих нестабильных изотопов. Так, например,

даже у моноизотопа золота их около 30. Приведем все моноизотопы - F, Na, Al, P, Sc, Mn, Co, As, Y, Nb, Rh, I, Cs, Au, Bi, Pr, Pm, Tb, Ho, Tm.

Нестабильные изотопы элементов с их превращениями имеют особое значение в жизнедеятельности живой материи в связи с чем приводим некоторые наиболее интересные данные об их распределении среди элементов (массы изотопов):

По одному нестабильному изотопу имеется у следующих 18 элементов: H - 3; F - 18; Al - 26; Mg - 28; Si - 32; S - 35; Cl - 35; Ti - 44; Cr - 57; Se - 75; Kr - 85; Rh - 105; La - 137; Dy - 154; Ho - 166; Tm - 170; Ta - 182 и Ir - 192.

По два нестабильных изотопа у 21 элемента: Be - 7, 10; C - 11, 14; Na - 22, 24; P - 32, 33; Ar - 37, 39; Ca - 45, 47; Cu - 64, 67; Zn - 65, 69; Br - 77, 82; Rb - 85, 86; Y - 88, 90; Pd - 103, 108; Ag - 110, 111; Xe - 127, 133; Nd - 144, 147; Er - 169, 171; Yb - 169, 175; Lu - 176, 177; W - 185, 187; Hg - 197, 203 и Tl - 203, 205.

По три нестабильных изотопа у 17 элементов: O - 15, 19, 20; Sc - 44, 46, 47; Mn - 53, 54, 56; Ga - 68, 71, 77; Ge - 68, 71, 77; As - 73, 74, 76; Zr - 95, 96, 97; Ru - 97, 103, 106; Cd - 109, 115, 115^m; In - 111, 113, 114; Sb - 122, 124, 125; Ba - 133, 135, 140; Cs - 134, 135, 137; Os - 185, 186, 191; Re - 186, 187, 188; Au - 195, 198, 199; Pb - 205, 210, 214.

По четыре нестабильных изотопа у 9 элементов: B - 8, 9, 12, 13; Fe - 52, 55, 59, 60; Co - 56, 57, 58, 60; Sr - 82, 85, 89, 90; I - 123, 125, 129, 131; Ce - 139, 141, 143, 144; Gd - 152, 153, 159, 161; Hf - 172, 175, 181, 182; Pt - 190, 192, 195, 197.

Пять нестабильных изотопов только у Bi - 206, 207, 208, 210 и 210.

Семь нестабильных изотопов у Ni - 56, 57, 59, 63, 65, 66 и 67.

По восемь и более нестабильных изотопов у: V их 8; Sn их 10; Mo их 11; у Te, Sm и Eu более 10; Nb их 14; K их 11; Pr их 14; Tb - более 15.

Таким образом, только у 77 учтенных стабильных химических элементов, имеющих нестабильные изотопы, оказалось около 300 нестабильных изотопов, каждый из которых способен в живом веществе, в т.ч. в организме человека, к превращениям в изотопы других элементов, которые по своим массам обычно изобарны создавшим их.

При этом, следует особо отметить, что только определенная часть вновь возникших изотопов, нередко стабильных, является полезной, особенно для такого наиболее сложного организма, как у человека. В связи с этим, данная проблема по значимости нестабильных изотопов в живой материи, особенно в организме человека, должна стать одной из важнейших при диагностике многих заболеваний, особенно внутренних органов человека.

Фактически изотопы многих элементов, крайне необходимых для жизнедеятельности организма в целом или его отдельных органов и систем, оказы-

ваются в нем очень часто не при прямом их использовании с пищей, а только через различные процессы превращений и взаимопревращений почти всех нестабильных изотопов многих элементов.

Известно, что у золота выявлено более 50 минеральных видов всего с 10 химическими элементами (в основном с теллуром, медью, палладием и свинцом), а совместно с серебром только около 10 халькофильных соединений (с серой, селеном и теллуром).

Серебро же без золота в этом отношении оказалось значительно более активным и образует почти с 20 элементами более 200 минералов, из которых около 120 являются халькофильными соединениями (с S, Se, Te, As, Sb, Bi), а также еще почти 50 со свинцом, медью и палладием. Из платиноидов, а их 6, только палладий оказался наиболее халькофильным, поэтому в эндогенных рудных месторождениях он резко преобладает над всеми другими элементами этой группы, т.е. рутением, родием, осмием, иридием и платиной.

В связи со спонтанностью процессов превращений нестабильных изотопов многих химических элементов наличие очень многих элементов-примесей в рудах и, особенно, в конкретных минералах, следует считать вполне естественным. Все зависит от содержания конкретного нестабильного изотопа и величины его периода полураспада или полупревращения, т.е. T. В связи с этим, чем выше концентрация нестабильного изотопа и чем меньше его T, тем должно быть большее количество вновь возникшего изотопа. Так, например, за 300 млн. лет из 1000 гр. рения в его минерале-концентрате - молибдените, в котором 63% рения представлено его нестабильным изотопом Re¹⁸⁷, образуется около 4 гр. изотопа Os¹⁸⁷.

Подобные примеры служат надежными критериями определения абсолютного возраста минералов и руд. В случае с молибденитом и превращениями в нем изотопов рения в осмий, возникающий изотоп Os¹⁸⁷ сохраняется на месте своего образования, имеются все основания считать, что определение абсолютного возраста было в достаточной степени обоснованным.

При подобных процессах вновь возникшие элементы должны быть представлены единственным изотопом, т.е. быть в моноизотопной форме. В случае с рением-187, перешедшим только в осмий-187, это совершенно очевидно, однако аналогичных примеров пока очень мало, хотя для этого имеется много соответствующих данных (табл.).

Так, например, в минералах теллура его изотоп Te¹²³ переходит в Sb¹²³, а в породах изотоп магния-24 в силикатах и окислах переходит в Na²⁴. Подобные данные необходимы для более объективного решения вопросов связанных с генезисом концентрации элементов, т.е. месторождений. При этом

Таблица

Данные по распределению и превращениям наиболее активных нестабильных изотопов химических элементов в природных системах

Химический элемент	Нестабильный изотоп	Содержание от общего (%)	Содержание в породах (г/т)	Превращение (b) или распад (a)	Период полураспада (Т - лет)	Продукт превращения
Углерод	Cu ¹¹ и C ¹⁴	-	-	α	20,3м - 5730л	Be ⁹ , C ¹²
Алюминий	Al ²⁶	?	0,0001	β	7,4 · 10 ¹⁵ л	Mg ²⁵ , Si ²⁸
Магний	Mg ²⁸	-	-	α	21ч	Al ²⁷ , Mg ²⁶
Фосфор	P ³² и P ³³	-	-	β	14д - 25д	S ³² , Cl ³⁵
Калий	K ⁴⁰	0,47	117,0	β, К	1,4 · 10 ⁹ л	Ca ⁴⁰ , Ar ⁴⁰
Титан	Ti ⁴⁴	-	0,0014	α	47л	Sc ⁴⁵
Ванадий	V ⁵⁰	0,25	0,075	β, К	6,0 · 10 ¹⁵ л	Cr ⁵⁰ , Ti ⁵⁰
Цинк	Zn ⁶⁵	0,001	?	β	245д	Cu ⁶⁵
Селен	Se ⁷⁵	-	-	β	118,5д	As ⁷⁵ , Br ⁷⁵
Рубидий	Rb ⁸⁷	27,83	42,0	β	4,8 · 10 ¹⁰ л	Sr ⁸⁷
Серебро	Ag ¹¹⁰ и Ag ¹¹¹	-	-	β	250д - 7,5д	Cd ¹¹⁰ , Cd ¹¹¹
Кадмий	Cd ¹⁰⁹ и Cd ¹¹⁵	0,04	-	β	462д и 44д	Ag ¹⁰⁹
Индий	In ^{115m}	95,70	0,13	β	7,0 · 10 ¹⁴ л	Cd ¹¹⁵
Теллур	Te ¹²³	0,908	0,00001	К, β	1,2 · 10 ¹³ л	Sb ¹²³
Лантан	La ¹³⁸	0,089	0,02	β, К	1,0 · 10 ¹¹ л	Ba ¹³⁸ и Ce ¹³⁸
Церий	Ce ¹⁴²	11,07	7,5	α	5,0 · 10 ¹⁶ л	Ba ¹³⁸
Неодимий	Nd ¹⁴⁴	23,87	9,0	α	5,0 · 10 ¹⁵ л	Ce ¹⁴⁰
Самарий	Sm ¹⁵²	26,70	2,0	α	3,0 · 10 ¹¹ л	Nd ¹⁴⁸
Гадолиний	Gd ¹⁵²	0,20	0,015	α	1,0 · 10 ¹⁴ л	Sm ¹⁴⁸
Гафний	Hf ¹⁷⁴	0,162	0,0017	α	4,3 · 10 ¹⁵ л	Y ¹⁷⁰
Лютеций	Lu ¹⁷⁶	2,60	0,002	β	5,0 · 10 ¹⁰ л	Hf ¹⁷⁶
Рений	Re ¹⁸⁷	62,93	0,0004	β	4,3 · 10 ¹⁰ л	Os ¹⁸⁷
Платина	Pt ¹⁹¹	0,003	?	α	3,0д	Os ¹⁸⁶
Ртуть	Hg ¹⁹⁷ и Yg ²⁰³	0,004 и 0,0006	-	β	64ч и 46ч	Au ¹⁹⁷ и Tl ²⁰³

Примечание: М – изотоп в изотопах; д – дней; л – лет; ч – часов; м – минут в «Т»

крайне важно решение вопроса об источнике рудообразующих и, особенно, редких и рассеянных элементов в них. Если их источник имел местное происхождение, т.е. находился in situ, то возраст оруденения будет зависеть от возраста материнской породы и будет, несомненно, более молодым. В зависимости от возможного возраста оруденения следует подбирать соответствующие минералы для детального изучения. Изотоп цинка-65 составляет от общего его количества всего около 0,001%. В цинковых рудах необходимо изучать изотопию меди в кристаллах сфалерита, т.к. в нем изотоп Zn⁶⁵ в зависимости от времени его образования превращается

в соответствующее количество Cu⁶⁵ [6]. В связи с тем, что величина T у Zn⁶⁵ в Cu⁶⁵ составляет всего 245 дней, а руда нередко имеет возраст более 300 млн. лет (Карамзар) следует ожидать, что почти вся медь, возникшая за счет ее превращения из цинка должна быть представлена стабильным изотопом Cu⁶⁵. Следует полагать, что постоянно присутствующая в сфалеритах эмульсионная вкрапленность халькопирита и даже самородной меди, образовались in situ за счет процессов превращений цинка. На изотопном уровне это легко проверить, т.к. изотоп меди-65 из общей меди должен составлять не более 31%, а не все 100% как при переходе из цинка-65.

Таким образом, только на изотопном уровне возможно решение

вопросов, связанных с образованием уникальных моноизотопных концентраций некоторых элементов. Это должно быть наиболее характерно для нестабильных изотопов многих элементов, у которых величина периодов полураспада или полупревращения относительно очень малы. Именно в таких случаях при превращениях нестабильных изотопов могут возникать локальные концентрации элементов, представленных своими единственными изотопами. В природных системах нередко возникают моноизотопные концентрации отдельных элементов, которые в лабораторных условиях крайне трудно воспроизводимы.

Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Геохимические циклы важнейших рудообразующих элементов. Фан, Ташкент, 1982, 168с.
2. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Фан, Ташкент, 1991, 142с.
3. Вернадский В.И. Парагенезис химических элементов в земной коре. Дн. XII Съезда рус. естествоисп. и врачей (1909-1910), М., 1910, с. 73-91.
4. Звягинцев О.Е. Геохимия золота. Изд-во АН СССР, М.-Л., 1941, 114с.
5. Уклонский А.С. Парагенезис минералов и параэлементы. ДАН УзССР, № 3, 1952, с. 1-7.
6. Бадалов С.Т. О степени халькофильности химических элементов в сульфидных минералах. ДАН УзССР, № 11, 1971, с. 42-43.

ПРОБЛЕМЫ ПОИСКОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТОРИЯ В УЗБЕКИСТАНЕ (ОБЗОР)

Бородин Ю.В., ведущий геолог ОАО «Регионалгеология», канд. геол.-мин. наук

Торий является радиоактивным тугоплавким металлом с очень высокой температурой плавления в 1750°C . Оксид тория в ряду бинарных оксидов обладает самой высокой температурой плавления приблизительно в 3300°C . Торий, подобно урану, редким землям, цирконии, является литофильным элементом, концентрируясь в гранитоидных частях литосферы. Среднее содержание тория в земной коре составляет 13 г/т, что сопоставимо с содержанием Pb, Zn, Sn, Co. В водах Мирового океана содержания тория ниже, чем урана, так как соединения последнего, более растворимы и более подвижны в водной среде.

Общее количество ториевых и торийсодержащих минералов приближается к 100. Однако к промышленно ценным относится всего несколько минералов: собственно ториевые минералы (торианит, торит), некоторые урановые (бреггерит, браннерит, тухолит) и редкометалльные минералы (монацит, ксенотим).

Месторождения тория отличаются большим разнообразием генетических типов, но среди них имеется лишь несколько промышленных и потенциально промышленных типов. Главными из них считают монацитсодержащие и монацитовые россыпи, месторождения лопаритовых руд, урановые торийсодержащие, коренные монацитовые, пироклоровые и ториевые месторождения. За рубежом основной источник тория - фосфат редких земель - монацит (ThO_2 - 3,4-9,9%) современных и древних россыпей в количестве от сотен граммов до первых килограммов на кубометр. Для России главным источником тория служит сложный танталониобат - лопарит, содержащий 0,5-0,7% ThO_2 . В урановых месторождениях торий присутствует как сопутствующий элемент. Торийсодержащие руды подразделяются на монацитовые, монацит-рутил-циркон-ильменитовые; торий-уранинит-браннеритовые; а также ураноторианитовые и апатит-монацитовые руды.

Практически все торийсодержащие руды являются комплексными. Минимальное промышленное содержание тория для рентабельного его извлечения из комплексных руд, в которых основными извлекаемыми компонентами являются Ta, Nb, Be, PЗ, U, Zr, составляет 0,03%. Бортное содержание тория для них - 0,01%. Монацитсодержащие коренные руды представляют промышленный интерес лишь при очень высоких концентрациях монацита. Примером служат руды жильного месторождения Стинкампскрааль (ЮАР), содержание монацита в которых колеблется от 20 до 75%, а среднее содер-

жание ThO_2 - 3-6%.

По содержанию тория (%) руды делятся на: богатые - $>0,3$, рядовые - 0,1-0,29, бедные - 0,05-0,099, убогие - 0,01-0,049. Имеющие наибольшее практическое значение - монацитовые и монацитсодержащие россыпи, по величине запасов подразделяют на (монацит, т): крупные - десятки тысяч, средние - тысячи, мелкие - сотни.

В россыпях, содержащих промышленные концентрации рутила, касситерита, золота, эвксенита, колумбита, монацит, присутствующий в количестве даже первых сотен граммов на кубометр породы, представляет интерес для попутной добычи. Нижний предел содержаний монацита при этом 0,3-0,5 кг/м³ породы. Так, в отрабатываемых аллювиальных россыпях штата Айдахо (США), содержащих первые сотни граммов на кубометр эвксенита, до 100 г/м³ колумбита, 10-15 кг/м³ ильменита и небольшие количества других рудных минералов, монацит извлекается при содержании порядка от 200 до 900 г/м³. Из комплексных россыпных руд (монацит-рутил-циркон-ильменитовых, монацит-золотых и др.) монацит иногда попутно извлекают при содержании 180-200 г/м³ [1].

Получаемые в результате обогащения монацитовые концентраты содержат до 95-98% монацита. Извлечение монацита в концентрат достигает 90%. Содержание (в %) ThO_2 в концентратах составляет от 5-6 (США) до 8-10 (Индия), редкоземельных элементов - от 58 (США) до 65 (Бразилия, Индия), в том числе оксидов цериевой группы порядка 25-28. Типичный состав монацитового концентрата (в %): сумма оксидов редкоземельных элементов и тория - 51,5, в том числе ThO_2 - 6,3; S - 1,4; Fe_2O_3 - 4,3; Cu - 0,6; P_2O_5 - 26,1; CaO - 10,0; SiO_2 - 5,5.

Переработка монацитовых концентратов производится гидрометаллургическим методом. В результате получают два вида продуктов - ториевый концентрат и техническая смесь соединений редкоземельных металлов. Ториевые концентраты получают в виде гидроксидов, основных солей, фосфатов или оксалатов, содержащих от 40 до 70% ThO_2 . Металлический торий получают металлотермическим восстановлением диоксида или галогенидов тория кальцием либо электролизом расплавленных сред. Из-за высокой температуры плавления торий получают в виде порошка или губки, которые превращают в компактный металл плавкой или методом порошковой металлургии. Извлечение тория в порошок составляет 90%.

Торий применяют как катализатор в химической промышленности при перегонке нефти, при полу-

Таблица

Мировые запасы и база запасов тория
на конец 2001 г., тыс. т

	Запасы	База запасов
Всего	1200	1400
Австралия	300	340
Индия	290	300
США	160	300
Норвегия	170	180
Канада	100	100
ЮАР	35	39
Бразилия	16	18
Малайзия	4,5	4,5
Прочие страны	90	100

чении органических веществ, а также в качестве термоупрочняющей добавки при изготовлении высокопрочных сплавов на основе магния, никеля, бериллия для нужд авиа- и ракетостроения. Добавки тория используют при изготовлении высококачественных огнеупоров, в электронике, при производстве оптических стекол, медицинских препаратов. Относительно широкое и стабильное применение металл находит при изготовлении высокопрочных вольфрамовых нитей электрических ламп и в ряде других производств. В целом для этих целей требуется относительно небольшое количество тория, по разным оценкам составляющее от нескольких десятков до 200-300 т в год (по зарубежным данным).

Из природного тория (Th^{232}) при бомбардировке нейтронами можно получить один из основных ядерных топливных минералов - U^{233} . Ядерное топливо, получаемое из тория, имеет существенные преимущества по сравнению с применяющимся уран-плутониевым топливом. Однако перспективы получения нового вида ядерного топлива наталкиваются на целый ряд трудностей экономического и технического характера. Перспективы могут быть реализованы в результате разработки более высоких и экономически выгодных технологий переработки природного тория. В случае применения тория в ядерной энергетике мировая потребность в нем резко возрастет, и ежегодно ориентировочно будет составлять около 10 тыс. т и более.

Характеристика мировых запасов и база запасов тория на конец 2001 г. по оценке Геологической службы США приведены в табл. (тыс. т в пересчете на оксид металла).

Данные об объеме мирового производства тория не публикуются. В США добыча торийсодержащего монацита была прекращена в конце 1994 г., ввиду снижения мирового спроса на руды, содержащие природный радиоактивный торий. В 2001 г. весь потреблявшийся в стране торий поступал либо из-за рубежа, либо из имеющихся складских запасов. Основными поставщиками соединений тория являлись (в %): Франция - 72, Канада - 11, Япония - 4,

Сингапур - 2. Крупными продуцентами монацита являются Бразилия, Китай, Индия, Малайзия и Шри-Ланка [2]. В динамике потребления ториевых руд, соединений и металлического тория в США на протяжении длительного времени наблюдается понижающаяся тенденция. Значительно сократилось использование тория с 80-х гг., когда его потребление в стране составляло в среднем 45 т в год. Повышение стоимости мониторинга радиоактивности и захоронения торийсодержащих отходов побудило многие компании переключиться на применение бесториевых материалов. Прогнозируется, что использование тория будет снижаться, пока не будут разработаны недорогостоящие методы захоронения отходов или не появятся новые технологии, стимулирующие рост спроса на этот металл [2].

Наибольшим потенциалом в отношении потребления тория обладают энергетические сферы его использования как ядерного топлива или субатомного топлива в отраслях промышленности, допускающих присутствие радиоактивности. Использование тория в качестве ядерного топлива в ближайшем десятилетии может возобновиться ввиду его способности генерировать небольшое количество побочных радиоактивных продуктов, которые могли бы применяться в ядерном оружии [2].

Цены фоб на ториевое сырье - монацитовый концентрат, обычно содержащий 55% оксидов редкоземельных металлов (включая оксид тория), в 1999 г. составили 400 долл. за т. На конец 1999 г. цены фоб Шелтон на оксид тория чистотой 99,9% составили 82,50 долл. за кг, а на материал чистотой 99,99% - 107,25 долл. за кг. Средняя цена на импортируемый в США нитрат тория на конец 1999 г. равнялась 16,00 долл. за кг [2].

В России разведаны и частично эксплуатировались следующие месторождения монацита: Ново-Троицкое (Читинская область), содержащее 56% P_2O_5 и 8% ThO_2 ; Таракское (Красноярский край), содержащее 50% P_2O_5 (редкоземельных оксидов) и 5,1% ThO_2 ; Башелавское (Алтайский край), содержащее 63,5% редкоземельных оксидов (P_2O_5) и 5,15% ThO_2 ; Санарское (Челябинская область), содержащее 60% P_2O_5 и 7,7% ThO_2 ; Балейское (Читинская область). Кроме того, в районе г. Красноуфимска складировано 83000 т монацитового концентрата с содержанием 54% P_2O_5 и 5,4% ThO_2 , который как перспективный источник тория оказался до сих пор не востребованным, т.к. работы по ториевому ядерному циклу прекращены [3].

В Узбекистане проблема поисков месторождений тория была впервые поставлена в 1940 г., когда А.В. Королев разработал «Поисковые критерии для эндогенных месторождений радиоактивных элементов и их применение в условиях Средней Азии» и обратил внимание на месторождение Уйгурсай. В том же году Д.М. Давыдовым от Узбекзолоторедмет проведены поисковые работы на золото и редкие металлы в горах Нуратау; в результате вдоль

северного склона хребта Актау, в районе Нураты, пер. Таккалик и по саю Караут выделены участки интересные на монацит. В 1941 г. З.А. Васильева провела анализ шлихов по Нуратинским горам на монацит и подтвердила его широкое развитие.

В 1946 г. К.Б. Шулятников от Цветметразведки провел детальные (1:10000) поиски касситерита, шеелита и монацита на восточных флангах Каратауской интрузии гранитов и на западном окончании Зирабулакских гор. В бассейнах рек Тарыкпая и Аксакал-ата выделены участки вероятной концентрации монацита в россыпях. В 1947 г. О.М. Лифановской были обрешиваны на уран и торий месторождения Анаульген и Каракыз в Чаткальской подзоне и месторождение Ургут на северном склоне хр. Чахылкалян, не давшие положительных результатов на собственное ториевое оруденение. В 1947-1948 гг. В.Э. Поярков от Средацветметразведки сделал обзор ториевых проявлений Средней Азии в работах «К вопросу о направлении поисковых работ на торий в Средней Азии» и «О некоторых особенностях геохимии тория и их практическом значении». При этом он обращает внимание на монацитовые проявления Каратюбе, Нураты и Кызылкумов и рекомендует продолжить изучение как россыпей, так и коренных источников монацита.

В 1959 г. при проведении поисковых работ на уран в меловых отложениях Кульджуктау и Ауминзатау, Краснохолмская экспедиция (В.П. Толчинский 1960 г.) выявила Северо-Тозбулакское ураноториево-цирконовые рудопоявления среди мраморизованных известняков девонского возраста, вблизи (100-600 м) от контакта Тозбулакского гранитного массива. Повышенные значения активности (до 500-4000 мкР/час) приурочены к неправильным линзам гранит-аплитов в известняках. Размеры линз колебались от нескольких м до 35-50 м, редко до 200 м по длине и от 0,4 до 8,0 м по мощности. Ориентировка линз преимущественно субширотная. По результатам химического анализа 31 бороздовой пробы, в 11 пробах зафиксированы повышенные содержания урана (0,001-0,059%), тория (0,005-1,06%) и циркония (до 0,72-1,3%). С удалением от Тозбулакского интрузива содержания рудных компонентов снижаются. В отдельных пробах отмечаются повышенные содержания пятиоксида ниобия (0,06-0,1%) и редких земель (0,1-1,0%).

В 4-х км южнее выявлено небольшое Южно-Тозбулакское ураноториевое проявление в скаринодах, близкое по минеральному составу и структурной позиции к Северо-Тозбулацкому проявлению, а в 1 км к СЗ от графитового месторождения Тасказган - аналогичное мелкое проявление Тасказганское, получившее отрицательную оценку. Авторы отчета рекомендуют продолжить изучение Северо-Тозбулакского проявления на комплекс радиоактивных и редкоземельных элементов, «указывают на повсеместное заражение Тозбулакского интрузивного массива циркониево-ториевой минерализацией, которая в определенных условиях может дать

значительные концентрации», и считают хр. Кульджуктау перспективным для «нахождения рудопоявлений, аналогичных описанному». В 1960 г. Северо-Тозбулакский участок был обследован И.К. Лазаревым на редкие и рассеянные элементы. Была установлена связь ураноториевого оруденения с альбитизированными разностями гранитов в ослабленных зонах и в апофизах. Интересных в промышленном отношении концентраций редких и рассеянных элементов не установлено. Тем не менее, был вновь сделан вывод о возможности выявления промышленных руд на глубине, в апикальной части интрузива, под известняками.

В 1960 г. И.Х. Хамрабаев изучил петрографо-геохимические особенности интрузивов гор Нуратау и Западного Узбекистана. В числе характерных аксессуаров гранитоидов выделены ортит и монацит. Предлагается рассматривать интрузивы Каратюбе, Акбайджумона, Сукара и Койташа «как потенциальные источники ториевого и редкометаллового сырья».

В начале 60-х гг. вся территория Западного Узбекистана была охвачена поисковыми и тематическими работами на редкие металлы. При этом в Северном Нуратау определились как монацитоносные биотитовые граниты Темиркабука (И.К. Лазарев, 1963 г.), а также был выделен ряд перспективных на монацит площадей в горах Каратюбе, Каракчатау, Мальгузара и Северного Туркестана при составлении сводной шливовой карты Западного Узбекистана в масштабе 1:200000 (Л.Д. Мельниченко, 1967 г.).

В 1961 г. С.Е. Прянишниковым на западном берегу Аральского моря, в узкой полосе длиной 60 км вдоль Чинка Устюрта было положительно оценено 3 млрд. м³ рудоносных пляжных песков, с промышленными запасами ильменита, рутила, циркона и монацита (0,4 млн. т со средним содержанием в 1 кг/т).

В 1965-1967 гг. В.С. Ковалевым проводились работы по оценке перспектив Западного Узбекистана на россыпи полезных ископаемых в неоген-четвертичных образованиях. Им также была выделена перспективная на россыпи титанредкометалльных минералов полоса вдоль западного побережья Аральского моря шириной 2 и длиной 30 км. В 1972-1975 гг. пляжные пески Арала средней шириной в 100 м и протяженностью в 50 км были опробованы на редкие металлы (С.С. Денисов, 1975 г.). Выяснилось, что по содержанию редкометалльных минералов пески не представляют интереса и дальнейшего изучения россыпей не заслуживают.

В 1974-1977 гг. при предварительной разведке четвертичных россыпей золота на участке Темиркабук установлены повышенные концентрации монацита (до 24 г/м³) и ортита (В.Б. Августовский, 1977 г.). В 1985-1989 гг. в Каратюбинских и Зирабулак-Зиаэтинских горах проведены опытно-методические работы с целью составления прогнозных карт на четвертичные россыпи золота в

масштабе 1:50000 (Л.Н. Максименко, 1989 г.). В результате в горах Каратюбе определились прогнозные площади на россыпи монацита и попутных минералов с редкими, редкоземельными и радиоактивными элементами. Целенаправленные поиски, проведенные в 1979-1980 гг. В.Н. Поляковым на западном берегу Арала, не подтвердили положительный прогноз В.С. Ковалева, «из-за низких содержаний титан-циркониевых минералов в целом и малой мощности рудоносных песков».

Единственная небольшая Арашан-Шорбулакская россыпь монацита ($P_1=94,5$ т) была выявлена в 1988-1992 гг. в верховьях р. Ангрен при проведении опытно-методических работ масштаба 1:50000. Помимо монацита в россыпи предполагается 11,6 т касситерита, 108 т топаза и 244 т циркона (Ю.А. Сухинин, 1992 г.). Россыпь в целом получила отрицательную оценку.

В 1991-1994 гг. Тозбулакская площадь (8 км²) в Кульджуктау была опроискована в масштабе 1:10000 на уран-ториевое и сопутствующее оруденение (Ю.А. Швыряев, 1995 г.). Аномалии радиоактивности имеют преимущественно ториевую природу, обусловленную присутствием оранжита в виде отдельных включений среди метасоматически измененных пород. Уран-ториевая минерализация сопровождается повышенными концентрациями Pb, As, Bi, Sn, J, Cr, а иногда Au, Ag, Se, Jt, Gf, Sm. Убогие концентрации U и размеры рудных точек, незначительная площадь их развития «свидетельствуют о незначительном привносе урана и тория» и сопутствующих редких земель. Тем не менее, авто-

ры отчета выделяют Северо-Тозбулакский участок и прилегающую Западно-Тозбулакскую площадь (22 км²) как потенциально перспективную на Au-Ag-Pt, Bi, Sn, W, а также считают, что здесь «возможно выявления комплексного U-Th-редкометалльного оруденения».

Таким образом, на современном этапе геологической изученности, через 66 лет после постановки, проблема промышленной ториеносности Узбекистана остается неясной. Проще всего определить ее как бесперспективную. Однако наличие мелких коренных проявлений тория в Кульджуктау, мелкой россыпи монацита в верховьях Ангrena и целого ряда перспективных площадей на россыпи монацита в Северном и Южном Нуратау, Каратюбе, Мальгузаре и Зирабулак-Зиатдинских горах свидетельствуют, что целенаправленным поиском монацитовых россыпей и коренной ториеносности мы еще практически не занимались.

Нельзя сбрасывать со счета Чаткало-Кураминский район с его лейкогранитами Чаркесарского типа, нередко несущими редкометалльное и радиоактивное оруденения. Требуют дальнейшего изучения на монацит и коренную ториеносность Юго-Западный Гиссар, Кугитант, Букантау и даже Султанувайс.

Когда перспективы использования ториево-редкометалльного сырья в ядерной энергетике XXI века станут реальностью, геологи Узбекистана смогут целенаправленно продолжить поиск монацитовых россыпей и создать собственную сырьевую базу тория.

Список литературы:

1. Гаврилин В.И. и др. Минеральное сырье. Торий. // Справочник - М., ЗАО «Геоинформмарк», 1998.
2. На мировом и американском рынках тория. // БИКИ, № 25, 2002.
3. Косынкин В.Д., Моисеев С.Д., Макаров В.И., Гаврилин В.М. - Переработка монацита. // Обзор научно-технической информации, М., 1992.

УДК 622

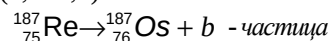
Турсебеков А.Х., Шарипов Х.Т., Турамурастов И.Б., Лузановский А.Г., Василевский Б.Б., Рахимов Р.Р. 2007 г.

РЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА

Турсебеков А.Х., зав. лабораторией ИГиГ АН РУз, канд. геол.-мин. наук; **Шарипов Х.Т.**, председатель ТХТИ, докт. хим. наук; **Турамурастов И.Б.**, зам. председателя Госкомгеологии РУз; **Лузановский А.Г.**, ведущий инженер-геолог Центрального рудоправления ГП НГМК, канд. геол.-мин. наук; **Василевский Б.Б.**, ведущий научный сотрудник ИМР, канд. геол.-мин. наук; **Рахимов Р.Р.**, ведущий научный сотрудник ИМР

Рений - один из редких элементов с атомным номером 75, является гомологом технеция. Расположен в периодической таблице Д.И. Менделеева между вольфрамом и осмием, близок к молибдену (атомный вес 186, 207; радиус 0,137 нм) [1-18]. В природе рений представлен только стабильным изотопом Re^{185} и долгоживущим Re^{187} распространность которых (%) 37,07 и 62,93, соответствен-

но. Естественную радиоактивность Re^{187} установили в 1947 г. С. Налдретт и В. Либий. Они показали, что этот изотоп содержание которого в природной смеси составляет 36,602%, превращается в стабильный изотоп Os^{187} путем β -излучения с периодом полураспада (4,3+0,5) 10^{10} лет:



Строение внешней достраивающей электронной оболочки $5S^2p^6d^56S^2$. В ионизированном состоянии рений имеет g -электронную конфигурацию, что сближает его с молибденом. Лантаноидное сжатие и близкие значения ионизации также обуславливают химическую близость рения и молибдена. По размерам атомных, ионных и орбитальных радиусов рений опять таки ближе к молибдену и далее к вольфраму и металлам группы платины, проявляя при этом сидерофильные свойства (рис. 1-3, табл. 1-13).

В химических соединениях рений проявляет валентность от +7 до +1. Теоретически он может существовать в природе и в самородном состоянии.

Наиболее стабильное состояние семивалентного рения - легкорастворимые рениевый ангидрид Re_2O_7 и многочисленные соли рениевой кислоты состава $MeReO_4$.

Наиболее устойчивым соединением рения в природе являются халькогениды, причем двусернистый рений по физическим свойствам и параметрам кристаллической решетки аналогичен дисульфиду молибдена и вольфрама [1].

По физико-химическим свойствам рений обнаруживает наибольшую близость к молибдену, затем идут металлы группы платины, а также W, Cu, V, Co, Ni и т.д.

В настоящее время имеется значительное количество опубликованных работ по геохимии рения его количественного содержания в рудах и минералах различных типов месторождений [2, 3-7, 12-15, 17-18].

Повышенные концентрации рения, которые могут представлять промышленный интерес для его получения выявлены во многих геологических образованиях: медно-молибденовые, медные стратиформные (медистые песчаники и сланцы), уран-молибденовые месторождения, горючие сланцы, нефть, битум и т.д.

Однако, несмотря на разнообразие проявлений концентраций рения в разных геологических средах, к числу основных промышленных относятся медно-молибденовые и медные стратиформные (медистые песчаники) месторождения (табл. 1).

По данным [2, 3, 5, 15] Кураминская подзона является рениевой провинцией, в которой молибдениты содержат высокие концентрации рения. По содержанию рения и его запасам (табл. 2) медно-молибденовое месторождение Большой Кальмакыр (участки Дальнее, С-3 Балыкты и др.) является одним из крупней-

Таблица 1

Минерально-сырьевая база рения [11]

Традиционные источники	Геолого-промышленные типы месторождений	Содержание рения в рудах, г/т	Запасы, %	Добыча, %	Производство рения, %
	Разрабатываемые месторождения: медистые песчаники	1,33	51	83	70
	Медно-молибденово-порфировые	0,07-0,18	13	16	30
	Молибденовые других типов	0,04	1	1	-
	Итого				100
	Резервные, разведанные месторождения медистые песчаники	1,7	8	-	-
	Медно-молибденовые порфировые	0,05-0,24	22	-	-
	Молибденовые других типов	0,019-0,14	5	-	-
	Итого		100		

ших и богатейших месторождений в мире.

В рудах медно-молибденовых месторождений Алмалыка основным концентратом рения является молибденит с широким изоморфизмом $Mo < Re$. Пределы содержания рения в молибдените широки (от 0,001 до 4,1%) (табл. 2-3).

Распределение рения в молибденитах объясняется присутствием того или иного количества политипных модификаций (2H и 3R). Политип 3R относительно 2H значительно обогащен рением (рис. 1).

Таблица 2

Состав промышленных типов руд медно-порфировых месторождений Алмалыкского рудного региона

Типы месторождений	Содержание, %		Отношение Cu/Mo в руде	Содержание рения в молибдените, г/т	Политипы молибденита г/т
	меди	молибдена			
Молибден-порфировые (Шаугаз, Ургаз)	0,035	0,02	1:1,7	120	2H»3R
Золотоносные молибден-медно-порфировые:					
1. Сары-Чеку	0,49	0,075	1:60	600	2H>3R
2. Кыз-ата	0,70	0,0080	1:87	715	2H>3R
3. Кальмакыр	0,50	0,0051	1:98	1311	2H+3R
4. Дальнее	0,37	0,0040	1:92	1433	2H+3R

Примечание: » преимущественное развитие 2H политипа молибденита; > преобладает 2H; + значительное развитие 3R политипа

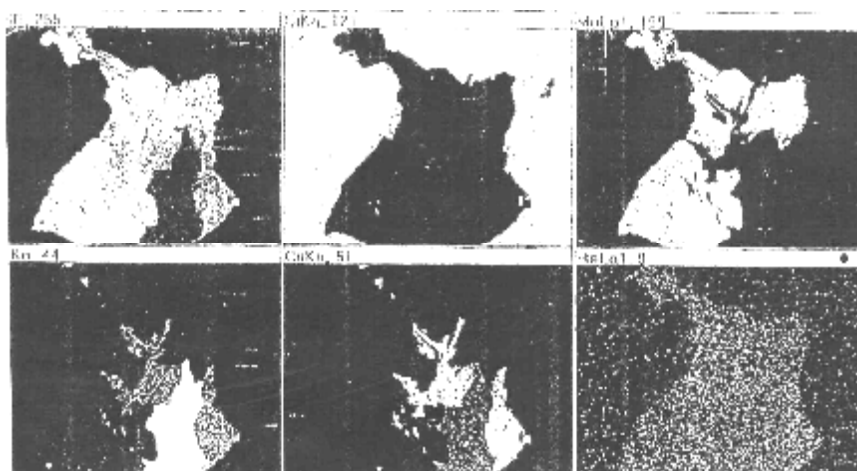


Рис. 1. Растровые картины распределения элементов в молибдените, находящиеся в тесной ассоциации с минералом рения, CuFeReS_4 в кварц-халькопирит-борнит-молибденитовой ассоциации. Медно-молибденовое месторождение Кальмакыр. Обр. Д-101

Более низкие концентрации рения присущи другим сульфидам (г/т): пирит - 1,2; халькопирит - 2,6; галенит - 3,4 (месторождение Кальмакыр); содержание рения в этих же сульфидах месторождения

Дальнее значительно ниже, а для месторождения Сары-Чеку значительно выше (табл. 3).

Рениеносность сульфидов объясняется присутствием в этих минералах микровключений молибденита и рениевых минералов (ReS_2 и др.).

Кроме сульфидов рений содержится в магнетите и окисленных минералах: халькозине, лимоните, вульфените и др. (табл. 3).

Данные Mo/Re отношений в сульфидах: пирит - 50, халькопирит - 60, молибденит (максимальное) - 455 указывает на высокую концентрацию рения в молибденитах Алмалыка (табл. 3).

Степень высокой рениеносности медно-молибденовых месторождений Алмалыка объясняется высоким Cu/Mo отношением в рудах: Кальмакыр (98), Дальнее (92) и т.д. (табл. 2).

Ретроспективная оценка распределения рения в региональном плане показывает, что различные рудные провинции СНГ и зарубежных стран отличаются по его содержанию в молибдените.

Отличительной чертой Центрально-Азиатского региона (Узбекистан, Казахстан, Монголия) является повышенная рениеносность молибденита относительно других стран мира.

По данным [3, 4] кроме молибденита, часть рения связана с другими сульфидными минералами (пиритом), на долю которого приходится около 80% рения и лишь 17% на молибденит. Многие исследователи ранее считали, что рений в молибдените и др. сульфидах изоморфно входит в их кристаллическую решетку, некоторые допускали, что значительная часть его заключена в медных минералах, в которых он с долей вероятности присутствует в виде какого-то самостоятельного соединения [3, 7, 12].

В настоящее время впервые для руд медно-молибденовых месторождений Узбекистана по данным микрозондовых исследований установлены новые минералы рения: сульфид рения ReS_2 , дисульфиды рения: CuFeReS_4 , CuZnReS_4 (табл. 5, рис. 1).

Информация по геохимии рения была бы неполной без анализа его поведения и распределения в продуктах обогащения медно-молибденовых руд. В результате технологических испытаний медно-молибденовых руд в лабораторных полупромышленных и промышленных условиях (Турсебеков, Колтунова, Игнатилов, 1987, Квашенко, Глазунов, Кузькин, 1990-1995), установлено, что рений

Таблица 3
Содержание рения в минералах рудных формаций Узбекистана

Месторождение	Рудная формация	Минерал	Mo, г/т	Re, г/т	Mo/Re
1	2	3	4	5	6
Кальмакыр	Медно-молибденовая	молибденит	600000	1311	455
Дальнее	-II-	-II-	-II-	1120	536
Сары-Чеку	-II-	-II-	-II-	600	1000
Мурунтау	Кварц-золоторудная	-II-	-II-	1800	333
Кальмакыр	Медно-молибденовая	Пирит	60	1,2	50
Дальнее	-II-	-II-	16	0,8	20
Сары-Чеку	-II-	-II-	41	2,2	19
Умбеты	Молибденовая	-II-	34	3,5	10
Ялпыс	Скарново-магнетитовая	-II-	44	1,9	23
Хандиза	Колчеданно-полиметаллическая	-II-	19,1	1,4	14
Карасан	-II-	-II-	32,1	4,5	70
Сулукуль	-II-	-II-	16,5	0,28	60
Чак-Чар	Свинцово-цинковая	-II-	41	2,1	20
Кургашикан	-II-	-II-	19	0,45	42
Кумышкан	-II-	-II-	9,5	0,86	50
Акджен	Кварцево-золоторудная	-II-	5,1	0,02	255

по существующей технологии извлекается в основном в молибденовый концентрат на 18-20%), в медный концентрат ~ 24%, причем порядка 60% его теряется в хвостах обогащения и более 20% в медном концентрате.

В результате этих исследований при обогащении медно-молибденовых руд были получены пиритный и магнетитовый концентраты, в которых рений присутствует в пределе 0,34-0,65%) (табл. 6).

Отсюда следует, что пиритовые и магнетитовые концентраты могут быть дополнительным источником получения рения на АГМК (табл. 6).

Кроме этих промпродуктов, дополнительным источником рения могут быть отходы переработки обогащения и металлургического передела руд, в которых рений присутствует в пределах 0,088-0,8 г/т (табл. 6). В отходах забалансовых руд рения больше, чем в балансовых перерабатываемых рудах. Самые высокие концентрации рения (0,8 г/т) находятся в кеках цинкового производства.

Следует особо отметить, что потери рения происходят в медных концентратах, так как их масса значительно больше по сравнению с молибденовым. Существенная часть рения теряется во время флотации за счет окисления неустойчивого, нестехиометричного халькопирита $Cu_{1\pm x}Fe_{1\pm x}S_{2\pm x}$, в котором присутствует не только молибденит, но и рениевый минерал ReS_2 с переходом в рапсор.

Поэтому, как считают (Киндяков, Плюшев и др. 1969), сбросовые растворы обогащенных фабрик, также как рудничные, карьерные техногенно отходные воды могут содержать рений (до 50 мг/м).

Для медно-молибденовых месторождений Алмалыкского рудного района отмечается прямая корреляционная связь между содержанием рения в молибденитах и с масштабностью медно-молибденовых месторождений. Молибдениты крупного месторождения Кальмакыр содержат от 700 до 1500 г/т рения; средние месторождения Сары-Чеку и Кызата содержат от 300 до 600 г/т, а мелкие молибденовые месторождения Умбеты, Шаугаз - 200 г/т.

Для выяснения концентрата и носителя рения в рудах медно-молибденовых месторождений был проведен баланс его распределения.

По данным сводного баланса в распределении рения установлены его значительные концентрации в этих рудах. Для руд медно-молибденового месторождения Кальмакыр молибденит является основным концентратом рения - 83,2%, на долю пирита прихо-

Продолжение таблицы 3

Месторождение	Рудная формация	Минерал	Mo, г/т	Re, г/т	Mo/Re
1	2	3	4	5	6
Кокпатас	Золоторудная	-II-	9,5	0,86	11
Акт-Тепе	Кобальт-никелевая	-II-	33,6	0,68	50
Кальмакыр	Медно-молибденовая	Халькопирит	154	2,6	60
Дальнее	-II-	-II-	130	0,3	433
Сары-Чеку	-II-	-II-	108	8,4	13
Хандиза	Колчеданно-полиметаллическая	-II-	12,2	0,12	100
Северный Акташкан	Медная	-II-	58	0,62	94
Лянгар	Скарново-шеелитовая	-II-	7	0,13	54
Харкуш	Свинцово-цинковая	Сфалерит	6,4	0,8	8
Кургашикан	-II-	-II-	1,3	0,08	16
Наугарзан	Флюорит-свинцово-цинковая	-II-	13,3	0,14	95
Кальмакыр	Медно-молибденовая	Галенит	70	3,4	20
Кургашикан	Свинцово-цинковая	-II-	3,1	0,12	26
Лашкерек	-II-	-II-	2Д	0,15	14
Тез-Куль	-II-	-II-	5	0,05	100
Кумышкан	-II-	-II-	2,0	0,03	67
Лачин-Хана	-II-	-II-	2,0	0,75	33
Наугарзин	Флюорит-свинцово-цинковая	-II-	18,3	0,04	460
Кальмакыр	Зона окисления	Лимонит	-	3,0	-
-II-	-II-	Псиломелан	-	2,0	-
Сары-Чеку	-II-	Вульфенит	-	11,0	-
-II-	-II-	Повелит	-	150	-
-II-	-II-	Халькозин	-	4,2	-

Примечание: материалы (Бадалов, 1967; Николаева, 1985; Турсебеков, 1983-1999)

дится 6,7%, халькопирита всего 3,7% (табл. 4), для месторождения Дальнее на долю молибденита приходится 81%, а на относительные сульфидные ми-

Таблица 4

Сводный геохимический баланс распределения рения в рудах месторождения Кальмакыр

Минерал	Количество проб	Содержание минерала, %	Содержание рения,	Долевое распределение,
Молибденит	10	0,014	1311	83,2
Халькопирит	5	0,9	0,4	6,3
Пирит	15	5,16	0,8	11,2
Галенит	10	0,04	3,4	0,3

Таблица 5

Состав минералов рения по данным микрозондового анализа

Элемент, %	Сульфид рения		Сульфид железа, меди и рения												Джезказганит		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Re	77,4	7,16-77,16	23,31	36,47	10,50	25,77	18,44	22,99	22,13	21,83	21,42	17,92	21,87	30,39	36,4	40,0-77,0	25,0
Mo	1,3	0,0-11,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,38	0,36	-	9,0-12,0	13,0
Fe	-	0,0-0,78	22,01	18,94	26,74	20,48	22,82	22,24	22,06	22,03	22,09	23,87	26,67	-	18,9	-	-
Cu	-	-	24,47	18,39	30,05	22,45	25,18	24,19	24,04	24,18	24,27	25,54	37,14	31,15	18,4	8,0-26,0	-
Zn	-	0,0-0,99	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	32,33	-	-	-
Pb	-	0,02-0,36	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0-10,0	37,0
Se	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,139	0,118	-	-	-
S	23,8	16,01-26,3	30,42	31,59	31,16	31,17	31,70	31,65	31,84	31,89	31,82	31,62	31,61	34,34	31,6	13,0-20,0	23,0

Примечание: сульфиды рения: 1-медно-порфировое месторождение Кальмакыр; 2-газовые струи вулкана Кудрявый (Курильские острова); 3-4 - джезказганит медно-порфировые месторождения Кальмакыр; 5-17 - джезказганит полиметаллического месторождения Джезказган (Казахстан)

нералы - 19%. Доразведка флангов и глубоких горизонтов медно-молибденовых месторождений позволила увеличить запасы рения в 5,7 раз (АГМК).

Медно-порфировые месторождения Узбекистана (Алмалыкский район) содержат 4640,8 млн. т. руды. В этой руде по авторским подсчетам находится 371,268 т молибденита, при содержании молибдена в рудах около 60 г/т.

Содержание рения в молибдените в среднем составляет 1350 г/т. Таким образом, запасы рения в молибдените в недрах составляют 495 т. При цене за 1 кг рения - 1500 долл., ценность его в недрах составит 742500 тыс. долл. США.

Из подсчета запасов видно, что медно-молибденовые месторождения Узбекистана по со-

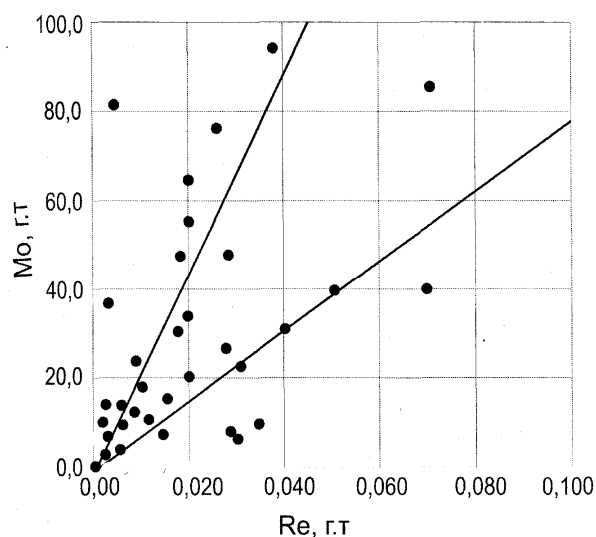


Рис. 2. Отношение рения к молибдену: 2Н - гексагональная модификация; 3R - ромбическая

стоянию на 2006 г. не уступают по запасам рения многим аналогичным месторождениям (США, Канада, Чили, Перу). В Канадских месторождениях общие запасы составляют 320 т, в США - 900 т и т.д. (табл. 7).

Ресурсы рения в медно-порфировых рудах развитых стран, по данным Б.И. Когана и В.Л. Покровского (1983) оцениваются в 10-120 тыс. т, в том числе 4,5 тыс. в США, запасы рения в этом типе месторождений составляют 0,9 тыс. т.

Степень сырьевой самообеспеченности рением различных стран весьма разнообразна. В США она очень высокая и, по меньшей мере, равна 100 годам, даже с учетом больших потерь при его извлечении из руд в концентраты с последующей металлургической переработкой. Европейские страны, Япония, Корея и др. лишены значительных ресурсов этого металла и целиком зависят от его импорта.

Производство рения является побочным продуктом при комплексной переработке руд других месторождений. Промышленное получение рения в СНГ и в развитых странах налажено при производстве меди и молибдена.

Главное значение приобрели извлекаемые из медно-порфировых руд молибденовые концентраты обогащенные рением. Кларк рения в этих концентратах составляет 660 г/т. По данным А.М. Сечевицы (1981) минимальное содержание рения в молибденовых концентратах, экономически допустимых для переработки месторождений - 32 г/т. В табл. 8 представлены основные мировые производители рения.

На комбинате (УЗКТЖМ) рений извлекается из растворов азотнокислотного разложения сульфидного молибденового концентрата [1], а из маточных

растворов получают азотные удобрения.

По последним данным [16] годовой баланс спроса - предложения на рений составляет 40 т, а годовой оборот его оценивается в 60 млн. долл. США.

Кроме выше перечисленных минерально-сырьевых источников рения (медистые песчаники и медно-молибденовые руды) в Республике Узбекистан имеются и нетрадиционные его источники.

Рений в промышленных концентрациях установлен в золоторудных месторождениях Мурунтауского рудного поля [15]. Содержание рения в рудах составляет 67,1 г/т, концентратом его является молибденит (табл. 9, рис. 2).

В результате сравнения руд золоторудных месторождений Мурунтауского рудного поля и руд медно-молибденовых месторождений Алмалыка установлена общность в поведении и концентрации молибдена и рения.

Учитывая, что ренийносные молибдениты являются основными источниками осмия-187, не исключено что молибдениты Мурунтауского рудного поля могут также содержать и осмий-187.

Возможно, в ближайшем будущем резервы минерально-сырьевых ресурсов рения будут восполнены эоценовыми горючими сланцами.

В горючих сланцах Узбекистана установлены высокие кларковые содержания рения, молибдена, теллура, селена, свинца, цинка, таллия, платиноидов и др. [13].

Высокие концентрации рения в горючих сланцах (от 0,2 до 21 г/т), относительная простота его обогащения и извлечения, необычно аномальный коэффициент концентрации по отношению к Кларку (от 4000-5000) выдвигают его в ряд перспективных металлов в горючих сланцах Узбекистана. В литературных источниках эти сланцы считаются как «ренийносные сланцы».

Содержание рения в горючих сланцах не выдержаны, тем не менее, между ними слабая положительная связь с коэффициентом корреляции +0,11. Сложная зависимость имеется у рения с сульфидной серой пирита (мельниковита). Избыток рения по отношению к молибдену в подобного типа образованиях свидетельствуют о его тяготении к меди, такая тенденция наблюдается и для руд медно-молибденовых месторождений, где установлен минерал рения CuFeReS_4 (табл. 5, рис. 1).

В Республике Узбекистан горючие сланцы присутствуют в Сурхандарьинском и Кашкадарьинском вилоятах в отложениях палеогена, в Бухаро-Хивинском регионе и Центральных Кызылкумах (нижний эоцен), в Северном Приаралье и Северных Кызылкумах (средний эоцен) [2, 4, 8, 10, 13, 14].

По петрографическому составу [8, 10, 13] металлоносные горючие сланцы отнесены к известково-глинистому витренито-коллоальголитовому типу с гидрослюдистым веществом; бесструктурной желе-

Таблица 6

Содержание рения в промпродуктах АГМК

№	Наименование	Содержание рения, г/т
5	Забалансовая руда	0,30 (50)
6	Хвосты обогащения	0,09 (80)
7	Шлаки медеплавильные	0,088 (40)
8	Кеки цинкового производства	0,8 (35)
1	Молибденовый концентрат	700 (35)
2	Медный концентрат	2,64 (40)
3	Пиритный концентрат	0,65 (5)
4	Магнетитовый концентрат	0,34 (3)
5	Балансовая руда	0,27 (200)

Примечание: (50) - количество анализов

Таблица 7

Потенциальные запасы рения в медно-молибденовых рудах [11]

Страна	В молибденовых концентратах, т	В медных концентратах, т
1	2	3
США	1200	3000
Чили	1000	2500
Канада	650	2000
Мексика	200	500
Узбекистан	200	300
Перу	60	200
Другие зарубежные страны	360	1300
Всего	3860	9800

фицированной массой состоящей из коллоальгинита (80-85%) и витренита (15-20%) с V тонкорассеянными сульфидами (пирит, пиритомарказит), каждый из которых является концентратом определенных металлических элементов. Наиболее высокие и устойчивые концентрации рения и молибдена отмечаются в горючих сланцах. Наблюдается корреляционная зависимость содержания металлов от

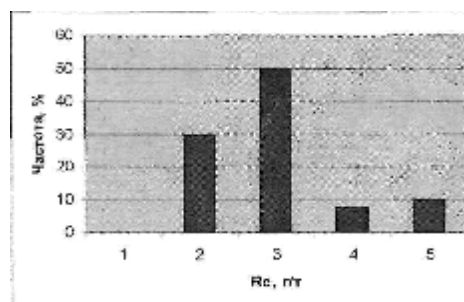


Рис. 3. Гистограмма частоты встречаемости содержания рения в горючих сланцах

Таблица 8

Основные мировые производители рения [16]

Страна	Предприятие	Исходное сырьё	Продукция	Источники
США	Завод «Сиерита» фирмы «Сайперс» штат Аризона	Молибденовые концентраты фирмы «Сайперс»	Перренат аммония	[1, 6]
Узбекистан	Навойский ГМК УзКТЖМ (г. Чирчик)	Растворы Подземного Выщелачивания Молибденовые концентраты с АГМК	Перренат аммония Перренат аммония	[4] [5]
Финляндия	Нет сведений	Твердые отходы медеплавильного производства Мансфельдского комбината (Германия)	Перренат аммония	[7]
ФРГ	«Герман Штарк» (г. Гослар)	Молибденовые концентраты Мансфельдского комбината (Германия), а также концентраты из Китая, Перу и Мексики	Соли и порошки рения	[1]
Чили	«Молимет С.А.» г. Сантьяго	Молибденовые концентраты фирмы «Коделко», а также концентраты с Перу, Китая и Канады.	Перренат аммония	[1, 6]
Швеция	«Металз энд Пакудерз»	Молибденовые концентраты	Порошки рения	[6, 7]
Япония	«Сумитомо металл майнинг» (г. Тойо)	Газы медеплавильного производства	Порошки рения	[8]

содержания $C_{орг}$. Форма нахождения металлов в сланцах предполагается металлоорганическая.

С. М. Баситова и др. [4, 13] обнаружили высокие

ними (табл. 10).

Для месторождения Уртабулак было изучено распределение по нескольким вертикальным разрезам (табл. 11).

Распределение рения и молибдена в толще равномерное. Отмечается прямая зависимость концентрации рения от количества органического вещества [4, 13].

Распределение рения и других элементов в эоценовых горючих сланцах Юго-Восточных Кызылкумов и Бухара-Каршинского вилоятов изучали ряд учёных [4, 10, 13, 14].

По результатам анализа 39 проб они установили среднее содержание рения в горючих сланцах -1,5 г/т, кроме этого, в них присутствуют V, W, Mo. Все они распределены по пласту равномерно. Однако для рения выделяются и аномальные концентрации. В частности, в одной пробе взятой на участке Учкыр, установлено 70 г/т рения, а в четырех образцах из шурфа на участке Уртабулак - 22 г/т (при содержании Mo - 0,15% и Si - 0,2-0,3%).

На гистограмме (рис. 3) выделяются два максимума частот содержания рения в области 1-5 и 10-50 г/т. Мощность пластов колеблется от 0,5 до 1,4 м.

Огромные запасы горючих сланцев позволяют рассматривать их как комплексное сырьё не только на рений, молибден и др., но и как энергетическое и технологическое сырьё.

Кроме ренийносных формаций эоцена рений, молибден и другие элементы установлены в результате разведки урановых месторождений, ГП «Кизилтепагеология». На ряде урановых месторождений установлены повышенные содержания рения и молибдена. В балансовых рудах Кендыктюбе установлено содержание рения - 0,2 г/т, молибдена - 0,2%, на месторождениях Аланды - рения -0,65 г/т,

Таблица 9

Содержание элементов в рудах и молибдените Мурунтау и Кальмакыр

Элемент	Мурунтау	ГГВФ МРП	Кальмакыр
	Руда, г/т		
Mo	10	67,1	67,0
Re	0,0094	0,0402	0,19
Молибденит, %			
Mo	57,83	59,18	58,02
Re	0,04	0,18(5)	0,17
Pb	0,13	0,34	0,33
Fe	-	0,44	0,60
Cu	-	0,17	0,13
Ag	-	0,37	0,10
Se	0,02	-	0,024
S	41,31	39,30	39,50

Примечание: ГГВФ МРП - глубокие горизонты восточного фланга Мурунтауского рудного поля; в скобках - количество замеров

Таблица 10

Распределение рения и молибдена в горючих сланцах, г/т

Месторождение	Re		Mo		Re/Mo
	среднее	максим.	среднее	максим.	
1	2	3	4	5	6
Уртабулак	6,2	21,4	1520	2500	1/245
Байсун	5,6	19,1	1200	1340	1/214
Дербент	3,5	9,6	1600	2100	1/457
Карши	1,2	1,6	150	220	1/125
Караул-Базар	4,6	4,8	450	460	1/98
Учкыр	4,1	10,4	130	170	1/32
Гирсан	5,6	5,7	190	200	1/34

Таблица 11

Горизонт толщи сланца	Re, п-10 ⁻⁴ %	Mo, 10 ⁻⁴ %
0-10	23,4	260
20-30	11,5	500
30-40	15,0	144
50-60	21,4	144

Джантуар (Ауминзатау) - рения -0,29 г/т, Рудное (Коспактау) молибдена-107-141 г/т.

В крайне малых масштабах получение рения из растворов подземного выщелачивания урановых руд реализуется на ряде месторождений в Западном Узбекистане. Содержание рения в урановых рудах достигает от 0,2 до 1-3 г/т. Данный тип месторождений республики весьма перспективный на рений. Для этих руд в Навойском ГМК разработана уникальная технология попутного его извлечения при подземном выщелачивании [6, 11]. Как считают авторы, подобной технологии в мире не существует.

Подводя итоги можно констатировать, что сырьевая база рения Республики Узбекистан не исчерпывается только медно-порфировыми месторождениями Алмалыкского рудного района, он также имеет промышленные концентрации в нетрадиционных типах месторождений: золоторудные, урановые и горючие сланцы.

С появлением приемлемой технологии извлечения металлов из горючих сланцев их потенциальные возможности могут быть реализованы практически. Горючие сланцы представляют крупную

Таблица 12

Содержание молибдена, меди и рения в горючих сланцах Средней Азии [13]

Объект	Зольность, А ^с	Содержание, г/т			
		Рений	Молибден	Свинец	Медь
Уртабулак (26 ан)	57,3	-	1400	-	-
Карадарья (17 ан)	63,2	-	1660	-	-
Байсун (22 ан)	72,0	1,3	1800	-	-
Учкыр (8 ан)	68,5	-	470	-	-
Сангрунтау (17 ан)	74,23	0,3-0,8	30	26	300-400
Актау (7 ан)	72,9	-	570	-	-

Таблица 13

Содержание рения во фракциях обогащенных органическим веществом

Фракция с удельным весом	2,0	2,0-1,9	1,9-1,8	1,8	Исходная проба
Содержание, г/т	1,3	1,8	2,2	3,7	2,0

комплексную сырьевую базу: на рений и сопутствующие элементы (Mo, V и др.), энергетическую, а также для стройиндустрии.

Тенденция на расширение областей применения рения, наличие сырьевой базы и разработка современных технологий его извлечения позволит Узбекистану расширить производство этого ценного, дорогостоящего металла.

Список литературы:

1. Абдурахманов С.А., Халикулов Д.Б. Очистка молибденового концентрата от меди // Горный вестник Узбекистана, 2004, №3.
2. Бадалов С.Т., Баситова С.М. К геохимии рения Средней Азии // Металлургия рения. Тр. III Всесоюз.-совещ. По проблемам рения, ч. 1. М.: Наука, 1970.
3. Бадалов С.Т. и др. К геохимии рения и молибдена в экзогенных сульфидных месторождениях Средней Азии. - Геохимия, 1966, №1.
4. Баситова С.М., Засорина Е.Ф., Азизкулова О.Д. Рений в горючих сланцах. - Докл. АН Тадж. ССР, 1972, №8.
5. Голованов И.М., Кажихин М.А. Редкие и рассеянные элементы. Рудные месторождения Узбекистана. Ташкент, 2001. С. 155-161.
6. Иванов И.А. Попутное извлечение рения при подземном выщелачивании урана // Горный журнал, 2003, №8.
7. Калинин С.К., Файн Э.Е. Распространение рения в природных объектах. Алма-ата, 1977.
8. Лузановский А.Г. Особенности геологии и металлоносности горючих сланцев палеогена Средней Азии / Тр. XXVII сессии Межд. Геологического конгресса, 1984. -Т. ГХ.-Ч.П-С305-306.
9. Никитина Л.С. производство и потребление рения // Цветная металлургия. 1990, №11.
10. Нишанходжаев Р.Н., Семашева И.Н. К петрографической характеристике туранских горючих сланцев/Н. Тр. ТашГУ, 1974, вып. 438. С. 149-151.
11. Петухов О.Ф. Новые горизонты рения. Горный вестник, №1 (20), 2005. С. 48-50. 12. Поплавко Е.М. и др.
13. Некоторые особенности проявления рения и др. металлов в горючих сланцах Средней Азии. -Геохимия, 1977, №2.
14. Лузановский А.Т., Артемова Н.М. и др. Металлоносные горючие сланцы Республики Узбекистан. Фан АН РУЗ, 1999. 154 с.
15. Семашева И.Н., Нишанходжаев Р.Н., Капустянский И.Д. К геохимии некоторых переходных элементов в Турнаских горючих сланцах. - Труды ТашГУ, 1974, вып. 461.
16. Турсебеков А.Х., Василевский Б.Б., Рахимов Р.Р., Хантемиров Р.М. Молибденосность, рениеносность и осмиеносность руд медно-молибденового и золоторудного месторождения Кальмакыра и Мурунтау // Горный вестник Узбекистана, № 3 (26). С. 11-14.
17. Харриез Б. Глобальная торговля небазовыми металлами // Металлы Евразии, 2004, №5.
18. Юдович Я.Э., Кетрис М.П. Геохимия черных сланцев. Ленинград, Наука, Ленинградский отд., 1988.
19. Noddak I, Noddak W. Die gechemie des reniums-Z. Phys. Chem. Bd. 154 H.3-4, 1931.

Н.И. КУЧЕРСКИЙ

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ОСВОЕНИИ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА



В издательском доме «Руда и металлы» вышла монография «Современные технологии при освоении коренных месторождений золота». Автор Кучерский Н.И. – генеральный директор НГМК, член Сената Олий Мажлиса Республики Узбекистан, докт. техн. наук, профессор.

В монографии обобщен опыт освоения месторождений золота в пустынном регионе, приведены современные представления о его геологическом развитии и строении. Оценены сырьевые ресурсы золота и перспективы развития золотодобывающей промышленности. Приведены методические основы построения математических моделей месторождений и стратегии их освоения. При этом основное внимание уделено решению характерных для карьеров проблем: управлению качеством рудного потока в системе недр-перерабатывающий завод; повышению степени использования ресурсного потенциала месторождения на основе крупнопорционной и покусковой сортировки рудной массы; ведению буровых и взрывных работ с сохранением геологической структуры и уменьшением сейсмического воздействия на сооружения карьера; выемочно-погрузочным работам в разнообразных горнотехнических условиях; использованию автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта на основе большегрузных автосамосвалов и конвейеров в традиционном и крутонаклонном исполнении; технологии формирования отвалов; обеспечению долговременной устойчивости бортов глубоких карьеров; обеспечению безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьеров; переработке руды с использованием сорбционно-гравитационной технологии на основе ионообменных смол, бактериально-химического окисления сульфидов, кучного выщелачивания и методов интенсивной гравитации.

Монография рассчитана на специалистов в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых и может быть полезна преподавателям, аспирантам и студентам высших учебных заведений горного профиля.

УДК 669.046

© Санакулов К.С., Рузиев Н.Р., Хасанов А.С. 2007 г.

ОСОБЕННОСТИ ГРАНУЛЯЦИИ ШЛАКОВ ЖИДКИМИ ОХЛАЖДАЮЩИМИ АГЕНТАМИ

Санакулов К.С., зам. Премьер-министра РУз, канд. техн. наук; Рузиев Н.Р., генеральный директор ОАО «Алмалыкский ГМК»; Хасанов А.С., декан Алмалыкского горно-металлургического факультета НГГИ, канд. техн. наук

При грануляции шлаков жидкими охлаждающими агентами происходит их дробление как за счет механического разрушения струи охлаждающим агентом, так и за счет разрушения частиц термическими напряжениями при быстром и неравномерном охлаждении (закалке). Комплекс остаточных термических напряжений, сохраняющийся при последующем быстром охлаждении, делает их в последствии легко измельчаемыми. На результаты грануляции влияют как свойства самого шлака (температура, теплопроводность, вязкость), так и аналогичные свойства гранулирующего агента, а также их межфазное взаимодейст-

вие (табл. 1-3).

Для оценки возможности грануляции перегретых или вязких низкотемпературных шлаков надо рассмотреть вопросы теории охлаждения жидким охлаждающим агентом согласно [1], результаты которого приведены в литературе [2]. Если не учитывать теплотехнический аспект дробления жидкого шлака при контакте с охлаждающим агентом, то эффективность дробления увеличивается в случаях:

- увеличения скорости охлаждающего агента по отношению к поверхности шлака, начиная с точки контакта;

- увеличения площади контакта между шлаком и охлаждающим агентом;
- увеличения механического сцепления между шлаком и охлаждающим агентом.

Механическое сцепление, приводящие к разрыву струи достигает максимума на начальных участках контакта, т.е. при малой толщине турбулентного и ламинарного слоев, поскольку доля сцепления между охлаждающим агентом и шлаком падает, в связи с ростом толщины турбулентного слоя, а энергия расходуется на турбулизацию.

В дроблении шлака охлаждающим агентом очень важную роль имеет теплообмен между ними, поскольку напряжения при быстром охлаждении приводят к разрыву сплошности и самоизмельчению. Остаточные напряжения и микротрещины приводят к росту измельчаемости.

Теплообмен между охлаждающим агентом и шлаком осуществляется через тонкую корку твердого шлака. Для оценки теплообмена применим закономерности конвективной массо- и теплоотдачи для жидкости и твердой поверхности. Эти закономерности базируются на понятиях теплового и диффузивного пограничного слоев. Рассмотрим неограниченный стационарный поток жидкости ламинарного типа вдоль плоской твердой поверхности. Начальная температура жидкости одинакова по объёму и составляет T_0 (температура невозмущённого потока). Температура на твердой поверхности постоянна и равна T_ω . Вследствие теплообмена между слоями жидкости, расположенными вблизи от поверхности и этой поверхностью, температура этих слоев изменится. Жидкость на твердой поверхности имеет температуру T_ω (это условие эквивалентно условию прилипания в механике вязкости жидкости). На расстоянии δ от твердой поверхности температура жидкости меняется от T_ω на T_0 поверхности (до температуры невозмущенного потока).

Расстояние δ представляет собой толщину теплового пограничного слоя. По мере удаления от передней кромки твердой поверхности толщина теплового пограничного слоя возрастает в связи с ростом влияния поверхности пластины (охлаждающего или нагревающего), вследствие теплопроводности. Тепловой пограничный слой характеризуется тем, что в пределах его толщины имеет место градиент температуры и перенос тепла поперечного потока вследствие молекулярной теплопроводности. Соотношение между толщиной гидродинамического и те-

Таблица 1
Зависимость охлаждающей способности воды от температуры

Температура воды, °C	Интервал температур закаливания образцов	Скорость охлаждения образцов, °C/сек	Относительная закаливающая способность
10	650-500	600	1
26	650-500	500	0,83
50	650-500	100	0,17
74	650-500	30	0,05

плового пограничного слоев зависит от соотношения коэффициентов вязкости и температуропроводности, т.е. критерия Прандтля.

$$Pr = \nu / a \quad (1)$$

С ростом критерия Прандтля толщина гидродинамического пограничного слоя увеличивается по отношению к тепловому. Критерий Прандтля является физическим параметром жидкости или

Таблица 2
Влияние содержания $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в известковом молоке на гранулируемость шлаков при различной температуре и вязкости 10 пз при их заливке в гранулятор свободной струей

№ п/п	Температура шлака, °C	Крупность гранул, мм	Содержание $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в известковом молоке, %					
			3	5	7,5	10	12,5	15
1	1250	+10	63,0	51,5	50,5	51,0	51,5	51,2
		+5	16,5	21,6	22,0	22,4	22,8	23,0
		+3	16,5	13,0	14,1	12,2	13,1	12,8
		+2	1,5	10,4	9,9	10,9	7,6	8,5
		+1	1,5	1,5	1,8	2,0	2,2	2,0
		-1	0,5	1,0	1,2	1,0	1,5	1,5
		Потери	0,5	1,0	0,5	0,5	1,0	1,0
		Всего	100	100	100	100	100	100
2	1300	+10	58,2	44,3	45,5	45,0	44,1	44,5
		+5	19,4	23,6	23,8	24,1	24,6	25,1
		+3	15,8	14,1	14,5	14,0	14,7	14,0
		+2	3,3	10,4	9,8	10,2	9,9	9,2
		+1	1,5	4,7	3,3	3,2	3,3	3,4
		-1	0,8	2,4	2,6	2,5	2,4	2,8
		Потери	1,0	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0
		Всего	100	100	100	100	100	100
3	1350	+10	52,6	40,1	38,2	39,3	40,5	40,6
		+5	22,9	25,5	26,0	26,1	27,0	27,2
		+3	6,4	9,5	10,2	10,8	10,4	10,8
		+2	3,9	15,2	15,6	14,4	15,0	13,2
		+1	2,2	6,0	5,8	5,9	3,1	3,7
		-1	1,0	3,2	3,0	3,5	3,5	3,5
		Потери	1,0	0,5	1,0	1,0	0,5	1,0
		Всего	100	100	100	100	100	100

Таблица 3

Влияние содержания $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в известковом молоке на гранулируемость шлаков при различной температуре и вязкости 20 пз при их заливке в гранулятор свободной струей

№ п/п	Температура шлака, °С	Крупность гранул, мм	Содержание $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в известковом молоке, %					
			3	5	7,5	10	12,5	15
1	1200	+10	72,5	56,3	57,5	57,0	56,8	57,3
		+5	16,7	22,0	21,4	21,6	20,9	21,3
		+3	7,4	13,2	14,9	14,1	13,9	13,6
		+2	1,2	4,0	3,5	3,6	4,0	3,7
		+1	0,6	2,8	2,2	2,4	2,8	2,4
		-1	0,6	0,7	0,5	0,5	0,6	0,7
		Потери	1,0	1,0	0,5	1,0	1,0	1,0
		Всего	100	100	100	100	100	100
2	1250	+10	67,5	51,2	50,5	52,0	52,0	52,6
		+5	16,8	24,4	23,7	23,3	23,9	24,2
		+3	12,0	16,6	14,4	16,5	15,7	
		+2	2,2	3,9	3,9	3,8	4,1	3,8
		+1	0,5	2,9	3,0	2,9	2,8	2,9
		-1	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0	0,5
		Потери	0,5	0,5	1,0	1,0	0,5	1,0
		Всего	100	100	100	100	100	100
3	1300	+10	62,8	48,6	49,0	48,0	48,5	49,2
		+5	16,5	24,0	24,9	24,2	25,1	24,0
		+3	14,6	12,2	9,9	12,3	10,8	9,6
		+2	3,1	11,8	12,6	12,1	12,4	13,0
		+1	1,5	2,1	1,9	1,9	25,2	2,0
		-1	1,0	0,8	0,7	0,5	0,5	0,6
		Потери	0,5	0,5	1,0	1,0	0,5	1,0
		Всего	100	100	100	100	100	100

газа, для газов он практически не зависит от температуры и давления, для жидкостей сильно зависит от температуры [2].

Основным выводом из анализа, приведенного в литературе [2], является формулировка условий эффективного, гидродинамического и теплофизического дробления шлаков:

- дробление шлаков должно осуществляться охлаждающими агентами с высокой смачиваемостью им поверхности шлака и высоким коэффи-

циентом теплоотдачи мало зависящим от температуры, а контакт между шлаковой струей и струей охлаждающего агента происходит на минимальном участке, т.е. увеличение длины контактирующей поверхности увеличивает энергозатраты на дробление.

Выбор охлаждающего агента определяется его эффективностью, доступностью и стоимостью. Наиболее доступный охлаждающий агент - это вода, но использование её при охлаждении и заливке, ограничено снижением ее закаливающей способности с ростом температуры [3] (табл. 1).

Улучшение закаливающих свойств воды достигается введением добавок, как правило, имеющих щелочной или кислотный характер, наиболее подходящей из которых является $\text{Ca}(\text{OH})_2$, т.е. закаливающим агентом может быть известковое молоко. В рассматриваемом случае необходимо получить не только эффективную грануляцию, но и высокую измельчаемость шлака (табл. 2, 3). Кроме того, шлаки гранулируются после термогравитации, т.е. на самой границе перехода текущее состояние вязкое [4].

Реальными способами грануляции, применение которых возможно для ОАО «Алмалыкский ГМК», являются бассейновая и полусухая грануляция.

Бассейновая грануляция осуществляется путем слива шлака в бассейн. Полусухая грануляция осуществляется путем разбивки струи шлака струей гранулирующего агента. Другие способы грануляции требуют дополнительного сложного механического оборудования. В первом случае дробление шлака осуществляется за счет разрыва его сплошности за счет термических напряжений. Во втором случае идет механическое дробление струи, совмещенное с охлаждением. Поскольку при охлаждении мелких кусков, термическое напряжение в них мало влияет на результаты грануляции, можно предположить, что в случае полусухой грануляции термические напряжения консервируются, и тем самым происходит увеличение измельчаемости шлаков.

Исходя из теоретических представлений при бассейновой грануляции, основными факторами являются: температура шлака, а для полусухой - его вязкость. Хотя с ростом температуры вязкость и понижается, влияние этих факторов надо исследовать отдельно.

Список литературы:

1. Кривандин В.А. Металлургическая теплотехника. - М: Металлургия, 1986. - 591с.
2. Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства // Монография. г. Ташкент. ФАН. 2007 год. 256 с.
3. Юсупходжаев А.А., Хасанов А.С., Чаплыгина А.Г. Переработка шлаков КФП методом флотации // К 90-летию проф. Плаксына. Всесоюзное совещание «Новые пр.и методы иссл. При перв. обработке мин. сырья» - Москва, 1990.
4. Хасанов А.С. Совершенствование металлургии за рубежом. // Вестник ТушГТУ. -Ташкент, 2005. - №1. - с. 49-54.

АДАПТАЦИЯ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАБОТ К ИЗМЕНЯЮЩИМСЯ УСЛОВИЯМ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

Кустов А.М., первый зам. генерального директора НГМК по золоту, директор Центрального рудоуправления; **Коломников С.С.**, начальник ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Эффективность разработки карьеров определяется правильностью выбора технологии и техники при производстве работ на глубоких горизонтах. Для большинства карьеров приоритетным направлением разработки глубоких горизонтов остается циклично-поточная технология, эффективность которой доказана опытом эксплуатации систем ЦПТ на карьерах России, Украины, Узбекистана и зарубежных горных предприятий. По мере понижения горных работ в карьере проблема транспорта приобретает все более актуальное значение. Поэтому, логическим продолжением эволюции технологического транспорта на карьере Мурунтау явилось внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ). Комплекс ЦПТ согласно проекту предназначен для транспортирования скальных вскрышных пород, и состоит из двух конвейерных линий (КЛ) по 5 конвейеров и одному консольному отвалообразователю ОШС-4000/125 каждая. Стыковка цикличного и поточного звеньев осуществляется при помощи стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), размещаемых на концентрационных горизонтах через 30 м по глубине карьера. Каждый ДПП имеет приемный бункер вместимостью 350 м³, пластинчатый питатель 1-24-150 тяжелого типа, конусно-валковую дробилку КВКД-1200/200 и шибберное устройство, позволяющее производить загрузку горной массой любой конвейерной линией (рис. 1-6, табл. 1-4). Техническая характеристика оборудования комплекса ЦПТ представлена в табл. 1.

Циклично-поточная технология в карьере Мурунтау является характерным примером ее использования при разработке сложно-структурных месторождений. Однако, возможности этой технологии полностью не используются, что прежде всего связано с надежностью работы самого комплекса ЦПТ и дефицитом горной массы, поступающей из циклического звена по различным причинам (изменение производительности горно-перерабатывающего комплекса,

многообразие потребительских свойств разрабатываемой горной массы, отставание перегрузочных пунктов от зон интенсивного ведения горных работ, отсутствие транспортных связей рабочего пространства с перегрузочными пунктами и т.д.).

Первые годы эксплуатации комплекса ЦПТ в карьере показали, что в проектом варианте планируемые показатели его работы достигнуты быть не могут из-за того, что: горные работы ранее велись без учета применения автомобильно-конвейерного транспорта в будущем, а это задержало ввод комплекса в эксплуатацию и привело к увеличению количества самосвалов в циклическом звене на 30%; существование жесткой связи между циклическим и поточным звеньями снижало производительность комплекса на 25%; не было учтено постоянное изменение числа экскаваторов в циклическом звене из-за чередования в забоях рудных и породных участков, что приводило к потере комплексом 8-10% производительности; отсутствие увязки режима работы циклического и поточного звеньев комплекса ЦПТ снижало производительность на 15%; не было учтено, что часть вскрышных пород должна быть вывезена в отвалы автотранспортом из-за невозможности прекращения работ в породных забоях при простоях конвейеров без нарушения баланса

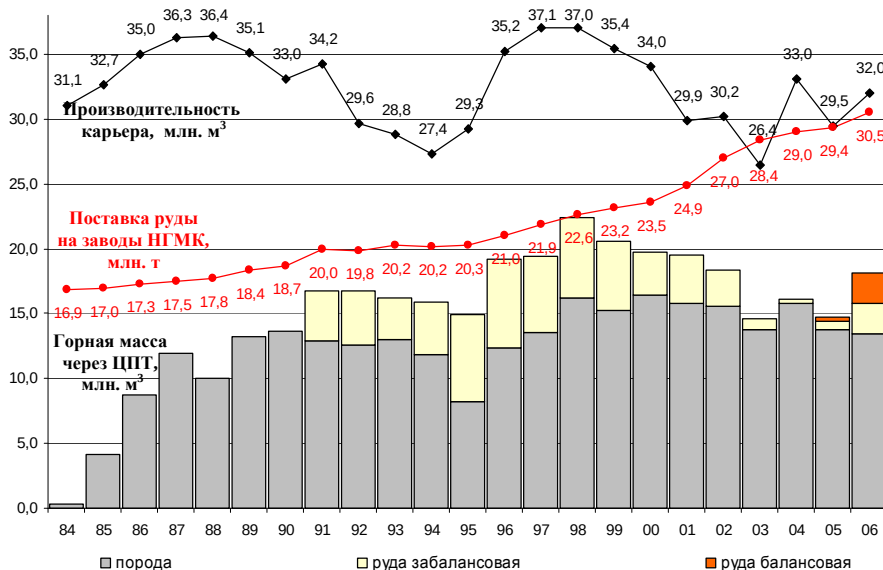


Рис. 1. Показатели работы горно-перерабатывающего комплекса и циклично-поточной технологии рудника Мурунтау

Таблица 1

Технические характеристики элементов циклично-поточной технологии в карьере Мурунтау

Конвейерные линии			
Показатели	Единицы измерения	Конвейерная линия №1	Конвейерная линия №2
Производительность	млн.м ³ /год млн.т/год	12,8 33,0	12,8 33,0
Высота подъема горной массы: на поверхность карьера в отвал	м м	90 160	150 220
Ввод в эксплуатацию	год	1984	1986
Количество конвейеров	шт	5	5
Ширина ленты конвейера	мм	2000	2000
Скорость движения ленты	м/с	3,15	3,15
Длина конвейеров, всего в том числе:	м	3370	5348
- подъемных		570	570
- магистрального		985	1892
- передаточного		572	1080
- отвального		1243	1806
Дробильно-перегрузочный пункт			
Высота		30 м	
Количество мест разгрузки автосамосвалов грузоподъемностью: - 75-110 т - 140-200 т		2 1	
Вместимость приемного бункера		350 м ³	
Дробилка КВКД 1200/200			
- производительность		1330 м ³ /ч (3400 т/ч)	
- размер приемного отверстия		1200 мм	
- ширина выходной щели		200 мм	
- мощность электродвигателя		400 кВт	
- масса		240 т	
Питатель пластинчатый 1-24-150			
- ширина полотна		2400 мм	
- скорость движения полотна		0,16-0,25 м/с	
- производительность при высоте слоя 0,8 м		2000 м ³ /ч	
- насыпная плотность материала		1,5 т/м ³	
- максимальный размер куска породы		1,5 м	
- мощность привода		37,5 кВт	
- масса		108 т	
Отвалообразователь ОШС 4000/125			
- тип ходового механизма		шагающе-рельсовый	
- длина приемной стрелы		42 м	
- длина отвальной стрелы		83 м	
- радиус разгрузки		125 м	
- высота разгрузки		30 м	
- скорость транспортная		1,2 м/мин (72 м/час)	
- допустимый уклон трассы		5 ⁰	
- установленная мощность приводов		1800 кВт	
- масса		1230 т	

добычных работ.

Перечисленные проектные недостатки не позволяли комплексу до 1991 г. достичь производитель-

ности более 12-14 млн. м³/год. Поэтому, был разработан и внедрен ряд технико-технологических решений, предусматривающих наряду с повышением эффективности работы существующих элементов, модернизацию системы с введением в состав ЦПТ крутонаклонных конвейеров и модульных дробильно-перегрузочных комплексов, также применение поточной перегрузки руды с конвейерного в железнодорожный транспорт. В соответствии с этим эволюция транспортной системы карьера Мурунтау может быть разделена на ряд этапов по времени и направлениям (табл. 2), а ее первым этапом стало внедрение циклично-поточной технологии при транспортировании вскрышных пород.

Основными технологическими решениями на 2 этапе развития ЦПТ стало устранение жесткой связи между циклическим и поточным звеньями и подача на комплекс дополнительных сортов горной массы. Первая задача решена путем внедрения внутрикарьерных промежуточных складов расположенных в непосредственной близости от перегрузочных пунктов карьера. Это позволило при недостаточном количестве породы в экскаваторных забоях (менее 50%), а также в случае аварийных или плановых остановок конвейерных линий накапливать породу на промежуточном складе, исключив ее вывоз автотранспортом на внешние отвалы. В дальнейшем после запуска конвейерной линии в работу или изменении ситуации в забоях одновременно с доставкой породы непосредственно на перегрузочные пункты начинается интенсивная отгрузка горной массы из промежуточного склада. Тем самым, достигается более полная загрузка конвейерной линии и увеличивается производительность комплекса ЦПТ. Для решения второй задачи с 1991 г. конвейерная линия № 1 задействована для транспортирования из карьера забалансовой руды и ее складирования в отдельном ярусе конвейерного отвала дополнительно к породному грузопотоку. При этом дальнейшее развитие получило применение внутрикарьерных промежуточных складов, на которых велось накопление руды для последующей «залповой» отгрузки на комплекс. В этот период суммарный объем промежуточных складов достигал 700 тыс. м³, через которые ежегодно перегружалось до 2 млн. м³ горной массы.

Как и для всех крупных предприятий для горно-перерабатывающего комплекса месторождения Мурунтау характерно этапное развитие с периодически изменяющимися объемами добычи горной массы из карьера при увеличении мощности перерабатывающего производства (рис. 1). Увеличение производительности на ГМЗ-2 и поставка руды карьера Мурунтау на гидрометаллургические заводы НГМК увеличило объемы переработки руды с меньшим содержанием золота, что расширило минерально-сырьевую базу предприятия. Но, одновременно, это привело к снижению объемов горной массы для ЦПТ в результате исключения из грузопотока конвейерного транспорта забалансовой руды, в связи с чем встала необходимость дальнейшей трансформации транспортной системы. Ее третьим этапом стало транспортное переоборудование через комплекс ЦПТ товарной руды по схеме «циклическое звено - поточное звено - циклическое звено». Это предусматривает доставку руды автосамосвалами из забоев на дробильно-перегрузочные пункты комплекса, далее через конвейерный подъемник и группу магистральных, передаточных и отвальных конвейеров на реконструированный перегрузочный пункт карьера, где отвалообразователем ОШС-4000/125 формируются шесть рудных штабелей (рис. 2). Руда из штабелей экскаваторами перегружается в железнодорожный транспорт и отправляется на переработку.

Четвертый этап эволюции ЦПТ – увеличение глубины ввода конвейерного транспорта в рабочую зону карьера путем удлинения наклонной части действующего конвейерного подъемника и строительства модульного дробильно-перегрузочного пункта (рис. 3, табл. 3).

Применение ЦПТ со стационарными дробильно-перегрузочными пунктами показало, что они не отвечают условиям ведения горных работ на глубоких карьерах. Для строительства ДПП необходимо создание на бортах карьера специальных площадок для размещения дробильного оборудования, что уве-

Таблица 2

Этапы и элементы трансформации транспортной системы карьера Мурунтау

Этап	Технология	Основные элементы системы	Дополнительные элементы системы
1 1984 – 1990 гг.	Циклично-поточная для породы ЦПТ	Автосамосвалы грузоподъемностью 75-110 т	Грузопоток породы через поточное звено
2 с 1991 г.	Циклично-поточная для породы ЦПТ	Стационарные перегрузочные пункты (ГрПП, ДПП) Конвейерные линии с углом наклона до 15° Отвалообразователь	Внутрикарьерные склады горной массы в качестве буферной емкости между циклическим и поточным звеньями
1993-2005 гг.			Грузопоток забалансовой руды через поточное звено
3 1990-2006 гг.	Циклично-поточная для породы ЦПТ	Автосамосвалы грузоподъемностью 130-190 т Стационарные перегрузочные пункты Конвейерные линии с углом наклона до 15° Отвалообразователь	Грузопоток товарной руды через поточное звено Конвейерно-экскаваторно-железнодорожный перегрузочный пункт
2005-2006 гг.	Циклично-поточно-циклическая для товарной руды ЦПЦТ		
4 с 2007 г.	Циклично-поточная для породы ЦПТ	Автосамосвалы грузоподъемностью 136-190 т Стационарные перегрузочные пункты Конвейерные линии с углом наклона до 15° Отвалообразователь	Модульный дробильно-перегрузочный пункт
	Циклично-поточно-циклическая для товарной руды ЦПЦТ	Полустационарный перегрузочный пункт Крутонаклонный конвейер с высотой подъема горной массы 30 м	
5 с 2009 г.	Циклично-поточная для породы ЦПТ	Автосамосвалы грузоподъемностью 136-190 т Стационарные и полустационарные перегрузочные пункты Конвейерные линии с углом наклона до 36° Отвалообразователь Отвально-погрузочная машина	Модульный дробильно-перегрузочный пункт
	Циклично-поточная для товарной руды ЦПТ		Крутонаклонный конвейер с высотой подъема горной массы 270 м Конвейерно-железнодорожный перегрузочный пункт



Рис. 2. Отгрузка руды на переработку с конвейерно-экскаваторно-железнодорожного перегрузочного пункта



Рис. 3. Элементы модульного дробильно-перегрузочного пункта

личивает объемы вскрышных работ при постановке борта карьера в конечное положение. Выполнение строительно-монтажных работ также требует продолжительного времени (примерно 3-4 гг.), в результате чего к моменту сдачи очередного перегрузочного пункта комплекса ЦПТ в эксплуатацию увеличивается до предельно допустимых значений дальность транспортирования руд или пород сборным автотранспортом в связи с понижением горных работ за период подготовки борта и строительства ДПП. Реализация потенциала ЦПТ достигается увеличением гибкости комплекса как транспортно-перегрузочной системы за счет введения в его состав модульных перегрузочных пунктов, интегрирующих в себе полустационарное дробильное оборудование и крутонаклонные конвейеры. Объем руды, отгруженной через новый модульный дробильно-перегрузочный пункт, составит к концу 2007 г. около 2,5 млн. т.

Дальнейшее развитие транспортной системы карьера Мурунтау связано с внедрением нового комплекса «ЦПТ-РУДА» (табл. 4, рис. 4), вклю-

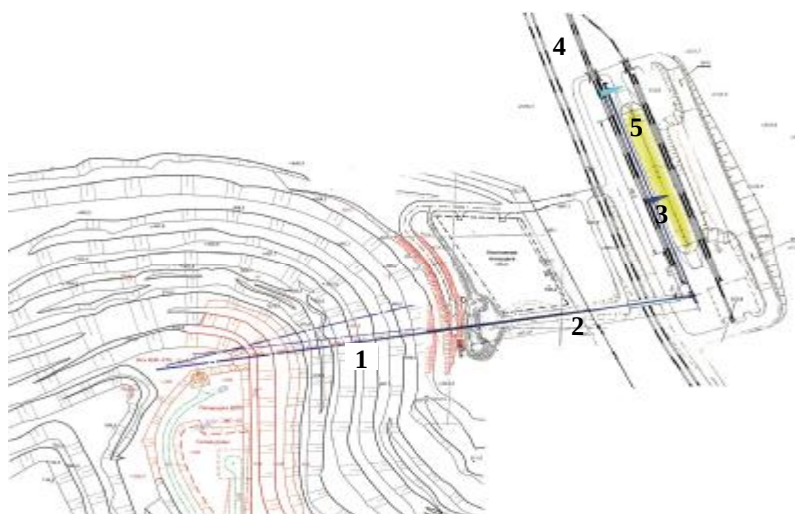


Рис. 4. Проект строительства «ЦПТ-РУДА» на северо-восточном борту карьера: 1 – КНК-270; 2 – передаточный конвейер; 3 – отвальный конвейер с автостеллой и ОПМ-3500; 4 – ж.д. пути; 5 – оперативный штабель руды

Таблица 3
Технические характеристики
модульного дробильно-перегрузочного пункта

Межступный перегружатель		
Производительность	м ³ /час	2000
Высота подъема	м	30
Угол наклона	град	36
Ширина ленты	мм	2000
Скорость ленты	м/с	2,5
Скорость передвижения	м/ч	360
Подводимое напряжение	кВ	6
Масса	т	360
Дробильно-перегрузочный пункт		
Производительность	м ³ /час	2000
Максимальный размер принимаемых кусков	мм	до 1200
Размер кусков дробленого продукта	мм	0-300
Число мест разгрузки	шт	1
Тип дробилки		ДШЗ
Подводимое напряжение	кВ	6
Масса	т	550

чающего крутонаклонный конвейер КНК-270 с высотой подъема руды 270 м, дробильно-перегрузочный пункт аналогичный МДПК, погрузочно-складской комплекс, в который входят: конвейер склада КС-3500; отвально-погрузочная машина ОПМ-3500; штабели оперативного (конвейерного) склада; экскаваторы ЭКГ-8ус; железнодорожная станция. Совместная емкость оперативного и автомобильного склада обеспечат 5-6 суточный запас отгрузки руды. Поток руды, выданный КНК-270 с карьера, перегружается на конвейер склада. Далее по автостелле руда поступает на конвейер отвально-погрузочной машины. С конвейера ОПМ руда непрерывным потоком без остановок как при переходе межвагонных промежутков, так и при смене маршрутов поступает непосредственно в думпкары (рис. 5). При погрузке думпкары неподвижны, а ОПМ вместе с автостеллой перемещается вдоль маршрута. При сбоях в поступлении думпкаров поток руды направляется в штабель оперативного склада, с которого отгружается экскаваторами в думпкары. Прямоточная погрузка в думпкары обеспечивает суточную производительность, которая составляет 44 тыс. т, а с учетом неравномерности - до 50,6 тыс. т руды при часовой технической производительности 3500 т/ч. Продолжительность загрузки одного маршрутного поезда составляет 20 мин.

Технико-экономическая оценка эффективности результатов реализации концепции повышения эффективности транспортной системы карьера Мурунтау показывает (рис.

6), что даже в условиях ухудшения горно-геологической ситуации, обусловленной увеличением глубины разработок, изменчивостью грузопотоков из рабочих зон карьера и разнообразием потребительских свойств транспортируемой горной массы (руда балансовая, забалансовая; вскрышные породы), предопределяющих отрицательное влияние на эффективность работы транспортной системы карьера, а также в результате вовлечения в разработку верхних горизонтов карьера, не имеющих транспортной связи с комплексом ЦПТ, в рамках перехода к IV очереди разработки месторождения, вызывающего сокращение горной массы подлежащей разработке по циклично-поточной технологии (линия 1 рис. 6), доля конвейерного транспорта во вскрышном грузопотоке из зон карьера, имеющих транспортную связь с комплексом ЦПТ, увеличилась до 90,5% от объемов, которые могут разрабатываться по циклично-поточной технологии (линия 2 рис. 6).

Реализация технических решений по переориентации конвейерной линии № 1 на транспортирование товарной руды и подготовка к внедрению проекта «ЦПТ-РУДА» потребовали пересмотра методов управления качеством рудного потока, предпосылками которых стали: снижение бортового содержания, что упростило выемочные

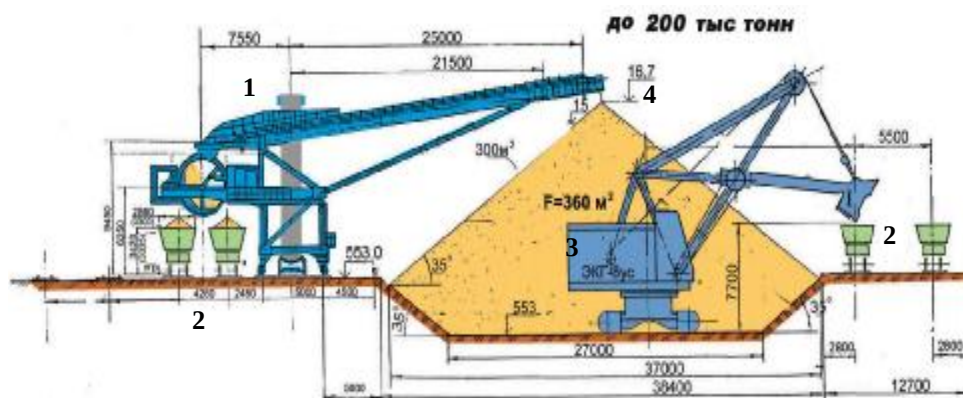


Рис. 5. Поточная перегрузка руды с конвейерного на железнодорожный транспорт с оперативным штабелем руды на случай аварийных остановок: 1 - ОПМ-3500; 2 - думпкары ВС-105; 3 - ЭКГ-8ус; 4 - штабель руды

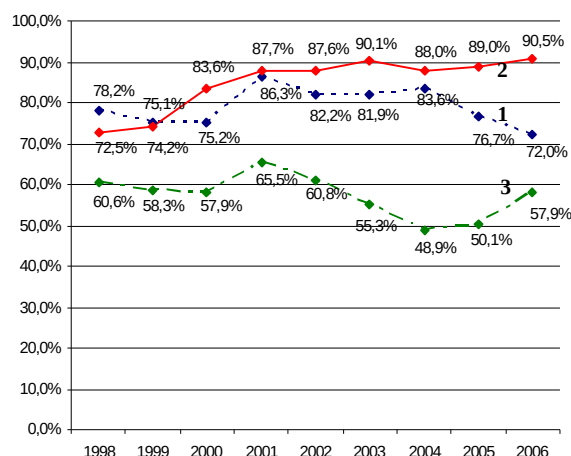


Рис. 6. Изменение доли горной массы, обрабатываемой по циклично-поточной технологии в карьере Мурунтау: 1 – в грузопотоке вскрыши из зон, имеющих транспортную связь с концентрированными горизонтами комплекса; 2 – в общем грузопотоке вскрыши карьера; 3 – в общем грузообороте карьера

Таблица 4

Основные показатели проекта «ЦПТ-РУДА»

1	Производительность	
	техническая	3500 т/ч
	эксплуатационная	2000 м³/ч
2	Высота подъема руды при КНК-270	270 м
	при КНК-270 и КНК-180	450 м
3	Характеристики руды:	
	размер куска на приеме в ДПП	до 1300 мм
	размер куска при отгрузке через ОПМ	до 300 мм
	насыпная плотность	1,75 т/м³
	предел прочности на одноосное сжатие	до 250 МПа
4	Отгрузка железнодорожным транспортом:	
	годовая	17 млн. т
	суточная	до 53,5 тыс. т
	время погрузки состава	20 мин
	длина погрузочного фронта для ОПМ	340 м
	длина экскаваторных погрузочных фронтов	2*290 м
5	Режим работы:	непрерывный
	количество и продолжительность смен в сутки	2 по 12 ч
	годовой расчетный ресурс рабочего времени	не менее 5000 ч
	прогнозный коэффициент готовности	не ниже 0,8
	обслуживающий персонал	до 30 чел/см

контуры рудных тел; расширение границ допустимых колебаний содержания в руде, поставляемой для переработки; понимание того, что порядок формирования рудопотока в сочетании с технологией рудоподготовки и переработки руды на заводе образуют мощный механизм усреднения характеристик руды, поставляемой для переработки; внедрение методов дистанционного управления качеством рудопотока, основанных на GPS-технологиях.

Таким образом, в практике работы карьера Мурунтау повышение эффективности транспортной системы при циклично-поточной технологии обеспечено за счет наделяния ее свойствами адаптации к изменяющимся условиям открытой разработки сложно-структурных месторождений. Результатом внедрения разработанных технических решений стало повышение доли горной массы, обрабатываемой по циклично-поточной технологии в грузопотоке карьера Мурунтау (рис. 6).

УДК 622

© Сытенков В.Н., Бибик И.П., Рахманов Р.А. 2007 г.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ РАБОТ ПО УТОЧНЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ БВР В КАРЬЕРЕ ТАШКУРА

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Рахманов Р.А.**, зам. начальника ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Вскрышные породы в карьере Ташкура условно разделены на внешнюю (первый уступ) и внутреннюю (второй уступ) вскрышу (рис. 1, табл. 1). Породы внешней вскрыши – комплекс пород расположенный над первым фосфопластом, а в краевых частях месторождения и саевых участках (при отсутствии первого пласта) над вторым. К внутренней вскрыше отнесены породы между первым и вторым фосфопластами (междупластье). Мощность внешней вскрыши в зависимости от рельефа и падения фосфопластов колеблется от 3 до 30 м, в основном 12-20 м. Сверху вниз она представлена супесями и

суглинками, галечником и конгломератами, бентонитовыми глинами, глинистым мергелем.

Супеси и суглинки покрывают всю поверхность месторождения и имеют относительно выдержанную мощность. Галечники залегают на глинах, они не выдержанны по простиранию и мощности, местами полностью или частично эродированы. Глины распространены по всему месторождению, среди них встречаются загипсованные и карбонатизированные участки повышенной крепости, образованные в процессе гипергенеза, с глубиной их пластичность и вязкость повышается. Известковистый

мергель переслаиваясь с не имеющими промышленного значения базальным и нулевым фосфопластами перекрывает первый фосфопласт. Мощность междупластья колеблется от 8 до 12 м и в основном составляет 10 м. В подошве первого фосфопласта прослойка известкового мергеля является крепкой и абразивной породой и относится к полускальной породе. Ниже залегает глинистый мергель переслаивающийся с известковой глиной, с глубиной он переходит в пластичную глину.

В проекте разработки месторождения была принята прямая выемка основного объема вскрышных пород из массива без применения БВР. Взрывное рыхление предусматривалось для незначительного объема крепких пропластков. Однако, опыт разработки месторождения показал, что такая технология ведет к резкому снижению (до 25-30%) производительности выемочно-погрузочного оборудования при разработке карбонатизированных, загипсованных и известковых пород, необходимости уменьшения высоты вскрышного уступа из-за ухудшения условий безопасной работы экскаваторов в плотных забоях, склонных к самообрушению. В результате было принято решение о расширении области применения БВР (табл. 1-5, рис. 1-12). Опытно-промышленными работами по безвзрывной экскаваторной разработке первого и второго вскрышных уступов установлено: нижняя часть обоих уступов легко поддается прямой экскавации; верхняя (рис. 2) и ее непосредственная экскавация весьма затруднительна, а зачастую для гидравлического экскаватора и фронтального погрузчика вообще не возможна.

Практикой ведения буровзрывных работ по разнородным породам было установлено, что при обурировании вскрышного уступа на всю высоту с расположенными в верхней части более крепких и плотных пород, а в нижней части мягких и пластичных глин взрывное рыхление происходит неэффективно. После взрыва на поверхности взрывааемых блоков, образовывались участки вспучивания с трещинами и заколами без «шапки» из взорванной горной массы (рис. 3, а), а последующая отработка данных блоков показала низкое качество рыхления, с проявлением в нижней части уступа камуфлетных полостей (рис. 3, б), в связи с чем можно сделать вывод, что основная часть энергии взрыва затрачивается на уплотнение мягких глин в нижней части уступа, и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепкой верхней части уступа.

При оценке необходимости применения взрывного рыхления целесообразно разделить породы месторождения на пять условных групп по степени влияния на параметры БВР:

1. **Супеси** – рыхлые отложения на поверхности, средней мощностью 1,2 м. Оказывают влияние на

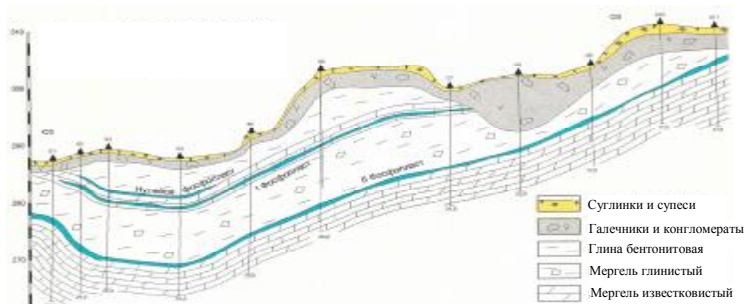


Рис. 1. Геологический разрез участка Ташкура

Таблица 1 Физико-механические свойства вскрышных пород					
Показатели	Ед. изм.	Породы			
		Супеси, сугленки	Галечник, конгломераты	Глины	Мергель
Объемная масса	г/см ³	1,36-1,96	1,9-2,5	1,51-2,09	1,64-2,0
Коэф-т крепости по Протодаконову		0,2-1,4	2-5	2-4	2-5
Коэффициент разрыхления		1,2		1,29	1,32
Категория по буримости ЦБПНТ		IV	VII - VIII	IV - V	V - VII

устойчивость устьев взрывных скважин, создают затруднения при передвижениях буровых станков и зарядных машин. Требуют предварительного удаления с площади буровых работ, или применение при бурении скважин связывающих породу поверх-

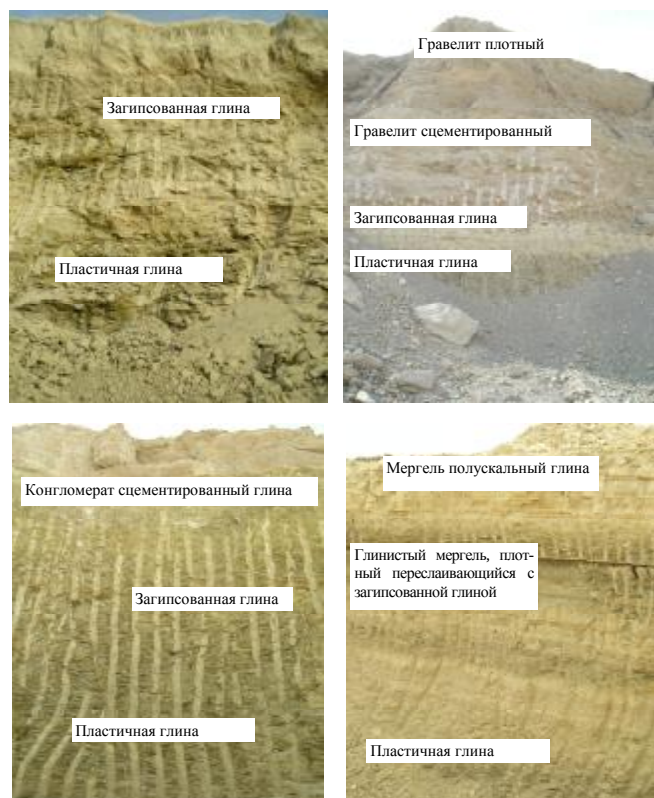


Рис. 2. Расположение геологических разностей пород, слагающих вскрышные уступы



Рис. 3. Поверхность взорванного блока (а) и забой экскаватора (б) при обустройстве разнопрочного массива на всю высоту вскрышного уступа: 1- непроработанная часть; 2 – камуфлетная полость

ностно-активных веществ, обсадных труб.

2. Гравелиты – объединяют галечники, конгломераты, известковый мергель. Мощность от 0 до 6 м. Наиболее крепкая часть пород, встречающаяся как во внутренней, так и во внешней вскрыше. Разработка без взрывного рыхления невозможна, оказывают максимальное влияние на параметры БВР.

3. Твердые глины – объединяют загипсованные и карбонатизированные участки глин повышенной крепости, а также глинистый мергель переслаивающийся с известковистой глиной. Мощность от 3 до 13 м. Требуют взрывного рыхления для повышения эффективности работы выемочно-погрузочного оборудования.

4. Пластичные глины – мягкие глины в нижней части вскрышных уступов непосредственно примыкающие к кровле первого и второго фосфоритных пластов. Не требуют взрывного рыхления. Снижают эффективность БВР.

5. Рудные пласты – фосфоритные пласты, имеющие промышленное значение (первый и второй), обрабатываемые фрезерными комбайнами. Требуют предохранения от взрывного воздействия для сохранения геологической целостности пласта и снижения потерь и разубоживания.

Породы отличаются друг от друга по физико-

механическим свойствам (табл. 1) и акустической жесткости в несколько раз, что затрудняет эффективное использование в этих условиях традиционных методов управления энергией взрыва. При этом, наиболее значимым фактором является глубина залегания контактов пород требующих и не требующих взрывного рыхления.

Принятые меры по предохранению рудных пластов от взрывного воздействия (недобур взрывных скважин 0,5 м до кровли пласта) обеспечивают их сохранность, что подтверждается опытом эксплуатации месторождения и на данном этапе работ не нуждаются в коррекции.

Для имеющихся в настоящее время горно-геологических условий выделено четыре типовых забоя требующих рыхления: **сплошной глинистый** (рис. 4, а); **сплошной гравелит** (рис. 4, б); **разнопрочный массив из гравелита и глин внешней вскрыши** (рис. 4, в); **разнопрочный массив из гравелита и глин внутренней вскрыши** (рис. 4 г).

С целью оптимизации параметров БВР для каждого типа забоя были проведены опытно-промышленные взрывы блоков с различными конструкциями заряда, размерами сеток и диаметрами взрывных скважин, типами и удельными расходами ВВ, в ходе которых оценивалось качество проработки пород 2-4 групп.

Забой 1 типа (сплошной глинистый). Трудностей с качеством рыхления не возникает. Могут применяться любые типы ВВ.

Забой 2 типа (сплошной гравелит). В зависимости от глубины залегания контакта пород требующих и не требующих рыхления (гравелита и пластичных глин) необходимо разделение забоев этого типа на две зоны: основную и краевую часть месторождения.

Основные проблемы возникают при взрывном рыхлении краевых участков карьерного поля с малыми мощностями вскрыши 4-6 м и, как правило, представленных сильно сцементированными конгломератами, что определяет необходимость применения сгущенных сеток взрывных скважин неболь-

Параметры опытных блоков

Таблица 2

Параметры	Блок									
	№ 37	№ 38	№ 5	№ 5/6	№ 8	№ 10		№ 29	№ 15	
Сетка скважин, м	5 x 5	4,6 x 3	4,6 x 4,6	4,6 x 4,6	5 x 5	5 x 5	6 x 6	6 x 6	6,5 x 6,5	6,5 x 6,5
Диаметр долота, мм	250	170	170	170	215	215	215	250	215	250
Ср.гл. скважин, м	4,9	3,0	5,7	6	6,3	6,5	7,5	8,2	8,5	8,5
Тип ВВ	Игданит	Нобелан	Игданит	Игданит	Игданит	Нобелан	Нобелан	Игданит	Игданит	Игданит
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,69	0,6	0,79	0,78	0,72	0,65	0,65	0,74	0,67	0,67
Кол-во ВВ в скв., кг	85	25	95	100	115	105	175	220	240	240
Вместимость скважины, кг/п.м.	46	30	22	22	34	45	45	46	34	46
Длина заряда, м	1,8	0,8	4,3	4,5	3,3	2,3	3,9	4,8	7	5,2
Длина забойки	2,1	2,2	1,4	1,5	3	4,2	3,6	3,4	1,5	3,3
Объем блока тыс.м ³	30	2,1	28	26	73	20	46	51	41	68
Качество взрыва	отл.	отл.	прострелы	прострелы	хор.	отл.	отл.	отл.	прострелы	хор.

шой глубины. Это предопределяет использование на этих участках станков D-25KS и бурового инструмента диаметром 150-170 мм.

Проведенные опытно-промышленные работы показали, что применение на данных участках игданита характеризуется низким качеством проработки массива (рис. 5). Задача качественного рыхления массива решается путем применения на данных участках нобелана 2080.

Основная часть месторождения, представленная забоями 2 типа с мощностью вскрыши более 6 м обустраивается станками СБШ-250МН.

Опытно-промышленные работы были направлены на определение параметров БВР для скважин диаметром 215 и 250 мм при применении в качестве ВВ игданита и нобелана 2080. Для оценки эффективности взрывов в породах представленных сплошным гравелитом взорваны блоки № 8, 29, 15 и 10 по горизонту II-пласта (табл. 2). Скважины бурились до контакта гравелита с пластичной глиной.

Геологическая структура массива и глубина контакта пород уточнялась в ходе бурения скважин по выходу бурового шлама, а также визуального осмотра близлежащего подработанного уступа. Верхняя часть уступа (мощность 4-5 м) представлена плотным гравелитом. Ниже к контакту с глиной гравелит частично сцементирован.

Взрыв экспериментального блока № 15 с разрежением сети и диаметрами 215 и 250 мм показал, что на участке, обуренном скважинами диаметром 215 мм образовались воронки простреленных скважин (рис. 6, а). На участке скважин диаметром 250 мм образовалась «шапка» из разрыхленной горной массы. При этом отработка участка блока с воронками выявила некачественную проработку нижней части уступа гравелита и привела к снижению выработки экскаватора. Второй участок отработан без затруднений.

На блоке № 10 в качестве ВВ был применен нобелан

Таблица 3

Параметры опытных блоков

Параметры	Блок № 22/23	Блок № 35	Блок № 35
Кол-во скважин, шт	322	102	171
Сетка скважин, м x м	4,6 x 4,6	4,6 x 4,6	4,6 x 4,6
Диаметр долота, мм	170	170	170
Ср. глубина скважин, м	8,5	7,0	6,5
Тип ВВ	Игданит	Игданит	Игданит
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,7	0,7	0,74
Кол-во ВВ в скв., кг	127	106	102
Вместимость скважины, кг/п.м.	22	22	22
Длина заряда, м	5,8	4,8	4,6
Нижний заряд, м	2,7	2,4	4,6
Верхний заряд, м	-	2,4	-
Длина породного промежутка, м	-	1,0	-
Длина забойки, м	1,9	1,2	1,7
Конструкция заряда	Сплошной	Рассредоточенный	Сплошной
Иницирование	Прямое	Комбинированное	Обратное
Объем блока тыс.м ³	60	15	23
Качество рыхления	Вспучивание, камуфлеты, верх не проработан	Качественно проработан весь массив	Взрыв аналогичен прямому иницированию

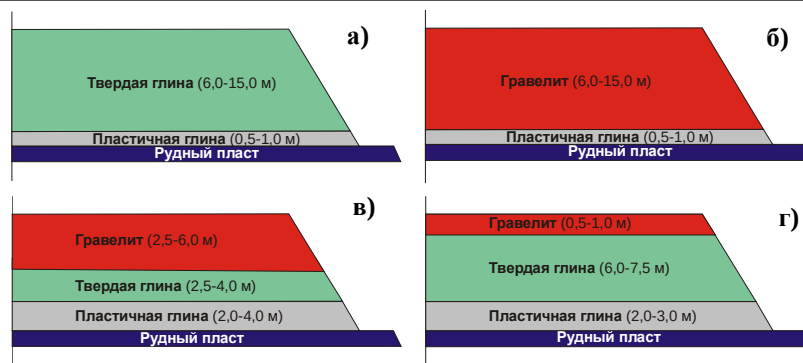


Рис. 4. Типовые забои участка Ташкура

2080. После взрыва образовалась «шапка» взорванной горной массы высотой 3-4 м (рис. 6, б) с качественной проработкой массива. Оптимальной сет-

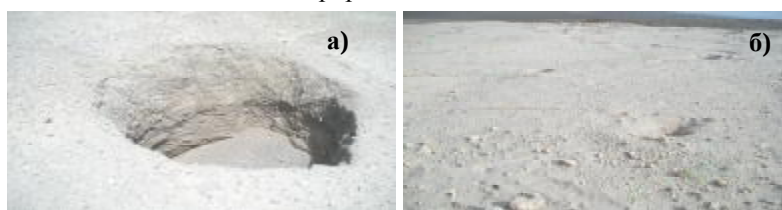


Рис. 5. Прострелы скважин (а) и неудовлетворительная проработка массива при использовании игданита в скважинах диаметром 150-170 мм (б)

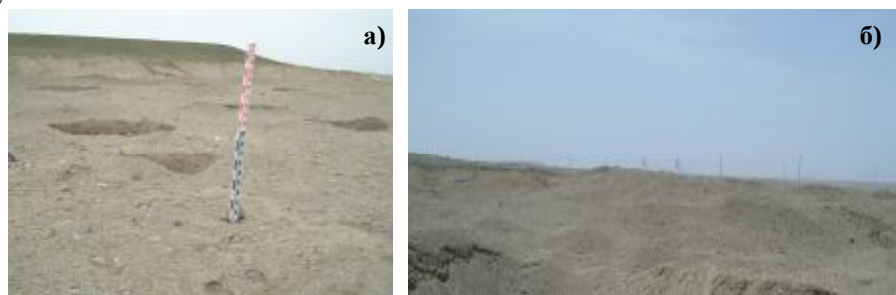


Рис. 6. Вид «шапки» взрыва при использовании игданита (а) и нобелана (б) во взрывных скважинах диаметром 215 мм



Рис. 7. Вид поверхности взорванного блока при применении сплошных (а) и рассредоточенных (б) зарядов, а также развала взорванной горной массы при рассредоточенных зарядах (в)

кой взрывных скважин на основной части месторождения для сплошного гравелита при диаметре 215 мм (с учётом применения одного типоразмера бурового инструмента) является сеть 6,0 х 6,0 м.

Выяснено, что сложности при взрывном рыхлении массива 2 типа возникают в краевых частях месторождения при мощности вскрыши до 7 м. При большей мощности, в связи с относительной однородностью массива, сложностей не возникает, и необходимая степень дробления достигается большим количеством комбинаций диаметра, сетки взрывных скважин и типа применяемого ВВ.

При взрывном рыхлении пород в забоях 2 типа целесообразны следующие параметры БВР:

- основная часть месторождения – сетка скважин 6,0х6,0 м при диаметре 215 мм, 6,5х6,5 м при диаметре 250 мм. Удельный расход ВВ: 0,65-0,75 кг/м³ при применении игданита, 0,6-0,65 кг/м³ при применении нобелана;

- краевые части – сетка скважин 4,6х4,6 м при диаметре 150 мм, 5,0х5,0 м при диаметре 170 мм. Удельный расход нобелана 0,6-0,65 кг/м³. Применение игданита нецелесообразно.

Забои 3 типа (разнопрочный массив из гравелита и глин внешней вскрыши). Самым сложным по обеспечению необходимого качества проработки массива является данный тип забоев, представленный сверху гравелитами (конгломератами), ниже загипсованными глинами переходящие в вязкую и пластичную глину. Данные участки наблюдались во

внешней вскрыше как по первому, так и по второму пласту. При этом, основной проблемой является выявление загипсованных и сцементированных участков в данных породах.

Важными факторами эффективного взрывного рыхления разнопрочного массива, является выбор параметров буровых работ, обеспечивающие выполнение установленных зависимостей между сеткой взрывных скважин и конструкцией заряда, которые зависят от конкретных горно-геологических условий участка.

Опытно-промышленные работы в забоях данного типа включали оценку области применения трех схем БВР:

- первая – рассредоточение скважинного заряда и размещение его нижней части в твердых глинах, верхней части – в гравелитах;

- вторая – дополнительные заряды в коротких скважинах пробуренных до контакта гравелита и твердых глин. Данная конструкция предназначена для массива сложенного в верхней части сцементированными гравелитами и конгломератами;

- третья – разрежение сетки для увеличения длины колонки заряда. Данная конструкция предназначена при взрывании уступа сложенного в верхней части плотными гравелитами.

Для оценки качества взрыва при использовании первой схемы проведены экспериментальные взрывы (табл. 3). Взрывание блоков производилось с применением неэлектрической системы инициирования EXEL. Схема монтажа взрывной сети – “квадратная” модель с началом в центре.

В результате визуальных осмотров блока № 22/23 и части № 35 со сплошной конструкцией за-

Таблица 4

Параметры	Параметры опытных блоков							
	Блоки							
	№ 46	№ 54	№ 7		№ 26/46	№ 11	№ 55	№ 19/18
Кол-во скважин, шт	450	200	346	29	662	137	104	508
Сетка скважин, м	6 х 6	6 х 6	6 х 6	6,5 х 6,5	6 х 6	7 х 7	6,5 х 6,5	6,5 х 6,5
Диаметр долота, мм	215	250	215	215	250	215	215	215
Ср.гл. скважин, м	8,5	8,5	6,9	7,4	8,5	9,0	8,5	8,1
Тип ВВ	Игданит	Игданит	Игданит	Игданит	Игданит	Игданит	Игданит	Нобелан
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,66	0,66	0,76	0,72	0,66	0,64	0,64	0,6
Кол-во ВВ в скв., кг	200	200	190	225	200	280	230	205
Вместимость скважины, кг/п.м.	34	46	34	34	46	34	34	45
Длина заряда, м	5,9	4,3	5,6	6,6	4,3	8,2	6,7	4,5
Длина забойки	2,6	4,2	1,3	0,8	4,2	0,8	1,8	3,6
Объём блока тыс.м ³	138	61	86,5	9	202	60	37	168
Качество рыхления	Козырьки	Козырьки, верх не проработан	хор.		Плита в середине	отл.	отл.	отл.

ряда на поверхности взорванного блока выявлены трещины и заколы без образования «шапки» из взорванной горной массы (рис. 7, а), в части блока № 35 с рассредоточенными зарядами – равномерный подъем с «шапкой» взрыва (рис. 7, б, в). При отработке данных блоков выявлено:

- блоки со сплошными зарядами – массив в верхней части разбит на крупногабаритные блоки и практически не проработан. При черпании наполнение ковша ведется за счёт срезания стружки глинистой породы, что увеличило время черпания и наполнения ковша. В нижней части забоя имеются камуфлетные полости.

- блоки с рассредоточенными зарядами – массив проработан на всю высоту гравелистов и глин с разрыхленным и самообрушающимся забоем.

Однако, необходимо отметить, что применение первой схемы БВР отличается большой трудоемкостью процесса заряжания и трудностью применения механизированного заряжания, более продолжительно по времени и возможно только при малых объемах взрывания.

Вторая схема БВР не проверена на практике из-за отсутствия в настоящее время подходящего участка, но опыт ее применения в условиях карьера Мурунтау позволяет предположить, что результаты будут положительными.

Опытно-промышленные работы по оценке эффективности третьей схемы БВР (табл. 4) показали, что при взрывании вскрышного уступа, скважинами диаметром 215 и 250 мм, по породам представленным сверху плотным гравелитом 2 - 4 м, ниже загипсованными бентонитовыми глинами 3-4 м переходящими в вязкую и пластичную глину мощностью до 5-7 м, происходит некачественная проработка верхней части уступа.

Так при взрывании блоков № 26/46, 46, 54 подъем поверхности крайне неравномерный, с участками вспучивания (рис. 8, а). При последующей отработке данных блоков в верхней части уступа на контакте с глинами выявлены не проработанные крепкие пропластки из сцементированных гравелистов, в глинах – камуфлетные полости. Из-за неполной проработки гравелистов в верхней части уступа, образовывались козырьки. Черпание экскаватором забоя на данных взрывах производилось с большими усилиями.

Для оценки эффективности проведения взрывов в разнопрочных породах с диаметрами скважин 215 и 250 мм были обустроены экспериментальные блока с различными сетями бурения и удельными расходами ВВ. Критериями для оценки эффективности

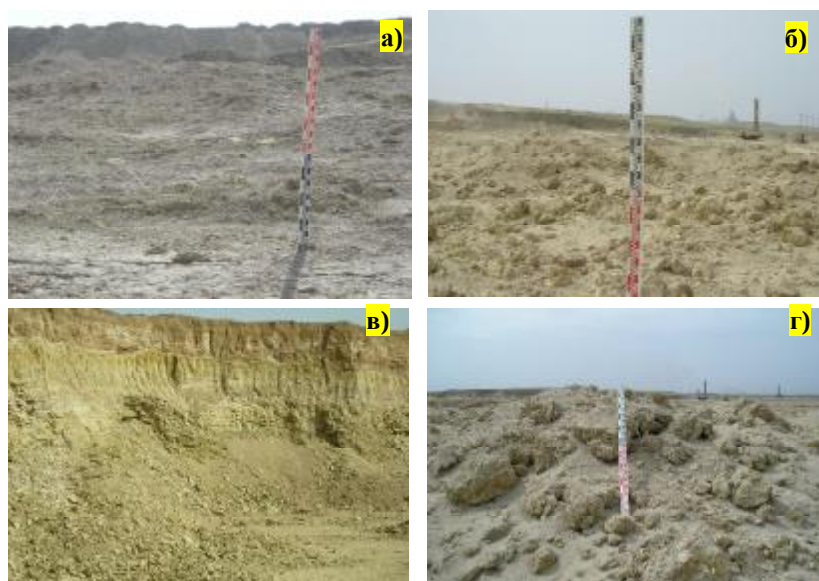


Рис. 8. Проработка забоя на контрольном (а) и опытных блоках (б, в, г)

взрыва опытного блока явились: «шапка» взрыва, развал и фракционный состав.

Взрывание экспериментального блока № 7 производилось с применением неэлектрической системы инициирования СИНВ. Рассредоточение заряда не производилось в связи с трудоемкостью заряжания скважин и дефицитом времени, поэтому было принято решение об увеличении удельного расхода ВВ. В результате визуального осмотра блока после взрыва установлено, что «шапка» из разрыхленной горной массы на блоке № 7 составила - $2,5 \div 3$ м, имеется развал до $4 \div 5$ м.

При отработке данного блока гидравлическими экскаваторами выявлено: весь забой проработан практически полностью, негабаритная фракция отсутствует; угол откоса уступа удовлетворяет требованиям безопасности. Взрыв экспериментального блока №19/18 произведён с использованием в качестве ВВ нобелана 2080. Качество «шапки» взорванной горной массы улучшилось (рис. 8), её высота составила 3-4 м, однако увеличился и грансостав взорванной горной массы в верхней части уступа, относительно блока № 7.

Таким образом, требуемое качество дробления массива обеспечивается расположением заряда в наиболее крепкой части пород требующих взрывного дробления, что может быть достигнуто:

- увеличением длины заряда путем варьирования параметрами БВР (диаметр и сетка скважин, удельный расход и тип применяемого ВВ);
- рассредоточением заряда по высоте породными промежутками;
- применением комбинированных зарядов с расположением в верхней части более мощного ВВ;
- применением дополнительных зарядов в коротких скважинах.

При этом первый и третий методы влекут за собой увеличение затрат на БВР. Второй и третий ме-

тоды подлежат проверке при дальнейшем продолжении работ по оптимизации параметров БВР.

Забои 4 типа (разнопрочный массив из гравелита и глин внутренней вскрыши). Особенностью данного типа забоев является то, что находясь между первым и вторым рудными пластами (междупласть) они имеют выдержанную мощность и требуют взрывного рыхления на высоту 7-8 м. Взрываеваемый уступ междупластья представлен крепким пропластком полускального мергеля мощностью 0,8-1,2 м сверху, ниже – более мягкими прослойками мергелей и глин мощностью 7-7,5 м. В результате верхняя крепкая часть уступа прорабатывается не эффективно, что подтверждается качеством проработки массива блоков № 42 и № 50 (рис. 9).

Для определения влияния конструкции заряда на качество проработки междупластья были обураны и взорваны экспериментальные блоки с различными сетками бурения, диаметрами скважин, типами и удельными расходами ВВ (табл. 5).

В ходе опытно-промышленных работ установлено, что скорость бурения скважин долотом диа-

метром 215 мм (в комплекте со штангой диаметром 180 мм) в условиях глинистого массива выше, чем при бурении долотом 250 мм (в комплекте со штангой диаметром 203 мм) на 25-30%, за счёт уменьшения затрубного пространства и повышения эффективности очистки забоя скважины. Кроме того, увеличение длины колонки заряда за счёт разрежения сетки скважин или уменьшения диаметра скважин повышает качество рыхления массива. При этом, при применении сетки скважин 7х7 м диаметром 215 мм проработка верхней части забоя лучше (рис. 10, а), чем у скважин диаметром 250 мм (рис. 10, б).

При разрежении сетки скважин до 8х8 м с диаметрами скважин 215 и 250 выявлено следующее: часть блока № 26 взорванная игданитом с диаметром взрывных скважин 250 мм имеет качественную проработку, части блока № 26 взорванные нобеланом по качеству образовавшейся шапки взрыва имеют отличия.

На блоке обуранном скважинами диаметром 250 (рис. 10, в) взорванная горная масса имеет более крупную кусковатость, по сравнению с блоком обуренным 215 долотом (рис. 10, г).

Таким образом, наибольшая эффективность рыхления массива достигается при длине колонки заряда, обеспечивающей максимальное приближение ВВ к верхнему крепкому слою гравелита. При этом, мощность использованного ВВ (нобелан или игданит) не имеет принципиального значения. Например, одинаковая степень дробления может быть получена при использовании игданита в скважинах 215 мм по сетке 7х7 м, игданита в скважинах 250 мм по сетке 8х8 м, нобелана в скважинах 215 мм по сетке 8х8 м и нобелана в скважинах 250 мм по сетке 9х9 м.

Для оценки возможности поднятия заряда в верхнюю часть уступа без увеличения удельного расхода ВВ была оценена глубина и степень прора-



Рис. 9. Вид забоя с непроработанной верхней частью

Таблица 5

Параметры	Параметры опытных блоков							
	Блок							
	№ 42	№ 50	№ 1	№ 9	№ 14/17	№ 26	№ 26	№ 26
Кол-во скважин, шт	108	100	473	257	407	154	98	66
Сетка скважин, м	6 x 6	6 x 6	7 x 7	7 x 7	7 x 7	8 x 8	8 x 8	8 x 8
Диаметр долота, мм	215	250	250	215	215	250	250	215
Ср.гл. скважин, м	8,5	7,8	7,4	7,5	8,0	8,5	8,5	8,5
Тип ВВ	Игданит	Игданит	Игданит	Игданит	Нобелан 2080	Игданит	Нобелан 2080	Нобелан 2080
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,66	0,7	0,74	0,65	0,6	0,64	0,53	0,53
Кол-во ВВ в скв., кг	200	200	270	240	230	350	290	290
Вместимость скважины, кг/п.м.	34	46	46	34	45	46	60	45
Длина заряда, м	5,9	4,3	5,8	7	5,1	7,6	4,8	6,4
Длина забойки	2,6	3,5	1,6	0,5	2,9	0,9	3,7	2,1
Объём блока тыс.м ³	33	28	172	94	159	84	53	37
Качество и равномерность проработки массива	Не проработана верхняя часть, козырьки	Не проработана верхняя часть, козырьки	Хорошее, верхняя часть крупнее нижней	Хорошее, однородно мелкий	Хорошее, однородно мелкий	Хорошее, однородно мелкий	Очень хорошее, однородно крупный	Плохое, негабарит

ботки твердых глин ниже дна скважины. Для этого при проведении опытно-промышленных работ в забоях 3 типа ряд участков взрывался с разным недобуром до контакта твердых и пластичных глин (блоки № 46, № 54 и № 26/46 – 5 м, блок № 11 – 3 м, блок № 55 – 2 м).

Отработка этих участков выявила, что блоки с недобуром 2-3 м экскавируются по твердым глинам без особых затруднений. При недобуре 5 м экскавация затруднена. Полученный эффект может быть использован при дальнейшем проведении опытно-промышленных работ для изучения влияния направления инициирования заряда (прямое, обратное) и целесообразности применения комбинированных зарядов для усиления проработки массива ниже заряда ВВ.

Результатом опытно-промышленных работ стала разработка типовых конструкций скважинных зарядов и параметров БВР для выделенных типов забоев карьера Ташкура (рис. 11, 12), которые являются опера-



Рис. 10. Степень дробления горной массы при применении скважин диаметром 250 мм (а) и 215 мм (б) при сетке скважин 7х7 м и использовании игданита, скважин диаметром 250 мм (в) и 215 мм (г) при сетке скважин 8х8 м и использовании нобелана

Тип забоя	Конструкция заряда
1 тип забоя: Сплошные глины $H_{\text{зб}}=4-8\text{ м}$ Записованная глина (плотная) 2-4м Бетонитовая глина (пластичная) 0,5-0,8м Фосфолит 0,5-1м ≥ 0,5 м недобур	$q = 0,6$ (Игданит) $L_{\text{зб}} = 0,3L_{\text{св}}$
2 тип забоя: Сплошные гравелиты (конгломераты) $H_{\text{зб}}=5-8\text{ м}$ Гравелиты (конгломераты) 3-8м Бетонитовая глина (пластичная) 0,5-0,8м Фосфолит 0,5-1м ≥ 0,5 м недобур	$q = 0,65$ (Нобелан 2080) $L_{\text{зб}} = 2,5 - 3,5 \text{ м}$
3 тип забоя: Разнородный массив из конгломератов (гравелитов) и глин $H_{\text{зб}}=5-9\text{ м}$ Конгломераты (гравелиты) (местами краткие, сцементированные) 1-5м Записованная глина (плотная) 2-4м Бетонитовая глина (пластичная) 0,5-0,8м Фосфолит 0,6-1м ≥ 0,5 м недобур	1 $q = 0,75$ (Игданит) $L_{\text{зб}} = 0,2L_{\text{св}}$ 2 $q = 0,65$ (Игданит/Нобелан 2080) $L_{\text{зб}} = 0,2L_{\text{св}}$ 3 $q = 0,65$ (Игданит/Нобелан 2080) $L_{\text{зб}} = 0,2L_{\text{св}}$ 4 $q = 0,75$ (Игданит/Нобелан 2080) $L_{\text{зб}} = 0,2L_{\text{св}}$
4 тип забоя: Междупласть $H_{\text{зб}}=7-8\text{ м}$ Известковый мергель (полускальный) 0,5-1м Глинистый мергель (плотный) переслаивающийся известковостью толщиной 5,0-7,5м Бетонитовая глина (пластичная) 1-3м Фосфолит 0,5-1м ≥ 0,5 м недобур	$q = 0,65$ (Игданит) $L_{\text{зб}} = 0,2L_{\text{св}}$

Рис. 11. Типовые конструкции скважинных зарядов: 1 - плотный (не сцементированный) пропласток гравелита мощностью <3 м; 2 - цементированный пропласток гравелита мощностью >3 м; 3, 4 - цементированный пропласток гравелита мощностью <3 м

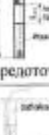
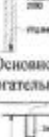
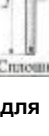
Тип забоя	Н, требующий БВР, м	Диаметр скважин, мм	Сетка скважин, м x м	Конструкция заряда	Тип ВВ, удельный расход ВВ, кг/м³
1	4-8	170	5 x 5		Игданит, 0,55 - 0,6
	4	215	5 x 5		
	5-6	215	6 x 6		
	6-7	250	7 x 7		
	7-8	215	6,5 x 6,5		
2	3-4	170	4 x 4		Нобелит 2080, 0,6 - 0,65
	5	215	5 x 5		
	6	215	6 x 6		
	5-6	250	6 x 6		
	7-9	215	6,5 x 6,5		
3	5-9	170	4,6 x 4,6		Игданит, 0,7 - 0,75
	8-9	215	6 x 6		
	5-7	215	5,6 x 5,6		
	7-9	250	7 x 7		
	5-6	250	6 x 6		
3	5-9	170	4,6 x 4,6		Игданит Нобелит 2080 (50% / 50%), 0,6 - 0,65
	7-9	215	7 x 7		
	5-6	215	6 x 6		
	8-9	250	8 x 8		
	6-7	250	7 x 7		
3	6-9 $L_{\text{пл.}} = 1,5-2 \text{ м}$	170	4,6 x 4,6		Игданит Нобелит 2080, 0,6 - 0,65
	6-9 $L_{\text{пл.}} = 1,5-2 \text{ м}$	215	6 x 6		
	6-9 $L_{\text{пл.}} = 1,5-2 \text{ м}$	250	6,5 x 6,5		
	6-9 $L_{\text{пл.}} = 1,5-2 \text{ м}$	250	6,5 x 6,5		
3	7-9 $L_{\text{пл.}} = 3-4 \text{ м}$	170	4 x 4		Игданит Нобелит 2080, 0,65 - 0,7. Основные $L_{\text{пл.}}$ и вспомогательные $L_{\text{пл.}}$ скважины бурятся в шахматном порядке
	7-9 $L_{\text{пл.}} = 3-4 \text{ м}$	215	5 x 5		
	7-9 $L_{\text{пл.}} = 3-4 \text{ м}$	250	5,6 x 5,6		
	7-9 $L_{\text{пл.}} = 3-4 \text{ м}$	250	5,6 x 5,6		
4	7-8	170	4,8 x 4,8		Игданит, 0,6 - 0,65
	7-8	215	6,5 x 6,5		
	7-8	250	8 x 8		

Рис. 12. Рациональные параметры БВР для типовых конструкций скважинных зарядов

тивным инструментом при проектировании параметров и оценке качества взрывного рыхления.

Выводы:

1. При взрывном рыхлении разнопрочного массива участка Ташкура существующего разделения пород по степени влияния на параметры БВР недостаточно в связи с наличием внутри выделенных литологических разностей более или менее крепких участков обусловленных степенью загипсованности и сцементированности. Эти отличия (особенно при рыхлении гравелитов) необходимо учитывать при проектировании БВР.

2. При производстве БВР недопустимо размещение заряда ВВ в пластичных глинах, в связи с чем фактический перебур взрывных скважин в пластичные глины должен быть не более 1 м. При производстве буровых работ требуется тщательный контроль расположения в горном массиве глубины контакта пластичных глин с породами, требующими рыхле-

ния, и при необходимости корректировка глубин скважин в процессе бурения блока. Для качественного рыхления и предохранения от взрывного воздействия рудных пластов при проектировании БВР необходимо предусматривать недобур взрывных скважин до рудного пласта не менее 0,5 м.

3. Основные трудности обеспечения качества рыхления массива при проведении БВР связаны с краевыми частями месторождения, а также саявыми участками, для которых характерны малые высота вскрышного уступа и мощность пород требующих взрывного рыхления (<6 м) при наличии в верхней части уступа особо крепких (сцементированных) пропластков. Оптимальным для таких участков является применение сгущенных сеток скважин малого диаметра и использование нобелана 2080.

4. Для основной части месторождения при увеличении высоты вскрышного уступа и мощности пород требующих взрывного рыхления (>7 м) задача обеспечения необходимого качества рыхления массива особых технических трудностей не вызывает и может быть решена увеличением длины колонки заряда ВВ, обеспечивающим максимальный контакт ВВ с крепкими пропластками. Разработаны и проверены на практике параметры БВР (сочетания диаметров и сеток взрывных скважин в комплексе с типом применяемого ВВ), обеспечивающие требуемую степень дробления пород.

При этом, сложность заключается в точном определении глубины залегания контактов пород с различными физико-механическими свойствами. Однако, этот метод вызывает увеличение затрат на производство БВР, т.к. в ряде случаев связан с излишним взрывным нагружением наиболее слабой (нижней) части разнопрочного массива.

5. Разработанные и частично проверенные на практике методы дифференцированного воздействия на слабую и крепкую части разнопрочного массива путем рассредоточения заряда породным промежутком и применения дополнительного заряда в короткой скважине позволяют решить задачу обеспечения рыхления массива необходимого качества. Однако, их применение сдерживается отсутствием надежных, технологичных и приемлемых по времени выполнения работ, способов рассредоточения заряда и средств механизации или необходимостью дополнительных буровых работ.

6. Полученные рациональные параметры БВР должны уточняться на втором этапе проведения опытно-промышленных работ. При этом, нуждаются в проверке на практике предварительные проработки методов применения комбинированных зарядов из разных типов ВВ в комплексе с выбором направления инициирования зарядов.

МЕТОД ОПЕРАТИВНОГО РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ТРАПЕЦИЕВИДНОЙ ФОРМЫ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

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

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

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

В работах многих исследователей рассмотрены вопросы образования удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса с целью повышения их эффективности на открытых горных работах. Исследованиями также установлено, что отсутствуют закономерности изменения размеров сечения выемки в зависимости от массовой влажности, высоты и ширины трапециевидной формы грунтовой обваловки, а также удельного расхода ВВ. Установление эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса является актуальной задачей и представляет несомненный научный и практический интерес.

Работа проводилась в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы ГКНТ Республики Узбекистан 01.200010483 «Повышение эффективности образования выемок в грунтах взрывами на выброс с помощью траншейных зарядов взрывчатых веществ» и А-4-015 «Обоснование и разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса». Нами проводились опытно-промышленные взрывы для установления закономерностей образования удлиненных выемок в зависимости от ширины и высоты трапециевидной формы грунтовой обваловки, а также удельного расхода траншейных зарядов выброса, абсолютные значения которых приведены в работах [1, 2].

В результате статической обработки данных, получены зависимости массы заряда ВВ приходящейся на 1 м траншеи:

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

где ξ – массовая влажность грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, %;

n – показатель действия взрыва на выброс;

k – коэффициент, учитывающий массовую влажность взрывающего грунтового массива, определяемую по методике [3]: $k=1,0-1,1$ принимают при массовой влажности грунта равной 4,7%; $k=0,9-0,95$, принимают при массовой влажности грунта равной 17,6% и $k=0,8-0,85$ принимают при массовой влажности грунта равной 33,5%;

q – удельный расход траншейных зарядов ВВ, кг/м³;

W – линия наименьшего сопротивления, м;

$h_{обв}$ – высота грунтовой обваловки, м;

$l_{зар}$ – длина взрывающей зарядной траншеи, м.

Корреляционное отношение и его погрешность для данного уравнения составляют $0,84 \pm 0,1$.

Получены формулы расчета высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, определяемой в зависимости от ширины сечения выемки по дну и глубины выемки:

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

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,82 \pm 0,2$.

Получены формулы расчета ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, определяемой в зависимости от ширины сечения выемки по дну и глубины выемки:

$$L_{обв} = 2,7 \cdot \sqrt{A + 6H} \cdot \sqrt{1 - \frac{1}{q}} \cdot (1 + x)^2, \text{ м.} \quad (3)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,85 \pm 0,02$.

Для оперативного расчета эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса нами разработана номограмма, которая приведена на рис.

Методика практического использования номограммы состоит в следующем.

Для образования удлиненных выемок шириной профильного сечения выемки (А) по дну 40 м при удельном расходе ВВ равном 2,0 кг/м³ эффективные

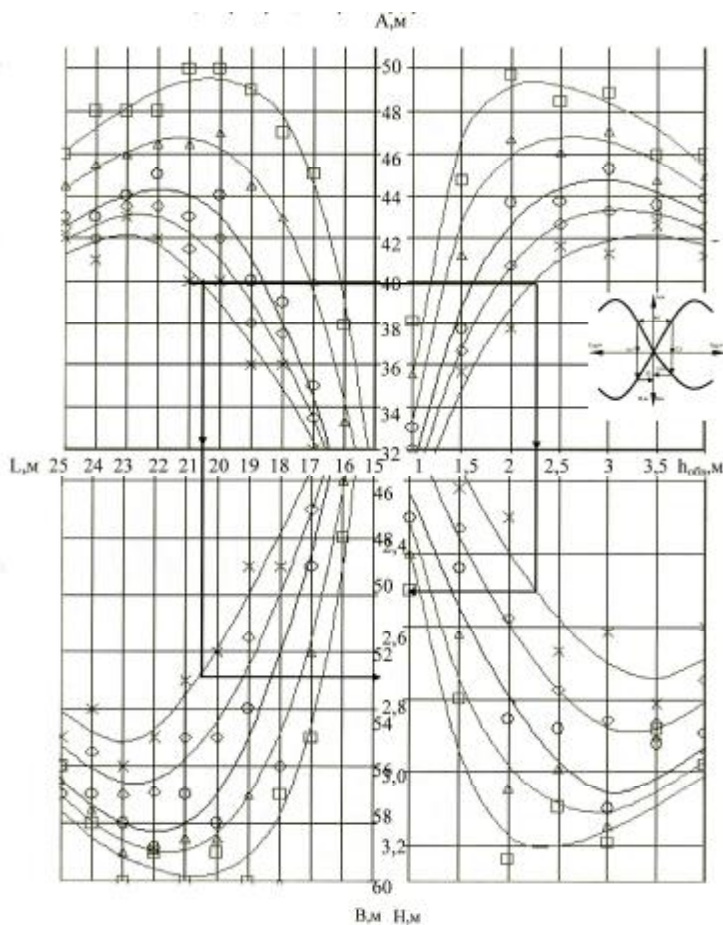


Рис. Номограмма к расчету эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса при различных удельных расходах ВВ: $\times$ - $q=2,0 \text{ кг/м}^3$; $\diamond$ - $q=2,5 \text{ кг/м}^3$; $\circ$ - $q=3,0 \text{ кг/м}^3$; $\triangle$ - $q=3,5 \text{ кг/м}^3$; $\square$ - $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

параметры: ширина и высота трапецевидной фор-

Список литературы:

1. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Методика определения эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса. - Навоий: НавГГИ, 2004. - 28 с.
2. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Методика инженерного расчета эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса. - Навоий: НавГГИ, 2004. - 24 с.
3. Иванов П.Л. Уплотнение малосвязанных грунтов взрывами. - М.: Недра, 1983. - 230 с.

УДК 622.271

© Зинько Н.А., Филь В.И., Лашко В.Т., Грищенко Г.Г. 2007 г.

ПРИНЦИПИАЛЬНЫЕ СХЕМЫ РАЗМЕЩЕНИЯ ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТАВЛИВАЕМОЙ РАБОЧЕЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

Зинько Н.А., гл. инженер Северного рудоуправления ГП НГМК; Филь В.И., зам. гл. инженера Северного рудоуправления ГП НГМК; Лашко В.Т., ст. научный сотрудник ИППЭ НАН Украины, канд. техн. наук; Грищенко Г.Г., ст. научный сотрудник НПП «Геотехнология», канд. техн. наук

Специфика производства открытых горных работ на месторождениях, сложенных скальными рудами и породами, связана с тем, что на единицу

объема выемки полезного ископаемого обрабатывается от 1,5-2,0 до 2,5-3,5 объемов вмещающих скальных вскрышных пород. Обработка полезного

ископаемого и вскрышных пород выполняется по единой технологической схеме с транспортированием пород вскрыши на внешние отвалы с применением непрерывного или циклического вида транспорта, что приводит к значительным материальным затратам.

Одним из решений, обеспечивающим эффективность разработки карьеров, является схема производства работ с использованием внутреннего отвалообразования вмещающих скальных вскрышных пород в предварительно подготовленной рабочей зоне карьера.

В общем виде принципиальная сущность технологической схемы производства работ по отсыпке внутреннего отвала скальных вскрышных пород в предварительно подготовленной рабочей зоне карьера заключается в следующем.

При развитии горных работ в карьере по его площади и глубине, в определённой его зоне интенсифицируются работы с постановкой двух бортов карьера (одного по его длине и ширине) в проектное предельное положение. При этом, по другому борту по длине карьера формируется автомобильный съезд, обеспечивающий грузотранспортную взаимосвязь эксплуатационных горизонтов карьера с поверхностью.

По высоте борта карьера и его длине через каждые 30-40 м формируются транспортные горизонтальные площадки шириной 20-25 м. Предварительно подготовленная рабочая зона карьера под отсыпку внутреннего отвала скальных вскрышных пород должна иметь минимальные параметры – ширина по нижнему рабочему горизонту 60-70 м и длина 80-90 м.

Отсыпка горной массы во внутренний отвал отсыпается последовательными ярусами высотой от 10-15 до 30-45 м с перемещением отвального фронта работ вслед за горно-эксплуатационными. При этом, должно соблюдаться основное технологическое требование – расстояние между горно-эксплуатационными и отвальными работами должно обеспечивать эффективное и безопасное их развитие и быть не менее 60-80 м (рис.).

Определено, что при минимальных параметрах подготавливаемого рабочего горизонта карьера (ширина до 30 м), значение минимальной длины подготавливаемой зоны карьера составляет 760-790 м, ширины по верху 520-550 м, объём работ по подготовке зоны карьера составляет 35,7-39,7 млн. м³ (при предельной глубине зоны карьера 180,0 м) (рис.).

Одним из основных преимуществ внутреннего отвалообразователя скальных вскрышных пород в предварительно подготовленной рабочей зоне карьера является сокращение интенсивности грузопотока горной массы в рабочей зоне карьера в 1,70-1,85 раза по сравнению с базисной схемой производства работ, когда скальные вскрышные породы транс-

портируются автосамосвалами во внешний отвал, что обеспечивает существенное снижение материальных затрат на выполнение горно-эксплуатационных работ по вскрышным породам.

Технологическая схема отсыпки вскрышных пород во внутренний отвал должна отвечать следующим основным требованиям: подготовка рабочей зоны карьера под отсыпку внутреннего отвала должна вписываться в календарный план выполнения горно-эксплуатационных работ: во внутренний отвал ссыпаются только вмещающие породы скальной вскрыши; на производстве транспортно-отвальных работ должно задействоваться существующее на карьере технологическое оборудование при его эффективном использовании.

На основании плана горных работ определено, что объём горно-эксплуатационных работ по выемке вмещающих скальных вскрышных пород по карьерам составляет: по карьере «Южный-1» - 34,174 млн. м³; по карьере «Восточный» - 17,328 млн. м³; по карьере «Ближний-Приконтактный» - 10,125 млн. м³. Общий объём горно-эксплуатационных работ по трем карьерам – 61,625 млн. м³.

Если за период выполнения горно-эксплуатационных и подготовительных работ будет отработано до 45-50% вмещающих скальных вскрышных пород, то до подготовки зоны карьера для внутреннего отвалообразования объём отсыпки горной массы во внутренний отвал будет составлять 30,812-33,824 млн. м³, что позволит существенно уменьшить материальные затраты на выполнение горно-эксплуатационных вскрышных работ.

Для технологических условий карьеров «Южный-1», «Восточный» и «Ближний - Приконтактный» на предварительном этапе рассмотрены принципиальные технологические схемы отсыпки внутреннего отвала скальных вскрышных пород в предварительно подготовленной рабочей зоне карьера.

Карьер «Южный-1» характеризуется следующими технологическими параметрами: длина 1940 м, по длине карьера можно выделить две условные зоны – восточную и западную шириной 620-720 и 300-340 м; абсолютная отметка нижнего рабочего горизонта составляет 80-135 и 175,0 м. По состоянию горных работ на 2006 г. горно-эксплуатационные работы ведутся на отметках рабочих горизонтов карьера 250-255 м и 225-230 м. Развитие горно-эксплуатационных работ позволило выделить две принципиальные схемы расположения внутреннего отвала вскрышных пород – в восточной и западной зоне карьера.

При пионерной отсыпке отвала в восточной зоне карьера длина отсыпаемого внутреннего отвала может составить до 330 м, ширина до 195,0 м и высота до 80-90 м при минимальном расстоянии транспортирования вскрышных пород автосамосвалами с центральной зоны карьера.

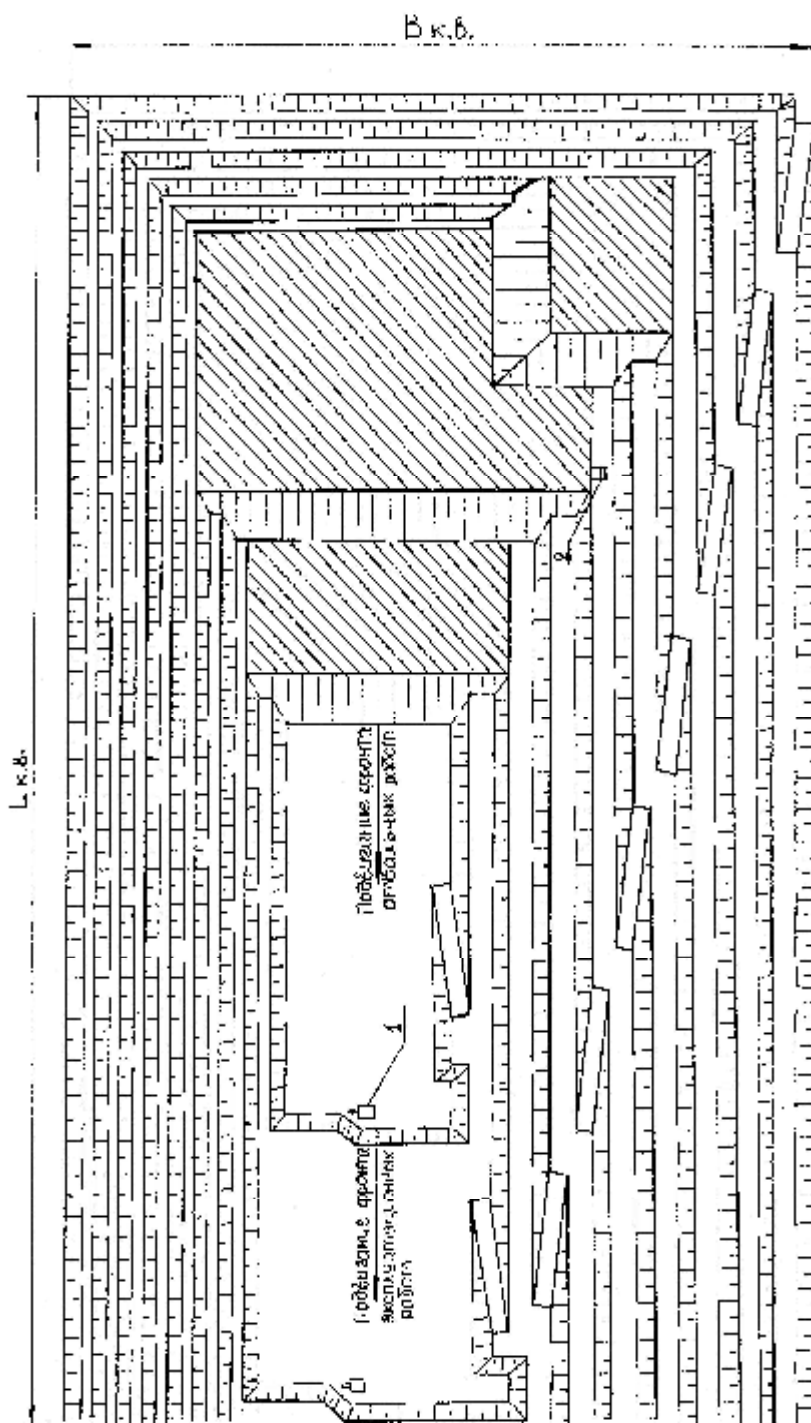


Рис. Принципиальная схема к обоснованию взаимосвязи параметров эксплуатационных и отвальных (внутри карьера) работ: 1 – экскаватор в забое карьера; 2 – автосамосвал на внутреннем отвале вскрышных пород

Общий объем отсыпки вскрышных пород в восточной зоне карьера составляет 6964,0 тыс. м³, в целом в обеих зонах – 10314,0 тыс. м³.

Карьер «Восточный» характеризуется следующими технологическими параметрами: длина 1840 м, ширина в северо-восточной зоне 180-380 м, в юго-восточной 260-470 м. Размещение внутреннего

отвала вскрышных пород принципиально возможно в северо-западной и юго-восточной зонах карьера. Предварительная технологическая оценка схем размещения внутреннего отвала показала, что рациональным является размещение внутреннего отвала скальных вскрышных пород в юго-восточной зоне карьера. Отсыпка внутреннего отвала в этой зоне карьера предусматривается в несколько последовательных этапов. Общий объем работ по отсыпке горной массы в ярус отвала при его предельном развитии составляет: нижнего – 698,0 тыс. м³; второго – 2540,0 тыс. м³; третьего – 3382,0 тыс. м³, всего при его полном развитии – 10515,0 тыс. м³.

Карьер «Ближний-Приконтактный» характеризуется следующими технологическими параметрами: длина 1740 м, ширина в северо-восточной зоне 160-170 м, в юго-западной и центральной зоне – до 600-760 м. Отметка нижнего рабочего горизонта карьера составляет в северо-восточной зоне карьера – 205 м, в юго-западной – 135-185 м, в центральной – 195-200 м. В пределах границ карьера выделяются четыре зоны развития горно-эксплуатационных работ, что в значительной степени определило размещение внутреннего отвала скальных вскрышных пород в контурах карьера. Общий объем отсыпки на трёх этапах развития внутреннего отвала скальных вскрышных пород составляет около 5978,0 тыс. м³.

Таким образом, рассмотрены принципиальные схемы размещения внутреннего отвала скальных вскрышных пород в предварительно подготавливаемой рабочей зоне карьера и на предварительном этапе определены объемы отсыпки горной массы в этот отвал, которые составляют по карьеру «Южный-1» – 10314,0 тыс. м³, по карьеру «Восточный» – 10515,0 тыс. м³ и по карьеру «Ближний-Приконтактный» – 5978,0 тыс. м³, общий по трём карьерам – 26807,0 тыс. м³, т.е. до 79,3-87,0% от оставше-

гося объема горно-эксплуатационных работ по вмещающим скальным вскрышным породам, что позволило значительно уменьшить материальные затраты на выполнение транспортных и отвальных работ в горно-технических условиях карьеров месторождения «Кокпатас».

ИЗУЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА ШЛАКОВ МПЗ

Хасанов А.С., декан Алмалыкского ГМФ НГГИ

По классификации В.В.Лапина шлаки медеплавильного завода (МПЗ) ОАО «Алмалыкский ГМК» относятся к биминеральным и состоят из железистого ортосиликата-фаялита, а также магнетита, в качестве главных шлакообразующих (рис. 1, 2, табл. 1-3). Составы фаялитов из изученных шлаков приведены в табл. 1, из которой видно, что наличие второстепенных компонентов Al_2O_3 , CaO , ZnO , MgO , K_2O , CuO , SO_3 , TiO_2 обуславливает специфические их особенности. Сопоставление результатов анализов фаялитов (табл. 1) с известными в литературе данными (табл. 2) показывает, что наши фаялиты характеризуются почти таким же составом, что были установлены ранее другими исследователями. Однако наши фаялиты в подавляющем большинстве случаев имеют избыточную против молекулы фаялита кремнекислоту, что вызвано тонким проращением скелетных кристаллов фаялита со стеклом. Подобное явление В.В. Лапиным объясняется присутствием стекла внутри кристалликов фаялита в виде каплеобразных включений, образующихся за счет эмульсионной ликвации.

В нашем случае стекло выделяется в виде проращений с кристаллами, поэтому они являются продуктом равновесной кристаллизации остаточной стеклофазы, несущей основную часть примесных компонентов (в основном щелочей и глинозема). Все исследователи объясняли наличие примесей CaO , MgO , ZnO , CuO и др. вхождением их в структуру фаялита в виде соответствующих им ортосиликатов. Однако, результаты анализов наших фаялитов (табл. 1 точки 27, 28, 65, 95) показывают при-

сутствие в них SO_3 в заметных количествах, и это дает основание считать, что среди кристаллов фаялита присутствуют и сульфиды этих металлов. Из табл. 1 также виден спорадический характер появления сульфидов среди фаялитов, что, по-видимому, связано с составом шихты переплавленных руд, а также и с термическим режимом их плавки.

Для подтверждения вышесказанного были отобраны пробы из донной и верхней частей, а также с границы раздела между донной и средней частями шлаковой массы чаши. После охлаждения отобранные пробы были подвергнуты микроскопическому анализу. Более 100 минералогических анализов были выполнены на микрозонде «Jeo1» ИГГ АН РУз, Японском микроскопическом комплексе Nikon ME600, в Московском институте стали и сплавов (технологический университет, Россия) на кафедре «Металлургия цветных и редких металлов», в КНР Шанхайском университете на рентгеноспектральном микрозонде (аппаратура создана и смонтирована специалистами США). Изучение микроструктуры шлаков проводилось при увеличении до 1200 раз.

При этом замеры состава пироксенов произведены в разных участках аншлифов (1, 2, 3 из рис. 2), характеризующего верхнюю часть надштейнового шлакового прослоя.

Распределение кремния расплывчатое. Он встречается как в составе фаялита, так и в составе межзерновой стеклофазы. Из растровой картины легко заметить приуроченность калия, алюминия,

Составы фаялитов из шлаков МПЗ АГМК

Таблица 1

Компоненты	Точки измерений состава фаялитов															
	14	15	24	25	26	27	28	64	65	92	93	95	97	98	102	106
SiO_2	34.52	33.67	30.91	30.1	33.24	32.9	28.82	37.96	34.14	34.32	31.16	31.07	31.93	31.15	36.47	23.70
Al_2O_3	2.05	1.41						3.81	2.27	2.41	0.90	3.83	1.26	0.90	2.94	7.36
TiO_2												0.56				
FeO	58.38	57.58	60.22	60.8	53.90	61.6	62.09	52.52	60.32	50.13	57.15	56.58	53.78	57.15	48.08	58.82
CaO	1.01	0.97	0.50	0.30	0.83	0.31	0.33	0.87	0.91	1.01	0.40	0.49	0.68	0.40	0.76	0.74
ZnO	2.31	1.95	1.93		1.60	1.51	2.09	1.25	1.60	1.55	1.78	1.48	1.81	1.78	1.26	1.36
K_2O	1.23	1.09	0.33	0.11	1.23	0.33		2.05	1.25	1.63	0.71	1.45	1.13	0.71	1.97	2.25
MgO			2.35	3.15	1.99		1.43	1.21	0.96		2.42	1.33	1.95	2.42	2.22	
SO_3						0.40	4.84		0.20			0.81				
CuO							1.42	0.45								
Сумма	101.4	100.0	96.25	96.1	92.80	98.9	101.02	100.3	101.8	91.06	94.51	97.61	92.54	94.51	93.69	96.17

Таблица 2
Составы шлаковых фаялитов по данным исследователей

Компоненты	Фаялиты по:				
	Лапину	Фабери	Бруссу и Бергу	Штельнеру	
SiO ₂	29,28	28,1	29,6	29,59	28,45
TiO ₂	-	0,1	0,1	-	-
Al ₂ O ₃	-	2,2	3,5	1,54	1,31
FeO	63,40	47,1	47,7	69,18	41,98
MnO	0,07	1,0	1,8	ел	-
SnO	5,06	9,4	8,7	-	18,55
CuO	0,51	-	-	-	0,60
CoO	-	0,1	0,2	-	-
PbO	-	-	-	-	2,50
SnO ₂	-	-	-	-	0,75
MgO	0,60	0,8	1,3	-	0,84
CaO	0,19	2,9	2,3	-	3,00
BaO	0,16	7,3	3,5	-	1,80
Na ₂ O	0,03	1,0	1,3	ел	1,70
K ₂ O	0,70				
Сумма	100,0	100,0	100,0	100,3	101,48-0,85
					100,63

отчасти кальция к стеклофазе, что свидетельствует о возможности появления в составе шлака полевых шпатов (ортоклаза, анортита) при создании условий

медленного остывания расплава в заключительных стадиях кристаллизации.

Несмотря на аналогичные формы выделения кристаллов, не все составы фаялитов, измеренные рентгеноспектральным микрозондовым анализом, укладываются в их структурную формулу. Это выражается в избыточном количестве кремнекислоты, содержание которой примерно одинаково с содержанием окиси железа. Такой состав не может быть объяснен с точки зрения присутствия в составе фаялита включений стекла, т.к. эмульсионная ликвация стекла при этом существовать не смогла бы, и образовались бы самостоятельные фазы соответствующих составов. Полученные же результаты анализов подтверждают присутствие в составе шлаков, помимо ортосиликатов, также и метасиликатов, представленных переходными к авгитам разновидностями пироксенов (табл. 3).

Присутствие в составе этих минеральных образований полуторных окислов, как постоянных компонентов, а также окислов титана (спорадическое), кальция, магния и, особенно, щелочей, в большинстве случаев, калия, преобладающего над натрием и, только в отдельных случаях (табл. 3 точки 113, 114, 118, 119), натрия над калием свидетельствует о присутствии наряду с орто- и клинопироксенов диопсид-геденбергитового ряда. Небольшие количества MgO в таких пироксенах указывают на низкое содержание в составе пироксенов энстатитовой молекулы.

Такие сложного состава пироксены ранее были описаны в шлаках отражательной печи и имели состав FeSiO₆-82%, CaSO₃-8% и MgSO₃-10% (Bowen).

Высокожелезистые пироксены в шлаках были отмечены А.Е. Малаховым, М.Н. Соболевым, которые определили авгит и гиперстен в доменных титанистых шлаках.

Диаграммы равновесий для шлаковых пироксенов приведены для: Fe-SiO₃-MgSiO₃, в системе MgO-FeO-SiO₂, образующих неполный ряд твердых растворов (до 90% FeSiO₃). Для CaSiO₃-FeSiO₃ в тройной системе FeO-CaO-SiO₂ с твердыми растворами от волластонита до 76% FeSiO₃ и твердые растворы ряда геденбергит - FeSiO₃ - до 80% последнего (Bowen, Schawer и Posnjan). В серии пироксенов

диопсид-геденбергит (CaMgSi₂O₆-CaFe₂SiO₆) А.И. Цветков установил растворимость глиноземистой молекулы Чермака в диопсиде до 18-19 вес.% Al₂O₃. В.В. Лапиным были описаны пироксены хром и глиноземсодержащие диопсиды из феррохромовых шлаков. Этим же автором были описаны пироксены бустамитового ряда в шлаках от выплавки силикомар-ганца (Белянкин,

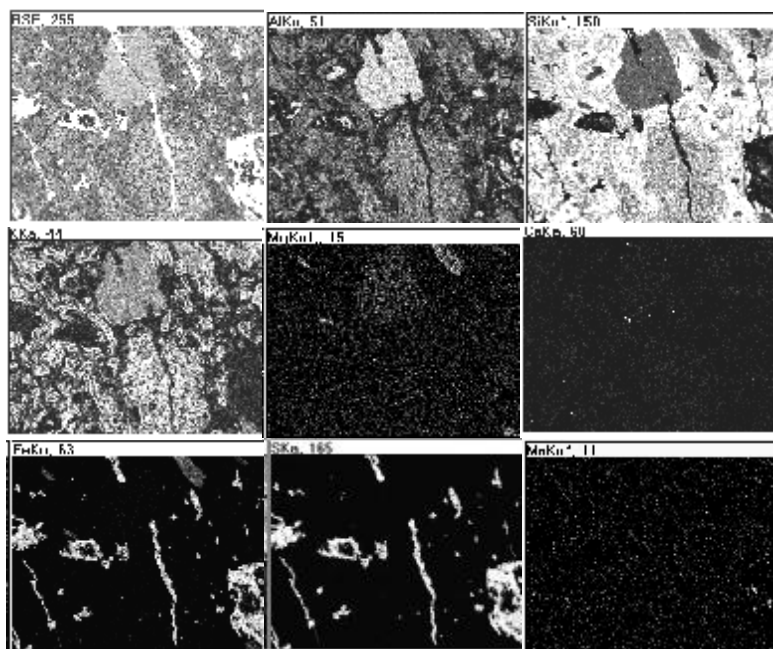


Рис. 1. Растровые картинки распределения элементов в трахидацитах. Древовидные выделения гиалофана (K₂O – 17, 15 %) отмечается в левой части распределения растровой картинки калия (образец к 7514, скважина 5615, интервал 75,0 – 76,4 м)

Таблица 3

Результаты РСМ анализа состава пироксенов шлаков МПЗ АГМК

Ком- понен- ты	Точки измерений																		
	8	12	19	46	52	60	61	67	71	77	94	99	100	101	102	113	114	118	119
SiO ₂	39,1	39,91	45,23	40,81	44,95	44,31	41,20	39,69	39,28	41,12	41,66	37,02	35,65	38,55	36,47	32,08	33,58	32,63	31,67
TiO ₂	0,32	-	-	0,19	0,88	0,20	0,22	0,15	-	0,22	-	-	1,01	-	-	0,48	0,41	0,39	0,37
Al ₂ O ₃	5,84	3,28	9,66	4,81	7,28	7,04	5,53	4,63	3,44	5,52	5,85	6,76	9,63	3,54	2,94	7,16	8,81	7,50	7,21
Fe ₂ O ₃	44,7	44,15	30,45	46,00	36,32	41,08	42,45	47,23	47,66	47,29	42,24	37,32	35,61	47,32	48,08	36,91	34,48	33,42	37,31
CaO	2,28	0,86	4,05	0,92	0,99	1,38	0,93	1,12	0,73	0,97	1,43	2,77	3,28	0,78	0,76	5,81	5,24	5,58	5,71
K ₂ O	2,42	2,43	3,52	1,95	4,33	3,39	2,83	2,73	2Д1	2,82	2,79	2,66	3Д4	2,09	1,97	1,68	1,84	1,69	1,66
MoO ₃	1,21	-	-	0,69	0,54	-	1,48	-	0,27	1,47	-	-	4,20	-	-	1,85	-	-	3,98
ZnO	1,76	1,31	1,82	1,29	0,60	1,07	1,04	1,11	1,05	1,04	1,29	-	1,67	1,25	1,26	0,76	0,74	0,50	0,64
BaO	-	-	0,42	-	0,16	-	-	-	-	-	-	0,32	-	-	-	-	-	-	-
MgO	-	-	-	1,31	0,27	0,77	-	1,43	2,01	1,18	1,27	0,59	0,20	2,17	2,22	1,11	0,93	1,28	1,02
Сумма	97,7	91,95	97,47	98,09	96,74	99,92	96,84	99,35	96,54	101,5	96,54	88,30	105,2	95,70	93,69	96,85	96,20	94,31	97,51

Лапин). Установлен состав шлакового бустамита: MnOSiO₂-71,86%, CaOSiO₂-26,46%, MgOSiO₂-1,23%, FeOSiO₂-0,45% или (Mn,Fe)OSiO₂-72,31%, (Ca,Mg)OSiO₂-27,69%. Аналогичный бустамит ранее был описан в пироксенитах Урала А.Н. Заварицким и он имел состав CaMnSi₂O₆-67%, CaMgSi₂O₆-7,5%, (Mg,Fe)SiO₃-25,5%. Выше изложенное свидетельствует о сложности состава шлаковых пироксенов, подробное изучение которого требует применения специальных методов исследования, результаты которых приведены в табл. 3.

Как отмечено выше, поведение минералообразующих окислов MoO₃, ZnO, BaO, CuO, PbO и Cr₂O₃ в составе изученных пироксенов осталось не объясненным. По-видимому, все эти окислы входят в состав пироксенов, вероятнее всего, в виде мелких металлических включений рудных минералов, приуроченных к дефектам структуры растущих кристаллов шлаковых пироксенов. Однако не исключено, что частично они входят в состав пироксенов в виде изоморфных примесей, соответствующих силикатам этих окислов.

В шлаках МПЗ АГМК второй по распространенности фазой является стекло, остающееся нераскристаллизованной массой в промежутках между кристаллами фаялита и пироксенов. Его состав широко колеблется от ферро-силит-волластонит-энстатитовых до диопсид-геденбергитовых разновидностей, структурно они относящихся к триклинным и моноклинным сингониям. Стеклофаза как интеркумулусная фаза претерпевает существенное изменение химического состава в связи с накоплением в ее составе, главным образом, кремнекислоты и избытка одно- и полутороакисных соединений. В составе стеклофазы накапливаются ряд рудных компонентов: CuO, ZnO, PbO, MoO₃, BaO и др., которые фиксируются в виде микровключений, что отчетливо

видно в растровых картинах распределения компонентов в изученных шлаках.

На рис. 1 приведена растровая картина распределения элементов в стеклофазе и силикатных минералах шлака, когда эти фазы находятся в равных объемных соотношениях в затвердевшем шлаке. Такое соотношение фаз может возникнуть в начальных этапах кристаллизации шлакового расплава, когда еще продолжается рост силикатных минералов за счет диффузии силикатообразующих элементов из жидкой межкристаллической массы. При этом, судя по слабо заметным зональным строениям силикатных фаз (картинка BSE, 255), четкое разделение ортосиликатов (фаялита), расположенных в центре кристаллов от метасиликатов (пироксена), окружающих фаялиты, еще не происходит, и их состав представляют твердые растворы обеих фаз. Следует обратить внимание на то, что в начальной стадии ортосиликаты образуют изометричные, округлые, короткопризматические кристаллы, характерные для форм выделения оливинов и ромбических пироксенов.

Видимо происходит постепенный переход стадии кристаллизации ортосиликатов в метасиликаты диопсид-геденбергитового ряда, поэтому наблюдается кайма (более светлая) вокруг сероватых кристаллов фаялита (рис. 1).

Хорошо высматривается соответствие состава стеклофазы комплексу элементов, соответствующих полевым шпатам (ортоклазу и анориту), если сравнить распределение K, Al, Ca. По характеру распределения Si, Fe и отчасти Mg можно угадывать места выделения ортосиликатов (фаялита с незначительной примесью форстеритового минерала).

Схему расположения точек измерений состава стеклофазы в указанных точках отражает рис. 2.

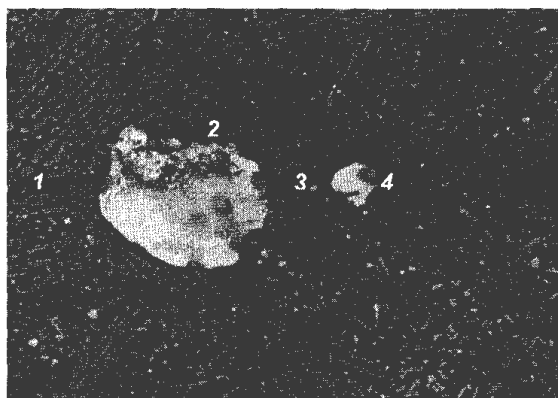


Рис. 2. Схема расположения точек измерений состава стеклофазы, окружающей выделения штейна в шлаках МПЗ АГМК

Как видно из рис. 2, точки измерений состава стеклофазы находятся на различных расстояниях от близлежащих кристаллов. Все точки измерения расположены вокруг двух разновеликих капелек штейна, запутавшегося среди кристаллических минералов. Конфигурация капли штейна извилистая, зазубренная из-за продолжающегося взаимодействия этих капелек с вмещающим стеклом и кристаллами силикатов. Некоторые кристаллы вдаются в штейн, другие идут параллельно с поверхностью включения штейна, отделяясь от него тонкой прослойкой стекла. Когда штейн соприкасается со значительной массой стеклофазы (например, правее точки 4), в теле штейна происходит изменение интенсивности отражения электронов или белая окраска характерная для штейна становится сероватой в зоне усвоения штейном материалов стеклофазы, или наоборот. Пестрота окраски крупной капли

штейна также указывает на продолжавшееся в момент застывания шихты взаимодействие штейна и остаточной стеклофазы. Таким образом, можно предполагать, если капля штейна захватывается растущими кристаллами (фаялит-пироксеновыми), то межконтинентальная еще жидкая стеклофаза пытается его ассимилировать. Это создает препятствие возможности слияния между собой капелек штейна, и этим снижает выход черновой меди при ее производстве плавлением шихты из руд, состав которых может изменяться от поставляемых партий.

Выводы:

При внимательном просмотре рисунков изображающих характер кристаллизации силикатных минералов (фаялита) видно, что изначально кристаллы фаялита растут в виде шестоватых параллельно ориентированных индивидов, проросших со стеклом с образованием фибролитовой структуры. По характеру ориентировки и налеганию друг на друга сноповидных выделений фибр фаялита можно указать очертания будущих кристаллов. При полном завершении роста эти скопления были бы идиоморфными короткопризматическими кристаллами с панидиоморфнозернистой структурой, характерной для естественных ультраосновных пород (дунитов). Таким образом, минералогический анализ подтверждает правильность теоретической концепции и целесообразность термогравитационного отстаивания для глубокого обеднения шлаков КФП МПЗ АГМК.

Дополнительное исследование установило отсутствие золота и серебра в верхней и средней частях шлаковой фазы. Это показало, что потери золота и серебра связаны с их присутствием в первичных сульфидных частицах.

УДК 666.946. (534.532)

© Сим А.Д., Хасанов А.С., Иванова Г.В., Ким Л.А. 2007 г.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА АКУСТИЧЕСКИХ ПЛИТ

Сим А.Д., доцент кафедры «Горное дело и горная электромеханика» Алмалыкского ГМФ НГГИ, канд. техн. наук; **Хасанов А.С.**, декан Алмалыкского ГМФ НГГИ, канд. техн. наук; **Иванова Г.В.**, инженер ЦНИЛ ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Ким Л.А.**, ст. преподаватель кафедры «Общественные дисциплины» Алмалыкского ГМФ НГГИ

В современных условиях интенсификации всемирной экономики материальных и топливно-энергетических ресурсов важной народно-хозяйственной задачей является утилизация отходов и попутных продуктов промышленности [1, 2].

В 1997 г. в книге «Узбекистан на пороге XXI века. Угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса» Президент Республики Узбекистан И.А. Каримов указал на огромное значение минерально-

сырьевого потенциала наших недр в развитии экономики и необходимость их рационального освоения. Данный тезис был развит в 2002 г. на сессии Олий Мажлиса, где Президент подчеркнул необходимость максимального использования в производстве технологических отходов.

Анализ показывает, что перечень техногенных продуктов промышленных отходов, которые целесообразно использовать в производстве отделочных

звукопоглощающих материалов, должен быть значительно расширен, в частности, за счет фосфогипса и высокожелезистого шлака Алмалыкского медеплавильного завода, а также новых видов цемента на основе фосфогипса.

В этой связи важным резервом сырьевой базы промышленности строительных материалов являются гипсосодержащие отходы химических предприятий, образующиеся в количестве более 200 млн. т в год. Транспортировка и хранение их в отвалах требует значительных капиталовложений, кроме того, присутствующие в гипсосодержащих отходах примеси свободных кислот, фосфора, фтора и некоторых других элементов неблагоприятно воздействуют на окружающую среду. Таким образом, переработка этих отходов имеет как экономическое, так и экологическое значение.

В результате исследований, проведенных НИИ-цемента, МХТИ, ТашПИ, установлена перспективность получения новых цементов на основе фосфогипсовых сульфоклинкером по прогрессивной энергосберегающей технологии (рис. 1, 2). Полученные сульфатированные вяжущие характеризуются достаточно высокой прочностью и сниженным высокообразованием, комплексностью использования фосфогипса топливных зол, фосфогипсовых сульфоклинкером в сочетании с термообрабатываемыми высокожелезистыми шлаками и другими техногенными продуктами.

На кафедрах «Химическая технология силикатных и тугоплавких неметаллических материалов» и «Технология неорганических веществ» под руководством д.т.н. проф. Атакузиева Т.А. было разработано сульфатное декоративное вяжущее [3].

Оно состоит из 35% белого портландцемента Ангреновского КСМ, 35% сульфоклинкера с $n_s=1$, выпущенного там же на основе фосфогипса Алмалыкского химического завода, 15% термообработанного при температуре 800°C высокожелезистого шлака Алмалыкского медеплавильного завода и 15% термообработанного при той же температуре фосфогипса. Цемент характеризуется высоким темпом набора прочности, достигающим к 28 суткам 68 МПа. При гидратации цемента основным гидратным новообразованием является эттрингит, обеспечивающий высокие физико-механические и адгезионные свойства цементного камня. По данным рентгенофазного анализа к 3 суткам твердения отмечены небольшие по интенсивности дифракционные отражения указанного соединения (рис. 1), с возрастом твердения интенсивность линии эттрингита при $d/h=0,981, 0,559, 0,488, 0,393$ НМ увеличивается. К трем месяцам его образования стабилизируются, о чем свидетельствует почти одинаковые интен-

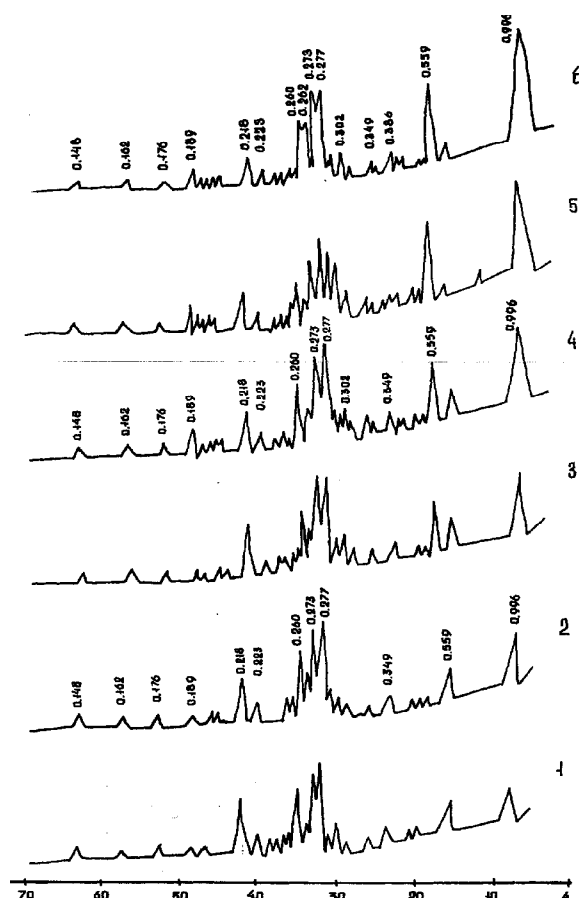


Рис. 1. Дифрактограммы камня на основе цемента состава: 35% БПЦ + 35% САС + 15% ФА + 15% обожженный шлак, хранившийся 1 (1), 3 (2), 7 (3), 28 (4), 90(5), 180(6) суток в воде

сивности его линий на дифрактограммы, затвердевшего цемента 28-и суточного и 3-х месячного возрастов.

Прочность цементного камня однозначно определяет его физическая структура. Поэтому прочно-

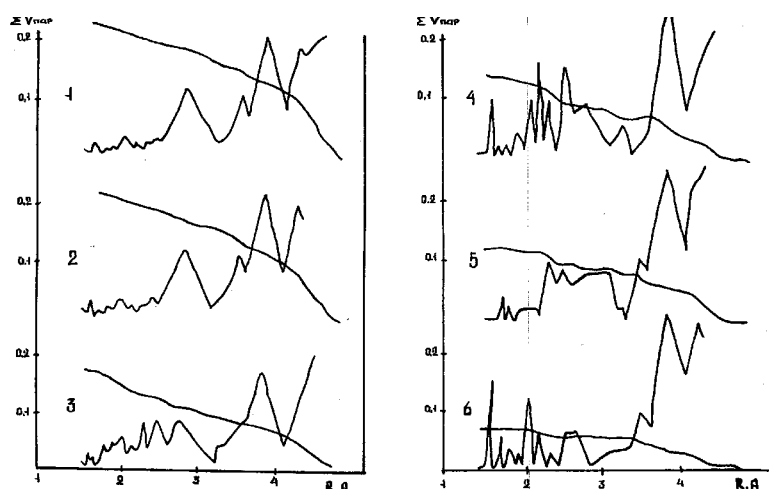


Рис. 2. Кривые распределения пор в камне сульфатированного декоративного цемента (состав: 35% БПЦ + 35% САС + 15% ФА + 15% обожженный шлак, хранившегося 1 (1), 3 (2), 7 (3), 28 (4), 90(5), 180(6) суток в воде

стные свойства затвердевшего камня функционально могут быть связаны с концентрацией гидратированной твердой фазы или его пористостью, более точно, с тем и другим.

Отмечено, что через 1 и 3 суток гидратации объем пор затвердевшего цемента составил $0,23-0,2 \text{ см}^3/\text{г}$, соответственно, причем, значительное количество пор приходится на поры с радиусами $37-2000 \text{ \AA}$ (рис. 1). К этому сроку их объем составляет $0,065 \text{ см}^3/\text{г}$ от общего объема пор. Объем микропор с радиусами $20-2000 \text{ \AA}$ пор $75000 \text{ \AA}$ составляет $0,155 \text{ см}^3/\text{г}$. К семисуточному возрасту объем пор с радиусами $37-2000 \text{ \AA}$ увеличивается с $0,015$ до $0,080 \text{ см}^3/\text{г}$, в то время как с радиусами $2000-75000 \text{ \AA}$ уменьшается с $0,155$ до $0,100 \text{ см}^3/\text{г}$. Дополнительное количество микропор возникает за счет укрупнения кристаллов новообразований, заполнения ими сузившихся микропор. Эксперименты показали, что наиболее эффективные звукопоглощающие материалы получают из указанного сульфатированного вяжущего, так как в процессе гидратации и новообра-

зования за счет большого количества кристаллических продуктов в нем возникает дополнительное количество микропор, способствующих улучшению качества акустических плит. При этих плотностях изделия из сульфатированного вяжущего обладают повышенной прочностью как на сжатие, так и на изгиб (рис. 2). Сульфатированные вяжущие можно использовать не только в крупнопанельных и крупноблочных конструкциях, но и в производстве акустических плит.

Создан отделочный декоративный звукоизоляционный материал с объемной массой $400-450 \text{ кг/м}^3$, обладающий высокими механическими, звукопоглощающими, огнезащитными свойствами на основе сульфатированного вяжущего, содержащего фосфогипсовый сульфоцемент и термообработанные высокожелезистые шлаки. Предложен состав для изготовления акустических плит, обеспечивающий понижение трудоемкости, энергоемкости технологического процесса, снижение себестоимости изделия.

Список литературы.

1. Республиканский пленум «По состоянию и перспективам использования вторичных ресурсов и отходов производства на предприятиях Узбекистана», Ташкент, 1990 г. Сим А.Д., Иванова Г.В., Атакузиев Т.А., Таиров З.К.
2. Атакузиев Т.А., Кузнецова Т.В., Искандарова И.И. «Цветные цементы по малознергоемкой технологии», Ташкент, Фан, 1988.
3. Заявка № 4463089/23-33 «Способ получения декоративного вяжущего» Искандарова М.И., Мамажанов М.М., Джамалов Ш.О., Атакузиев Т.А.

УДК 669.02/09.001

© Курбонов А.А. 2007 г.

СПЕЦИФИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ БАЗАЛЬТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

Курбонов А.А., доцент кафедры «Электроснабжение» НГГИ

Природа материалов построена так, что наряду с многочисленными особенностями они имеют еще способность поглощать и отдавать влагу. Поглощать или отдавать влагу материалы могут находясь не только в жидкости или в сухом пространстве, но и в среде с повышенной или пониженной влажностью. Такая способность материалов поглощать и отдавать влагу имеет существенное влияние на показатели физико-механических свойств материалов, и может в будущем определять их назначение. Из этого следует, что влажность, гигроскопичность и влагоотдача тоже могут являться важнейшими свойственными показателями тех или иных материалов.

В технических литературных источниках указывается, что если влажность считается величиной массы влаги от общей массы материала при фактической влажности воздуха (гигроскопичность - способность поглощать влагу при 100%-ной относительной влажности воздуха), то влагоотдачу

можно принять, как способность материала отдавать влагу в среду с относительной влажностью воздуха 0% [1]. Значит, любой объект, любой материал, любая продукция и т.д. в какой-то мере может иметь при разных температурах определенную влажность, гигроскопичность и влагоотдачу. Однако, не все материалы могут владеть такими свойствами, как гигроскопичность и влагоотдача. Такие свойства могут иметь большое значение, если материалы подвергаются переработке или в процессе переработки из них получают готовую продукцию путем плавления или подогрева.

В данной статье речь идет о гигроскопичности и влагоотдаче базальтовой породы, которые примерно занимают от 25 до 38% площади земного шара. Рассмотрение в данной статье базальтовой породы объясняется тем, что данный природный сырьевой материал до сих пор не нашел широкого применения в народном хозяйстве нашей республики и практически не перерабатывается, а возможности

этого материала достаточно не изучены. Полученные сведения из патентных и литературных источников, а также из рекламной информации зарубежных фирм, выпускающих базальтовые продукции свидетельствуют о том, что применение материалов из базальтовой горной породы в зарубежных странах, в том числе в России и Украине вышли за рамки использования их в качестве изоляционного материала.

Базальт - от эфиопск., basal - означает «железосодержащий камень».

Базальтовые магматические породы образовались путем застывания расплавленных, в большинстве случаев силикатных, иногда окисных, сульфидных или карбонатных магм, поднявшихся под влиянием тех или иных геолого-тектонических процессов из глубин земной коры. Базальтовые магмы либо постепенно охлаждаясь, застывали внутри земной коры, либо изливались на поверхность земли.

В течение ряда лет прошлого века учеными и специалистами установлены типичные районы развития базальтовой породы, такие как Армения и другие районы Закавказья, Зап. Украина (район Ровно), Вост. Крым (Карадаг), Юж. и Вост. Прибайкалье (Вост. Саян, Хамар-Дабан) и Зап. Забайкалье (Джидинский р-н), Витимское плоскогорье, Вост. Тува, где базальты встречаются и на водоразделах, и в долинах рек, а также на поверхности земли. Траппы широко распространены в Северной и Восточной Сибири, Большеземельской Тундре, в Коми АССР и Ненецком национальном округе Архангельской обл. Современные базальтовые лавы известны среди продуктов извержений вулканов Камчатки. Встречаются базальтовые породы на Гавайских островах, на Американском континенте, на Азиатском континенте и в Африке.

Базальты - это высокостабильные по химическому и минералогическому составу эксклюзивные магматические горные породы, запасы которых в мире практически не ограничены. На территории нашей республики базальтовые породы обнаружены в Ферганской долине (в приграничных районах с соседними государствами СНГ), Джизакской (на территориях Зааминского района) и Навоийской (на территориях Нурагинского, на прилегающих северных и северо-западных районах региона) областях.

По мнению ученых, базальтовая порода плавится при температуре +1200-1300°C, +1300-1450°C и +1400-1550°C. В отличие от этих данных образцы базальтовой породы массива «Каратош» Навоийской области достигают своего жидкого состояния при температуре +1600-1700°C. Такой расклад температуры плавления базальта, его микро- и макроструктурные анализы явились причиной исследования, а также анализа влажности, гигроскопичности и влагоотдачи базальтовой породы.

Вначале был проведен анализ химического состава образцов базальта массива «Каратош» Айдаркульского месторождения и процесса его плавления

[2]. Результаты анализа показали, что химический состав базальта массива «Каратош» намного отличается от химического состава базальта других регионов земного шара. Основываясь на результатах химического состава базальта массива «Каратош» Айдаркульского месторождения были проведены экспериментальные исследования по определению поглощения и отдачи влаги базальта согласно стандартной методике (ГОСТ 3816-81). Эксперимент был проведен по следующей последовательности.

Базальтовая вата и образец породы - в количестве 12 образцов (по шесть из каждой) разного габарита взвешивали на весах и записывали их массу. При этом были подготовлены ещё по одному образцу, породы и ваты, которые не подвергались намачиванию и два образца базальтовой магмы. Базальтовая магма - это базальт после плавки породы, остывший при комнатной температуре, имеющий темную окраску, который, остывая, имеет вид твердой кристаллообразной массы. Затем образцы в количестве 12 штук помещали и два образца магмы в стакан с водой и, закрывая крышку, продержали их в течение 4 часов (согласно стандарту), для того чтобы создать среду относительной влажности воздуха 100% (что проверялось гигрометром). После чего образцы вынимали из стакана и взвешивали с точностью до 0,001 г. Сушка образцов была произведена в следующем порядке. В течение 4 часов (в соответствии со стандартом) по два образца из каждой породы и ваты высушивали при температуре +20°C, по два образца - в сушильном шкафу (в данном случае использовали муфельную печь) при температуре +600°C, а остальные были высушены при температуре +1200°C. При взвешивании образцов магмы изменения их массы не наблюдалось. Выбор температуры аргументировался тем, что базальт сохраняет свою работоспособность в пределах +800°C - 260°C и при температуре +1200°C размягчается и начинает плавиться [3, 4]. После чего была произведена плавка образцов в печи. Все образцы, кроме базальтовой магмы (магма переходила в жидкое состояние при температуре +1870°C), подвергавшиеся испытанию, переходили в полное жидкое состояние при температуре выше +1700°C с незначительной разностью времени. Полученные результаты испытания приведены в табл.

В результате наблюдения впитывания воды базальтовой породой была замечена её гигроскопичность. Базальтовая вата, получаемая из породы, впитывала воду быстрее, чем подобные материалы, например, как стекловолокно, асбест и т.д., хотя сопоставление таких показателей не производилось (ограничивались информацией из технических источников). Сама базальтовая порода, долго находясь во влажной среде в течение одинакового времени, поглощала влагу больше, чем её отдает в сухой среде. Подтверждением тому является то, что когда производилась сушка базальтовой породы и базальтовой ваты при комнатной температуре последняя высыхала быстрее, чем порода и начало

Таблица

Гигроскопичность и влагоотдача базальтовых материалов

Параметры	Образцы															
	породы						ваты						породы и ваты без намачивания		базальтовой магмы	
	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4	5	6	1	2	1	2
Масса ваты, g: -до намокания -после намокания	-	-	-	-	-	-	15 23	15 25	15 22	15 27	15 21	15 26	15 15	15 15	15 15	15 15
Масса породы, g: -до намокания -после намокания	15 19	15 17	15 23	15 21	15 18	15 25	- -	- -	- -	- -	- -	- -	- -	- -	- -	- -
Температура сушки ваты, gradus	-	-	-	-	-	-	+20	+20	+600	+600	+1200	+1200	-	-	-	-
Температура сушки породы, gradus	+20	+20	+600	+600	+1200	+1200	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Температура плавления ваты, gradus	-	-	-	-	-	-	+1850	+1880	+1885	+1845	+1838	+1795	-	-	-	-
*Температура плавления породы, gradus	+1750	+1680	+1685	+1745	+1738	+1695	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Вата без намачивания	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+1600	+1610	+1850	+1850
Порода без намачивания	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+1630	+1650	+1880	+1870

*Примечание. Здесь идет речь о температуре базальта, при которой он полностью переходит в жидкую фазу

плавления ваты наблюдалось раньше, чем породы. Данное явление говорит о том, что природная базальтовая порода, находясь на поверхности земли и внутри земной коры, поглощает влагу столько, сколько это возможно. Следовательно, можно утверждать, что излишняя влага внутри породы создается и удерживается за счет плотности материала породы и своеобразной кристаллической решетки. [2].

По нашему мнению подобные свойства и структура породы тоже являются причиной возникновения потребности к дополнительной температуре плавки. Образец базальтовой породы, не подвергавшийся намачиванию из-за сухости, плавился быстрее, чем образец, имеющий дополнительную влагу. Расхождение температуры плавления составило в среднем + 200°C. Полагаем, что оставшиеся без изменения массы базальтовой магмы, даже в мокром состоянии наружной поверхности (после изъятия образцов из воды), объясняется образованием после плавки сложной кристаллической решетки, где в последствии магма приобрела вид твердой, стеклообразной массы и практически не поглощает влагу.

На наш взгляд, немаловажную роль на потребность высокой температуры плавления ещё может влиять содержания соли в породе, которая удержи-

вает внутри базальта излишнюю влажность. Известно, что многие районы территории нашей Республики имеют грунтовые водные источники, причем с высоким содержанием засоления. Значит, последнее не может не влиять на засоление почвы или грунта. Если исходить из сказанного, возникает вопрос о том, какое процентное соотношение засоленности горной породы? Влияет ли засоленность на температуру плавления базальтовой породы? Так как чем больше соли в материале, тем выше потребность в воде.

Такое предположение приводит к тому, что температура плавления базальтовой горной породы может зависеть от химического состава породы, от гигроскопичности и влагоотдачи, а также может зависеть от засоленности базальтовой породы. Ситуация объясняется тем, что базальтовую вату получают из базальтового волокна, а сама порода (как волокно или вата) так же поглощает и с трудом отдает влагу. Если учитывать ещё засоленность породы, то требуется назначить температуру плавления базальтовой горной породы с учетом: химического состава, гигроскопичности, влагоотдачи и засоленности породы. Способность магмы не поглощать влагу, на наш взгляд, открывает в перспективе большие возможности для изготовления из неё водоупорных изделий.

Список литературы:

1. Лабораторный практикум по материаловедению. Учебное пособие. Б.А.Бузов и др. М., Изд. «Легкая индустрия». Стр. 206. 1979 г.
2. Методика исследования и определения рациональных энергетических параметров работы печи. НГГИ., 2006 г.
3. Базальт магматининг эритиш жараёнини Хисоблаш. Жумаев З.Ш., Аззамов Ш.К., А.А.Курбонов. Горный вестник Узбекистана., № 4, 2006 г. Стр. 65-68.
4. Базальтовое волокно (Вата). ТУ Уз.-423-04-1-97.

СОЗДАНИЕ МАТРИЦЫ ВОЗМОЖНЫХ РЕШЕНИЙ КАК МЕТОД РАЗРАБОТКИ ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Киселенко А.С.**, гл. специалист лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Мухитдинов А.Т.**, гл. специалист лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Кайгародов В.И.**, инженер лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Абдуразаков А.А.**, гл. инженер Ангренского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»

Важнейшим путем повышения эффективности горного производства на ближайшие годы является использование резервов экономии ресурсов при одновременном росте объемов производства в рамках действующего хозяйственного механизма. Этот этап интенсификации можно назвать «стартовым». В стартовый интенсификационный период действует принцип: добиться больших результатов при меньших затратах, т.е. вести производство с наращиванием объемов и одновременно улучшать использование всех видов ресурсов – трудовых, материальных, энергетических и природных. При этом возрастает наукоемкость продукции. Но если ограничиться только вышеуказанными мерами, то можно в результате иметь низкие темпы роста уже через короткий промежуток времени, когда накопленные резервы окажутся исчерпанными.

Высокие и вместе с тем устойчивые темпы развития экономики на длительный период времени могут базироваться только на коренном преобразовании производства. Необходимо в принципе перестраивать большинство технологических процессов в направлении малооперационности, безотходности и поточности, что создает базу комплексной автоматизации производства.

В стартовый период интенсификации горного производства нашей страны необходима разработка оптимальных вариантов технологии выемки полезных ископаемых на основе достижений науки и техники.

В настоящее время при усовершенствовании технологии основываются на логике и используют различные приемы, сложившиеся в индивидуальной практике. При этом не исключена вероятность того, что какие-то существенные факторы будут упущены. Этого можно избежать, применяя целенаправленную оптимизацию технологии выемки полезных ископаемых.

В данной работе предлагается рассмотреть метод поиска оптимальных вариантов технологии выемки полезных ископаемых, предложенный Н.В. Дроновым и Ю.А. Чернеговым [1], на примере рудника Кызылалма Ангренского рудоуправления.

Метод базируется на принципах системной оптимизации параметров горного предприятия и идее морфологического анализа сложных технических решений, используемой в конструкторско-изобретательской работе. Суть метода состоит в установлении главного направления совершенствования технологии, расчленении ее на элементы и систематическом исследовании всех возможных решений в элементах (рис. 1-6, табл.). Цель метода – максимально увеличить число учитываемых факторов и придать поиску оптимальной технологии целенаправленность и упорядоченность.

Метод включает пять последовательных этапов:

- пофакторный анализ эффективности отработки конкретного участка месторождения и определение главного направления (требования) ее совершенствования;
- выделение основных технологических элементов (конструктивных узлов и процессов), влияющих на выполнение главного требования;
- отбор и разработка возможных способов реализации требований в технологических элементах и составление общей матрицы решений;
- отбор предпочтительных решений в элементах и конструирование на их основе эффективных вариантов технологии;

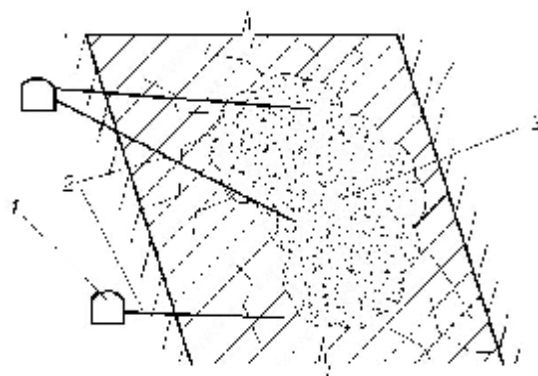


Рис. 1. Упрочнение рудного массива, нарушенного древними выработками: 1 – полевой штрек; 2 – скважины с обсадкой перфорированными трубами; 3 – древние выработки и нарушенные участки рудного массива

Таблица

Матрица возможных решений по совершенствованию скважинной отбойки руды в условиях Кызылалмасайского месторождения с целью снижения потерь и разубоживания руды при системе подэтажного обрушения с торцевым выпуском

1. Неустойчивое состояние налегающих пород при очистных работах		
1А. Со стороны висячего бока Требование – предотвратить массовое обрушение пород	1Б Сверху Требование – предотвращение фильтрации мелких частиц породы в руду.	
1А1 Предварительная цементация и другие физико-химические методы упрочнения пород.	1Б1 Возведение гибкого разделяющего перекрытия.	
1А2 Возведение на контакте с породой гибкого разделяющего перекрытия.	1Б2 Временное оставление рудной толочины-консоли.	
1А3 Недобуривание скважин для временного оставления предохранительной рудной корки	1Б3 Образование предохранительного слоя измельченной и уплотненной руды.	
1А4 Уменьшение площади обнажения висячего бока: а) путем увеличения шага отбойки (толщины секции); б) путем уменьшения высоты подэтажа; в) за счет оставления временного откоса отбитой руды	----	
1А5 Оконтуривание рудных тел мелкошпуровой отбойкой щелями с магазинированием отбитой руды в них.	----	
1А6 Интенсивное ведение очистных работ.	----	
2. Отбойка	3. Выпуск руды	
Требование – обеспечить качественное дробление с минимальным выходом обогащенной рудной мелочи.	3А Вкрест простиранья рудного тела. Требование – расширить фигуру выпуска в сторону лежачего бока и обеспечить плавное опускание верхнего контакта.	3Б По простиранью рудного тела. Требование – приблизить образующую зону выпуска к рудно-породному контакту.
2А1 Шахматное расположение скважин в веере (разделение на полувеера).	3А1 Увеличение сыпучих свойств руды у лежачего бока путем образования зоны повышенного дробления для расширения фигуры выпуска.	3Б1 Деформирование фигуры выпуска путем наклона массива в сторону обрушения.
2А2 Применение скважин уменьшенного диаметра.	3А2 Уменьшение скорости истечения руды путем образования по оси потока зоны крупного дробления.	3Б2 Регулирование положения пункта выпуска относительно отбитой секции: а) за счет изменения шага отбойки выступа; б) путем установки распределительного щита-козырька.
2А3 Заряжание расходящихся концов скважин более мощным ВВ.	3А3 Установка оградительной крепи со стороны висячего бока.	3Б3 Увеличение подвижки рудно-породного контакта при отбойке в средней части подэтажа путем регулирования заряда по высоте.
2А4 Регулирование недозаряда в сходящихся концах скважин.	3А4 Повышение интенсивности выпуска.	
4. Прочее		
4А1 Замена крепления буро-доставочных ортов рамами НДО на упрочнение кровли и бортов физико-химическими методами (исключение попадания древесной щепы в рудную массу).		
4А2 Усовершенствование механизации производственных процессов (введение нового переносного и самоходного специализированного оборудования).		

Основа рекомендуемого метода – матрица. Она представляет собой систематизацию решений в элементах в наглядной форме. Подготовка достаточно полной матрицы обеспечивает системность поиска, создает основу для широкого выбора конкурирующих вариантов, что в конечном счете существенно повышает уровень совершенства технологии. Вместе с тем матрица не должна быть излишне громоздкой, перегруженной разнохарактерными решениями.

Рассмотрим краткую инженерно-геологическую характеристику месторождения Кызылалмасай. На данном месторождении рудные тела приурочены к Главной рудоносной зоне, в которой, в виде столбов окварцевания, имеется 13 рудных тел, среди которых выделяются наиболее крупные рудные тела № 1 и № 10.

В данных рудных телах сосредоточено до 90% запасов золота. Мощность рудных тел колеблется от 10 до 50 м, залегание рудных тел крутое (50-80°).

Протяженность по простиранью до 450 м, по восстанию - до 540 м. Вмещающие породы неустойчивые, руды отнесены к средней степени устойчивости. Характерной особенностью рудного тела № 1 является наличие в нем древних выработок, заложённых рудной мас-

- конструктивная и технологическая проработка эффективных вариантов технологии в конкретных условиях и выбор наилучшего решения.

сой.

Данные условия определили принятие решения отрабатывать запасы месторождения Кызылалма

системами, относящимися к классу с закладкой выработанного пространства или с обрушением, а именно:

- система разработки подэтажными ортами с отбойкой руды ромбоидальными панелями, торцевым выпуском и закладкой твердеющей смесью выработанного пространства (при отработке запасов по схеме с нижних горизонтов – вверх). Доля данной системы в общем объеме – 15%;

- система разработки подэтажного обрушения ромбоидальными панелями с послышной отбойкой и торцевым выпуском руды – 75%;

- система разработки подэтажного обрушения с массовой отбойкой панели и торцевым выпуском руды (запасы, затронутые древними работами) – 10%.

Удельный вес каждой из применяемых систем разработки в общем объеме отработки запасов зависит от конкретных горно-геологических и горно-технических условий.

Данные системы разработки обуславливают применение для транспортировки отбитой горной массы до рудоспусков, а также на вспомогательных работах самоходного оборудования на пневмоходу – погрузочно-доставочных машин типа ЛК-0,7 и «Кавасаки» (KSSM-7), которые задействованы как при проходке подготовительных горных выработок, так и на очистных работах.

Отбойка руды осуществляется скважинным методом, бурение скважин производится буровыми станками типа НКР-100 и КБУ-80.

Уровень потерь в некоторых блоках, из-за сложившихся горно-технических условий месторождения, может достигать 25%, разубоживание – 40%. На уровень потерь и разубоживание руды главное воздействие, в условиях рассматриваемого рудника, оказывают древние выработки и неустойчивые вмещающие породы.

Из вышесказанного следует, что главное направление совершенствования на рассматриваемом месторождении – это снижение уровня потерь и разубоживания руды.

Пример составления матрицы возможных решений по снижению потерь и разубоживания руды в условиях Кызылалмасайского месторождения приведен в табл.

В матрице возможных решений (табл.) рассмотрены три основных фактора, влияющих на уровень потерь и разубоживания: состояние налегающих пород; отбойка; выпуск руды. Здесь же приведены варианты решения поставленных задач.

Для придания сплошности массиву, нарушенному древними выработками, можно применить различные методы физико-химического упрочнения пород (рис. 1). Эти же способы применимы и к уп-

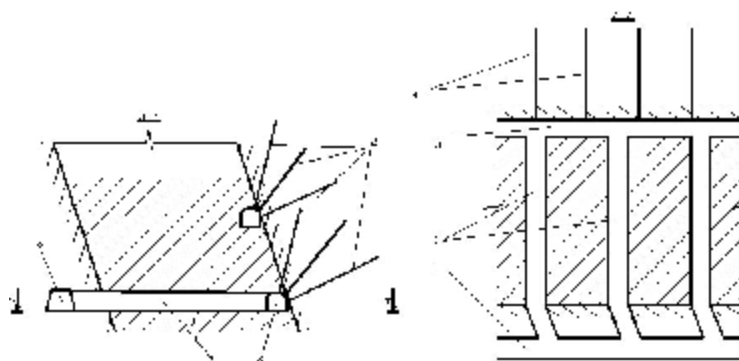


Рис. 2. Вариант упрочнения пород висячего бока путем установки тросовых анкеров либо способами физико-химического упрочнения: 1 – буровой орт; 2 – полевой штрек; 3 – рудный штрек; 4 – скважины для нагнетания растворов либо для установки анкеров

рочнению неустойчивых вмещающих пород (рис. 2 и 3, элемент 1А1 табл.).

Сущность этих методов заключается в бурении скважин (шпуров) и нагнетании в них под большим давлением твердеющих растворов. Растворы могут быть как цементные, так и на основе синтетических смол. Укрепление вмещающих пород также можно осуществлять тросовыми анкерами при помощи

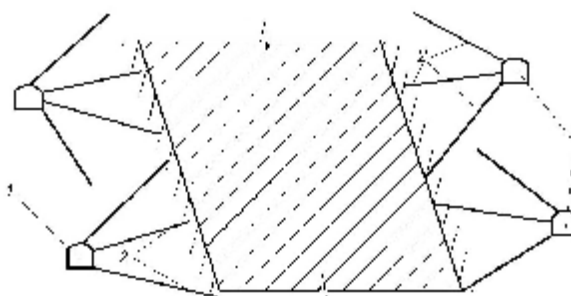


Рис. 3. Вариант упрочнения вмещающих пород тросовыми анкерами (2) из специальных полевых выработок (1)

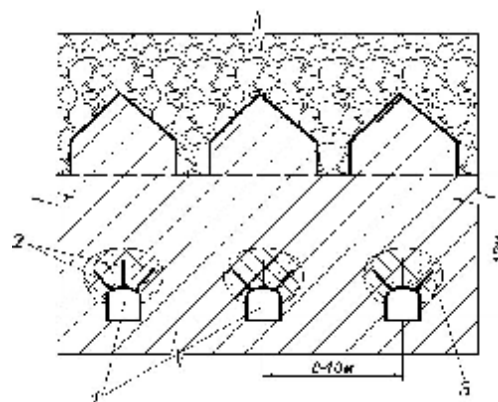


Рис. 4. Упрочнение кровли буродоставочных выработок физико-химическими методами: 1 – буродоставочный орт; 2 – шпур для нагнетания раствора; 3 – зона упрочнения (козырек)

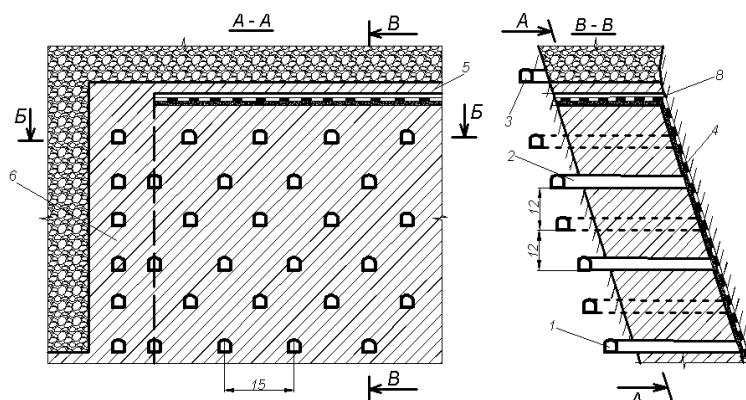


Рис. 5. Система подэтажного обрушения ромбоидальными панелями с ограждающим перекрытием, предлагаемая «ИРГИредмет» для условий отработки Кызылалмасайского месторождения: 1 – откаточный штрек; 2 – буро-доставочный штрек; 3 – вентиляционный штрек; 4 – гибкое ограждающее перекрытие; 5 – междуэтажный целик; 6 – междублоковый целик; 7 – подэтажный штрек; 8 – верхний монтажный штрек

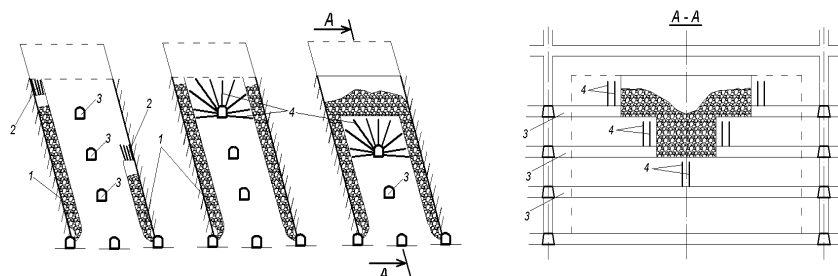


Рис. 6. Способ отбойки подэтажными штреками с оконтуриванием щелями по лежащему и висячему борту: 1 – щели с замагасинированной в них рудой; 2 – шпурсы; 3 – буровые штреки; 4 – взрывные скважины

специальной техники.

В целях экономии крепежных материалов и исключения попадания древесной щепы в рудную массу предлагается в буро-доставочных выработках упрочнять кровлю, тем самым создавая прочный, монолитный искусственный козырек (рис. 4, элемент 4 табл.).

Анализ опыта добычи полезных ископаемых показывает, что одним из перспективных направлений решения задач повышения извлечения и качества руды является внедрение в горнорудную практику систем разработки с использованием гибких перекрытий несущей конструкции (элементы 1А2, 1Б1 табл.). Гибкое перекрытие выполняет роль несущей и ограждающей крепи и предотвращает проникновение пустых пород в призабойное пространство, обеспечивая высокое качество добываемой руды и безопасные условия труда (рис. 5).

Один из способов, целью которого является уменьшение затрат на поддержание вмещающих пород и сокращение подготовительно-нарезных работ был предложен Захарченко В.Н. [2] (рис. 6).

Поставленная цель достигается тем, что произ-

водят оконтуривание рудного тела мелкошпуровой отбойкой по лежащему и висячему боку щелями с магасинированием отбитой руды в них, последующей массовой отбойкой средней части и выпуском всей отбитой руды через указанные щели (элемент 1А5 табл.).

Усовершенствование отбойки сводится к использованию скважин уменьшенного диаметра против принятого – 105 мм (элемент 2А2 табл.). Разбуривание обрушаемого массива взрывными скважинами малого диаметра позволяет более равномерно распределять ВВ в нем, т.е. достигать более равномерного распределения энергии взрыва в среде, при котором уменьшается переизмельчение массива в ближней зоне взрыва и снижается выход крупных фракций в удаленной.

Равномерность и степень дробления взрывом отбитой руды прямым образом влияют на показатели её извлечения при выпуске руды, особенно при применении систем разработки с массовой отбойкой руды и обрушением покрывающих пород. Чем не равномернее дробление руды и чем больше в ней крупных негабаритных кусков, тем больше отбитая руда разубоживается при выпуске и тем больше её остается невыпущенной, т.е. теряется. Большое значение имеет и конструкция зарядов и их взаимное расположение (элементы 2А1, 2А3, 2А4 табл.). Немаловажное значение в решении поставленных задач имеет усовершенствование механизации работ путем внедрения нового переносного и самоходного бурового оборудования, которое обеспечит увеличение производительности и точность бурения (элемент 4 табл.).

Назначение подобных методов решения различных задач на объектах горной промышленности – повысить эффективность творческой работы инженеров-исследователей по созданию новых технологий добычи полезных ископаемых с заданными характеристиками за счет максимального увеличения числа учитываемых факторов и объема информации, целенаправленности и упорядоченности творческой работы и процесса синтеза. При этом преследуется цель ускорить создание новых технологий, повысить их технический уровень и, следовательно, увеличить объемы производства с одновременным улучшением использования всех видов ресурсов.

Список литературы:

1. Дронов Н.В., Чернегов Ю.А. Разработка оптимальных вариантов технологии полезных ископаемых. - Горный журнал, 1981., № 11, с. 23-26
2. А.С. СССР №588377, М. Кл. Е 21 С 41/06, 1978. Захарченко В.Н. Способ разработки наклонных и крутопадающих рудных тел.

АКТУАЛЬНОСТЬ ПЕРЕХОДА НА НОВОЕ СОСТОЯНИЕ ЭНЕРГЕТИКИ – ВЕЛЕНИЕ ВРЕМЕНИ

Бекбасова А.Ж., специалист по маркетингу ТОО «Степногорский ГХК»

Еще Д.И. Менделеев в свое время сказал, что использовать нефть для сжигания под котлами – это все равно что «топить их ассигнациями». В настоящее время человечество ежегодно расходует запасы ископаемого энергетического сырья, которые «образовывались» за 500 тыс. лет воздействия солнечного света и фотосинтеза. Очевидно, что углеводородные материалы целесообразно беречь для решения тех задач, которые без них просто не имеют альтернативы, а для выработки электричества и тепла можно и нужно использовать атомные генерирующие технологии.

В данной статье приведен ряд наиболее ценных на наш взгляд факторов, подтверждающих ее заголовков.

Сравнительная арифметика

Приведем несколько интересных цифр: для генерирования 1000 МВт/ч электроэнергии в течение одного года, в зависимости от энерготехнологии, требуется следующие объемы источников энергии: 24 т урана (обогащенного до приблизительно 4% U235); 1,7 млн. т нефти; 2,7 млн. т угля; 2,4 млрд. куб. м природного газа; 8,3 млн. т переработанных бытовых отходов.

Green Peace или «зеленое решение» энергетики

Ведущий представитель международного «зеленого» движения английский профессор Джеймс Лавлок призвал своих соратников отказаться от «ошибочного противостояния» ядерной энергетике, заявив, что только «ядерная энергия может сдерживать глобальное потепление». Статья Д. Лавлока с призывом развивать ядерную энергетику для борьбы с выбросами парниковых газов была опубликована в британской газете The Independent. Мы приводим перевод статьи профессора Лавлока: «У нас нет времени на эксперименты с призрачными источниками энергии: человечеству угрожает опасность». Сэр Дэвид Кинг, главный научный сотрудник правительства Великобритании, высказал однажды очень дальновидную мысль о том, что глобальное потепление – более серьезная угроза, чем терроризм. Считается, что он даже недооценил ситуацию, потому что с тех пор, как он это сказал, новые свидетельства о климатических изменениях подтверждают, что ситуация может приобрести еще более опасный характер и что это – самая большая угроза, перед лицом которой когда-либо стояло человечество. «Большинство из нас знают о том, что в определенной степени климат уже потеплел: зимы

стали мягче, а весна наступает раньше. Но в Арктике наблюдается в два раза более сильное потепление, чем в Европе, и летом с ледников Гренландии высотой в несколько километров стремятся вниз потоки талой воды. Полное таяние ледяных гор Гренландии займёт ещё какое-то время, но к тому моменту уровень мирового океана поднимется на семь метров, и этого будет достаточно, чтобы непригодными для жизни стали многие низко расположенные прибрежные города мира, в том числе Лондон, Венеция, Калькутта, Нью-Йорк и Токио. Даже в результате подъема уровня моря всего на два метра окажется под водой большая часть южной Флориды. Дрейфующий лёд Северного Ледовитого океана ещё более уязвим для потепления: через 30 лет этот зеркально-белый лёд, по площади равный всей территории США, может стать темной морской поверхностью, поглощающей тепло солнечного света, что ещё больше приблизит исчезновение гренландских льдов. Северный полюс, цель столь многих исследователей, станет не более чем точкой океанской поверхности.

Изменяется не только Арктика: климатологи утверждают, что подъём температуры на 4 градуса может уничтожить безбрежные амазонские леса и вызвать катастрофу, опасную и для их жителей, и для биологического разнообразия, и для всего мира, который потеряет один из своих самых больших природных кондиционеров атмосферы».

В 2001 г учёные-члены Межправительственной комиссии по климатическим изменениям сообщили, что к 2100 г температура в мире поднимется на 2–60°С. Их печальный прогноз стал ощутимым из-за чрезмерной жары прошлого лета. А по утверждению швейцарских метеорологов, стоявшая во всей Европе жара и унёсшая жизни около 20 000 чел., целиком отличалась от предыдущих волн жаркой погоды. Шансы в пользу того, что это лишь небольшое отклонение от нормы, составляли 300 000 к одному. Это был своего рода сигнал о том, что дальше будет ещё хуже.

«Глобальное потепление является столь серьёзной и насущной проблемой, потому что система Земли, Гея, находится в замкнутом круге обратных реакций. Дополнительное тепло от любого источника, скажем, от парниковых газов, ускоряет исчезновение арктических льдов или амазонских лесов, а последствия добавляются одно к другому. Это можно сравнить с ситуацией, когда мы разводим огонь в камине: чтобы сохранить тепло, добавляем

всё больше дров и не замечаем, что мы уже не мо-

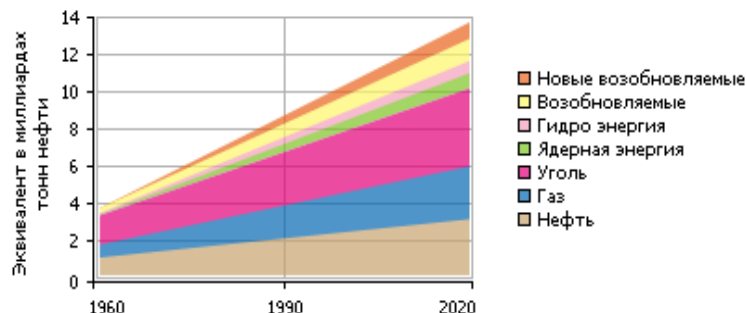


Рис. 1. Рост потребления энергоисточников в мире

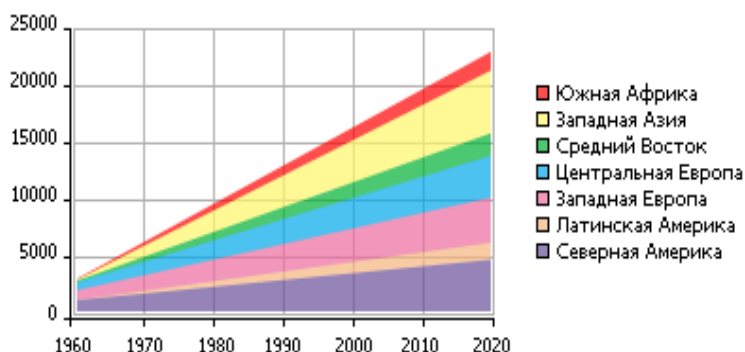


Рис. 2. Прогноз полного потребления электроэнергии

жем контролировать пламя, и у нас загорелась мебель. Когда такое происходит, остаётся немного времени, чтобы затушить огонь, прежде чем он охватит весь дом. Глобальное потепление, как огонь, усиливается, и уже почти не осталось времени для того, чтобы действовать».

В XVIII веке, когда на земле жил только один млрд. человек, его воздействие на природу было настолько незначительным, что люди могли не задумываться о том, какой источник энергии они используют. Но сейчас, когда население мира составляет 6 млрд. и постоянно растёт, остаётся немного альтернатив. Мы не можем продолжать извлекать энергию из ископаемого топлива, и нет никаких шансов, что возобновляемые источники, энергия ветра, воды и приливов смогут дать нам достаточное количество энергии своевременно. Если бы у нас было в запасе 50 лет или более, мы могли бы сделать эти источники основными. Но у нас нет 50 лет, Земля настолько отравлена скрытым ядом парниковых газов, что даже если мы остановим сжигание ископаемого топлива прямо сейчас, последствия того, что мы уже сделали, будут сказываться ещё 1000 лет. Каждый год, в течение которого мы продолжаем сжигать углерод, ухудшает условия жизни наших потомков и цивилизации в целом.

Наверное не совсем правильно использовать для производства топлива сельскохозяйственные культуры. Под сельское хозяйство уже занято слишком много земель, необходимых для регулирования климата и химического состава планеты (автомашина потребляет в 10–30 раз больше углерода, чем её водитель; можно представить, сколько необходимо дополнительных сельскохозяйственных угодий для утоления аппетита машин).

Эколог не отрицает разумное использование небольших мощностей возобновляемых источников энергии, но называет только один, доступный прямо сегодня источник энергии, не вызывающий глобального потепления - ядерная энергия. Хотя сжигание природного газа вместо угля или нефти приводит к выбросу вдвое меньшего количества углекислого газа, но на деле, несгоревший природный газ вызывает в 25 раз более сильный парниковый эффект, чем углекислый газ. «Даже небольшая утечка газа может свести на нет преимущества его использования». Чтобы в глобальном масштабе существенно повлиять на производство энергии, обеспечить энергетическую безопасность и ослабление парникового эффекта, производство ядерной энергии должно быть увеличено к середине века в 4–5 раз.

Общественное мнение

В США в 2005-2006 гг., по заказу Института атомной энергии США (NEI), был проведен опрос общественного мнения, который показал, что уровень поддержки дальнейшего использования атомной энергии достиг рекордной отметки в 70%, подтверждая тенденцию, наметившуюся несколько лет назад. Опрос показал также, что 85% респондентов согласны с продлением срока действия лицензий американских АЭС, при условии, что они отвечают федеральным нормативам по безопасности. 58% опрошенных считают, что США обязательно должны строить новые АЭС; 74% респондентов заявили, что вопрос о «новом строительстве» должен оставаться в повестке дня; 77% считают, что энергетические компании должны готовиться к строительству – в случае необходимости – новых атомных станций.

Растущий спрос на энергию

Мировое потребление энергии устойчиво растет на протяжении многих десятилетий, в среднем, на 1,5–2% в год. По прогнозам суммарное потребление энергоисточников в мире к 2020 г. достигнет в нефтяном эквиваленте 13 млрд. т в год, рис. 1.

Фактор глобальных экономических и политических процессов

Экономический рост происходит в большинстве стран мира и сопровождается ростом потребления электроэнергии, рис. 2. Наиболее высокие темпы роста прогнозируются в развивающихся странах Азии и Латинской Америки. Потребление электроэнергии увеличивается даже в индустриально развитых странах. Оно не останавливается повышением цен на органические энергоносители и внедрением энергосберегающих технологий. Увеличение потребления энергии является неизбежной частью экономического развития стран. Таким образом, состояние мирового рынка энергоресурсов является важнейшим фактором глобальных экономических и политических процессов.

В настоящее время во всем мире наблюдается ренессанс атомной энергетики. В 30 странах эксплуатируются 442 ядерных реакторов общей мощностью 365 ГВт. АЭС вырабатывают 16% мировой электроэнергии. По заявлению зам. генерального директора МАГАТЭ Ю. Соколова, в ближайшие 15 лет должны вступить в строй до 130 ядерных блоков. При этом общая мощность АЭС достигнет 430 ГВт. Доля ядерной энергетики в мировом энергобалансе может повыситься до 30%. По оценкам экспертов объем рынка атомной энергетики может достичь \$80-100 млрд. к 2020 г.

Картина распределения АЭС по странам мира проиллюстрирована данными на 15.06.2006 службы информации по энергетическим реакторам – PRIS (Power Reactor Information Service) на рис. 3.

Сегодня в мире, благодаря проведенным исследованиям и накопленному опыту в области безопасной эксплуатации АЭС, происходит процесс переоценки безопасности блоков и продления на этом основании сроков их службы (ресурса) сверх проектных.

В США для 20 блоков ресурс продлен с 40 до 60 лет. Заявки на продление поданы практически для всех эксплуатируемых энергоблоков. В России срок службы продлен уже для 5 блоков. С учетом практически полной амортизации атомные блоки во многих странах могут стать сверхприбыльными.

Энергетическая безопасность становится ключевым вопросом в мире и на фоне наметившегося перелома в отношении общественности к строительству новых АЭС возрастает интерес к развитию атомной энергетики. В США, Франции, Финляндии, ряде стран Азии (Китай, Индия, Иран, Япония, Южная Корея), Центральной и Восточной Европы (Болгария, Словакия), а также Латинской Америки (Бразилия, Аргентина) или уже сооружаются новые атомные генерирующие мощности, или решения о сооружении новых атомных энергоблоков приняты, или находятся в состоянии рассмотрения.

Серьезно рассматривают развитие атомной энергетики страны, не имеющие собственной атом-

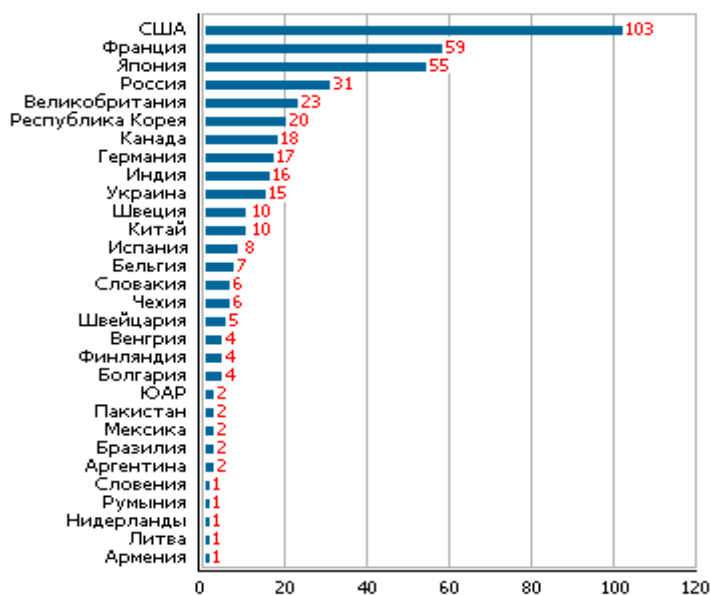


Рис. 3 Количество работающих энергоблоков в странах мира

ной генерации: Италия, Польша, Белоруссия, Турция, Египет, Марокко, Казахстан, Чили, Нигерия, Бангладеш, Индонезия, Вьетнам, Таиланд, Австралия, Новая Зеландия. Так специалисты министерства энергетики и минеральных ресурсов Казахстана в настоящее время изучают возможность использования в проекте строительства АЭС в Актау (адм. центр Мангистауской области, на западе страны) перспективных реакторов российского и европейского производства, в частности, водный блочный атомный энергетический реактор мощностью 300 МВт ВБЭР-300. Разработкой и продвижением на рынках России, Казахстана и третьих стран атомно-

Таблица		
Мировые запасы урана*, %		
Страна	Тыс. тонн	Доля, %
Австралия	1143	24
Казахстан	816	17
Канада	444	9
США	342	7
Южная Африка	341	7
Намибия	282	6
Бразилия	279	6
Нигерия	225	5
Россия	172	4
Узбекистан	116	2
Украина	90	2
Иордания	79	2
Индия	67	1
Китай	60	1
Другие	287	6
Всего в мире	4743	

Источник: WNA, 2006
 *Примечание: отечественные оценки запасов существенно превышают западные

го реактора с энергоблоками нового типа ВБЭР-300 занимается учрежденное в середине октября прошлого года российско-казахстанское совместное предприятие «Атомные станции».

Немалые запасы урана сосредоточены в странах постсоветского пространства (табл.). В Казахстане

находится по разным методикам подсчета от 17-20% мировых запасов урана, усиленно идет процесс увеличения объемов добычи и Национальная атомная компания «Казатомпром» ставит целью мировое лидерство по добыче урана (Программа «15000 тонн урана к 2010 г.»).

В Казахстане впервые намерение о строительстве АЭС - близ озера Балхаш - было обнародовано правительством Казахстана в 1998 г.

Тогда же было заявлено, что первый блок Балхашской АЭС намечено запустить в 2005 г., а в целом АЭС - не ранее 2015 г.

На тот момент общая стоимость объекта казахстанскими специалистами оценивалась в пределах \$2 млрд.

Однако, затем правительство республики с учетом мнения общественности, которая в большинстве своем негативно восприняла эти планы, стало более осторожным в оглашении своих целей по строительству АЭС.

В заключении, очень хочется верить, что с учетом вложения времени, мы сможем правильно и своевременно понять, осмыслить и принять, что ставка на атомную энергетику - является перспективным и последовательным шагом каждой страны в достижении своей цели.

Тем более, что согласно прогнозам, добыча урана станет нецелесообразной уже после 2100 г., когда в мире станет доминировать термоядерная энергетика.

УДК 622

© Васильев П.Г., Кудинов А.А. 2007 г.

ОБЗОР ПРОМЫШЛЕННЫХ НАЗЕМНЫХ АГРЕГАТОВ ТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ГОРЮЧЕСЛАНЦЕВОЙ РУДЫ

Васильев П.Г., директор ООО «BVIKO», студент магистратуры ТашГТУ; **Кудинов А.А.**, главный специалист-горняк ООО «BVIKO», магистр

Газогенераторами называют агрегаты для термической переработки сланца с целью получения в качестве основного продукта сланцевой смолы.

Такое название перешло из техники газификации твердого топлива, откуда были первоначально заимствованы технологический принцип и конструктивное оформление процесса; это название прочно укоренилось в терминологии специалистов (правильнее было бы называть газогенераторы иначе, например, шахтными вертикальными печами или сланцепергонными генераторами).

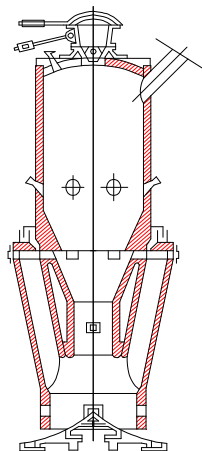


Рис. 1. Конструкция газогенератора ГГС-1

Газогенераторы отличаются простотой конструкции и возможностью полной автоматизации процесса.

Совершенствование конструкции газогенераторов и осуществляемого в них технологического процесса прошло ряд последовательных этапов. Первая газогенераторная станция (ГГС-1) была

сдана в эксплуатацию в конце 1924 г. Всего было сдано 6 генераторов.

Конструкция газогенератора ГГС-1 представлена на рис. 1, а основные показатели переработки сланца приведены в табл.

Для охлаждения парогазовой смеси использовались воздушные холодильники и горизонтально-трубчатые водяные холодильники с поверхностью охлаждения от 750 до 1500 м².

В воздушных холодильниках улавливаются в основном тяжелые фракции смолы, а в водяных - легкосредние.

Следующим этапом совершенствования конструкции газогенераторов и разработки технологии генераторного процесса было создание и освоение агрегатов повышенной производительности.

Опытно-промышленный газогенератор пропускной способностью 100 т сланца в сутки, впервые спроектирован и построен на заводе в Кохтла-Ярве фирмой «Ю Пинч» в 1943-1944 гг.

По существу агрегат был увеличен в размерах подобно газогенераторам ГГС-1. Но в отличие от них опытно-промышленный газогенератор работал не с подсосом воздуха через нижнюю часть агрегата, а на принудительном паровоздушном дутье, которое подавалось через специальную колосниковую решетку.

На его основе Ленгипрогаз (Ленгипронефтехим) спроектировал газогенераторные станции для заводов в городах Кохтла-Ярве и Сланцы. Газогенераторные станции, оснащенные этими газогенераторами пропускной способностью 100 т сланца каждый, введены в эксплуатацию в Кохтла-Ярве в 1951 г. (станция получила название ГГС-5), а в Сланцах – в 1952 г. [1].

Несмотря на несомненные успехи в освоении газогенераторов, разработанных Ленгипрогазом, эксплуатация их была связана с определенными трудностями, к числу которых относились неустойчивость и невозможность управления технологическим режимом; битуминизация и шлакование сланца и в связи с этим необходимость частых шуровок; потребность в регулярной очистке газотовода от фусов.

Освоение 100-тонных газогенераторов было началом кардинальной реконструкции и создания современных автоматизированных газогенераторов большой мощности.

В 1956 г. в ПО «Сланцехим» на основе конструкции Ленгипрогаза был разработан и испытан на ГГС-5 газогенератор с поперечным потоком теплоносителя (ППТ) – рис. 2. В этом генераторе сланец нагревается горизонтально направленным потоком газового теплоносителя в шахте полукоксования в условиях увеличенного полезного объема шахты и сохранения в ней небольшой толщины слоя (1,0-1,2 м). Такое решение должно было существенно уменьшить отрицательное влияние битуминизации сланца и увеличить выход смолы при одновременном росте пропускной способности газогенератора по сланцу.

Свободное пространство между камерой полукоксования и футеровкой цилиндрического корпуса занимают газовые камеры. Камера, расположенная с горячей стороны шахты полукоксования, предназначена для равномерного распределения теплоносителя, с холодной – для сбора и отвода парогазовой смеси.

При освоении этой конструкции встретились значительные трудности: из-за сильного забивания вертикальной металлической решетки камеры полукоксования смоляными отложениями и большого уноса пыли с парогазовой смесью межремонтный пробег агрегата не превышал 1,5-2 месяца, технологический режим газогенератора оставался неустойчивым.

Важным этапом развития процесса полукоксования кускового сланца стало внедрение газогенераторов с центральным вводом теплоносителя (ЦВТ), предложенных в 1957 г. ВНИИПС, Теплотехстанцией Главгаза СССР и Ленгипрогазом [1]. Особенность этой конструкции заключается в размещении между зонами газификации и полукоксования топочных устройств для получения дополнительного теплоносителя за счет сжигания газа.

Таблица	
Основные показатели переработки сланца	
Показатели	Газогенератор типа «ПИНЧ» ГГС-1
Пропускная способность по сланцу, т/сут	35-37
Выход смолы, %	
- на рабочий сланец	15,0-15,5
- от лабораторного	70-73
Удельный выход генераторного газа, м ³ /кг	0,600-0,620
Удельная теплота сгорания генераторного газа, высшая (без учета газового бензина), МДж/м ³	3,7
Химический КПД процесса (переход теплоты сланца в полезные продукты), %	72
в том числе в смолу	49
- в генераторный газ	18
- в газовый бензин	5
Конечная температура охлаждения парогазовой смеси в конденсационной системе, °С	55-60

Реконструкция газогенераторов Ленгипрогаза при переходе на газогенераторы с ЦВТ заключалась в устранении пережима, обводных стояков и кольцевого канала и в организации в средней части газогенератора топочного устройства, являющегося одновременно и центральным распределителем теплоносителя.

Расход воздуха на дутье при такой организации процесса снизился примерно с 2000 до 1500 м³/ч; оставшаяся его часть (около 500-600 м³/ч) поступала в топочное устройство для сжигания генераторного газа.

Внедрение газогенераторов с ЦВТ на сланцеперерабатывающих предприятиях позволило коренным образом улучшить показатели переработки сланца и условия труда.

Пропускная способность агрегатов по сланцу возросла с 90 до 145 т в сутки при некотором увеличении выхода смолы. Отпала необходимость в чистке газосливов от фусов (не говоря уже о чистке кольцевого канала и стояков), практически прекратилось шлакование сланца в газификаторе. Технологический режим газогенераторов стал устойчивым, создались реальные условия для автоматизации процесса.

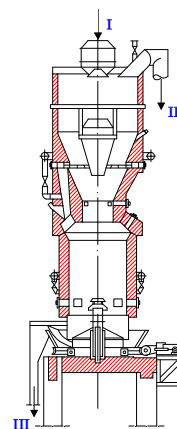


Рис. 2. Газогенератор ГГС-5: I-сланец; II-паровая смесь; III-жидкий остаток

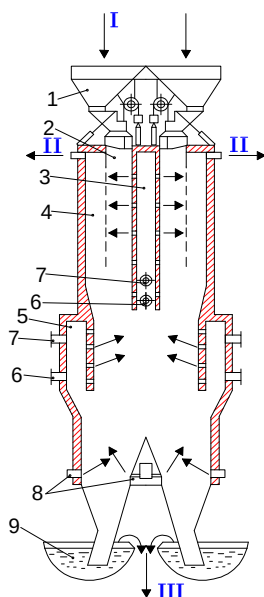


Рис. 3. 1000-тонный газогенератор: I - сланец, II - парогазовая смесь, III - золистый остаток; 1 - загрузочное устройство, 2 - шахты полукоксования, 3 - центральная камера, 4 - камера для сбора и отвода парогазовой смеси, 5 - боковые топочные устройства, 6 - газовые горелки, 7, 8 - вводы обратного газа, 9 - разгрузочные устройства

По данным эксплуатации ГГС-5, удельный выход генераторного газа заметно снизился – 0,680 до 550 м³/кг, а теплота сгорания газа осталась практически той же – на уровне 3,8 МДж/м³. Химический КПД процесса также не изменился – около 72%. Существенно сократился удельный расход воздуха — с 0,500 до 0,390 м³/кг. Аналогичные изменения в показателях работы газогенераторов произошли на ГГЦ СПЗ «Сланцы» и ГГС СХЗ «Кивийли».

Несколько позже, по мере накопления опыта эксплуатации газогенераторов с ППТ, возобновились работы по усовершенствованию конструкции агрегатов и технологии переработки сланца.

Первым шагом в этом направлении было получение дополнительного теплоносителя за счет сжигания газа в горячей камере [1].

Для этого в камере была установлена горелка, а также внесен ряд других изменений в ее конструкцию [2]. Это позволило улучшить показатели переработки сланца в газогенераторах и достичь их надежной и устойчивой работы.

Балансовое испытание на одном из газогенераторов ГГС-5, подключенном к отдельной конденсационной системе, показало возможность доведения пропускной способности агрегатов по сланцу до 185 т в сутки, а технического выхода смолы – до 16,4%.

В дальнейшем было признано, что газификация полукоксовки паровоздушной смесью в нижней части газогенератора неэффективна: затраты пара вели-

ки, качество газа невысокое, процесс неустойчив. Все больше стали применять подачу обратного газа взамен паровоздушной дутья с целью использования физической теплоты полукоксовки [2, 3]. Такой технологический режим применен и в 1000-тонном газогенераторе (рис. 3).

Усугубившийся к 70-м гг. физический износ сланцеперерабатывающего оборудования и снижение в связи с этим объема переработки сланца предопределили настоятельную необходимость технического перевооружения сланцеперерабатывающих производств.

Для этой цели в качестве базового агрегата НИИ сланцев, ПО «Сланцехим» и Ленгипронефтехим разработали газогенератор пропускной способностью 1000 т/сут (процесс «Кившер»). Агрегат был сооружен в ПО «Сланцехим» и сдан в эксплуатацию в конце 1980 г. В 1983 г. была достигнута проектная мощность агрегата.

Новый газогенератор был расположен на открытой площадке и подключен к существующей системе сланцеподдачи и золоудаления. Внешний диаметр цилиндрического корпуса 9,6 м, а высота 21 м. Общая высота агрегата, включая сланцевый бункер 35 м.

Температура теплоносителя поддерживается на уровне 800-900°С, а парогазовой смеси в газосливах – 200-250°С.

Удельный расход воздуха в расчете на исходный сланец составляет около 0,350 м³/кг, а обратного газа на охлаждение твердого остатка – в пределах 0,100-0,200 м³/кг. Управление процессом переработки сланца в агрегате ведется с помощью ЭВМ.

Впервые АСУ ТП производства сланцевой смолы в газогенераторах с применением ЭВМ УМ-5000 была внедрена в производство на ГГС-5 в 1973 г. по разработке инженеров ПО «Сланцехим».

Выход смолы в 1000-тонном газогенераторе достигает 17,0% на рабочий сланец или 80% от лабораторного потенциала, а удельный выход генераторного газа составляет около 0,450 м³/кг [1, 3].

В начале 1987 г. в ПО «Сланцехим» введена в эксплуатацию газогенераторная станция, состоящая из двух 1000-тонных газогенераторов. Ленгипронефтехим завершил разработку проектной документации на ГГС-7 с четырьмя агрегатами. В новых ГГС в конденсационных системах для охлаждения парогазовой смеси предусмотрено только воздушное охлаждение в холодильниках с поверхностью охлаждения около 1800 м².

Создание газосланцевого производства способствовало увеличению объемов перерабатываемого сланца с 1,5 до 6,5 млн. т в год.

Но в связи с переходом Ленинграда и Таллина на природный газ производство сланцевого бытового газа и переработка сланца прекращены в 1987 г. [1, 2].

Как мы видим, крупномасштабные исследования по переработке горючих сланцев и созданию более совершенных агрегатов были прекращены более 30-ти лет назад.

К тому же необходимо отметить, что все работы по данному направлению в таких странах как Россия, США, Израиль, КНР в настоящий момент закрыты для печати и проходят в строжайшей секретности.

Но, не смотря на это по отрывочным сведениям и оценкам экспертов, доход предприятия при комплексной переработке горючих сланцев в 1 млн. т в год, может быть оценен, по разным данным, от 10 до 50 млн. долл. США.

Эти цифры основываются на постоянном ежегодном росте цен на энергоносители, а также на том, что из горючих сланцев возможно производить широчайший ассортимент различной продукции, это и уникальные фармацевтические препараты, и различные производные углеводородов, и редкие, и радиоактивные металлы, и мощные удобрения для сельскохозяйственного комплекса, и многое, многое другое.

Также необходимо отметить, что прогнозные

ресурсы горючих сланцев Сырдарьинского и Аму-дарьинского бассейнов оценены до глубины 600 м от дневной поверхности и составляют в Средней Азии 93 млрд. т, в том числе в Узбекистане – до 47 млрд. т. Прогнозные ресурсы горючих сланцев на всю глубину бассейнов практически не оценивались.

В пределах бассейнов подсчитанные авторские запасы на пяти месторождениях в сумме составили 1 млрд. т, в том числе: на Байсунском (до 600 м от дневной поверхности) – 55 млн. т; Уртабулакском (до 200 м) – 248 млн. т; Учкыр-Кульбешкакском (до 100 м) – 318 млн. т; Сангрунтауском и Актауском (до 100 м) – 180 и 126 млн. т, соответственно [4].

Мы видим, что при комплексном подходе и усовершенствовании известных на настоящий момент технологий (а в случае необходимости, и создание новых) Узбекистан, за счет переработки горючих металлоносных сланцев, т.е. ввода месторождений в эксплуатацию, может в кратчайшие сроки не только компенсировать потребности в углеводородном сырье, но и наладить производство нового широкого ассортимента продукции.

Список литературы:

1. Барцевский М.М., Безмозгин Э.С., Шапиро Р.Н. Справочник по переработке горючих сланцев. Гостехиздат, 1963.
2. Ефимов В.М., Пуйк Э.Э., Роокс И.Х. Обзор развития газогенераторов для термической переработки сланцев Прибалтийского бассейна. Кохтла-Ярве: №194, 1970.
3. Глезин И.Л. и др. Справочник сланцепереработчика. Ленинград: Химия, 1988.
4. Лузановский А.Г., Артемова Н.М. и др. Металлоносные горючие сланцы Республики Узбекистан. Ташкент: Фан, 1999.

УДК 622

© Пономарева О.М., Аблаев И.Ш. 2007 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕЖРЕМОНТНОГО РЕСУРСА ШЕСТЕРЕНЧАТЫХ НАСОСОВ БУЛЬДОЗЕРОВ

Пономарева О.М., старший научный сотрудник ИМ и СС АН РУз, канд. техн. наук; Аблаев И.Ш., зам. директора Центрального рудоуправления НГМК по транспорту, канд. техн. наук

Интенсивность износа сопряженных пар шестеренчатого насоса является функцией большого количества факторов, имеющих случайный характер (табл. 1, 2, рис.). В связи с этим математическое описание изменения i -го структурного параметра агрегата вследствие износа в общем виде может быть произведено с помощью аппроксимирующей случайной функции вида:

$$x_i(t) = V_{c_i} t^{\alpha_i} + x_{np_i} + x_{сл_i} \quad (1)$$

где $x_i(t)$ - структурный параметр (размер детали, величина зазора в сопряженной паре и т.д.);

$x_{сл_i}$ - случайное отклонение фактического изменения параметра от теоретической реализации

под влиянием вариации эксплуатационных факторов;

x_{np_i} - значение параметра, определяющееся

процессом приработки;

t - наработка насоса в процессе эксплуатации;

α_i - показатель степени, определяемый экспериментально;

V_{c_i} - показатель, характеризующий случайную скорость изменения параметра.

Изменение основного функционального параметра насоса зависит от совокупности $\sum x_i$ структурных параметров, представляющих собой некоторый вектор $\vec{X}$, описывающий изменение техни-

Таблица 1

Показатели затрат на ТО и ремонт насосов бульдозеров США

Наработка, час	Затраты на ТО и ремонт		
	Абсолютные, \$	Приведенные к начальной цене, %	к 1 ч. наработки, \$/ч
1500	4.0	3.0	0.0026
3000	14.4	10.8	0.005
4500	32.4	24.3	0.0072
6000	57.6	43.2	0.0096
7500	90.0	67.0	0.012
9000	129.6	97.0	0.0144
10500	176.5	132.0	0.0168

ческого состояния насоса в n – мерном пространстве параметров.

Для определения изменения структурных параметров насоса $\Delta x_i(t)$ и его подачи $\Delta Q_n(t)$ в процессе эксплуатации от наработки необходимо получить

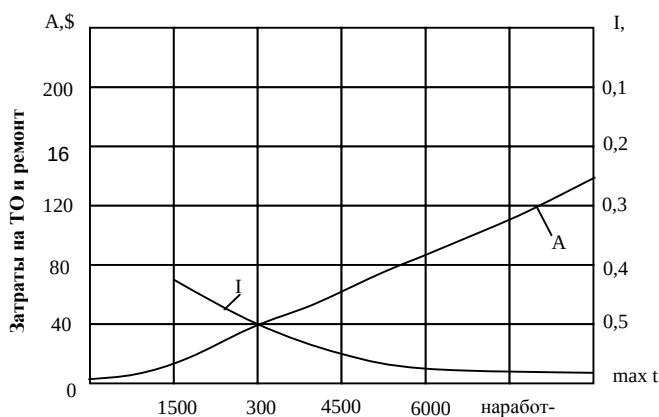


Рис. Зависимость износа и затрат на ТО и ремонт от наработки бульдозеров

статические данные достаточно представительной выборки эксплуатируемых насосов.

Математическая модель изменения подачи насоса от наработки имеет следующий вид [1]:

$$Q_n(t) = Q_{n0}(t) - j_Q(t)^\beta, \quad (2)$$

где $Q_n(t)$ – математическое ожидание изменения подачи Q_n насоса от наработки t ;

$Q_{n0}(t)$ – математическое ожидание подачи на-

соса при $t = 0$;

j_Q – скорость изменения подачи насоса вследствие изменения структурных параметров его отдельных узлов;

β – коэффициент (для насосов НШ $\beta=1.3$).

Абсолютное значение подачи насоса q превышает $2.81\sigma_Q$ с вероятностью $P^*(T_{Pn0}) = 0.995$.

Доверительное отклонение $\delta = (2.81\sigma_{Q_{cp}})$ определяется как:

$$\delta = 2.81 \frac{\sum_{i=0}^n \sigma_{Q_i}(t_i)}{n+1} \quad (3)$$

Поэтому, ресурс насоса НШ будет равен [2]:

$$T_{Pn} = \left(\frac{Q_{n0} - (Q_{H_{min}}^* + 2.81\sigma_{Q_{cp}})}{j_{Q_n}} \right)^{1/\beta} \quad (4)$$

где Q_n – подача насоса, определяющая межремонтный ресурс.

Подача шестеренчатых насосов Q_n для выпускаемых промышленностью бульдозеров берется из технической характеристики, а для проектируемых или модернизируемых гидроприводов принимается, исходя из следующей корреляционной зависимости между Q_n и массой m_k бульдозера:

$$Q_n = (250 \pm 50)(0.076\sqrt{m_k} - 1)$$

Зависимость изменения подачи насоса от наработки в виде случайной степенной функции при отработке насосом межремонтного ресурса:

$$Q_n(t) = Q_{n0}(t) - 0.125t^{1.3} \quad (5)$$

Доверительное отклонение $\delta = (2.81\sigma_{Q_{cp}})$ в этом случае будет равно:

$$\delta = 2.81 \frac{\sum_{i=0}^5 \sigma_{Q_i}}{6} = 2.620 \text{ л/мин}$$

Подставляя в выражение (5) значения $Q_{n0} = 46$ л/мин, определяем:

$$T_{Pn} = \frac{46 - (42 + 2.81 \cdot 0.72)}{0.000506 \cdot 1.3} = 3000 \text{ мото-часов,}$$

то есть межремонтный ресурс насоса НШ-46 при работе промышленных бульдозеров равен 3000 мото-часов.

Проверим полученный ресурс с точки зрения затрат на ТО и ремонт.

Увеличение затрат на ТО и ремонт происходит не пропорционально наработке бульдозера.

Согласно стандарту ASAE Data D230 затраты на ТО и ремонт бульдозеров рассчитываются по формуле [3]:

$$A = P[R F_1(x)^{R F_2}],$$

где x – наработка бульдозера к моменту расчета (тыс. ч) деленная на 1000;

Таблица 2

Показатели износа основных деталей насосов

Наименование изношенных деталей	Наработка				
	1500	3000	4500	6000	max
износ корпуса насоса, мм	0.22	0.463	0.710	0.985	1.057
износ торцов ведущей шестерни, мм	0.09	0.16	0.21	0.24	0.260
износ бронзовых втулок, мм (Бр ОЦС 5-5-5)	0.43	0.510	0.53	0.550	0.570

P - начальная цена насоса бульдозера;
 RF_1 и RF_2 - эмпирические коэффициенты: для бульдозеров с колесной формулой $4K_2$; $RF_1=0,012$ и $RF_2=2,0$.

При P равном среднему значению начальных цен шестеренчатых насосов бульдозеров в США – 133,4 доллара, затраты на ТО и ремонт составят (табл. 1).

Из табл. 1 видно, что определенный нами межремонтный ресурс насоса, является рациональным и с точки зрения затрат на ТО и ремонт.

Согласно исследованиям профессора Икрамо-

ва У.А. (ТГТУ) и наших замеров [4]: число отказов гидросистемы СДМ в % от общих – 25,2; время простоя из-за отказа, % от общего – 17,5; срок службы шестеренчатых насосов - 2 года; долговечность, час – 6000.

Таким образом, предложенный метод определения межремонтного ресурса шестеренчатых насосов бульдозеров показывает (табл. 2, рис.) вполне приемлемые результаты и может быть использован в практике эксплуатации гидросистем бульдозеров и других строительно-дорожных машин.

Список литературы:

1. Салимджанов Р.Т., Лебедев О.В. Основы надежности машин. Т., ТАДИ, 2005, 102 стр.
2. Пономарева О.М., Аннакулова Г.К., Моисеенко Ю.Ю. Обеспечение устойчивости систем приводов колесных машин. Т., изд. «Фан», 2006, 257 стр.
3. Аблаев И.Ш. Повышение надежности движителей бульдозеров D 10R фирмы «Caterpillar», эксплуатируемых в условиях карьера Мурунтау. Кандидат. диссерт. Ташкент, ТАДИ, 2006, с. 216
4. Пономарева О.М. О сроке службы гидропривода строительно-дорожной машины. Материалы международной научно-технической конференции «Современные проблемы и перспективы механики». Ташкент, АН РУз, 2006, с.505-508

УДК 622

© Рахимов В.Р., Мухитдинов Ш.Р., Казаков А.Н. 2007 г.

ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СКЛОННЫХ К ГОРНЫМ УДАРАМ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА НА БАЗЕ ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО РАЙОНИРОВАНИЯ

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; **Мухитдинов Ш.Р.**, преподаватель ТашГТУ, канд. техн. наук; **Казаков А.Н.**, магистр ТашГТУ

Одним из главных принципов, способствующих безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных к горным ударам, является достижение такого порядка их отработки, при котором в массиве горных пород в максимальной степени исключаются чрезмерные концентрации напряжений на отдельных участках и снижается влияние горного давления в местах ведения подготовительных и очистных работ.

Наиболее полно это требование может быть удовлетворено, если известно напряженно-деформированное состояние горного массива в районе месторождения еще до его разработки.

Это относится, прежде всего, к рудным месторождениям, для которых характерна, как правило, крайняя неравномерность поля напряжений. Знание естественного напряженного состояния горных пород на рудных месторождениях совершенно необходимо также для прогноза их удароопасности и, особенно, для определения критической удароопасной глубины.

Современный уровень знаний в смежных науках о Земле позволил создать метод геодинамического районирования, который позволяет оценивать естественное напряженное состояние массива горных пород в районе месторождений.

Методологическими основами создания метода геодинамического районирования недр являются: [1, 2]:

- выявление общих закономерностей в частных науках о Земле на основании их диалектического единства;
- раскрытие закономерностей формирования исходного поля напряжений данного региона на основе изучения геодинамического состояния земной коры;
- выявление блочной структуры земной коры на основе принципа от «общего к частному», раскрывающего существующую соподчиненность элементов блочной структуры;
- применение выявленных закономерностей для планирования безопасного освоения недр, на ста-

Таблица 1

Характеристика разломов

№№ разломов	Азимут, град.	Длина, км	Конфигурация	Вид разлома	Интервал азимута	Глубина распространения
1	15,30,58,37	15,5, 13, 13,5,7	Выпуклый	надвиг	15-58	14
2	180, 150, 120,90, 70	5	Волнистый	надвиг	70-180	2
3	150, 100, 105, 170	25	Наклонный	надвиг	100-170	0,8
4	90, 110, 130	2,0	Наклонный	надвиг	90-130	0,7
5	120, 140, 160	2,0	Наклонный	надвиг	120-160	0,7
6	140, 120, 100	3,0	Наклонный	надвиг	100-140	1,0
7	140, 110, 120	1,8	Наклонный	надвиг	110-140	0,6
9	150, 175, 180	2,0	Прямой	сдвиг	150-180	0,7
10	175,200	1,3	Волнистый	надвиг	175-200	0,4
11	175, 180	1,3	Прямой	сдвиг	175-180	0,4
12	160, 175,220	y	Волнистый	надвиг	175-220	0,3
13	160, 140	0,8	Волнистый	надвиг	140-160	0,3
14	210, 160	0,9	Волнистый	надвиг	160-210	0,3
15	200	0,6	Прямой	сдвиг	200	0,2
16	200, 150	0,6	Волнистый	надвиг	150-200	0,2
17	220	U2	Прямой	сдвиг	220	0,4
18	135, 120	1,7	Прямой	сдвиг	120-135	0,6
19	110,90	2,3	Прямой	сдвиг	90-110	0,7
20	140	0,8	Прямой	сдвиг	140	0,3
21	180	0,6	Волнистый	надвиг	180	0,2
22	130, 110,90	1,5	Волнистый	надвиг	90-130	0,5
23	120,90	1,0			90-120	0,3
24	200, 240	0,6			200-240	0,2
25	70	0,7	Прямой	сдвиг	70	0,2
26	150, 190, 180,205	1,2	Волнистый	надвиг	150-205	0,4
27	170	0,7	Прямой	сдвиг	170	0,2
28	150, 130, 150	1,0	Волнистый	надвиг	130-150	0,3
29	230, 200	1,7	Волнистый	надвиг	200-230	0,6
30	210, 230, 170	1,4	Волнистый	надвиг	170-230	0,4
31	230, 110, 125	2,0	Крутая волна	надвиг	110-230	0,7

дии проектирования, строительства и эксплуатации предприятий, для оценки геомеханической устойчивости массива горных пород и обоснования критической удароопасности глубины.

ются основой для выявления блочной структуры месторождений, а также при решении вопросов управления геодинамической безопасностью и эффективностью эксплуатации при освоении недр.

Таблица 2

Распределение границ блоков по длине

№ п/п	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Интервал длины, км	0-0,5	0,6-1,0	1,1-1,5	1,6-2,0	2,1-2,5	2,6-3,0	3,1-3,5	3,6-4,0	4,1-4,5	4,6-5,0
Число случаев		11	7	7	2	1				

Содержание метода геодинамического районирования сводится к следующему [1-4].

Тектоническое поле напряжений в районе месторождений, если подходить к его изучению по принципу от «общего к частному», можно охарактеризовать следующим образом. Земная кора состоит из плит, каждая из которых имеет свое вращательно-поступательное движение. Под влиянием напряжений, действующих на границе плит, они дробятся на крупные мегаблоки, которые определенным образом взаимодействуют между собой и под влиянием напряжений, возникающих на их контактах, делятся на блоки более низкого ранга и т.д. В конечном итоге можно подойти к микроблочному строению массива, динамическое взаимодействие блоков в котором и будет определять естественное поле напряжений в районе месторождений.

Такое районирование территории месторождения на блоки, определение характера подвижности по их границам «динамики взаимодействия», ориентировки и соотношения величин главных напряжений в блоках составляют существо предлагаемого способа оценки естественного тектонико-физического и напряженного состояния массива горных пород.

С учетом полученных результатов составляются карты геодинамического районирования территории месторождения, которые в свою очередь являются основой для выявления блочной структуры месторождений, а также при решении вопросов управления геодинамической безопасностью и эффективностью эксплуатации при освоении недр.

Для условий двух золоторудных месторождений Кочбулак и Кайрагач нами разработана упрощенная методика геодинамического районирования, суть которой заключалась в том, что для анализа использовались только блоки IV, V ран-

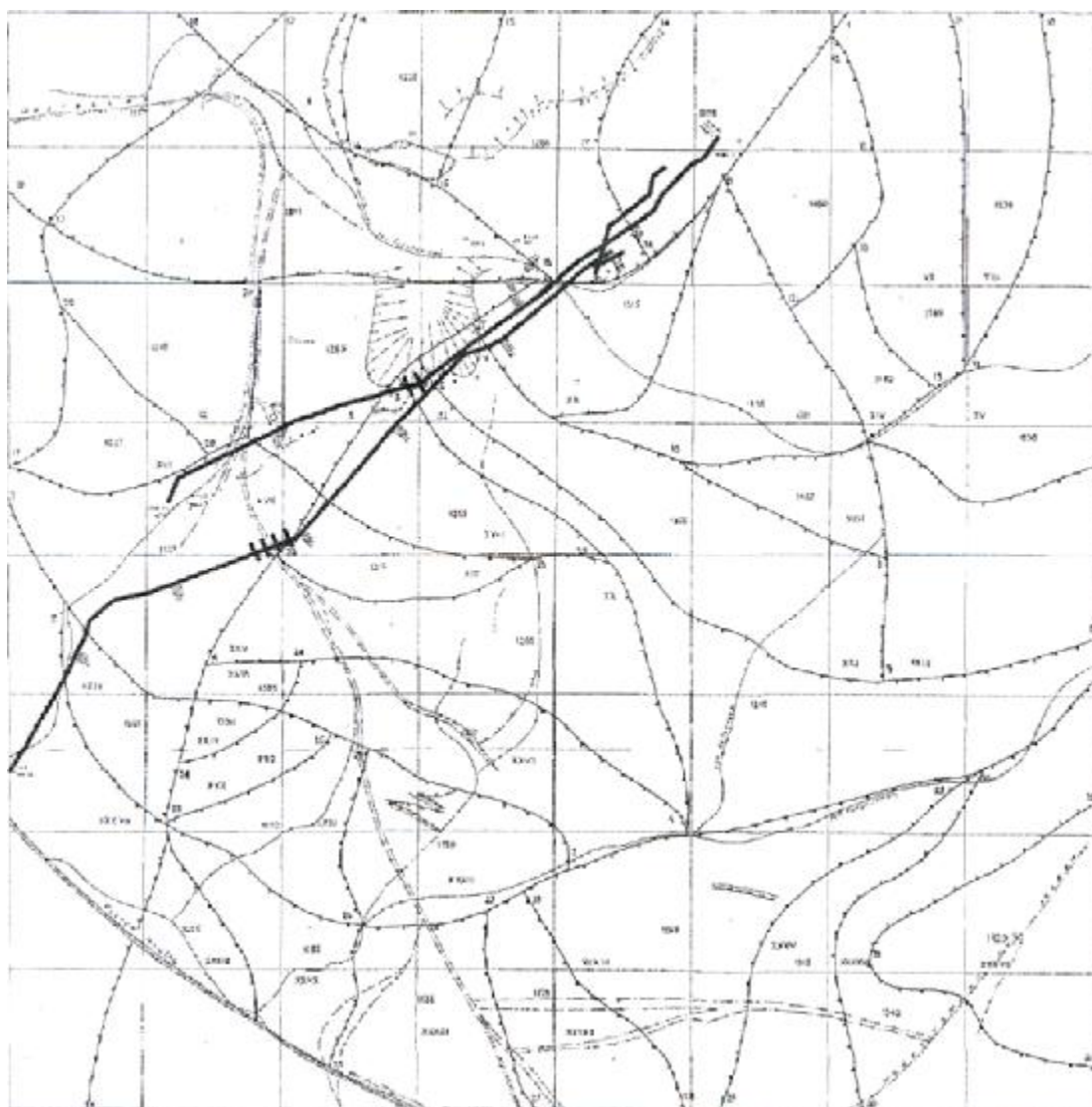


Рис. 1. Схема геодинамического районирования рудника Кайрагач

гов (м-б 1:5000) с учетом того, что данный район имеет сильно пересеченный рельеф и подвержен активным современным движениям земной коры, где геодинамические процессы сопоставимы с региональными геологическими (рис. 1, 2, табл. 1-7).

Блочная структура месторождения Кайрагач составлялась по топографической карте масштаба 1:5000. Максимальная отметка указанной площади $H_{\text{тах}}$ составила 1630 м. Минимальная отметка составила $H_{\text{мин}}$ 1030 м., амплитуда, или минимальная разница высот, достаточная для отнесения двух соседних участков территории к разным блокам, составила:

$$A = \text{ОД} (H_{\text{тах}} - H_{\text{мин}}) = 60 \text{ м.}$$

Для упрощения минимальная разница высот принята 50 м.

Согласно принятой амплитуде и дешифрированным признакам рельефа на территории месторождения Кайрагач были выявлены блоки и ограничивающие их разломы.

По результатам геодинамического районирования на участке выявлены 31 разлом и 42 блока различной конфигурации. В табл. 1 приведены сведения о протяженности и ориентировке разломов, а на рис. 1 по конфигурации и площади блоков.

На основании характеристики разломов, ограничивающих блоки (границы блоков) по табл. 1 составлено распределение границ блоков по их длине и ориентировке (азимуту).

Распределение границ блоков по длине показы-

Таблица 3

Распределение границ блоков по азимуту

№№ п/п	1	2	3	4	5	6
Интервал азимута, град.	0 - 30	31 - 60	61 - 90	91 - 120	121 - 150	151 - 180
Число случаев	11	8	7	14	17	16

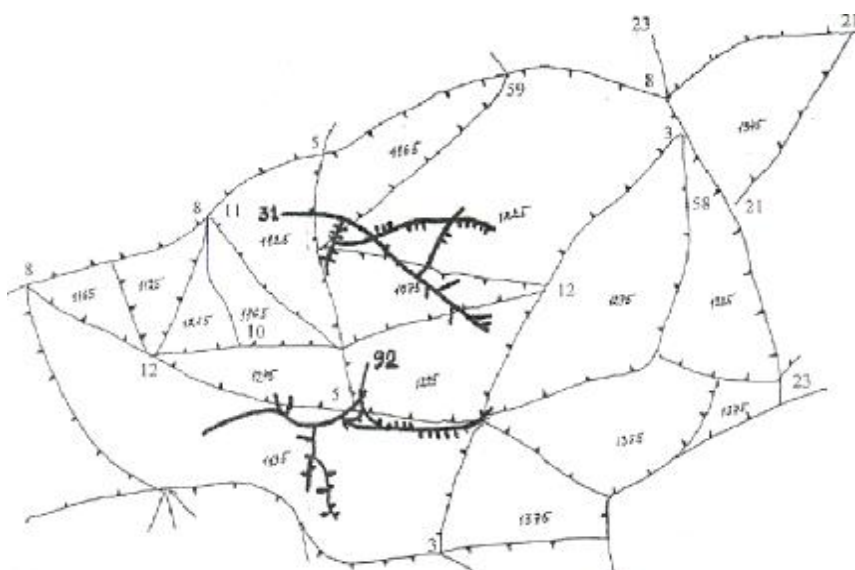


Рис. 2. Схема геодинамического районирования участка рудника Кочбулак

Таблица 4

Распределение блоков по высоте

Высота блока, м	Число интервалов
1000	3
1100	2
1200	11
1300	12
1400	5
1500	1
1600	3

Таблица 5

Распределение блоков по форме

Форма блока	Число интервалов
Треугольник	13
Трапеция	13
Ромб	1
Тор	1
Прямоугольник	5

вает, что наиболее часто встречаются длины от 0.6 до 1 км, а также от 1 до 2 км (табл. 2). Это свидетельствует о том, что глубина распространения разлома согласно данным ВНИМИ [3] составляет примерно от 200 до 350 м - в первом случае и 350-700 м - во втором (табл. 1).

Распределение границ блоков по азимуту (табл. 3) свидетельствует о том, что они наиболее часто ориентируются на северо-запад - юго-восток (121° - 180°) и северо-юг (151° - 180°) и (0° - 30°). Блоки, выявленные на территории месторождения Кайрагач, различаются по высоте, конфигурации и площади. Наиболее часто встречающиеся высоты составляют 1200-1300 м. Наименее встречающиеся - 1000, 1600 м (табл. 4). Известно, что гипсометрическое положение месторождения, а значит и его блочной структуры, связано с устойчивостью массива горных пород.

В табл. 5 приведены сведения о распределении блочной структуры месторождения по ее форме, откуда следует, что наиболее распространенной формой блоков является треугольная и трапеци-

видная, характеризующиеся как наиболее устойчивые блоки. Из рис. 1 следует, что блоки 11 и 21 имеющие вытянутую ленточную форму, являются неустойчивыми, в пределах которых произошел крупный оползень.

В табл. 6 приведено распределение границ блоков по видам разломов. Было принято, что волнистой границе блока соответствует надвиг, а прямолинейной - сдвиг. Из табл. 6 следует, что наибольшему числу границ блоков соответствуют надвиговые структуры.

Блочная структура месторождения Кочбулак также выявлялась по методике, описанной выше, по топографической карте масштаба 1:5000. Максимальная отметка данной площади H_{max} составила 1465 м, минимальная H_{min} - 1050 м. Минимальная разница высот, достаточная для отнесения двух соседних участков территории к разным блокам составила: $A=0,1(H_{\text{max}}-H_{\text{min}})-41,5$ м. Для упрощения минимальная разница высот принята 50 м, как и на территории месторождения Кайрагач. Дешифрировочными признаками для выявления границ блоков служили русла рек и ручьев, конфигурация горизонталей. Согласно принятым амплитуде и дешифрировочным признакам рельефа на территории месторождения была составлена карта-схема геодинамического районирования отдельного участка (рис. 2) и в целом для территории месторождения Кочбулак. По результатам геодинамического районирования на территории месторождения Кочбулак площадью 31,5 км было выявлено 54 границы блоков и 86 самих блоков, что по плотности составляет следующее: на 1 км² площади приходится 2 активных разлома (границ блока) и примерно три блока. Площадь месторождения Кайрагач, на которой выполнено геодинамическое районирование, составляет 16 км. В табл. 7 приведена сравнительная плотность блоков и границ блоков на 1 км по месторождениям Кочбулак и Кайрагач.

Как следует из табл. 7, плотность границ блоков и плотность блоков на обоих месторождениях одинакова и составляет, соответственно, 2 границы на 1 км и 3 блока на 1 км.

Характер границ блоков на территории Кочбулака, как следует из рис. 2, носит также идентичный характер с месторождением Кайрагач. И это очевидно связано с тем, что территории обоих месторождений соседствуют. На основании этого можно утверждать, что геодинамическое состояние обоих месторождений при прочих равных условиях явля-

Таблица 6

Распределение границ блоков по видам разломов

Вид разлома (границы блока)	Число интервалов	%
Надвиг	19	70
Сдвиг	9	30

Таблица 7

Плотность блочных структур и границ блоков на территории месторождений Кайрагач и Кочбулак

Наименование месторождений,	Площадь геодинамического районирования, 1 км ²	Число границ	Число блоков	Плотность границ блоков на 1 км ²	Плотность блоков на 1 км ²
Кайрагач	16	31	42	19	2,6
Кочбулак	30	64	88	21	2,9

ется идентичным. Тогда, по этой аналогии можно сказать, что глубина залегания границ блоков на месторождении Кочбулак также составляет 200-300 м при длине границ до 1 км и 350-700 м при длине границ до 2 км; наиболее высокие блоки также менее устойчивы и подвергаются оползневым явлениям.

Наиболее распространенной формой блоков являются треугольная и трапециевидная, которые считаются устойчивыми, а ленточная форма блоков, считается неустойчивой и может быть подвержена оползням. Границы блоков месторождения Кочбулак также имеют волнистую форму, что соответствует надвиговому типу, а прямолинейные - сдвиговому.

На основании выявленной блочной структуры на территории рудников Кайрагач и Кочбулак оценена геомеханическая характеристика блоков, несущих информацию о напряженно-деформированном состоянии массива горных пород.

Массив горных пород в районе месторождений находится в напряженно-деформированном состоянии, зависящем от механизма формирования перечисленных выше глубинных структур, по которому оценивается формирование напряженно-деформированного состояния на территории рудников. На рис. 1 приведено расположение штолен № 3 и № 12,

рудника Кайрагач пройденных вдоль границ активного сжатия массива горных пород. Разлом 1 контролирует эту зону сжатия. К нему примыкают под прямым углом девять границ блоков северо-западного простираения. В местах пересечения границ блоков СЗ простираения блока 1-1 в штольных происходило нарушение крепи вдоль всей протяженности выработки. Расположение штолен 31 и 92 на руднике Кочбулак относительно блочной структуры представлено на рис. 2. Установлено, что положение штольни 92 в зоне разлома 1-1 и в районе пересечения этого разлома границы блока 5-5 оказало сильное влияние на устойчивость выработки, и поэтому пришлось проходить обходные выработки. Также установлено, что в штольне 31 расположенной в зоне пересечения границ блоков, наблюдалась потеря устойчивости выработки, что привело также к проходке обходной выработки.

Сопоставительный анализ полученных блоковых структур с материалами по изучению трещиноватости массива показал их хорошую сходимость.

Таким образом, геодинамическое районирование территории месторождений позволяет по новому взглянуть на напряженно-деформированное состояние горного массива в районе месторождения.

Список литературы:

1. Орлова А.В. Блоковые структуры и рельеф. М., Недра, 1975.
2. Батурина И.М., Петухов И.М. Геодинамическое районирование месторождений при проектировании и эксплуатации рудников. М. Недра, 1988.
3. Геодинамическое районирование недр. Метод, указания. Под ред. Петухова И.М., Батуриной И.М. Л., ВНИМИ, 1990.
4. Петухов И.М., Батурина И.М. Геодинамика недр. М., Недра, 1996.

УДК 622

© Федянин С.Н. 2007 г.

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД С ПОЗИЦИЙ ГЕОСТАТИСТИКИ

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

В обзорной статье [1] коллектива авторов из ООО «РАДОС» и ООО «ТЕХНОРОС» (г. Красноярск, Россия), посвященной оценке эффективности сепарации золотосодержащих руд рентгенорадио-

метрическим (PPM) методом опробования, проведенной на различных месторождениях и горнорудных предприятиях СНГ, в форме таблицы представлены «Примеры испытаний рентгенорадио-

рической сепарации различных типов руд». В несколько измененном виде, более удобном для статистической обработки, а также без указания объектов, эти данные по возрастанию содержания золота в исходном продукте приведены ниже (табл. 1).

Согласно представленной выборке выход «концентратов» по рудам с разных объектов различен, но в среднем составляет 1/3 часть. По части руд потери золота в «хвостах» оказались высокими. В этой связи можно сделать ошибочный вывод о не

эффективности РРМ сортировки для таких типов руд. Попробуем разобраться в этом вопросе с позиций геостатистики (рис.1, 2, табл.1, 2). В статье [2], посвященной иерархии геохимических систем, было показано, что смежные по иерархии геологические структуры, от глобальных до элементарных, соотносятся в следующих пропорциях:

- в точке – $1:2^1=1:2$;
- в одномерном пространстве (по сечению, по профилю) – $1:2^2=1:4$;
- в двумерном пространстве (в разрезе, по площади) – $1:2^4=1:16$;
- в трехмерном пространстве (в объеме) – $1:2^6=1:64$.

Установленная закономерность объясняется тем, что в геологическом пространстве смежные объемы взаимозависимы. Увеличение содержания какого-либо химического элемента в единичном объеме обусловлено притоком его из смежного объема, т.е. истощением последнего. Поэтому, любая геологическая структура, как *самостоятельная геохимическая единица, всегда является совокупностью трех взаимосвязанных и равных по объему геохимических подсистем*, условно «плюс», «минус» и «ноль». В подсистеме «плюс» происходит накопление определенной группы породообразующих элементов, обладающих близкими физико-химическими свойствами и отвечающих за специализацию подсистемы на накопление одних и от-

Таблица 1
Результаты испытаний рентгенорадиометрической сепарации золотосодержащих руд на горнорудных объектах СНГ

Сод. исх., г/т	Концентрат 1			Концентрат 2			Хвосты		
	Выход, %	Сод. г/т	Изв. %	Выход, %	Сод. г/т	Изв. %	Выход, %	Сод. г/т	Изв. %
1,16	20,50	4,80	84,90				79,50	0,22	15,10
1,20	20,00	4,20	77,70				80,00	0,30	22,30
1,26	24,80	2,32	57,40				75,20	0,71	42,60
1,26	37,50	2,20	65,30				62,50	0,70	34,70
1,34	21,60	3,30	53,20				78,40	0,80	46,80
1,40	64,90	2,12	98,20				35,10	0,07	1,80
1,60	32,00	3,53	71,00				68,00	0,69	29,00
1,70	30,00	4,50	77,60				70,00	0,60	22,40
1,85	7,70	21,15	88,00				92,30	0,23	12,00
2,00	30,00	5,00	75,90				70,00	0,70	24,10
2,10	30,00	5,20	75,90				70,00	0,80	24,10
2,20	24,00	6,70	73,10				76,00	0,80	26,90
2,34	57,60	3,79	93,40				42,40	0,36	6,60
2,40	24,00	8,20	82,00				76,00	0,60	18,00
2,50	52,40	4,10	86,50				47,60	0,70	13,50
2,60	37,40	4,40	63,30				62,60	1,50	36,70
2,80	17,10	13,90	83,80				82,90	0,60	16,20
3,10	36,20	5,20	60,10				63,80	1,90	39,90
3,17	14,30	19,50	87,90				85,70	0,44	12,10
3,19	63,10	4,93	97,50				36,90	0,21	2,50
3,20	19,80	15,70	97,10				80,20	0,11	2,90
3,26	59,00	4,42	79,70	30,80	1,90	17,80	10,20	0,80	2,50
3,41	4,00	46,57	54,70				96,00	1,59	45,30
4,20	34,90	11,10	92,20				65,10	0,50	7,80
5,20	14,30	25,40	69,80				85,70	1,84	30,20
5,74	11,30	35,56	70,00	25,30	2,90	12,80	63,40	1,55	17,20
6,00	38,30	14,40	92,00				61,70	0,80	8,00
7,80	45,00	16,80	97,20				55,00	0,40	2,80
8,25	12,60	26,70	40,70	62,90	7,63	58,20	24,50	0,36	1,10
9,20	25,00	34,40	93,40				75,00	0,80	6,60
9,49	27,90	20,00	60,70	53,50	6,87	35,70	18,60	1,30	3,60
12,10	26,30	44,90	97,60				73,70	0,40	2,40
12,80	27,90	32,42	65,20	39,40	8,94	27,60	32,70	2,80	7,20
15,80	26,30	55,10	91,60				73,70	1,80	8,40
16,20	29,40	53,40	97,50				70,60	0,50	2,50
19,80	51,80	37,80	99,80				48,20	0,40	0,20
175,00	39,50	442,20	99,80				60,50	0,50	2,40
	30,77		79,78	5,74		4,05	63,51		16,17

торжение других элементов, в том числе и рудных. Из подсистемы «минус», соответственно, происходит вынос этой группы элементов, а в подсистему «ноль» первые две подсистемы вложены.

Применительно к золоторудным месторождениям эта геохимическая модель обладает специфическими особенностями, обусловленными тем, что золото может накапливаться в обеих полярных подсистемах.

Например, в породах сульфидной формации (геохимическая подсистема, характеризующаяся высоким содержанием халькофильных минералов, аккумулирующих золото) и в породах кварцевой формации (геохимическая подсистема метасоматоза с выносом породообразующих, в том числе и сульфидных минералов, с сохранением химически устойчивых алюмосиликатов).

В этой связи нетрудно понять, что главная задача сортировки золотосодержащих руд по косвенным признакам, например, РРМ способом [3], заключается в разделении геохимических систем на иерархические уровни (по содержанию породообразующих элементов) и на подсистемы в пределах одного иерархического уровня (по содержанию элементов индикаторов золоторудной минерализации).

Очевидно, при правильном выборе разделительного признака ожидаемый выход геохимической подсистемы определенного иерархического уровня составит одну третью часть относительно вмещающей ее системы или одну девятую часть относительно геохимической системы более высокого (по занимаемому объему) иерархического уровня.

При этом, *если на месторождении обе полярные системы рудонасыщенные, то потери золота в «хвостах» сортировки, представляющих собой совокупность двух подсистем, например, «ноль» и «минус» или «ноль» и «плюс», будут велики.* Такие «хвосты» нуждаются в перечистке, по другому разделительному признаку, например, эффективно для выделения подсистемы «ноль». В этом случае ожидаемый выход обогащенного продукта составит 1/2 часть от «хвостов». Современное технологическое оборудование позволяет осуществлять сортировку на три продукта («минус», «ноль» и «плюс») по нескольким разделительным признакам одновременно, т.е. в одну стадию.

Состоятельность этих теоретических выводов и демонстрирует табл. 1, приведенной выше. В ней выхода «концентратов» и «хвостов» по объектам соотносятся, в основном, в пропорциях 1:3, 3:1 и 1:2. Отклонение от этих пропорций и высокие потери золота в «хвостах» указывают или на ошибки методического плана в выборе разделительного признака или его пороговых значений, а вовсе не на несовершенство технологического оборудо-

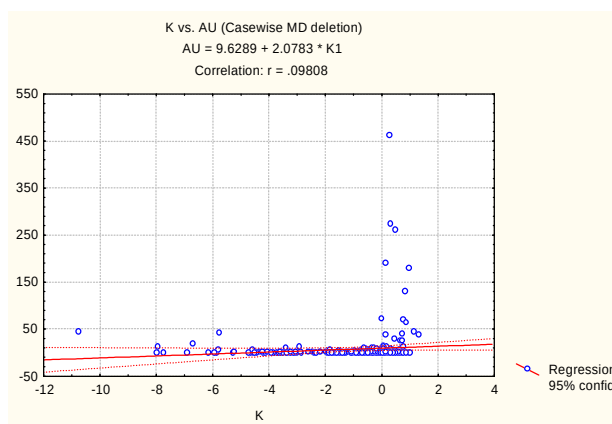


Рис. 1. Гистограмма корреляционной связи содержания золота (Au, г/т) и различительного РРМ признака (К, отн. ед.) по технологической коллекции кусков горнорудной массы

дования.

Основная ошибка методического плана обусловлена убеждением в необходимости нахождения корреляционной связи между содержанием золота в индивидуальных пробах и величиной разделительного признака. Вместе с тем, хотя золоту и свойствен статистический хаос его содержания в любой геохимической системе (подсистеме), но средние содержания золота в подсистемах существенно (статистически значимо) различны. Следовательно, задача сортировки руд по косвенным признакам заключается в разделении исходной горнорудной массы не по содержанию полезного компонента в элементарных объемах, а по уровням геохимической специализации породной матрицы на рудный компонент.

Если геохимические подсистемы статистически значимо отличаются по содержанию полезного компонента и величине разделительного признака и дисперсия последнего в подсистемах сопоставима с половиной разницы его средних значений в смежных подсистемах, то сортировка по данному разделительному признаку обречена на успех, даже в тех случаях, когда геохимическая система в целом по разделительному признаку неконтрастна.

Таблица 2

Показатели эффективности рентгенорадиометрической сепарации золотосодержащих руд

Показатели	Ед.изм.	Исходная масса	Сульфидные руды	Минерал. масса	Кварцевые руды
РРМ признак (К)	отн.ед.	-11,0 ÷ + 1,8	≤ - 5,0	-5,0 ÷ 0,0	≥ 0,0
Кол-во кусков	шт.	324	13	204	107
Выход	отн. %	100	4,01	62,96	33,02
Сред. сод. Au _{ГД}	г/т	7,62	9,71	1,00	19,91
Станд. откл.	г/т	37,87	15,96	2,07	63,90
Вариация Au _{ГД}	отн. ед.	4,97	1,64	2,06	3,21
Коефф.обогащ.	отн. ед.	1	1,27	0,13	2,61
Извлечение	отн. %	100	5,2	8,4	86,4

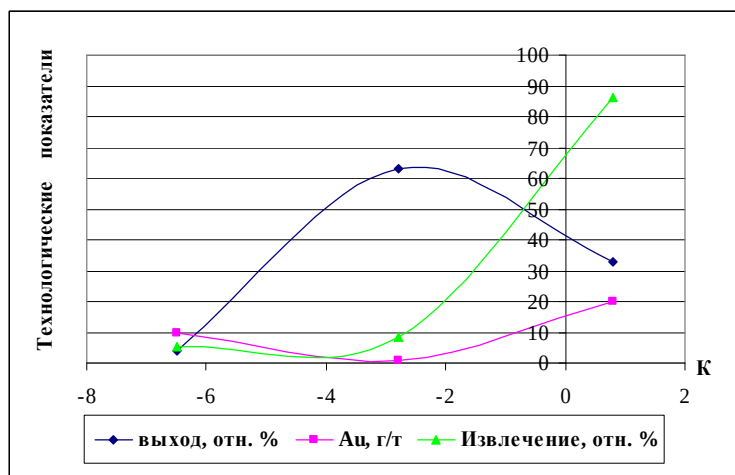


Рис. 2. Технологические показатели эффективности РРМ сортировки золотосодержащих руд

Это аксиома сортировки по косвенным признакам! Парадокс такой ситуации объясняется тем, что методическая погрешность любых измерений пропорциональна дисперсии измеряемого параметра (или ее относительной величины – вариации), а аппаратная погрешность современного оборудования примерно на порядок ниже разницы содержания в смежных геохимических системах породобразующих элементов или сопутствующих золоту его индикаторов, используемых в качестве разделительного признака.

Вторая ошибка методического плана является производной от первой и заключается в стремлении исполнителей найти закономерную прямую пропорциональную связь между содержанием золота и разделительным признаком. На многих объектах она параболическая (рис. 2). В таких случаях правильнее находить признак надежного выделения «нулевого продукта», т.е. заведомо безрудной массы, которой зачастую соответствуют промежуточные значения разделительного признака. Поскольку ее доля в исходной массе, извлекаемой из рудной зоны, может составлять 1/3, а из приконтурной зоны – 2/3 от объема, то уже только отбраковка «нулевого продукта» позволяет дать существенный экономический эффект.

Например, за счет снижения затрат на транспортировку руды, уменьшения содержания технологически вредных примесей в перерабатываемой руде, а также за счет вовлечения в переработку резервных запасов, накопленных на отвалах (складах) горных предприятий.

Наглядным примером типичной ситуации по РРМ сепарации золотосодержащих руд могут служить результаты исследований технологической коллекции кусков по одному из месторождений Узбекистана. По данной коллекции проведено геологическое описание кусков, их рентгенорадиометрическое опробование на лабораторной установке и

определение содержания золота в кусках методом гамма-активационного анализа.

Согласно точечной гистограмме (рис. 1) корреляционная связь между значениями разделительного признака (К) и содержанием золота (Au) отсутствует ($r=0,098$). По геологическим данным куски со значениями $K \geq 0,0$ соответствуют породам кварцевой формации (условно «концентрат плюс»), со значениями К от -5,0 до 0,0 – смешанной породной массы в контурах выемочного блока («минерализованная масса»), а значения $K \leq -5,0$ характерны для сульфидных руд (условно «концентрат минус»).

На гистограмме значение $K=2$ соответствует минимуму содержания золота, в обе стороны от которого оно закономерно возрастает (параболическая связь), но при $K \geq 0$ в содержании золота наблюдается статистический хаос (любому значению К может соответствовать любое значение содержания золота).

Показатели эффективности РРМ сепарации представлены в табл. 2 и на рис. 2.

Согласно табл. 2 в исследованной технологической коллекции кусков выход «концентрата плюс» составил 1/3, а «смешанного продукта» (минерализованная масса и руда сульфидной формации) – 2/3. При этом, в «смешанном продукте» руда сульфидной формации («концентрат минус») составляет менее чем 1/9 часть. Следовательно, он относится к геохимической системе меньшего по занимаемому объему иерархического уровня.

Согласно рис. 2 минерализованной массе (содержание золота 1,0 г/т) соответствуют промежуточные значения разделительного признака (К). Из нее дополнительной перемелкой можно выделить «хвосты» (в интервале значений К от -2,8 до -0,8 содержание золота около 0,4 г/т, выход на уровне 1/3) и «обогащенный продукт» (остальная масса, выход на уровне 2/3, содержание золота около 1,3 г/т). Однако, экономическая целесообразность вовлечения в переработку минерализованной массы или применения второй стадии сепарации требует доказательства проведения масштабных технологических испытаний (на большом объеме продуктов добычи) по определению и сопоставлению затрат и потерь металла по всей технологической линии производства, от недр до готового продукта.

Таким образом, на основании проведенного геостатистического анализа и замечаний методического плана, можно сделать следующие выводы.

1. На объектах, по которым показатели сортировки в табл. 1 выделены жирным курсивом, золотосодержащие руды представлены, как минимум, двумя полярными геохимическими типами. Поэтому, необходимо провести специальные геохимические, рентгенорадиометрические и статистические исследования с целью выбора оптимальных поро-

вых значений используемого признака и нахождения других разделительных признаков для корректного выделения полярных геохимических подсистем или подсистемы «ноль». Разделение исходной массы на таких объектах на три продукта обяза-

тельно.

2. На остальных объектах методические вопросы рентгенорадиометрических измерений решены успешно, разделительные признаки определены правильно, разделения на два продукта достаточно.

Список литературы:

1. Федоров Ю.О., Коренев О.В., Короткевич В.А., Цой В.П., Федоров М.Ю., Ковалев П.И. (ООО «РАДОС», г. Красноярск, Россия), Кацер И.У. (ООО «ТЕХНОРОС», г. Красноярск, Россия). Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации (PPC) © 2004.
2. Федянин С.Н. Иерархия геохимических систем. Ж. «Горный вестник Узбекистана», №2, 2002 г.
3. Федянин С.Н. Отображение геохимической специализации матрицы рудовмещающих пород в аппаратном спектре рентгеновского излучения. Ж. «Горный вестник Узбекистана», №2, 2002 г.

УДК 622

© Артыков А.А., Карабаев Д.Т. 2007 г.

К ПРОБЛЕМЕ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПНЕВМОСЕПАРИРОВАНИЯ РУД РЕДКИХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Артыков А.А., зав. кафедрой «Информатика, автоматизация и управление» ТашХТИ, докт. техн. наук, профессор; **Карабаев Д.Т.**, проректор по академическим лицам и проф. колледжам ТашХТИ, канд. техн. наук

Математическое моделирование процесса циклонирования включает в себя ряд этапов. Это выбор объекта и его изучение на основе многоступенчатого системного анализа; составление математического описания составных элементарных явлений и эффектов, протекающих в отдельных конструктивных узлах и зонах объекта; идентификация параметров математического описания отдельных элементарных процессов; получение полной или обобщенной математической модели процесса путем объединения математических описаний его элементов; выбор методов решения уравнений математической модели и оценка точности расчетов по предлагаемым математическим моделям процесса пневмосепарирования (рис. 1-5).

Этот подход позволяет положить в основу математической формализации объекта модульный принцип и обеспечивает возможность получения локальных математических описаний отдельных элементов процесса, агрегируемых в обобщенную модель процесса в соответствии с оператором процесса. Значимость различных ступеней иерархии и отдельных модулей при вариации способов обогащения руд цветных и благородных металлов и свойств обрабатываемого сырья, может быть различной. Раскрываемая общая картина исследуемого процесса должна отражать вид подвода входящего потока, способ выделения полезных компонентов, схему взаимодействия гидродинамических потоков в циклонном аппарате, а также позволить оценить вклад каждой ступени иерархии и отдельных явле-

ний и эффектов взаимодействия выделения золото-содержащих компонентов из состава руды в общий процесс. На основе такого подхода, применение блочно-агрегатного принципа формирования математической модели исследуемого процесса, становится эффективным. Итогом обобщающего анализа могут быть выявленные более совершенные и экономически оправданные режимы процесса, эффективные способы обогащения руд цветных металлов с высоким содержанием полезных компонентов и прогрессивные конструкции пневмокласификационных аппаратов.

В данном конкретном случае центром системы является процесс воздушной сепарации руд цветных металлов в поле центробежных сил (рис. 1). При таком подходе к решаемой проблеме процесс воздушной сепарации руды необходимо расчленить на элементарные подсистемы и процессы. В последующем, путем соответствующего агрегирования локальных математических описаний явлений и эффектов, с учетом вскрытых связей, формулируется полная замкнутая математическая модель рассматриваемого процесса.

Из-за сложности гидродинамической обстановки, протекающий в циклонах, процесс разделения неоднородных систем до сих пор недостаточно исследован.

При реализации системного подхода к исследованию процесса пневмосепарирования руд цветных металлов необходимо выявить вид подвода воздуха, способ эвакуации входящего потока, схему взаимо-

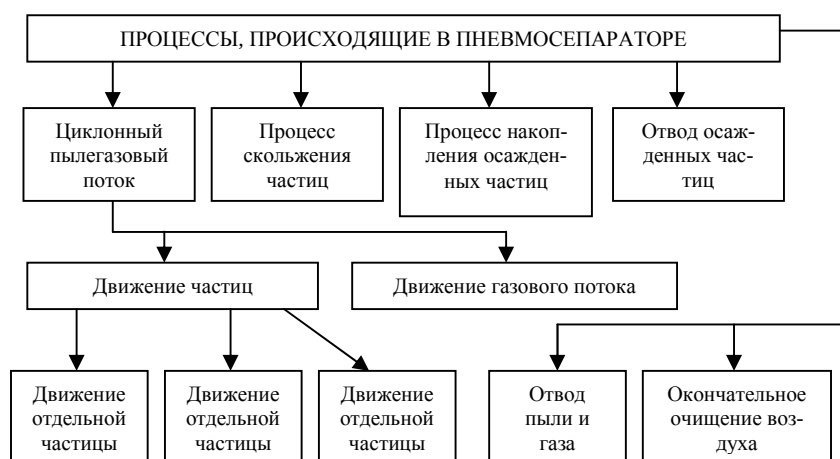


Рис. 1. Процессы обогащения руд цветных и благородных металлов

действия потоков в циклонном аппарате, а также оценить вклад каждой ступени иерархии в совокупный процесс пневмосепарирования, т.е. необходимо обосновать общую физическую картину протекания исследуемого процесса (рис. 2).

1. Системный анализ процесса пневмосепарирования руд редких и благородных металлов

Системный подход к решаемой проблеме, играющий важную роль, диктует необходимость установления причинно-следственных отношений, характеризующих протекание процесса. В этом плане целесообразно рассмотреть и проанализировать явления и эффекты процесса пневмосепарирования руд цветных и благородных металлов во всех конструктивных элементах аппарата. Такой анализ подразумевает определение иерархической структуры системы.

Собственно система пневмосепарирования руд благородных металлов в поле центробежных сил разделяется на подсистемы: подача исходной смеси через инжекционный смеситель; вращение пылегазового потока вокруг оси сепаратора; отделение газового потока от твердых частиц; отвод газового потока освобожденного от твердых частиц; скольжение удаленных из газового потока частиц вниз по внутренней стенке корпуса циклона; накопление удаленных частиц в нижней части циклона; и, наконец, отвод накопленных частиц.

Подсистема циклонирования пылегазового потока вокруг окружности выходной трубы разделяется на следующие элементарные составляющие:

- движение газовой фазы;
- движение мелкодисперсных частиц.

В свою очередь процесс движения частиц, разделяется на перемещения отдельных частиц разных размеров и плотностей.

На следующем этапе анализа технологического процесса требуется декомпозиция системы на взаимосвязанные составные элементы, т.е. на определение иерархической структуры подступней рассмат-

риваемых систем с учетом гидродинамической структуры взаимодействующих потоков.

Анализ иерархической структуры начинается с нижнего уровня иерархии:

1. Первая ступень иерархии - уровень перемещения отдельной частицы. На этом уровне анализируются движения частицы в ходе циклонирования. Частица под действием центробежной силы (в зависимости от своей скорости, размера и плотности) движется внутри сепарационной установки и начинает осаждаться. Обычно для каждого циклонного аппарата определенных геометрических размеров существует

определенный предельный размер частицы для ее улавливания.

В качестве основных параметров, характеризующих поведение подсистемы на данном уровне детализации, можно принять размер частицы и ее плотность.

Управление явлениями на этом уровне осуществляется путем изменения размеров и плотности частицы. Математическое описание явлений на данном уровне можно получить в процессе решения задачи - определения предельного размера частиц.

2. Второй уровень иерархии включает в себя явления и эффекты движения частиц дисперсной фазы и сплошного газового потока в поле центробежных сил: частицы, поступающие в циклон, под действием сил инерции движутся в начальный момент времени по прямолинейным траекториям, а затем - увлекающие воздействия вращающегося газового потока искривляют их результирующую траекторию, причем, чем больше, тем больше расстояние от места входа частиц до наружной стенки циклона. Начальный участок характеризуется интенсивной сепарацией наиболее крупных частиц, в дальнейшем процесс определяется непрерывным изменением вектора тангенциальной составляющей скорости газа. При этом частицы, находящиеся в зоне осаждения, в зависимости от их размеров и плотности обладают различной скоростью осаждения.

3. Уровень перемещения сплошной газовой фазы. При анализе движения воздушного потока в аппаратах циклонного типа необходимо поддерживать постоянную скорость исходного потока. Тангенциальная составляющая скорости газа в действительности является функцией радиального расстояния.

Поток газа на входе в циклон движется с ускорением в кольцевом пространстве между стенками кожуха циклона и выходной трубы.

Исходя из вышеизложенного в качестве основных параметров, характеризующих поведение

функциональной подсистемы на данном уровне можно принять скорость газа и давление газа, а также гидродинамические режимы движения взаимодействующих потоков.

Управление явлениями на этом уровне осуществляется путем изменения скорости потока или давления газа. Математическое описание данного уровня можно получить путем нахождения скорости осаждения различных частиц материала с различной плотностью.

4. Циклонирование пылегазового потока. Запыленный газовый поток входит в циклон через патрубок, расположенный тангенциально к цилиндрической пылесадительной камере. Он далее проходит по окружности вокруг выходной трубы и движется спиралеобразно вниз по стенке конуса и затем вверх к выходной трубе. Параллельно с вращением пылегазового потока по окружности происходит процесс осаждения частиц с различными размерами и плотностью.

Математическое описание явлений представляет собой выражение, определяющее количество осаждаемых и покидающих аппарат частиц.

Последний этап системного анализа - это формализация свойств и явлений соответствующих ступеней иерархии, совокупное моделирование процесса в целом, проверка адекватности модели реальному процессу и при необходимости - адаптация модели к изменившимся условиям объекта.

Применяемый при системном анализе принцип блочного формирования и получение обобщенной математической модели объекта исследования в целом предопределяет целесообразность следующей последовательности проработки ее частей применительно к разрабатываемому математическому описанию процесса пневмосепарирования руд цветных и благородных металлов:

- формализация свойств отдельных частиц;
- формализация гидродинамической структуры взаимодействующих потоков;
- определение количества улавливаемых частиц в аппарате;
- определение общего количества получаемого продукта;
- исследование процесса пневмосепарирования при сепарации полезных компонентов из состава руды;
- формирование замкнутой или обобщенной математической модели исследуемого процесса в целом;
- выбор критерия эффективности процесса;
- решение задачи оптимизации процесса.

Результатом обобщенного анализа являются оптимальные режимы процесса, способы обогащения руд благородных металлов методом пневматической сепарации и рациональные конструкции аппаратов.

2. Построение математического описания процесса пневмосепарирования сыпучего материала

Для формализации математического описания процесса пневмосепарирования руд цветных и благородных металлов определим силы, действующие на частицу, движущуюся в потоке:

1. Центробежная сила - $F_{ц} = MV^2 / R$.
2. Сила тяжести - MG .
3. Сила сопротивления среды - F_c .
4. Архимедова сила - F_a .

Для определения скорости осаждения и продолжительности процесса разделения неоднородных систем «газ - твердое тело» следует сопоставить действие центробежной силы и силы сопротивления среды.

Система пневмосепарирования руд цветных и благородных металлов представлена на рис. 2, где указаны входные и выходные параметры процесса.

Если принять, что осаждение характеризуется общим законом сопротивления, то и сила сопротивления с учетом коэффициента сопротивления имеет вид:

$$F_c = x \frac{\rho d_q^2}{4} \frac{W_{oc}^2}{2} r_z \quad (1)$$

Движущая сила процесса равна разности центробежной силы и силы трения движению частицы в потоке:

$$\Delta F = (F_{ц} - F_{TP}) = m \cdot a \quad (2)$$

Отсюда:

$$a = \Delta F / m \quad (3)$$

$$m = \rho_q V_q \quad (4)$$

где a - ускорение частицы во взвешенном потоке;

m - масса частицы;

ρ_q - плотность частицы;

V_q - объем частицы.

Сопоставляя центробежную силу и силу сопротивления:

$$F_{TP} = x \frac{\rho d_q^2}{4} \frac{W_{oc}^2}{2} r_r \quad (5)$$

и подставляя уравнение (5) в уравнение (2), получим следующее уравнение:



Рис. 2. Система пневмосепарирования золотосодержащих руд и факторов, влияющих на процесс

$$\Delta F = ma = \frac{mV^2}{R} - \chi \frac{pd_q^2}{4} \frac{W_{oc}^2}{2} r_{\Gamma} \quad (6)$$

где R - радиус аппарата; d_q - диаметр частицы; χ - коэффициент гидравлического сопротивления; ρ_z - плотность газа; V_p - скорость потока; m - масса частицы; W_{oc} - скорость осаждения.

Имеем:

$$a = \frac{W_{oc} - V}{t} \quad (7)$$

Отсюда:

$$\frac{dW_{oc}}{t} = \frac{mV^2}{R} - \chi \frac{pd_q^2}{8} r_{\Gamma} W_{oc}^2 \quad (8)$$

Обозначив:

$$\frac{mV^2}{R} = A; \quad \chi \frac{pd_q^2}{8} r_{\Gamma} = B$$

уравнение (8) перепишем в таком виде:

$$\int \frac{dW_{oc}}{A - BW_{oc}} = \int dt \quad (9)$$

После интегрирования уравнения (9) получим следующее выражение:

$$\frac{1}{2\sqrt{AB}} \ln \frac{\sqrt{A} + \sqrt{B} W_{oc}}{\sqrt{A} - \sqrt{B} W_{oc}} + C = t \quad (10)$$

Антилогарифм выражения (10) имеет вид:

$$\frac{\sqrt{A} + \sqrt{B} W_{oc}}{\sqrt{A} - \sqrt{B} W_{oc}} = e^{\frac{t}{2\sqrt{AB}}} \quad (11)$$

В результате некоторых преобразований выражения (11) получено следующее уравнение для определения скорости осаждения частиц W_{oc} :

$$W_{oc} = \frac{A}{B} * \frac{e^{\frac{t}{2\sqrt{AB}}} + 1}{e^{\frac{t}{2\sqrt{AB}}} - 1} \quad (12)$$

Уравнение (12) позволяет определить скорость осаждения частиц с различными размерами в поле центробежных сил.

Часть уравнения:

$$\frac{e^{\frac{t}{2\sqrt{AB}}} + 1}{e^{\frac{t}{2\sqrt{AB}}} - 1} \quad (13)$$

показывает движение частиц с равномерным ускорением.

Время пребывания частиц в аппарате равно:

$$t = \frac{L}{V_p} = \frac{2pR}{V_p} m; \quad (14)$$

где L - длина аппарата; m - количество оборотов пылегазового потока.

Имея в виду (13), перепишем уравнение (12):

$$\frac{dR}{dt} = W_{oc} = \sqrt{\frac{4r_q V_p}{3(R_2 + R_1)\chi r_z}} \sqrt{d^2}; \quad (15)$$

отсюда:

$$h = \frac{A}{B} t$$

где h - высота, необходимая для сепарации частиц.

$$K = \frac{A}{B} \frac{t_{cp}}{h_{max}} \quad (16)$$

Из уравнения (15) находим δ_q и после некоторых преобразований получаем:

$$d = \frac{h_{max}^2}{(A/B)^2 t^2} \quad (17)$$

с учетом приведенных выше уравнений:

$$W_{oc} = \frac{dR}{dt} = \sqrt{\frac{4r_q V_p}{3(R_2 + R_1)\chi r_z}} d^2, \quad (18)$$

$$dt = \frac{2pR}{V_p} dm,$$

отсюда:

$$\frac{V_p}{2pR} \frac{dR}{dm} = \frac{V_p}{\sqrt{R}} \sqrt{\frac{4r_q d}{3\chi r_z}} dm.$$

После нескольких преобразований получим:

$$\frac{dR}{\sqrt{R}} = \sqrt{\frac{16p^2 r_q d}{3\chi r_z}} dm \quad (19)$$

Проинтегрировав выражение (16) находим уравнение для определения предельного размера частиц:

$$d_0 = \frac{3\chi r_z}{4p^2 r_q} \left[\frac{\sqrt{R_2} - \sqrt{R_1}}{m} \right]^2 \quad (20)$$

где m - параметр, показывающий количество оборотов потока внутри циклонного аппарата.

Из литературных данных известно ориентировочное уравнение размера осаждаемых в циклонах частиц:

$$d_0 = \frac{3\chi r_z}{u^2 t^2 r_q} (\sqrt{R_2} - \sqrt{R_1})^2 \quad (21)$$

Рассчитывая предельные размеры частиц по этим двум уравнениям, приходим к выводу, что расхождение между результатами этих уравнений незначительны.

В процессе математического моделирования сепарации частиц в поле центробежных сил необходимо определить количество уловленных частиц в циклонном аппарате. В поле центробежных сил количество уловленных частиц в циклонном аппарате состоит из двух составляющих. Первая составляющая характеризуется частицами, имеющих размер меньше предельного. Они улавливаются циклоном в случае нахождения их в расстоянии близком от предельного расстояния к стенке циклона. Вторая составляющая определяется частицами имеющих размер больше предельного.

Для определения первой составляющей количества уловленных частиц напомним следующее выражение:

$$G_{d(d_0)} = K_1(d_0 - d_1) \frac{G_0}{d_{\max}} + K_2(d_1 - d_2) \frac{G_0}{d_{\max}} + \dots$$

$$\dots + K_n(d_n - 1 - d_n - 2) \frac{G_0}{d_{\max}} = \quad (22)$$

$$\frac{G_0}{d_{\max}} (K_1 \Delta d_1 + K_2 \Delta d_2 + \dots + K_n d_n) = \frac{G_0}{d_{\max}} \int K dd$$

Используя уравнения (18) и (20), перепишем уравнение (22):

$$G_{d(d_0)} = \frac{G_0 \Gamma V_p}{d_{\max} (R_2 - R_1)} \sqrt{\frac{4 r_q}{3 x r_z}} \int_0^{d_0} d dd \quad (23)$$

После интегрирования имеем:

$$G_{m10} = \frac{G_0 * \Pi * (R_1 + R_2) * m}{3(R_2 - R_1)(d_{\max} - d_{\min})} \quad (24)$$

$$\sqrt{\frac{32 * r_q}{3 x r_z}} (d_0^2 - d_{\min}^2) + \frac{p r_q}{x r_z} (d_0^2 - d_{\min}^2) m$$

С помощью этого уравнения определяется количество оседающих частиц размером меньше d_0 .

Вторая составляющая количества уловленных частиц определяется частицами размером больше d_0 . Установлено, что частицы с размерами в этом диапазоне осаждаются полностью, это равно:

$$G_{d > d_0} = \frac{d_{\max} - d_0}{d_{\max}} G_0 \quad (25)$$

Общее количество осаждаемых в циклоне частиц равно:

$$G_m = G_{\delta < \delta_0} + G_{\delta > \delta_0} \quad (26)$$

Сводя вышеприведенные уравнения в систему, получим следующее математическое описание процесса пневмосепарирования руд цветных и благородных металлов в поле центробежных сил:

$$W_{oc} = \frac{dR}{dt} = \sqrt{\frac{4 r_q V_p^2}{3(R_2 + R_1) x r_z}} d, \quad (27)$$

$$t = \frac{L}{V_p} = \frac{2pR}{V_p}, \quad (28)$$

$$d_0 = \frac{3 x r_z}{4 p^2 r_q} \left[\frac{\sqrt{R_2} - \sqrt{R_1}}{m} \right]^2 \quad (29)$$

$$G_{1b} = G_{0b} - G_{m1b}, \quad (30)$$

$$G_{m1b} = G_{m10b} + G_{m11b} \quad (31)$$

Здесь:

$$G_{0b} = G_0 * X_{0b}, \quad (32)$$

$$G_{m10} = \frac{G_0 * p * (R_1 + R_2) * m}{3(R_2 - R_1)(d_{\max} - d_{\min})} \quad (33)$$

$$\sqrt{\frac{32 * r_q}{3 x r_z}} (d_0^2 - d_{\min}^2) + \frac{p r_q}{x r_z} (d_0^2 - d_{\min}^2) m$$

$$G_{m11b} = \frac{d_{\max} - d_0}{d_{\max} - d_{\min}} G_0 \quad (34)$$

Отсюда с помощью уравнений (29), (31), (32), (33), (34) аналогичным образом определяется количество улавливаемых полезных компонентов - тяжелой фракции, покидающей аппарат.

Начальное количество полезных компонентов определяется в виде:

$$G_{0g} = G_0 * X_{0g} \quad (35)$$

Количество тяжелой фракции улавливаемой в аппарате находится из выражения:

$$G_{m1g} = G_{m10g} + G_{m11g} \quad (36)$$

Количество тяжелой фракции покидающей аппарат определяется уравнением:

$$G_{1g} = G_{0g} - G_{m1g} \quad (37)$$

Общее количество руды определяется из выражения:

$$G_1 = G_{1b} + G_{1g}, \quad (38)$$

а количество вещества оставшегося в аппарате, равно:

$$G_{m1} = G_{m1b} + G_{m1g} \quad (39)$$

Введем параметр, отражающий общее количество руды в процентном отношении Y:

$$Y = (G_1 / G_0) * 100\% \quad (40)$$

Содержание легкой фракции на выходе из аппарата равно:

$$X_{1b} = G_{1b} / G_1 \quad (41)$$

Содержание тяжелой фракции к моменту выхода из аппарата:

$$X_{1g} = G_{1g} / G_1 \quad (42)$$

Содержание легкой фракции оставшейся в аппарате:

$$X_{m1b} = G_{m1b} / G_{m1} \quad (43)$$

Содержание золота оставшегося в аппарате:

$$X_{m1g} = G_{m1g} / G_{m1} \quad (44)$$

Выражение:

$$z = (G_{m10b} + G_{m10g}) / G_{m1} \quad (45)$$

показывает долю уловленных частиц меньших, предельного размера.

3. Алгоритм расчета на компьютере процесса пневмосепарирования руд редких и благородных металлов

Процесс сепарации руд цветных и благородных металлов исследуется на компьютере по следующему алгоритму:

1. Задаются численные значения параметров: наружный и внутренний радиус центробежного сепаратора циклонного типа R_1 и R_2 , начальный расход продукта G_0 , плотность полезных компонентов и руды γ_b , γ_g , плотность газа γ_r .

2. Из уравнения (29), характеризующего предельный размер частиц, определяются предельные

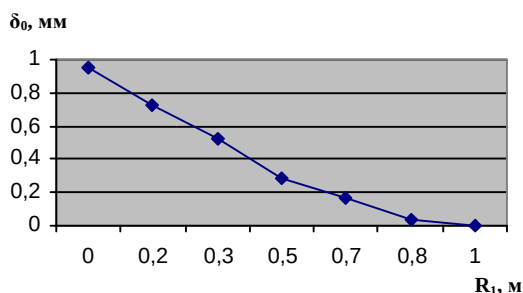


Рис. 3. Изменение предельных размеров частиц в зависимости от внутреннего радиуса аппарата, при значениях параметров: $R_2=0,15 \text{ м}$, $m=0,12$, $\rho_r=1,3 \text{ кг/м}^3$

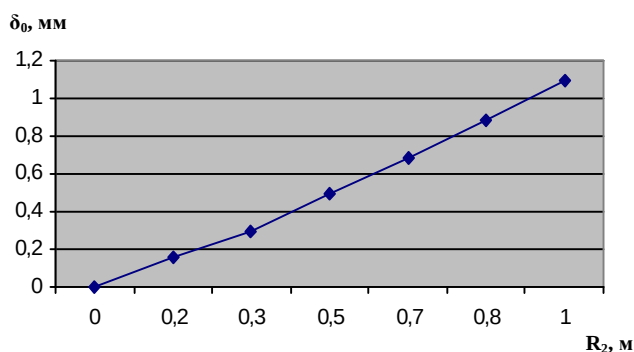


Рис. 4. Изменение предельных размеров частиц в зависимости от наружного радиуса аппарата, при значениях параметров: $R_1=0,025 \text{ м}$, $m=0,12$, $\rho_r=1,3 \text{ кг/м}^3$

размеры частиц полезных компонентов и не содержащих таковые частицы.

3. Из уравнений (32), (35) определяется начальный расход частиц, не содержащих полезных компонентов и частиц, содержащих золото.

4. Определяется количество уловленной тяжелой фракции, большее предельного размера выходящего из аппарата. Оно рассчитывается по уравнению (34), при этом остальные условия аналогичны пункту 5.

7. Из уравнения (33) определяется количество не содержащей тяжелой фракции ниже предельного размера частиц, оставшихся в аппарате.

8. Аналогично пункту 7 определяются количество полезной фракции ниже предельного размера час-

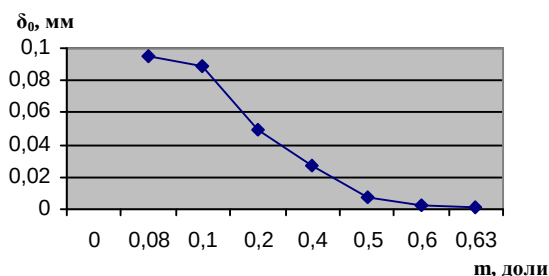


Рис. 5. Изменения предельных размеров частиц в зависимости от количества оборотов пыле-газового потока, при значениях параметров: $R_1=0,025 \text{ м}$, $R_2=0,15 \text{ м}$, $\rho_r=1,3 \text{ кг/м}^3$

тиц оставшихся в аппарате.

9. Из уравнений (36), (37), (38), (39) и (40) рассчитывается общее количество частиц тяжелой и легкой фракции покидающих аппарат и оставшихся в нем.

10. Из уравнений (41)-(44) определяется содержание полезных компонентов в обогащенном продукте и в руде.

11. Из выражения (45) определяется количество уловленной фракции, меньшей предельного размера.

4. Исследование процесса пневмосепарирования золотосодержащих руд на компьютере

Процесс пневмосепарирования для обогащения руд цветных и благородных металлов в поле центробежных сил изучен на математической модели по описанному алгоритму, реализованному на ЭВМ IBM PC. Программа расчетов составлена на алгоритмическом языке TURBO PASCAL.

При выполнении расчетов были приняты следующие значения параметров:

1. Плотность частиц из золота - тяжелой фракции - 19300 кг/м^3 .

2. Плотность частиц фракции без золота - 2000 кг/м^3 .

3. Содержание полезных компонентов в руде $0,1-3 \text{ г/т}$.

Нами принята очень необогащенная руда с концентрацией золота - $0,00001\%$.

4. Коэффициент гидравлического сопротивления - $0,44$.

5. Скорость пылегазового потока - 8 м/с .

В результате исследования процесса пневмосепарирования руд цветных и благородных металлов в поле центробежных сил выявлены следующие зависимости входных и выходных параметров:

1. Изменение предельного размера частиц в зависимости от внутреннего радиуса аппарата R_1 (рис. 3).

2. Изменение предельного размера частиц в зависимости от наружного радиуса аппарата R_2 (рис. 4).

3. Изменение предельного размера частиц в зависимости от параметра отражающего количество оборотов входящего потока (рис. 5).

4. Изменение предельного размера частиц в зависимости от плотности среды.

5. Изменение выходной концентрации полезных компонентов в руде в зависимости от внутреннего и наружного радиуса R_1 и R_2 .

6. Изменение выходной концентрации полезных компонентов в зависимости от плотности среды R_g .

7. Изменение выходной концентрации полезных компонентов в зависимости от количества оборотов входящего потока m .

8. Изменение выходной концентрации полезных компонентов в зависимости от размеров частиц меньших предельного размера.

Изменение предельных размеров частиц при изменении размеров пневмосепаратора (например, наружного радиуса R_2) и при увеличении внутреннего радиуса R_1 (имеется в виду уменьшение объема сепарационного пространства).

Анализ полученных результатов показывает, что в процессе осаждения мелкодисперсных частиц в поле центробежных сил эффективность процесса зависит от изменения внутренних и наружных радиусов сепарационной установки.

Существенным показателем процесса пневмосепарирования руд цветных металлов при обогащении руды является отделение частиц золота из потока. Это достигается путем изменения числа оборотов потока m .

Поэтому, необходимо знать, при каких оборотах потока осаждаются частицы тяжелой фракции. Увеличение числа оборотов потока способствует снижению выходной концентрации полезных компонентов в обогащенной руде.

Анализ результатов исследований приведенных

на рис. 5 показывает, что при сепарации руд цветных металлов в поле центробежных сил имеется очень узкая оптимальная зона.

В данном случае оптимальное значение числа оборотов потока равняется к 0,12 ($m=0,12$).

В этой зоне обеспечивается максимальный эффект пневмосепарирования.

Увеличение или уменьшение величины m от его оптимального значения приводит к гиперболическому уменьшению эффективности пневмосепарирования.

Поэтому физическими экспериментами уловить высокую эффективность пневмосепарирования очень трудно.

Благодаря компьютерным исследованиям удалось обнаружить данную зону, теперь появилась возможность создать ряд высокоэффективных сепараторов. Получены и другие расчетные данные, показывающие на возможность увеличения содержания благородного металла в руде в сотни раз от исходного значения.

УДК 669.71.013.5

© Мазур П.С., Петухов О.Ф. 2007 г.

НОВАЯ ЖИЗНЬ СПЕКТРАЛЬНЫХ ПРИБОРОВ

Мазур П.С., начальник аналитической лаборатории ЦНИЛ НГМК; Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Известно, что в атомно-эмиссионном спектральном анализе (АЭСА) источником возбуждения является дуга постоянного или переменного тока. Хотя, другие современные источники, такие как индуктивно-связанная плазма или пламя широко используются при анализе жидких образцов, для того чтобы перевести твёрдый образец в жидкое состояние приходится его растворять.

Вскрытие (растворение) образцов может также быть источником загрязнения анализируемого образца. Кроме того, некоторые образцы устойчивы к вскрытию даже в сильных кислотах и поэтому могут быть проанализированы лишь в первоначальном виде. Дуга обычно используется при анализе порошков, брикетов, проволоки, стружки и других видов твёрдых веществ в их первоначальном состоянии.

Поскольку при использовании дуги не требуется растворения и, как следствие, разбавления образца, пределы определения для многих образцов очень низки. В качестве примера в табл. 1 приведены пределы определения примесей металлов в образце меди.

Дуга – это отличный выбор для массового анализа образцов, так как анализ занимает очень небольшое время и перекрывает весь интересующий диапазон длин волн. Неизвестные материалы могут

быть проанализированы на их состав в течение секунд и эти данные будут сохранены в памяти ПК для последующих сравнений.

В настоящее время в некоторых аналитических лабораториях находится довольно много спектрографов (ИСП-28, ИСП-30, ДФС-8, ДФС-13, ДФС-458С, СТЭ-1 и др.) и квантометров (МФС-3, МФС-8, ДФС-36, ДФС-41, ДФС-44, ДФС-51 и др.), предназначенных для АЭСА. Хотя возраст этих приборов составляет несколько десятков лет, считать их полностью устаревшими нельзя. В таких приборах, как известно, для регистрации атомно-эмиссионных спектров используются фотопластинки или фотоэлектронные умножители (ФЭУ). Именно системы регистрации спектров следует считать морально и физически устаревшими. Например, приборы с ФЭУ не позволяют одновременно регистрировать весь спектр пробы.

В то же время оптико-механические системы таких приборов имеют практически те же характеристики, что и современные комплексы АЭСА. Так, призмные спектрографы ИСП-30 и ИСП-28 в коротковолновой области спектра имеют хорошую дисперсию, позволяющую использовать их для решения многих задач.

Спектрографы с плоской дифракционной решёткой: ДФС-8, ДФС-13, PGS-2 обладают линей-

Таблица 1

Пределы определения примесей в образце меди (3-сигма критерий)

Элемент	Длина волны (ангстрем)	Предел (ppm или г/т)
Ag	3382	0,10
As	2349	0,40
Au	2427	0,20
Bi	3067	0,05
Cd	2265	0,35
Co	3453	0,50
Cr	2835	0,10
Fe	3020	0,20
Mn	2605	0,05
Ni	3050	0,75
Pb	2833	0,35
Sb	2068	0,60
Se	1960	0,60
Sn	2839	0,25
Te	2385	0,25
Zn	3345	0,25

ной одномерной дисперсией с возможностью выбора оптимальной настройки между спектральным диапазоном и разрешением путём использования дифракционных решёток с разным количеством штрихов на единицу длины решётки. Спектрограф СТЭ-1 создан на основе оптической схемы эшелле-спектрографа, называемой также оптической схемой со скрещённой дисперсией, и работает в 3-ем, 4-ом и 5-ом порядках дифракционной решётки. Для разделения порядков используется призма. Прибор имеет линейную дисперсию в каждом из порядков и способен решать широкий круг задач.

За последнее время в области АЭСА не появилось новых оптических схем спектрометров, существенно отличающихся от изложенных выше. Этот факт можно объяснить тем, что известные принципы рефракционной и дифракционной оптики уже реализованы, а новых пока не предложено. Поэтому некоторые заводы-изготовители пошли по пути усовершенствования выпускаемых приборов АЭСА. Причём, усовершенствование коснулось в основном систем регистрации атомно-эмиссионных спектров. Оптические схемы приборов остаются прежними.

В области АЭСА появились:

- новые системы регистрации эмиссионных спектров – это многоэлементные твёрдотельные полупроводниковые детекторы, которые оказали существенное влияние на технические характери-

стики и возможности современных спектрометров;

- быстродействующие интерфейсы связи регистрирующего и компьютерного оборудования, что позволило получить большие объёмы данных об эмиссионных спектрах;

- современные программы для обработки спектральных данных, с целью повышения качества анализа;

- универсальные среднечастотные генераторы преобразовательного типа, имеющие высокую стабильность, хороший КПД и малые габариты.

С использованием твёрдотельных полупроводниковых детекторов, сконструированных специально для АЭСА, АО «ВМК-Оптоэлектроника» (г. Новосибирск) производит фотодиодные линейки с параметрами: количество диодов – 2580, ширина фотодиода – 1 мм, динамический диапазон – 10^{11} , спектральный диапазон – 160-1100 нм.

На базе фотодиодных линеек с комплектацией генераторами «Везувий» или «Шаровая молния» и ПК со встроенной программой АО «ВМК-Оптоэлектроника» выпускает многоканальные анализаторы эмиссионных спектров (МАЭС).

В ЦНИЛ НГМК с помощью МАЭС модернизированы два спектрографа СТЭ-1. Модернизация заключалась в замене узла регистрации эмиссионных спектров – вместо фотопластинок установлены фотодиодные линейки без каких-либо механических переделок, замене генератора возбуждения ИВС-28 на генератор «Везувий» и исключении ручного труда обработки атомно-эмиссионных спектров путём их компьютерной обработки с помощью программного обеспечения «Атом».

Установка и двухгодичная эксплуатация МАЭС позволяет констатировать следующее.

1. Приобретение МАЭС и модернизация существующих спектрографов потребовало значительно меньших финансовых затрат (в несколько раз), чем приобретение новых спектрометров с фотодиодной регистрацией спектра.

2. Повысилась точность и чувствительность определения некоторых примесных элементов в готовой продукции. В качестве примера в табл. 2 приведены сравнительные данные по определению некоторых примесных элементов с использованием фотопластинок и МАЭС.

Как видно из данных табл. 2, применение МАЭС позволило повысить чувствительность анализа ванадия и бора на порядок. Для ванадия это объясняется тем, что уран на длинах волн 318,57 и 318,51 нм перекрывает линию ванадия

уже при концентрации $2 \cdot 10^{-3}\%$, и регистрация спектра на фотопластинку не даёт возможности отделить эти линии друг от друга. Применение МАЭС позволило чётко отделить пик ванадия от пиков урана и вычислить его концентрацию.

Таблица 2

Сравнительные результаты по определению примесных элементов

Базовый прибор	Регистрация спектров	Содержание элементов, %					
		Si	Fe	Mo	B	Ti	V
ДФС - 8	Фотопластинки	$3,5 \cdot 10^{-3}$	$1,7 \cdot 10^{-2}$	$3,9 \cdot 10^{-3}$	$3,0 \cdot 10^{-4}$	$4,5 \cdot 10^{-3}$	$2,0 \cdot 10^{-3}$
СТЭ - 1	Фотодиодная линейка	$3,3 \cdot 10^{-3}$	$1,7 \cdot 10^{-2}$	$3,9 \cdot 10^{-3}$	$1,0 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-3}$	$9,0 \cdot 10^{-5}$

Качественное определение ванадия в пробах стало возможным до значения $1 \cdot 10^{-6}\%$.

Бор определяется на длине волны 249,77 нм. На этой длине волны внутри пика, по которому считается концентрация элементов, расположены также линии железа, кобальта, марганца и никеля с разницей в 0,01 нм. На длине волны 208,956 нм, которая на фотопластинке не регистрируется, мешающие элементы отсутствуют. Использование МАЭС позволяет чётко регистрировать эту длину волны и, как следствие, надёжно и точно определять бор с концентрацией до $1 \cdot 10^{-6}\%$.

3. Появилась возможность идентифицировать спектральные линии, совмещая изображение нескольких спектров для визуального сравнения, автоматически корректировать возможные смещения спектров в процессе анализа.

4. Сократилось время на производство анализов, за счёт исключения таких операций как проявление, закрепление и сушка фотопластинок, а также расшифровка спектров, построение графиков и вычисление концентраций.

При использовании МАЭС перечисленные операции исключаются, а обработка атомно-эмиссионных спектров производится с помощью ПК с применением программы «Атом». Так, время анализа примесей в закись-окиси урана сократилось

в 7-10 раз.

5. Уменьшился расход дорогостоящих стандартных образцов. На фотопластинку размером 9x12 см можно снять 48-50 спектров. Так, при выполнении внешнего контроля по определению примесей в золоте для ЦЗЛ ГМЗ-2, обычно поступает партия из 30 проб. Для анализа 30 проб необходимо снять 4 фотопластинки, а при выполнении анализа со 100%-ным контролем – 8 пластинок. При выполнении этого же анализа с использованием МАЭС стандартные образцы и пробы со 100%-ным контролем снимаются дважды. Таким образом, расход стандартных образцов уменьшается в 4 раза.

6. Улучшилось качество подготовительных работ. По виду атомно-эмиссионных спектров можно сделать вывод о качестве подготовительных работ – набивке угольных электродов. При некачественной набивке угольных электродов спектры получаются размытыми.

7. Повысилась культура производства.

8. Расширился спектр анализируемых веществ – помимо анализа примесей в золоте, серебре и закиси – окиси урана стало возможным проводить анализ перренарта аммония, магнезита, бентонитовых глин, железного купороса, ванадиевых катализаторов и других продуктов, производимых в ГП НГМК или используемых в производстве.

УДК 622.7:622.342 (575.1)

© Ахмедов Х., Попов Е.Л., Якубжанова М.Е., Едгоров Н., Василенок О.П. 2007 г.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ НОВОГО РЕАГЕНТА СД-1 НА РУДЕ, ПЕРЕРАБАТЫВАЕМОЙ АНГРЕНСКОЙ ЗИФ

Ахмедов Х., зав. лабораторией обогащения руд благородных металлов НИИМР, канд. техн. наук; **Попов Е.Л.**, зав. отделом технологии переработки минерального сырья, старший научный сотрудник НИИМР, канд. техн. наук; **Якубжанова М.Е.**, инженер НИИМР; **Едгоров Н.**, профессор кафедры общей химии ТашГУ, докт. хим. наук; **Василенок О.П.**, начальник ООФ ОАО «Алмалыкского ГМК»

Испытания проводились на опытной фабрике ОАО «Алмалыкский ГМК» в период с 30 апреля по 11 мая 2007 г. (рис. 1, 2, табл. 1, 2).

На рис. 1 и 2 показаны технологическая схема и схема цепи аппаратов обогатительной установки, на которой проводились испытания. Следует подчеркнуть, что испытания проводились без подготовки, и схема предварительно не была опробована.

Дробление руды осуществлялось в две стадии на щековой дробилке СМД-116 с размером «пасти» 250x400, затем в конусной дробилке КСД-600 до крупности 25-0 мм. Дробленый материал аккумулировался в бункере ёмкостью 50 т, откуда ленточным питателем материал подавался в шаровую мельницу I стадии МШР 1500x1600, работающую в замкну-

том цикле со спиральным классификатором 1КСН-7,5 с диаметром спирали 750 мм и длиной ванны 5500 мм. Крупность слива классификатора составляла 60% кл.-0,074 мм, плотность пульпы 28-32% твердого. Слив классификатора направлялся на основную флотацию, которая осуществлялась в 5-ти камерах флотомшины ФМР-4 с ёмкостью камеры 0,4 м. Камерный продукт основной флотации поступал на классификацию в гидроциклоне ГЦ-22, слив которого крупностью 78-80%, кл.-0,074 мм поступал на контрольную флотацию в 4-х камерах флотомшины ФМР-4, а пески направлялись в шаровую мельницу II стадии марки МШР 1200x1200. Слив этой мельницы вместе с камерным продуктом основной флотации возвращался на гидроциклони-



Рис.1. Технологическая схема полупромышленных испытаний реагента СД-1

рование.

Пенный продукт контрольной флотации подвергался перечистке в одной камере ФМР-4, камерный продукт которой поступал на основную флотацию, а пенный объединялся с пенным продуктом основной и представлял собой конечный концентрат схемы.

Испытания проводились в несколько этапов:

- испытания с традиционными реагентами;
- испытания со смесью БКК и СД-1;
- испытания с одним реагентом СД-1 при различных его расходах.

Как указано на схеме, основная часть собирателя, вспенивателя и веретенного масла подавались в мельницу I стадии (в г/т):

I этап-БКК, 70;
Т-92, 51,9;
веретенное масло, 44,1.
II этап-БКК, 35;
СД-1, 6;
Т-92, 51,9;
веретенное масло, 44,1.
III этап -СД-1, 50;
Т-92, 51,9;
веретенное масло, 44,1.

На контрольную флотацию (в I камеру) подавались (в г/т):

I этап-БКК, 30;
Т-92, 16,7;
II этап-БКК, 15;
СД-1, 3;
Т-92, 16,7;
III этап -СД-1, 4;
Т-92, 16,7;
IV этап-СД-1, 25;
Т-92, 16,7;

Опробование и контроль технологического процесса, сушка и разделка проб осуществлялись работниками отдела технического контроля опытной фабрики. Анализ проб на золото и серебро, а также обработка результатов работы технологических смен проводилась сотрудниками ИМР.

По результатам опробования и производства анализов подсчитывались среднесменные техноло-

Таблица 1

Результаты работы технологических смен в период снятия балансовых показателей флотации

Используемые реагенты, их расходы, г/т	Содержание		Концентрат					Хвосты флотации				
	Au	Ag	Выход, %	Содерж., г/т		Извлечение, %		Выход, %	Содерж., г/т		Извлечение, %	
				Au	Ag	Au	Ag		Au	Ag	Au	Ag
I этап: БКК-70+30 Т-92- 51,9+16,7 верег. масло-44,1	3,04	26,6	22,73	10,7	106	80,18	86,47	77,22				
	2,18	28,0	14,99	12,9	132,25	88,70	90,17	85,01	0,29	3,4	11,30	9,83
	1,96	28,8	15,18	11,6	144,25	89,84	89,15	84,82	0,27	3,8	10,16	10,85
	2,55	41,10	12,17	18,0	199,25	85,91	90,90	87,83	0,41	4,6	14,09	9,10
	2,77	32,1	22,03	11,3	163,75	89,87	90,24	77,97	0,36	3,8	10,13	9,76
	2,29	29,8	8,50	23,7	138,5	87,97	89,98	91,50	0,3	3,7	12,03	10,02
Среднее по циклу (кроме I смены)	1,96	26,7	15,49	10,8	101,0	85,35	88,21	84,51	0,34	4,1	14,65	11,79
	2,29	31,08	14,73	15,72	146,50	87,94	89,78	85,27	0,33	3,9	12,06	10,22
	2,47	28,9	16,63	13,5	137,0	90,89	89,60	83,37	0,27	3,7	9,11	10,40
	2,39	26,5	17,58	11,3	140,0	83,12	86,11	82,42	0,49	4,4	16,88	13,89
	2,27	27,6	11,56	16,5	169	84,03	86,95	88,44	0,41	4,2	15,97	13,05
	2,73	28,8	11,11	21,7	142,25	88,31	89,50	88,89	0,36	3,7	11,69	10,50
II этап: БКК-35+15 СД-1- 4+2 Т-92- 51,9+16,7 верег. масло-44,1	2,64	29,5	19,28	12,3	122,25	89,83	91,29	80,72	0,34	3,3	10,17	8,71
	2,92	31,3	11,98	21,8	138	89,44	91,66	88,02	0,35	3,3	10,56	8,34
Среднее по циклу	2,57	28,8	14,69	16,18	141,42	87,60	89,19	85,31	0,37	3,77	12,40	10,81

гические показатели обогащения руды.

В результате проведения полупромышленных испытаний получены показатели, отраженные в табл. 1.

Как видно из табл. 1, при флотации по схеме с БКК в качестве собирателя, если исключить результаты первой пусковой схемы, получены самые высокие показатели по извлечению благородных металлов-87,94% Au и 89,78% Ag. Выход концентрата при этом составил 14,73%, а содержание в нем золота 15,72 г/т и серебра 146,50 г/т. Содержание в хвостах в среднем составило 0,33 г/т Au и 3,9 г/т Ag.

Результаты II этапа по извлечению благородных металлов практически одинаковы с результатами первого, несмотря на то, что расход БКК сокращен вдвое (35+15 г/т против 70+30 г/т). Вместо БКК загружался реагент СД-1 в количестве 4+2 г/т. Расходы Т-92 и веретенного масла не изменялись.

В среднем по 6 сменам получено извлечение золота в концентрат 87,60%, серебра-89,19%. Содержание в хвостах в среднем составило 0,37 г/т Au и 3,77 г/т Ag (для более богатой по содержанию золота руды: 2,57 против 2,29 г/т I этапа).

При переходе на работу с одним СД-1 в качестве собирателя извлечение золота снизилось до 75,38%, на III этапе при расходе СД-1 8+4 г/т и до 73,06% на IV этапе при расходе СД-1 50+25 г/т. Извлечение серебра на III этапе составило 77,32%, на IV - 74,41%. Таким образом, судя по результатам испытаний новый реагент СД-1 зарекомендовал себя как эффективный собиратель только в смеси с БКК, расход которого сокращен вдвое. Сводные результаты испытаний приведены в табл. 2.

Всего в период испытаний переработано 149,5 т руды.

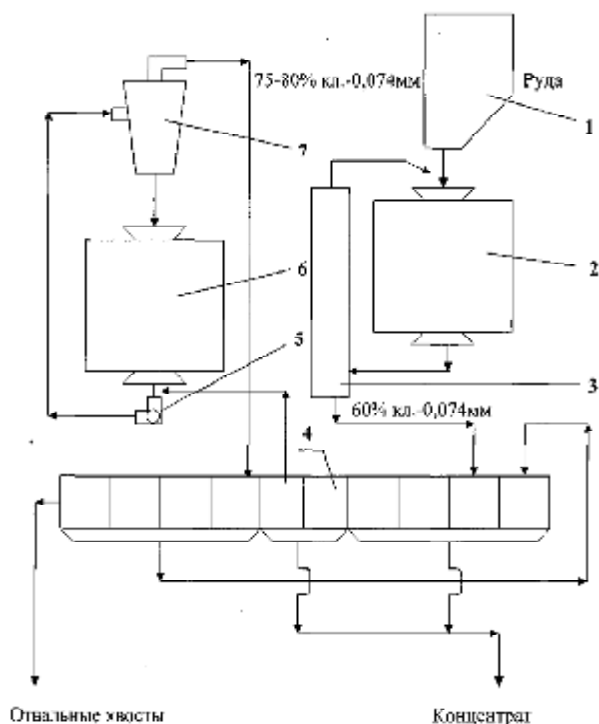
В лабораторных условиях в опытах по принципу непрерывного процесса реагент СД-1 дал более высокие показатели. Так при расходе СД-1 12+6 г/т (веретенное масло-45 г/т, Т-92 -100 г/т) извлечение золота из руды, содержащей 3,44 г/т Au и 45,62 г/т Ag, составило 93,22%, серебра 93,32.

На наш взгляд, имеется ряд причин, по которым в полупромышленных условиях получены более низкие показатели с реагентом СД-1.

Основной причиной, по нашему мнению, являются отличия ползаводской партии реагента от лабораторной.

По-видимому, при синтезе большой партии СД-1 не было соблюдено соотношение компонентов или условия синтеза.

Второй, не менее важной причиной, является отличие условий применения реагента в лаборатории и на установке. По данным проф. Н. Едгорова, руководившего синтезом СД-1, этот реагент может изменить свои свойства при контакте с гидроксидами железа, с мелким порошком железа. На установке реагент подавался



№ п/п	Спецификация оборудования	Марка	Кол-во
1.	Бункер	У=50т	1
2.	Мельница	МШР 1500х1600	1
3.	Классификатор	1 КСН -7,5	1
4.	Флотомашина	ФМР-4	10 камер
5.	Насос песковый	НПГ-1	1
6.	Мельница	МШР 1200х1200	1
7.	Гидроциклон	ГЦ-22	1

Рис. 2. Схема цепи аппаратов полупромышленных испытаний реагента СД-1

в процесс из проржавевшего питателя в мельницу, в которой возможно образование, так называемого, натертого железа. Все это могло повлиять на эффективность действия СД-1. К сожалению, эта информация поступила в ИМР после испытаний.

Третья причина - руда, на которой проводились испытания, была значительно беднее лабораторной по содержанию благородных металлов.

Четвертая причина - скоротечность испытаний и невозможность какой-либо регулировки процесса, кроме изменения расхода реагентов.

Таблица 2

Сводные результаты испытаний реагента СД-1

Используемые собиратели и их расход, г/т	Переработка, т	Выход концентрата, %	Содержание в концентрате, г/т		Извлечение в концентрат, %	
			Au	Ag	Au	Ag
БКК, 70+30	33	14,73	15,72	146,50	87,94	89,78
БКК, 35+15 СД-1, 4+2	30	14,69	16,18	141,42	87,60	89,19
СД-1, 8+4	39	13,73	13,93	154,54	75,38	77,32
СД-1, 50+25	22,5	16,24	10,14	121,75	73,06	74,41

Кроме того, на показатели повлияли, так называемые, технические причины:

- ежесменно выходили из строя насосы, перекачивающие пульпу; работа установки приостанавливалась на ремонт то одного насоса, то другого (все-го три насоса);

- мешалки для приготовления реагентов, питатели реагентов, расходные емкости – отработавшее длительный срок оборудование, которое могло повлиять на эффективность действия СД-1;

- расход вспенивателя Т-92 и веретенного масла

из-за неравномерной работы питателей реагентов резко менялся в ходе процесса, что также могло повлиять на показатели.

Таким образом, в результате испытаний можно сделать вывод о возможности и целесообразности применения нового реагента СД-1 в небольшом количестве в качестве добавки к ксантогенату при флотации руд, перерабатываемых на Ангренской ЗИФ. С целью проверки этой рекомендации желательно провести краткосрочные промышленные испытания на фабрике АЗ ДР.

УДК 622.7(533.463+411) 375

© Попов Е.Л., Егорова О.Г. 2007 г.

ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ САУТБАЙ

Попов Е.Л., зав. отделом технологии переработки минерального сырья, старший научный сотрудник НИИМР, канд. техн. наук;
Егорова О.Г., ведущий инженер НИИМР

Полузаводская проба руды № 7, характеризующая вольфрамсодержащие руды месторождения Саутбай, была составлена из частных проб, отобранных на карьере № 26, и материала скважин Т-1 и Т-2 колонково-технологического бурения. По вещественному составу проба представлена сложным комплексом различных пород: интенсивно окварцованными, карбонатизированными, амфиболизированными, хлоритизированными и в достаточной степени сульфидизированными пироксеновыми и в меньшей степени гранат-пироксеновыми скарнами и скарноидами. Скарны являются основными носителями вольфрамовой минерализации.

Рудная часть пробы представлена пирротинном, пиритом, марказитом (в сумме 7,3%), незначительно халькопиритом, висмутином и другими соединениями висмута. Из нерудных широко представлены - кварц 25,5%, пироксены 21%, карбонаты 16,7%, полевые шпаты 11,5%, амфиболы 4%, слюдястые минералы (всего 49 наименований минералов). Основным полезным компонентом руды является вольфрам, представленный шеелитом, вольфрамитом и тунгститом. Согласно фазовому анализу большая часть оксида вольфрама присутствует в пробе в виде шеелита -90,9%. Значительно меньше 6,6% в форме вольфрамита и гюбнерита и всего 2,5% в форме тунгстита. Карбонатный модуль руды -34 (отношение содержания карбоната к содержанию шеелита), что свидетельствует о том, что руда относится к труднообогатимому объекту.

Химический состав руды (в %): SiO₂-45,69; Al₂O₃-4,54; Fe₂O₃-14,04; FeO-0,98; TiO₂-0,26; CaO-14,84; MgO-1,61; K₂O-0,53; Na₂O-0,92; CO₂-7,35;

CaCO₃-16,8; P₂O₅-0,22; S_{общ.}-4,01; S_{сульф.}-3,89; ППП-6,9; WO₃-0,4; Mo-0,003; As-0,023; Au-0,7 г/т; Ag-2 г/т.

Судя по результатам анализов, руду следует считать комплексной по содержанию вольфрама - 0,4%, меди 0,087%, висмута 0,023% и благородных металлов Au-0,7 г/т и Ag-2 г/т.

Шеелит, являясь основным носителем вольфрама, представляет собой главную промышленную ценность руды. Большая часть его выделений локализована в измененных пироксеновых и гранат-пироксеновых скарнах, несколько меньше в роговиках, кварцитах. В мраморах, скарнированных доломитах шеелит отмечается крайне редко, в количестве единичных знаков. Помимо того, шеелит наблюдается в небольших количествах в кварцевых, кварц-карбонатных, кварц-полевошпатовых прожилках. Довольно часты включения шеелита в пирит-пирротин-марказитовых агрегатах, прожилках и гнездах. Характерной особенностью минерала является крайне неравномерное распределение его в руде.

Это относится как к размерам вкраплений, так и к их количеству и плотности распределения во вмещающих породах. В пироксеновых скарнах шеелит образует включения изометричной, чаще же ксеноморфной формы от единичных до нескольких (3-5) знаков. Довольно часто он образует кучные скопления, цепочки из несвязанных между собой зерен либо дает частую вкрапленность размером 0,12-0,18 мм. Встречаются также небольшие агрегаты шеелита, состоящие из нескольких зерен, тесно сросшихся между собой. В этих случаях до-

вольно четко различаются цвета люминесценции: от голубовато-белесого до кремово-желтого, что свидетельствует о присутствии в руде молибдо-шеелита.

В роговиках характер выделений шеелита аналогичен выше описанному. В кварцитах, кварцевых и кварц-полевошпатовых прожилках выделения шеелита носят иной характер. Это чаще всего идиоморфные кристаллы, имеющие ромбический облик либо близкий к таковому. Здесь кристаллы шеелита несколько крупнее (0,3-0,6 мм), чем в скарнах. Что касается шеелита в сульфидных агрегатах, то все они имеют ксеноморфные очертания с заливчатыми контурами. Общие размеры шеелитовых зерен колеблются от 0,002 до 1,1-5 мм. Основная масса его зерен сильно катаклазирована. Они имеют пористую и трещиноватую поверхность с многочисленными зонами выщелачивания, которые выполняются как рудными, так и нерудными минералами. Шеелит образует множество сложных сростаний со всеми минералами руды. Но наиболее характерными из них являются его сростания с карбонатом, кварцем, пироксенами, амфиболами и, конечно же, сульфидами. Характер сростаний довольно сложный, обусловленный взаимными проникновениями минералов между собой, что связано с морфологическими особенностями выше перечисленных минералов.

Основная масса выделений шеелита (около 60%) относится к среднезернистому (0,1-0,99 мм) классу, более 30% к тонко- и мелкозернистому классам (0,001-0,1 мм).

Перед началом полупромышленных испытаний

проводились лабораторные исследования поступившей руды с целью уточнения расхода реагентов на технической воде Ингичкинской ОМТЭ. Как показали эти испытания, извлечение серы в сульфидном цикле схемы проходит удовлетворительно. Основные проблемы возникают при доводке чернового шеелитового концентрата, особенно с низким содержанием вольфрама. Извлечение шеелита в концентрат в открытом цикле не превышало 60%. Для получения качественного концентрата требуется повышенный расход жидкого стекла - до 11 кг/т руды (до 35 кг/т концентрата). Остаточная концентрация жидкого стекла в операции пропарки 3-5%, в операции флотации 0,9-1,2%. Кроме того, в лаборатории уточнялся расход соды - регулятора pH - в связи с переходом на шахтную воду Ингичкинского рудоуправления, расход медного купороса и сернистого натрия для активации пирротина. На основании проведенных испытаний был определен реагентный режим для работы опытно-промышленной установки. Полупромышленные испытания проводились при производительности 1,44 т в сутки или 60 кг/ч. Все работы выполнялись коллективом ИТР, рабочих и служащих ИОМТЭ под руководством и с личным участием кураторов НИИМРа.

Для переработки руды рекомендована флотационно-гравитационная технологическая схема (рис.), включающая измельчение руды до крупности 66-71% кл. -0,074 мм, сульфидный цикл, флотацию шеелита в черновой шеелитовый концентрат, доводку последнего по методу Петрова с получением флотационного шеелитового концентрата, доизвлечение вольфрама концентрацией на столе в гравиио-

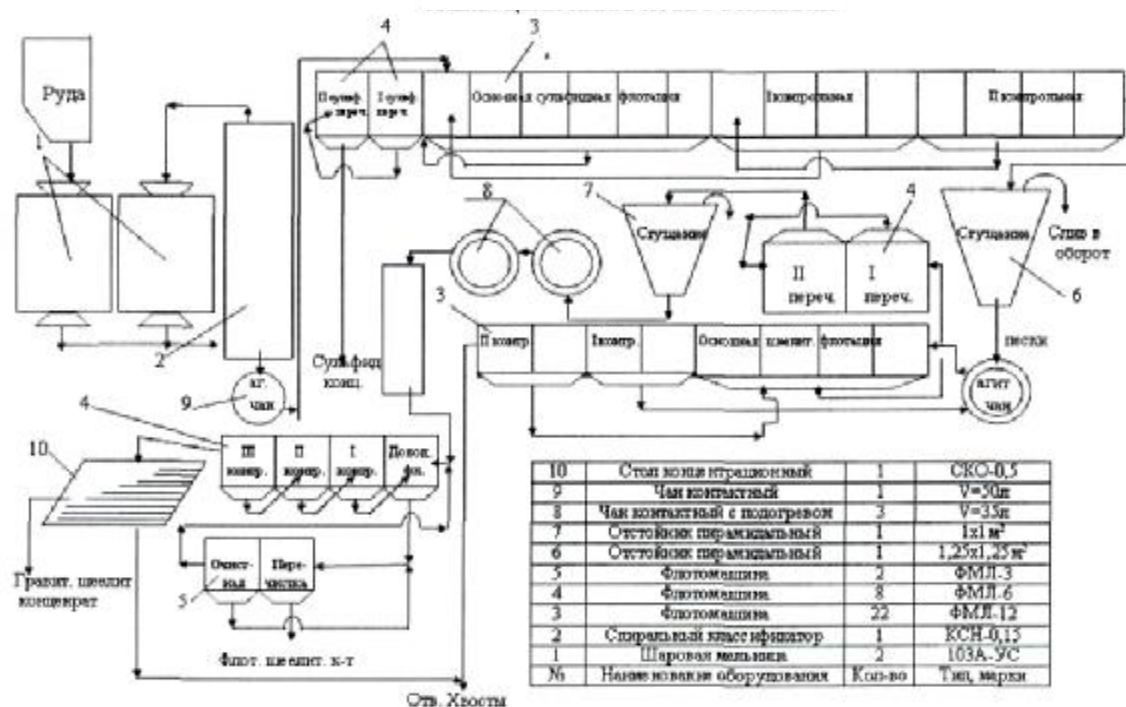


Рис. Схема цепи аппаратов установки

концентрат.

Схема цепи аппаратов установки показана на рис. Следует подчеркнуть, что в отличие от лабораторной схемы хвосты сульфидного цикла сгущались до 40-42% твердого. Обработка реагентами материала, поступающего на шеелитовую флотацию, производилась в плотной пульпе, а сама шеелитовая флотация велась после разбавления пульпы свежей водой. Слив от сгущения хвостов сульфидной флотации направлялся в оборот в операции измельчения руды. Таким способом значительно снижалось влияние растворимых солей в пульпе (после измельчения и сульфидной флотации) на флотацию шеелита. До введения в схему операции сгущения пульпы перед шеелитовой флотацией последняя практически не шла даже при значительной загрузке олеиновой кислоты. Кроме того, за счет оборота слива удалось сократить количество соды на сульфидную флотацию с 11 до 4,5 кг/т руды. Обеспечено стабильное ведение процесса флотации. С целью увеличения извлечения сульфидов и предотвращения попадания их в цикл шеелитовой флотации количество контрольных операций увеличено до двух.

После сгущения материал направлялся в агитчан с подогревом до 27°C, где контактировали его с жидким стеклом и олеатом натрия. После разбавления свежей водой материал подвергался флотации. Концентрат основной шеелитовой флотации дважды перечищался и направлялся на сгущение в конус. Сгущенный черновой концентрат поступал в агитчан с подогревом, где при температуре 85-90°C по методу Петрова велась пропарка с жидким стек-

лом в течение 1 ч. Цикл доводки чернового шеелитового концентрата включал основную доводочную, три контрольных, перечистную и очистную операции флотации. Хвосты контрольной доводочной флотации направлялись на концентрирующий стол.

В схеме опытно-промышленных испытаний использовались следующие реагенты: сода кальцинированная, олеиновая кислота российского производства марки-Б, сернистый натрий плавильный, бутиловый ксантогенат калия (БКК), медный купорос, вспениватель Т-80 и флокулянт полиакриламид (ПАА). На сульфидную флотацию подавались (в г/т): сода-4509, сернистый натрий-1085, медный купорос-296, БКК-327 и Т-80-146. Жидкое стекло загружалось в операции основной шеелитовой флотации-783 г/т (в агитчан), второй контрольной шеелитовой флотации-380 г/т и на пропарку-9370 г/т. Содово-щелочная эмульсия олеиновой кислоты подавалась в агитчан перед основной шеелитовой флотацией-191 г/т; на первую контрольную-71 г/т и при доводке-18 г/т. ПАА использовался при-15 г/т. Дозировка реагентов в операции осуществлялась достаточно точно стаканчиковыми питателями конструкции ИОМТЭ.

В наладочный период определена возможность получения сульфидного концентрата с высоким извлечением серы 91,76-93,20% и отвальных по содержанию оксида вольфрама хвостов (0,07-0,066% WO₃). Содержания оксида вольфрама в черновом концентрате невысокие 1,38-1,90%. В балансовый период в течение 31 смены (248 ч) были сняты технологические показатели приведенные в табл. В балансовый период переработано 20,3 т руды, всего 26,6 т. Удельный расход воды составил 6,84 м/т, в том числе оборотной 2,43 м/т.

В результате обогащения руды № 7 получены флотационный и гравитационный шеелитовые концентраты, суммарное извлечение в которые составило 75,49% WO₃. Флотационный концентрат содержал 55,61% WO₃, гравитационный - 31,69% WO₃. Объединенный концентрат отвечает требованиям ГОСТ 213-83 на «концентрат вольфрамовый» марки КШ-4.

Химический состав полученных концентратов (в %):

- флотационный SiO₂-2,42; Al₂O₃-1,68; Fe₂O₃-1,70; FeO-0,70; TiO₂-0,03; CaO-27,18; MgO-1,32; K₂O-0,30; Na₂O-0,30; CO₂-8,8; CaCO₃-2,20; P₂O₅-0,51; Собщ.-0,40; Сульф.-0,3; ППП-12,20; WO₃-55,31; Cu-0,003; Bi-0,008; Mo-0,068; As-0,018;
- гравитационный SiO₂-20,60; Al₂O₃-1,93; Fe₂O₃-5,20; FeO-10,26; TiO₂-0,15; CaO-19,60; MgO-0,60; K₂O-0,05; Na₂O-0,14; CO₂-8,09; CaCO₃-18,4; P₂O₅-0,33; Собщ.-0,90; Сульф.-0,85; ППП - 16,44; WO₃-31,69; Cu-0,07; Bi-0,024; Mo-0,030; As-0,012.

Флотационный концентрат отвечает требова-

Таблица
Технологические показатели обогащения руды месторождения Саутбай

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		WO ₃	S	WO ₃	S
Шеелитовый концентрат флотационный	0,475	55,61	0,40	66,65	0,05
Шеелитовый концентрат гравитационный	0,110	31,69	0,90	8,84	0,03
Товарная продукция (объединенный концентрат)	0,585	51,09	0,52	75,49	0,08
Сульфидный концентрат	11,80	0,154	30,11	4,59	94,0
Хвосты основного цикла	65,745	0,069	0,17	11,47	3,13
Хвосты доводки	21,870	0,153	0,48	8,45	2,79
Итого: отвальные хвосты	87,615	0,09	0,25	19,952	5,92
Руда	100,0	0,396	3,78	100,0	100,0

ниям ГОСТ 213-83 к марке КШ-2 по всем компонентам, кроме молибдена (0,068 против 0,04% по ГОСТу). Повышенное содержание молибдена объясняется его присутствием в самом шеелите в виде молибдошеелита. Основная примесь в концентратах - карбонаты.

Фазовый анализ продуктов обогащения на вольфрам показал, что потери оксида вольфрама в хвостах основного цикла увеличены за счет присутствия в руде вольфрамитов, в хвостах доводки - за счет шеелита. Извлечение оксида вольфрама по формам его нахождения в руде составило (в %): во флотоконцентрат шеелита 68,82; вольфрамитов 45,67; тунгстита 44,65; в гравитофлотоконцентрат-шеелита 8,96; вольфрамитов 8,97; тунгстита 2,75.

Для шеелита оно выше, чем в целом извлекаемое из руды.

Потери оксида вольфрама происходят в основном за счет тонких классов, где содержание его выше, чем в целом по хвостам.

Кроме того, получен сульфидный концентрат с содержанием 30,11% серы, 0,154% WO_3 при выходе 11,8%. В сульфидный концентрат извлекается 90,97% Cu, 65,3% Bi, 84,3% Au и 73,75% Ag при содержании металлов: Cu-0,67%, Bi-0,12%, Au-5 г/т и Ag-12,5 г/т.

В лаборатории из сульфидного концентрата выделен медный промпродукт, содержащий 12,17%

Cu при его извлечении 60,2% от руды (выход продукта 0,43%). В этот же продукт извлекается 9,8% Bi от содержащегося в руде при содержании его 0,5%. Прямым цианированием золото и серебро извлекаются недостаточно эффективно. По видимому, требуется специальная подготовка концентрата - обжиг, азотнокислотная обработка, биовыщелачивание серы с целью вскрытия золота.

Сульфидный концентрат не отвечает требованиям к «колчедану серному флотационному» по содержанию серы (ГОСТ 444-75).

При реализации схемы в промышленности он может быть использован для получения медного промпродукта после сгущения, доизмельчения до крупности 90% кл.-0,074 мм, десорбции реагентов сернистым натрием и флотацией в присутствии извести (до 3 г/т исходного концентрата), бутилового ксантогената -20 г/т и Т-80 -20 г/т. По содержанию меди медный продукт отвечает требованиям ОСТ 48-77-82 (марка ППМ). Содержание в нем золота до 7 г/т.

Таким образом, можно считать, что руды Саутбайского месторождения могут обогащаться по разработанной схеме вполне удовлетворительно с получением кондиционного вольфрамового концентрата и медного промпродукта. При переработке медного концентрата возможно извлечение содержащегося в нем золота.

УДК 621.91.01.

© Кушназаров И.К., Алтынбаев Р.Р. 2007 г.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ОБРАБОТКИ ПЛОСКОСТЕЙ ПРИНУДИТЕЛЬНО ВРАЩАЮЩИМСЯ РЕЖУЩИМ ИНСТРУМЕНТОМ

Кушназаров И.К., зав. кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; Алтынбаев Р.Р., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

Процесс обработки с принудительно вращающимся режущим инструментом (ПВРИ), когда скорость резания превышает подачу на несколько порядков отличается от схемы с самовращающимся инструментом. В силу того, что величина S несоизмеримо мала в сравнении со скоростью, контактные процессы полностью определяются последней. Влиянием подачи S на эти процессы согласно [1] практически можно пренебречь. Но, в то же время, величина S будет определяющим образом влиять на процессы в слоях лежащих вне контакта с инструментом в пределах зоны распространения пластической деформации и области ограниченной значимости критических температур. Здесь под поня-

тиями критических температур речь идет о граничных значениях их, при которых возможны структурные, субструктурные и дислокационные изменения. Значения последних определяют физико-механические свойства металла заготовки подвергнутого деформации.

Рассмотрим схему резания представленную на рис. 1.

В рассматриваемом случае ($V \gg S$), когда возможно попутное и встречное резание, величина скорости подачи S может быть соизмеримой с размером зоны опережающей пластической деформации или больше неё значительно. Если выбрать попутную подачу как показано на рис. 1, то размер

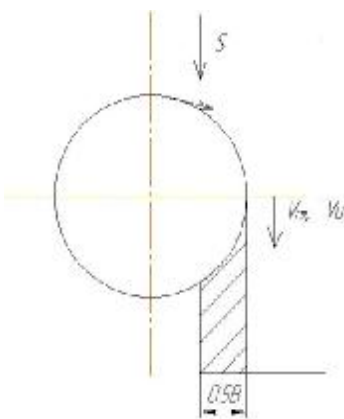


Рис 1. Схема попутного фрезерования

зоны опережающей деформации h_n будет меньше чем при встречном резании. Это положение установлено нами в работе [2]. Кроме этого, попутное резание приведет к сокращению времени прохождения материалом заготовки зон распространения критических температур. В [2] было отмечено, что чрезмерное увеличение окружной скорости инструмента нежелательно, так как это приводит к значительным расходам на модернизацию станка. В промышленности (в основном на крупных машиностроительных предприятиях) применяются специальные станки с частотой вращения шпинделя $n_{шп}$ позволяющей достичь скорость $V_i > 50$ м/с ($n_{шп} > 5000$ об/мин). Стоимость такого станка в 10 раз превышает таковую для станков обычного исполнения. Учитывая особенность машиностроительной промышленности Узбекистана состоящей в основной массе из средних и мелких предприятий, ограничимся значением $n_{шп} = 3000$ об/мин. Что, в свою очередь, диктует необходимость поиска технического решения, позволяющего компенсировать недостачу тепла вследствие снижения величины V_i . Из изложенного выше следует, что направление подачи S должно обеспечить встречное резание. Тогда увеличится размер h_n (глубина наклёпа) и размеры области теплового поля в заготовке ограниченной критическими температурами.

Экспериментальная проверка показала, что при обработке по рассматриваемой схеме долотной стали 12ХН4МА в диапазоне $n_{шп} = 2000 \div 3000$ об/мин., $t = 2$ мм, $B = 50$ мм. Подачу можно довести до $S_m = 250$ мм/мин. Но этот предел можно преодолеть. Одним из путей интенсификации процесса обработки по этой схеме является введение дозированного количества дополнительного тепла в зону резания [3].

Однако, практическая реализация такого способа интенсификации процесса обработки предполагает использование дополнительных устройств. Нами разработан способ (Пат. РУз №2957) позволяющий управлять свойствами деформируемых слоев металла за счет высокочастотного охлаждения, применение которого позволяет расширить диапазон назначаемых подач до значений $S_m = 500 \div 1000$ мм/мин.

В этом случае производительность увеличивается в сравнении с традиционным торцевым фрезерованием плоскости в 5÷7 раз. При этом стойкость

инструмента также увеличивается в 3÷4 раза. А использование в качестве инструментальной простой конструкционной стали, взамен твердого сплава, сокращает расходы на инструмент более чем в 10 раз (в проведении экспериментов участвовал Мусав Ф.Ф.)

Рассмотрим механизм, позволяющий интенсифицировать рассматриваемую операцию, более подробно.

Принципиальная кинематическая схема обработки состоит из двух сочетаемых рабочих движений:

1. Движение заготовки относительно режущего диска, обеспечивающего снятие основной массы стружки (за счет сдвига, аналогичного процессу строгания).

2. Вращения диска, обеспечивающего нагрев металла заготовки в зоне резания и вынос части стружки (аналогично процессу шлифования).

Причем сочетание этих движений может быть «попутным» и «встречным». Величиной и направлением первого движения определяются процессы в зоне деформирования, физико-механические свойства металла сдвигаемой стружки и производительность процесса обработки. Второе движение, главным образом, влияет на состояние материалов инструментального и обрабатываемого. Физико-механические свойства обрабатываемого материала в площадях контактирующих с режущим диском и прилегающих к ним тонких слоев (толщиной не более 0,2 мм.) непосредственно зависят от величины окружной скорости на образующей диска. Кроме того, эта величина оказывает решающее влияние на контактные процессы. Работа, затраченная на преодоление сил адгезии и деформацию микровыступов, преобразуется в тепло, в первую очередь, на контактных площадках. В пределах этих площадок могут наблюдаться термофлуктуации, мгновенно повышающие температуру в контакте, в котором располагается изолиния максимальной температуры. Чем выше скорость, тем больше количество тепла генерируется в этой зоне. Последнее приводит к разупрочнению материала и облегчает работу деформирования.

Таким образом, деформация являющаяся функцией температуры и тепловыделения, в это же время сама является фактором определяющим интенсивность тепловыделения. Существование прямой связи тепло - температура - деформация приводит к обратной связи деформация - тепло - температура. Следовательно, цикл процесса замкнутый, стремящийся к установившемуся значению за счет саморегулирования.

Это обстоятельство указывает на то, что интенсификацию процесса обработки можно осуществить несколькими путями:

1. За счет введения дозированного количества дополнительного тепла тем или иным способом

непосредственно в контакт.

2. Предварительным подогревом металла, при котором прогретый слой несколько больше чем глубина распространения пластической деформации.

3. Уменьшением работы пластической деформации в самом процессе за счет предварительного разрушения или деформирования на глубину срезаемого слоя. Например: обработки ультразвуком, разрушением за счет разрядов приводящих к образованию микротрещин, предварительным наклепом и т.д.

4. За счет увеличения скорости на образующей диска.

5. За счет управления тепловым полем посредством изменения градиента температуры.

Как было отмечено ранее, практическая реализация первых трех путей требует применения дополнительных устройств или увеличения расхода энергии. Четвертый приводит к увеличению затрат на капитальные вложения. Более рациональным оказывается пятый путь.

Так как управление градиентом температуры, непосредственно в процессе обработки, можно осуществлять не только за счет введения дополнительного количества тепла, возможно несколько, довольно простых, способов. В частности, управлять им можно за счет создания искусственных стоков тепла или создания условий для аккумуляции тепла в зоне деформации. Для первого необходимо применение специальных СОЖ или создание холодильников с большой интенсивностью отбора тепла. Учитывая наличие двух движений, появляются объективные затруднения для практического осуществления. Вопрос аккумуляции выделяющегося в процессе обработки в результате действия двух рабочих движений тепла решен нами. Способом (Пат. №2957 РУз), учитывающим следующие обстоятельства:

1. Тепло в зоне деформации выделяется непосредственно в контакте, а также в слоях, лежащих под ним.

2. Градиент температуры направлен по оси Z (рис. 2).

3. На контакте выделение тепла связано с трением скольжения и деформацией (в пределах h_n). Следовательно, здесь же располагается изолиния максимальной температуры.

4. Если конкретную поверхность охлаждать непосредственно при резании, то градиент температуры по оси Z увеличится за счет локализации теплового поля [4].

Таким образом, для практической реализации задачи, связанной с локализацией зоны, подвергнутой деформации, необходимо обеспечить доступ хладагента в зону резания. Это легко решить, снабдив периферию диска специальными вырезами (рис. 2, а). При этом удачно совмещается требование к охлаждению инструмента и, в особенности, если диск с вырезами будет омываться потоком СОЖ с двух контактных сторон. Следует также от-

метить еще одно достоинство предлагаемого решения. Оно заключается в том, что при работе по такой технологии очень тонкий поверхностный слой металла, лежащий перед диском, будет подвергнут термоциклированию с заданной частотой, что вызовет образование микротрещин в этом слое и облегчит работу разрушения.

Очевидно, резание по предлагаемому способу требует ограничения скорости по его минимальному значению, которое будет связано с тем, что значительное уменьшение V приведет к увеличению времени нахождения рабочих участков диска в контакте и, следовательно, может его разупрочнить.

Граница должна определяться исходя из условий достаточности V скольжения, обеспечивающей температуру в зоне резания $Q > T_{рек}$, где $T_{рек}$ – температура конца рекристаллизации отрезаемого материала.

Назначение такой частоты вращения шпинделя не требует применения специальной его конструкции. Кроме того, снижение V приводит к уменьшению значений деформации и скорости деформации. В этом случае наблюдается разупрочнение обрабатываемого материала, но при этом значение Q , как указывалось ранее, должно быть не менее $Q > T_{рек}$. Экспериментально определив температуру, развиваемую при изменении скорости (рис. 3), можно

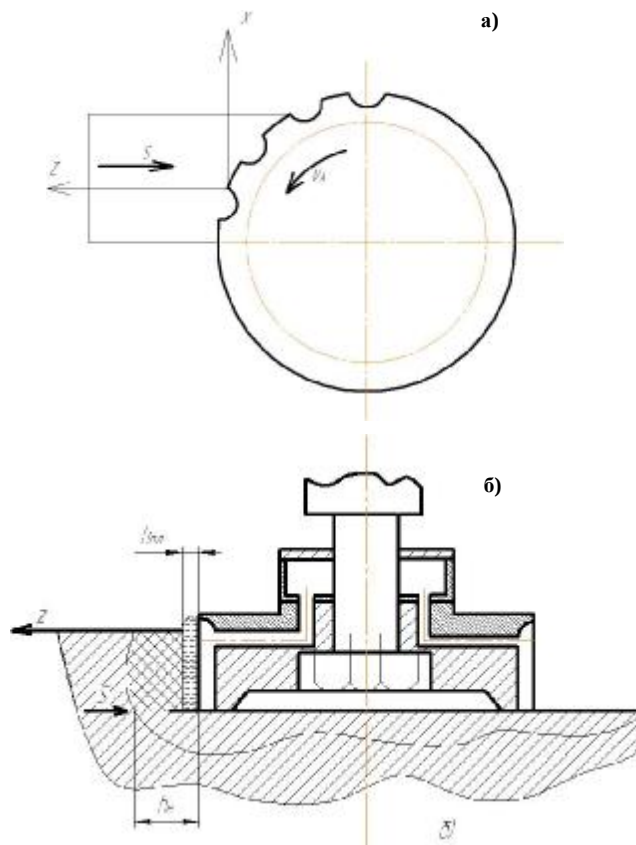


Рис. 2. Схема ротационного фрезерования с высокочастотным охлаждением

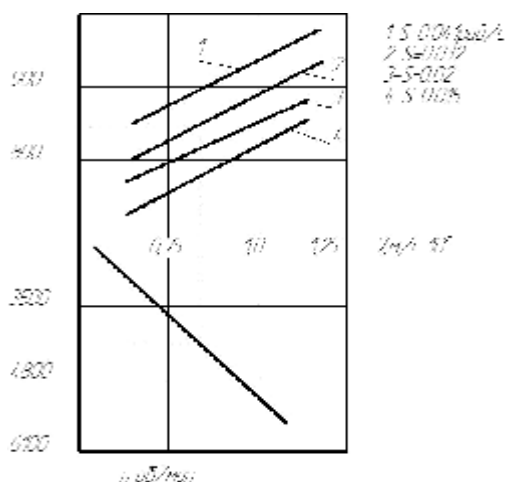


Рис. 3. Номограмма для определения частоты вращения диска

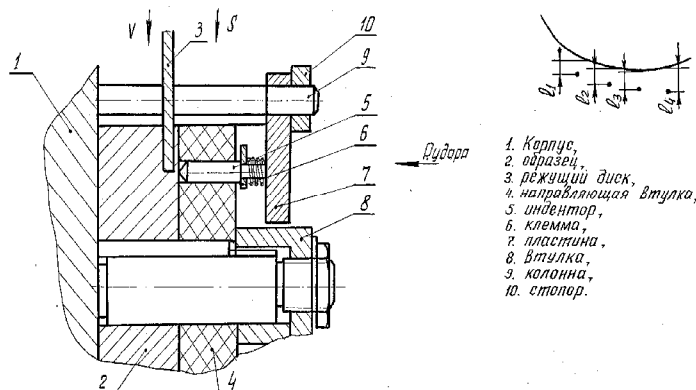


Рис. 4. К методике определения распределения твердости и температуры в зоне реза

определить необходимую величину для выбранного значения подачи.

Для этого построена номограмма по экспериментальным значениям температуры в условиях изменения линейной скорости на периферии диска для различных подач. Диаметр диска при этом $D=400$ мм.

Например, если Трек материала = 850°C , и подача $S = 0,031$ рад/с, то как видно из номограммы, значение необходимого числа оборотов будет 4000 об/мин.

При проведении исследований, нами не ставилась цель определить характер всех критических процессов, происходящих непосредственно в контакте инструмента с обрабатываемым материалом. Мы исходили из того, что разрушение материала является результатом работы на контакте и работы, затрачиваемой на деформацию слоев металла, прилегающих к этой поверхности. Если увеличить тем-

пературу в слоях, лежащих под поверхностью резания, то это приведет к уменьшению твердости. Последнее должно сократить энергетические затраты на осуществление отрезки.

Для решения поставленной цели была изменена конструкция диска. Как видно из рис. 2, режущая часть диска состоит из двух участков. Нагревающего – I_1 и охлаждающего – I_2 . Подача СОЖ в охлаждающий участок осуществляется по выточкам через специальные каналы. Длины участков I_1 определяются из требования $Q_{\text{конт}} > T_{\text{рек}}$.

Значение $Q_{\text{конт}}$ можно определить экспериментально или рассчитать по рекомендациям проф. В.А. Сипайлова для прерывистого контакта. Длина участка I_2 – будет оказывать влияние на $Q_{\text{конт}}$, а также определять градиент температуры и твердости, что должно изменить размер h_n .

На рис. 4 приведена конструкция специального приспособления, применявшегося нами для определения температуры и твердости. Градиенты твердости и температуры определялись в точках расположенных перед периферией диска непосредственно в процессе резания. Анализ результатов распределения температуры в зоне h_n показал, что в случае резания с подачей СОЖ в контакт по периферии диска, поле распространения максимальных температур весьма заметно сужается. Так, точка со значением $Q=700^\circ\text{C}$ в этом случае сдвигается до размера $1\div 1,5$ мм, по сравнению с резанием без охлаждения. Значение температуры в точке, расположенной наиболее близко к контакту, на $0,25$ мм увеличивается. А температура в контакте снижается на $180\div 200^\circ\text{C}$. По мере удаления от контакта по оси Z в случае охлаждения наблюдается более интенсивное снижение температуры. Это обстоятельство позволяет, на наш взгляд, сделать вывод о правильности предложенного пути решения задачи. Измерение температуры полусинтетической термпарой связано с определенной погрешностью. Поэтому была поставлена цель подтвердить полученные результаты другим способом.

Таким способом, характеризующим изменение теплового состояния, является определение динамической твердости в момент определения температуры. Приведенные выше результаты могут явиться, на наш взгляд, достаточным доказательством того, что поле деформации и распространения тепла, в случае применения предложенного способа, локализуется.

Следствием сужения поля является увеличение градиентов твердости и температур, наличие которых определяет механизм резания.

Список литературы:

1. Н.Н. Зорев. Исследование элементов механики процесса резания М.Машгиз 1962, 363 с.
2. И.К. Кушназаров. Исследование влияния температуры в контакте на качество реза. Журнал «Горный вестник Узбекистана», 2003. №1, 52-54 с.
3. Якубов Ф.Я. Структурно энергетические аспекты упрочнения и повышение стойкости режущего инструмента. Крымучледгиз 2005 стр. 300.
4. В.А. Сипайлова. Тепловые процессы при шлифовании. Ижевск 1987, 150 стр.

ДИНАМИЧЕСКОЕ ПОВЕДЕНИЕ МНОГОСЛОЙНЫХ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ТЕЛ С ЖИДКОСТЬЮ ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ НЕСТАЦИОНАРНЫХ НАГРУЗОК

Носирова Ш.Н., доцент кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГТИ, канд. тех. наук

Исследование распространения нестационарных возмущений в слоистых упругих и вязкоупругих средах представляет значительный научный и практический интерес. Это связано как с необходимостью изучения возможных повреждений конструкций при прохождении через них импульсов напряжений, так и с различными технологическими приложениями. В частности, волны напряжений используются при измерении упругих постоянных материала, обнаружении трещин и передаче информации.

Необходимо отметить, что если напряженно-деформированное состояние элементов конструкций при статическом и квазистатическом нагружении может быть рассчитано при помощи хорошо разработанных методов, то анализ распространения нестационарных волн в конструкциях представляет собой сложную математическую задачу. В данной работе рассматривается задача о динамическом поведении k -слойного вязкоупругого бесконечно длинного кругового цилиндра, внутренняя поверхность $r=R_0$ которого нагружена равномерным давлением $P(t)=P_0 f(t)$, наружная – свободна от напряжений (рис.).

Для решения поставленной задачи использован вариационный метод. Минимизация функционала, представляющего собой преобразования по Лапласу полную энергию, приводит к системе интеграл-дифференциальных уравнений, которая решается методом усреднения Крылова-Боголюбова. Динамическая задача для k -слойного цилиндра с жидкостью сводится к решению системы уравнений.

$$(l_i + 2m_i)L(u_i) = g_i \frac{\partial^2 u}{\partial t^2};$$

$$(r_{i-1} \leq r \leq r_i, \quad i = 1, 2, \dots, k)$$

$$\left\{ \left[\left(1 + \frac{x_1 + 2m_i}{r_0} \frac{s}{st} \right) \Delta \frac{1}{a_0^2} \frac{s^2}{st^2} \right] \Psi = 0 \right.$$

$$\left. \left[\left(\frac{s}{st} - n\Delta \right) \Phi I_1 = 0 \quad \left(\frac{s}{st} - n\Delta \right) \Phi I_2 = 0 \right] \right. \quad (1)$$

При следующих граничных и начальных условиях:

$$s_r^{(i)} = -p_0 f(t) (r=r_0); \quad s_r^{(i)} = s_r^{(i+1)};$$

$$u_j = u_{j+1} (r=r_j, \quad j=1, 2, \dots, k-1) \quad (2)$$

$$s_r^{(k)} = p_0 (r=r_k); \quad u_i = 0; \quad \frac{\partial u_i}{\partial t} = 0 \quad (t=0),$$

где μ – коэффициент вязкости; $l_1 = -\frac{2}{3}m$ – второй коэффициент вязкости, a_0 – скорость распространения волн в жидкости; u_i , $s_r^{(i)}$, g_i и l_i , m_i – соответственно,

перемещения, радиальные напряжения, плотность и операторные коэффициенты Лямэ i -го слоя цилиндра:

$$L = \frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{1}{r^2}; \quad f \cdot g = \int_0^x f(t-x) dg(x)$$

Введя величины:

$$r = \frac{r}{r_0}; \quad r_i = \frac{r_i}{r_0}; \quad t = \frac{C_1 t}{r_0}; \quad d_i = \frac{C_1}{C_i}$$

$$C_i^2 = \frac{x_i(0) + 2m_i(0)}{\Gamma_i}; \quad R_i = \frac{l_i + 2m_i}{l_i(0) + 2m_i(0)},$$

$$G_i = \frac{l_i}{l_i(0) + 2m_i(0)}; \quad K_i = \frac{l_i(0) + 2m_i(0)}{l_i(0) + 2m_i(0)},$$

$$U_i = \frac{u_i}{r_0}; \quad \Gamma_i = \frac{g_i}{g_1};$$

$$R_i \cdot j = R_i(0) j(t) - \int_0^t R_i^*(t-x) j(x) dx$$

Для решения поставленной задачи (1)-(2) при помощи преобразования Лапласа по времени t по оси z преобразование Фурье, тогда формула свободных колебаний k -слойного упругого цилиндра принимает следующий вид:

$$L(V_{in}) = -w_n^2 d_i^2 V_{in} \frac{dV_{in}}{dr} + \frac{n_1}{1-n_1} \frac{V_{in}}{r} = 0 \quad (r=1)$$

$$k_j \left[\frac{dV_{in}}{dr} + \frac{n_j}{1-n_j} \frac{V_{jn}}{r} \right] =$$

$$= K_{j+1} \left[\frac{dV_{j+1,n}}{dr} + \frac{n_{j+1}}{1-n_{j+1}} \frac{V_{j+1,n}}{r} \right];$$

$$V_{jn} = V_{i+1,n} (r=r_j, \quad j=1, 2, \dots, K-1)$$

$$\frac{dV_{kn}}{dr} + \frac{n_k}{1-n_k} \frac{V_{kn}}{r} = 0 \quad (r=r_k, \quad i=1, 2, \dots, k)$$

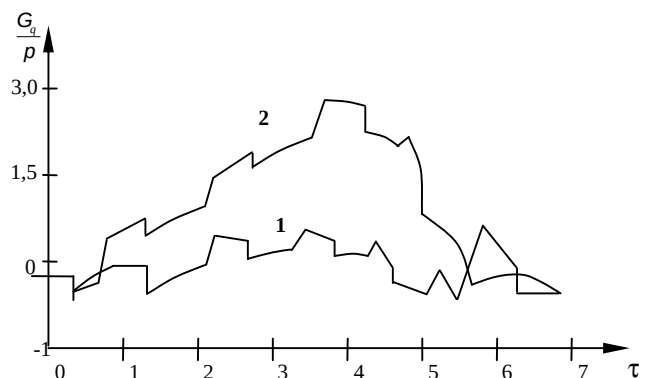


Рис. Распределение окружных напряжений на каждой стороне поверхности раздела для двухслойного упругого цилиндра в зависимости от времени τ : 1- $\rho=1,4$; 2- $\rho=1,5$

$$\begin{cases} \frac{d^2 f^{Fe}}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{df^{Fe}}{dr} + (h_i^2 - \frac{m^2}{r^2}) f_i^{Fe} = 0 & (i=1,2,3) \\ h_1 = \sqrt{b^2 + \frac{3I^2}{3a_0 + 4In}}, \quad h_2 = h_3 = \sqrt{b^2 + \frac{I}{n}} \end{cases}$$

где β и λ - параметры преобразования Фурье и Лапласа; индекс FL- обозначает изображение соответствующей величины. Решение уравнения (3) выражается через функции Ханкеля и Бесселя. В качестве примера исследовано динамическое поведение двухслойного упругого цилиндра. Положим, что свойства материала внутреннего цилиндра близки к свойствам алюминия ($E_1=6,71 \cdot 10^4$ кг/мм², $\gamma_1=2,95 \cdot 10^{-6}$ кг/мм³; $\nu_1=0,3$), а внешнего – к свойствам стали ($E_2=2,13 \cdot 10^4$ кг/мм²; $\gamma_2=8,85 \cdot 10^{-6}$ кг/мм³, $\nu_2=0,3$). Цилиндр имеет следующие размеры: $r_0=2,5$ см; $r_1=3,75$ см, $r_2=5$ см, в этом случае $\delta_2=1$; $\rho_1=1,5$; $\rho_2=2$, огра-

ниваясь величинами первого порядка малости в асимптотических выражениях для определения напряжений. На рис. показано распределение окружных напряжений в зависимости от времени τ на поверхности раздела слоев.

Анализ полимерных результатов свидетельствует о том, что напряжения равны нулю, пока волновой фронт не достигает поверхности $r=r_1$. По достижении волновым фронтом поверхности раздела окружные направления на каждом слое различны по величине различия механических характеристик материалов.

Список литературы:

1. Москвитин В.В. Сопротивление вязкоупругих материалов. – М. Наука, 1972. -328 с.

УДК 621

© Муродов Ш.М., Муродов М.М. 2007 й.

ТУПРОҚҚА ИШЛОВ БЕРУВЧИ ИШЧИ ОРГАНЛАР ТЎҒРИСИДА

Муродов М.М., Бух.ОО ва ЕСТИ, «Механика» кафедраси мудири, техн. фанл. доктори, профессор; Муродов Ш.М., Бух.ОО ва ЕСТИ, «Механика» кафедраси ассистенти техн. фанл. номзоди

Дехқончилик амалиётида, панжа ва тишларни тупроқ массасидаги ҳаракати туфайли тупроқ юмшатилади. Ишчи органлар кўринишида, панжалар ёки тишлар ишлатилиши мумкин. Юмшатиш кенглиги, ишлаш кенлигидан ортиқ бўлган жисملарга плуг корпуси мисол бўлади.

Панжа билан тишлар–чизеллар, тишли бороналар, культиваторлар экишдан олдин тупроққа ишлов берувчи куруллар ва бошқалар учун ишчи органи сифатида ишлатилади.

Чизеллар. Чизелнинг асосий бажарадиган иши, каттиқ тупроқни кўпол юмшатишдан иборат. Шунингдек, чизеллар кўп йиллик бегона ўтлар билан курашишда ва бегона ўт қолдиқлари ва ерга берилган нурини тупроқ билан аралаштиришда фойдаланилади.

Кўпчилик ҳолларда чизелларнинг ишлаш чуқурлиги ҳайдалма қатламга тенг бўлади. Ишчи органлар (1-расмда кўрсатилганидек) бикр устунлар пружинали сақлагичли устунларда ўрнатилиши мумкин. Шунингдек, чизелларда пружиналик тишлар ёки панжалар ишлатилиши мумкин.

Эгилувчан устунларда қўйилган ишчи органлари ўзини бегона ўтлар ёки ёпишган тупроқлардан тозалаш қобилиятига эга, ҳар қандай тўсиқлардан, емирилмасдан ўтиши мумкин: қотган кесак бўлагини майдалайди ва х.к.

Панжалар турли формаларда бўлиб, устуннинг учига маҳкамланади ва ундан кенгрок бўлади, ишчи органнинг кесиш бурчаги 30-60° бўлади. Панжалар

емирилганда ёки тупроққа ишлов бериш ҳаракати ўзгарганда алмаштирилади.

Кесиш бурчаги қанча катта бўлса, тупрокнинг вертикал силжиши шунча кичик бўлади, тортиш кучи катта ишчи органни тупроққа кириши қийинлашади. Катта ишчи органлари кичик кесим бурчаги билан жойлаштирилади. Берилган чуқурлик таянч гилдираклар билан оширилади.

Нормал ишлаш тезлиги 6-8 км/соат, тезликни ошириш билан кўпроқ бўлақларининг майдалаш кўпаяди.

Тишли бороналар. Тишли бороналар тупрокнинг юзадаги қатламида кесаклар (комк)ни майдалаш, яъни экишдан олдин тупроққа ишлов бериш мақсадида ишлатилади. Улар ҳам тупрокни қолдиқлар билан аралаштириш ва текислаш функциясини ҳам амалга оширади.

Бунда катта агрегатлар аралаштирилганда юқорига кўтарилади. Ишлаш чуқурлиги 8-10 см бўлиб, улар унча катта бўлмаган рамага жойлаштирилган бўлади. Тишлар, одатда, тўғри тўртбурчак қирқимиға эга бўлиб, бикир равишда тик ўрнатилган бўлади.

Айримларида унинг пастки қисми эгилган бўлади. Олдинга (агрегат йўналиши) қараб тишларни эгилганлиги уларни тупроққа яхши чуқурлашишга имкон беради, тишлар орқали эгилган бўлса, ишлаш чуқурлиги камаяди. Тишларга квадрат қирқимларини бериш тупрокни яхши майдалашга олиб келади.

Тишга тўғри келадиган нисбий кучдан боғлиқ равишда, кесиш бурчагини камайтириш, тортиш кучи йўналишини қиялигини камайтириш ва ишлаш тезлигини камайтириш (ишчи органни) чуқурлашишига олиб келади. Тишлик бороналарда таянч ғилдираклари йўқ.

Уларнинг ишлаш тезлиги 8 км/соатдан кам бўлмаслиги керак, тезлик ошиши билан тупрокни синдириш (майдалаш) эффекти ошади.

Культиваторлар. Культиваторлар, тишли бароналар ва чизеллар ўртасидаги ҳолатни эгалловчи қуроллардир. Культиваторлар экиш олдида ишлов беришда ва қатор ораларга ишлов беришда ишлатилади.

Чизель-культиваторларнинг устунларнинг учларига юмшатиш ва етик қирувчи панжалар бириктирилади. Шунингдек, культиваторлар қатор ораларига ишлов бериш учун ҳам ишлатилади. Нам тупрокни юзага чиқармаслик мақсадида кесиш бурчаги катта қилиб олинади. Зарур бўлган чуқурликда ишчи органларни ишлатиш учун таянч ғилдираклари ишлатилади.

Шунинг учун ҳайдалма қатлам остидаги зичланган тупрокни юмшатиш мақсадида турли хил, ер чуқурлагич панжалар қўлланади. Булар тўғрисида батафсил материаллар [1-7] манбаларда келтирилган.

Вибрацион қуроллар. Баъзан вибрацион (титровчи) ишчи органлар, ишлатилади, хусусан, вибрацион почвоуглубителлар қўлланади. Вибрация (титраш) тортиш кучини камайтиришга олиб келади. Шунингдек, бундай ишчи органлар қўлланганда тупрокни зичланиши ва ишчи органга ёпишишини камайтиради.

Шу билан бирга ишчи органнинг емирилиши, тупрокнинг майдалаш эффекти кучаяди. Вибрация 1 дан 25 мм гача амплитуда бўлиши мумкин, унинг частотаси (даври) 5-50 Гц. Тортиш кучини вибрация ҳисобидан 70 % камайтиришга эришиш мумкин, аммо вибрацияни ҳосил қилиш учун сарф бўлган ҳаражатлар тортиш кучидан тежалган энергияни йўққа чиқариши мумкин.

Бунда энергияни кўп сарф бўлиши узатмалар ҳисобига бўлади, узатмаларнинг оптимал вариантларини асослаб, вибрацион қуролларни кўз-кўз қилиш мумкин. Вибрацион ишчи қуроллар тўғрисида батафсил мулоҳазалар адабиётларда келтирилган.

Асосий ҳолатлар.

Кенематик аспектлар. Тиш ва панжаларнинг ҳаракати. Кўпчилик ҳолларда панжа ва тишнинг тўғри чизиқли. Унчалик чуқур бўлмаганда тупрок нотекислиги ҳисобига, панжа тишнинг эгри чизиқли ҳаракатини кузатиш мумкин. Ҳаракатнинг учинчи кўриниши ишчи органларнинг фаол ҳаракати, унда айланма ёки орқа илгариланма ҳаракати, текис илгариланма ҳаракат билан мос келади.

Фаол ишчи органларнинг эгри чизиқ траекториялар маълум:

- горизонтал текисликда синусоидалар (фаол борона, тишли бурусларнинг орқама-илгариланма ҳаракати;

- горизонтал текисликда циклоид (горизонтал ўқли тупроқ фрезалари ва радиал жойлашган ишчи органлар);

- вертикал текисликда циклоид (горизонтал ўқли тупроқ фрезалари ва радиал жойлашган ишчи органлар).

Фаол ишчи органларнинг ҳаракати қурол (машинанинг) илгариланма ҳаракати билан қўшилиб, нисбатан катта амплитуда ва унча юқори бўлмаган частота (давр) ҳосил бўлади. Фаол органларнинг ҳаракати йўналиши тахминан тупроқ оқимида тескари йўналган (вибрацион ишчи органлардан ташқари).

Вибрацион ишчи органларнинг ҳаракати юқори частота ва катта бўлмаган амплитудага эга бўлиб, ишчи органнинг тезлиги, тупроқ оқими тезлигидан катта бўлганда, тупроқ оқимининг йўналиши ва ишчи орган ҳаракати даврининг маълум вақтида мос келади. Шундай оқим чўзилганга ўхшаб қолади. Бу эффектнинг ўлчами айрим катталик билан белгиланади.

$$Z^1 = \frac{\text{Қуролнинг илгариланма ҳаракат тезлиги}}{\text{Амплитуда частота}} \quad (1)$$

Агар $Z^1 > 2p$ бўлганда ишчи орган ҳаракати вақт олдинга йўналган, тупроқ оқимида чўзилиш бўлмайди. Эгилувчан ишчи органларнинг ҳаракати ҳам мураккабдир.

Контакт сирти. Панжа ва тишлар тупрокни юмшатиш ва кесакларни майдалаш учун мўлжалланган, шунинг учун жараён давр билан характерланади. Демак, контакт сиртидан тупрокнинг ҳаракати барқарор эмас, тупроқ заррачаларининг ҳаракати вақти ва фазодан боғлиқ равишда ўзгаради. Баъзан тупроқ ҳаракатининг ишчи орган сиртида бўлмайди, масалан, ишчи орган олдида кўзга яққол ташланган тупроқ понаси мавжуд бўлганда. Тупрокнинг вертикал ҳаракати, хусусан тупроқ сирти олдида бикин (кундаланг) томонга йўналган ҳаракат билан бирга бўлади. Агар ишчи органнинг охири ўтмас бўлса, тупроқ пастга босилади, бунда контакт сиртидаги тупрокни юқоридан пастга ҳаракатлантиради.

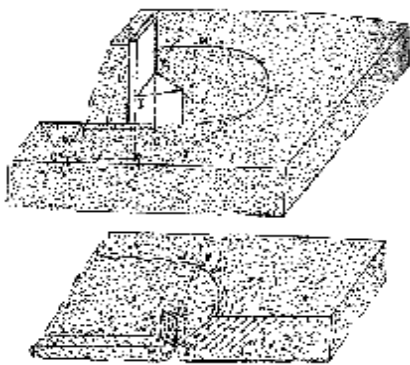
Ишчи органнинг мураккаб ҳаракатига, контакт юзасидаги мураккаб ҳаракат тури тўғри келади.

Тупрокнинг ҳаракати. Тупроққа ишлов берувчи машиналарнинг ишчи органи панжа ёки тишлар таъсирида тупрокнинг уч хил ҳаракати мавжуд бўлиши мумкин:

- силжиш, тупроқ оқими ва ёрилишлар. Силжишнинг аҳамияти жуда катта, ҳаракатнинг бу тури турлича ўрганилган. Тупрокнинг шу типдаги ҳаракатини, тўғри вертикал ишчи орган таъсирида ҳосил бўлиши кўриб чиқилган (2-расм).

Расмда ишчи органнинг ҳаракатини, тупроқ блокидаги ҳолатини ва шунга тегишли жараёнлар кўрсатилган. Ишчи орган олдида зичланган тупроқ массаси етади, уни атрофдаги тупроқдан енгиллик билан ажратиш олиш мумкин.

Бу масала тупроқ понаси деб айтилади ва ABCDEF билан белгиланган. Шу расмда



1-Расм. Панжа таъсири натижасида силжишнинг кўриниш жараёни

ГНІКCBAГ юмшатишган ва тегилмаган тупроқ ўртасидаги чегарадир. Понанинг олдида эндигона унинг ён томонида юмшатишган тупроқ ўроққа ўхшаш деймиз.

Ишчи орган ўтган эгат, қисман яна юмшоқ тупроқ билан тўлади. Ишчи орган пастада унча катта бўлмаган ариқча қолади. Тупроқнинг бошқа қисми HL ва JM чизиқ чегарасидан ташқарига силжийди ва тупроқнинг устки каттик сиртида етади. 2-расм дан фарқ қилиб 1-расм да тупроқнинг емирилиш жараён кўрсатилган.

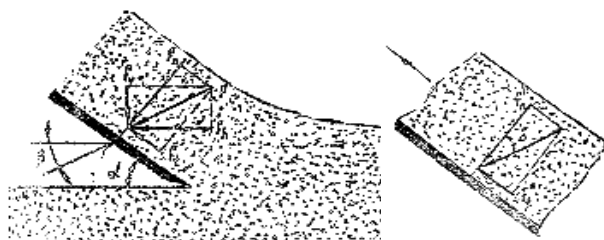
NBIP орқали ўтказилган текислик, вертикал ишчи органдан ўтиб унинг ҳаракати бўйича йўналган, симметрик текислик ҳисобланади. Бир моментда GBEF тупроқ понасининг томони ҳисобланса, GBIM текислик эса ишчи орган олдидаги каттик ва юмшоқ тупроқ ўртасидаги чегаранинг ярми ҳисобланади.

Ишчи органнинг ўнг томонга, юзасига кўчириш билан, GBIM га, понанинг пастки томонидан ва пона олдидаги юмшоқ тупроқ ҳисобига юк ошиб кетадики, емирилиш янги текислик G'B'I'M ҳосил бўлади GBIM ва тупроқ G'B'I'M дан қисман каттик понага ўтади ва қисман юмшоқ тупроққа ўтади.

Бунда масофа $BB' = II'$ буни баъзан тупроқ силжишининг ҳақиқий даври деб айтилади.

Ишчи органларнинг кейинчалик ҳаракатида шу жараён такрорланади: ишчи органнинг илгариланма ҳаракатида пона секин юқорига кўтарилади, жумладан иборат бўлиб, ён томонларида зичлиги уни охирига қараганда каттароқ бўлади.

1-расм да кўрсатилган понанинг формаси унинг юқорига кўчиш тезлиги флукутацияга риоя қилинган холда бажарилади. Баъзан пона ёки унинг қисми



2-Расм. Вертикал куч (F_v)

ишчи органга ёпишади. Адабиётда ёпишган тупроқ конус дейилади. Якқол кўринган конуслар ишчи органи жуда кичик тезликдаги ҳаракати ҳисобга бўлади ва металл билан тупроқ ўртасидаги катта ишқаланиш бурчагида ҳам ҳосил бўлади [3].

Тупроқдаги ўроксимон участка. Ўроксимон участкада тупроқни майдаланиш кучли равишда ўзгариб туради. Экстремал ҳолатда, силжишдан кейин GBIMG'B'M' ҳажми умуман ўзгармас, ёки қисман ўзгарса тупроқда ўроксимон ҳолат рўй беради. Кўпчилик ҳолатларда ишлаш тезлиги оширилиши билан тупроқни майдалаш жараёни яхшилайди.

Ариқ тортиш (борозда). Адабиётларда ишчи орган ўтгандан кейин ҳосил бўладиган ариқларнинг кенглиги тўғрисида маълумотлар кўп. (1-расм) Тупроққа ишлов беришдан кейин, қоладиган ариқ кенглиги билан ишчи орган кенглиги ўртасида бирдан-бир боғланишлар мавжуд.

Шунингдек, ўроксимон участка учидан, ишчи органгача бўлган массасини ишчи орган кенглигига нисбати бир қийматлидир. Бу боғланишлар ишчи органнинг ҳар хил кенглигида ишлаш чуқурлигида ўз кучини саклайди, шунингдек, маълум даражада тупроқнинг механик таркибидан ва тезлигидан боғлиқдир.

Ариқчанинг ён томонларда ва остида ёрилишлар содир бўлиши мумкин. Ёрилишларнинг бўйлама ўқлари ишчи органнинг ҳаракат йўналишига тик бўлади [3].

Ишчи орган орқасида қолувчи юмшоқ тупроқ. Ишчи орган билан сурилган юмшоқ тупроқнинг бир қисми қайтиб ариқчага тушади, қолган қисми сиртда катта юза устида қолади. Одатда ариқчанинг ўртасидаги озроқ жўякча қолади.

Агар тупроқ ўроксимон участкада ортиқча майдаланмаса, қолган тупроқ бўлаклари бир хил формага эга бўлади ва тартиб билан жойлашади. Ишчи органдан кейин қолган юмшоқ тупроқда, тупроқ заррачаларини аралашуви ва қисман тупроқ бўлаклари размерларига кўра ажралади.

Силжиш кўринишидаги юқорида, тушинтирилган профилсиз вертикал тўғри ишчи органининг ҳаракатига ўхшаш ишчи органларга қуйидагилар қиради:

- профилсиз, олдинга бироз эгилган, тўғри ишчи органлар;
 - профилсиз, орқага бироз эгилган, тўғри ишчи органлар;
 - профилсиз, орқага сезиларли даражада эгилган, ишчи органлар;
 - тўғри вертикал понасимон ишчи орган.
- Олдинги қиялиги кучайганда:
- тупроқ понаси кам зичланганда;
 - тупроқ понаси унчалик тўғри формада бўлмайди;
 - тупроқ понаси юқорига интенсив ҳаракат қилади ва ишчи органга кўпроқ ёпишади;
 - ариқчанинг кенглиги кўпаяди, горизонтал проекция ва ариқчанинг устки қисми орасидаги масофа қисқаради.

Орқага қиялик кучайганда:

- тупроқ понасини юқорига ҳаракати кам интенсивлик билан, тупроқни ишчи органга ёпишиши қуяди;

- ариқчанинг кенглиги камайд, горизонтал текисликда ишчи орган охиридан ариқчанинг кенглиги камайд, горизонтал текисликда ишчи орган охиридан ариқчанинг қиррасига бўлган масофа кўпаяди.

Ва горизонтал куч (F_h) нисбатлари

$$\frac{F_v}{F_h} = \operatorname{ctg}(d + b).$$

Ишчи органнинг орқага жуда кучли қияликда тупроқ понаси ва ишчи орган бир-бирига нисбатан кўчмайди, чунки пона ишчи органнинг бир қисмига тайланиб қолади. Понадан айрим тупроқ бўлақларининг ажралиши кузатилмайди.

Понасимон ишчи органнинг ишлашида тупроқ понаси ҳосил бўлмайди (учидаги бурчак жуда ўткир). Юқорида баён этилган силжиш характери, ишлаш чуқурлигининг кенглигига нисбатини кичик қийматларида рўй бермайди. 1-расмдаги тупроқ понаси турғизиб қўйилган уч қиррали призмага ўхшайди.

Ишчи органнинг кенглиги ошганда ёки чуқурлашиши камайганда. Турғизиб қўйилган призма бўлмайди ва ишчи орган плуг корпусига айланади.(тупроқ поналари плуг корпуслари ишлатилганда, етган призмалар кўринишида бўлади).

Ишчи орган чуқурлашувини, кенгликка нисбати 0,5-2,5 бўлганда ўтади. Юқорида келтирилган силжиш кўринишидаги ҳаракат, шунингдек чуқурлашишини кенгликка нисбатининг катта қийматида мумкин эмас. Бу ҳолатда жараён бутун узунликка тарқалмайди, балки, киритик деб аталган. айрим чуқурликка тарқалади. Ишчи органнинг бир қисми критик чуқурликка, остида кириб турган понага ўхшаб ишлайди, бундан тупроқни олдинга, орқага ён томонга силжитиб, юқорни йўналишда кўчирмайди.

Бу ҳолатда панжа ва тишлар ёрдамида тупроқ юмшатиладиган зичланади. Тупроқ қанчалик юмшоқ бўлса, критик чуқурлик шунчалик кичик бўлади. Критик чуқурлик ишқалашти бурчагини кенглигини ва олдинга қиялигини катталаштириш билан катталашади.

Масалан, вертикал профилсиз 25.4 мм бўлган тиш учун каттик тупроқ критик чуқурлик 120 мм га тенг. Агар ишчи орган катта бўлмаган кесиш бурчагига эга бўлса, силжиш ўрнига очик ёрилиш ҳосил бўлади, масалан, олдинги кучли қияликда қўйиладиган ёки эгилган ишчи органда содир бўлади.

Ишчи органнинг кесувчи қирраси ишлаш чуқурлигида тупроқни ёрилишлар ҳосил қилиб, горизонтал текисликда тарқатади. Эгилган ишчи орган текис ишчи органга қараганда чуқур ариқ ҳосил қилади. Оқим кўринишидаги тупроқлар ҳаракати натижасида диформация ҳосил бўлиб,

емирилиш текисликлари жуда кам ҳосил бўлади ёки умуман ҳосил бўлмайди.

Тупроқ ишчи органи олдида ён томонларига шишиб чиқади. Натижада ингичка ариқча пайдо бўлади, ён томонларидан ариқча пуштаси билан чегараланади. Бундай жараён нам тупроқни тишлар билан юмшатганда ёки панжарида юқори текисликда фойдаланилганда ҳосил бўлади.

Динамик аспектлар. Профилсиз тўғри ишчи органлари таъсирида ҳосил бўлган силжиш жараёнини қараб чиқамиз. Ишчи органларга ҳосил бўлган ташиш кучларни аниқлашга бағишланган манбалар жуда кўп 13,6, 8,13,18,22,291 тупроқ блокларининг емирилишида ва ишчи органнинг чуқурлашувида тортиш кучлари флуктацияга.

Ўзаро бирлашмаган тупроқларда, тортиш кучи чуқурликдан чизикли боғланишда бўлади, юқори даражада туташган тупроқларда тортиш кучлари тахминан квадратли боғланишда бўлади. “Нулевой” кенгликка эга бўлган ишчи орган айрим қаршиликлар ҳисобига, кенгликнинг ошиши билан ундаги тортиш кучи чизикли бўлиб бир мунча ошади.

Чуқурлик доимий бўлганда тортиш кучи кесиш бурчагидан боғлиқ бўлади. (1-расм) $a=0$ ва $a=180^\circ$ (чексиз катта қиялик) горизонтал куч катта бўлади. Горизонтал кучнинг энг кичкина қиймати $a=a_{\min}=20$ да бўлади. Унинг қиймати $a, a_{\min}$ нисбатан ошганда катталашади. Умуман олганда ишчи орган тупроққа вертикал куч билан ҳам таъсир кўрсатади.

Бу кучнинг катталиги йўналишини горизонтал куч ва b қийматида қараб аниқланади. Кесиш бурчагига $a=45^\circ$ ва b нолга яқин бўлганда, вертикал куч нолга яқин бўлади. Кесиш бурчаги 45° дан кам бўлганда ишчи орган тупроққа вертикал куч билан таъсир кўрсатади ва юқорига қараб йўналган бўлади, а бурчагининг камайиши билан b бурчаги ошади. 45° дан катта кесиш бурчагида, ишчи орган юқоридан пастга қараб тупроққа босим кўрсатади. b бурчаги эса, а бурчагини ошиши билан салбий қийматга эга бўлиб қолади.

Вибрацион ишчи органлар тортиш кучи эса, унинг даври амплитудасининг ўсиши билан камайд. Қаршилиқни камайиш даражаси катта тезликларда кузатилади. Вибрациянинг даври билан амплитуданинг ошиши натижасида сарф бўладиган энергия кескин кўпаяди. Панжа ёки тишнинг мувозанати қуйидаги кучлар ҳисобига бўлади:

Тупроқнинг ишчи органларга таъсир кучи, курулнинг массаси, тортиш кучи, таянч ғилдиракларига таъсир этувчи реакция кучидан боғлиқдир.

Умуман қоида шундан иборатки: ишлаш курулидан шундай фойдаланиш керакки, фойдасиз энергияни йўқотиш мақсадида (думалаш ёки судралиш), таянчига таъсир этувчи реакция кучи тахминан нолга тенг бўлиши керак. Таянч ғилдирак ёки бошқа мосламалар фақатгина чуқурликни бир хил вазиятда ушлаб туриш керак.

Ишчи орган билан тупрокни ажратувчи текисликда тупроқнинг ўзаро таъсир кучи F_t ишчи органга урунма йўналган бўлиб F_n билан белгиланган. Ҳар иккала куч иккитадан ташкил этувчилардан иборат:

$$\begin{aligned} F_t &= F_t^I + F_t^{II} \\ F_n &= F_n^I + F_n^{II} \end{aligned} \quad (2)$$

Бунда: F_t^I ва F_n^I кесувчи қиррадаги ташкил этувчилар бўлиб, қуролни юқорига қараб кўтаришга ҳаракат қилади. Бу кучларнинг қиймати, ўтмас кесувчи қиррали ишчи органларда ва юқори даражада пластик тупроқларда катта бўлади.

F_n ишчи орган сиртига тупроқ таъсиридан ҳосил бўлган нормал куч;

F_t – ишчи орган сирти билан тупроқ ўртасидаги ишқаланиш кучи.

Агар тупроқ оқимида панжа бўйлаб ён томонга (смещения) силжиш бўлмаса:

$$\text{Унда: } F_t^{II} = F_n^{II} \operatorname{tg} \quad (3)$$

(3) формулада d – тупроқ билан металл ўртасидаги ишқаланиш бурчаги.

Тупроқ оқими бўлмасдан устивор тупроқ понаси бўлган тақдирда.

$$F_t / F_n \operatorname{tg} \quad (4)$$

90° ортиқ кесиш бурчақларида тупроқ понаси пастга қараб силжиши мумкин. Бунда F_t ўзининг йўналишини ўзгартиради, пастдаги тупроқ қатлами кўра понани пастга тушишига қаршилиқ кўрсатилади. Агар қатламда, ён томонда ҳаракат бўлса, ишқаланиш кучларининг агебраик йиғиндиси $F_n \operatorname{tg} d$ бўлиб қолади, унинг модули $F_n \operatorname{tg} d$ дан кичик ва қуйидаги ҳолатларда мавжуддир:

- ўткир кесувчи қирра;
- унча катта бўлмаган тупроқнинг эластик тикланиши;
- тупроқ оқими ён томонга деярли кенгаймаганда.

$$\frac{F_t}{F_n} = \frac{F_t}{F_n} = \operatorname{tg} d \quad (5)$$

$$\text{Ва } b = 90^\circ - (a + b)$$

Дала шароитида кесувчи қиррали идеал ўткир бўлмайди, чунки айрим тупроқларнинг эластик тикланиши мавжуд, шунингдек, тупроқни ён томонга силжиши ва баъзан тупроқ понаси ҳосил бўлиши мумкин.

Юмшатилмаган тупроқ билан ишчи орган ўртасида тупроқ массасидан ажратилмаган ҳолда ёки алоҳида янчилмаган кесаклар мавжуд бўлади. Бу кесакларни каттик жисм деб қабул қилиш мумкин ва уларга қуйидаги кучлар таъсир этади:

- гравитацион кучлар (оғирлик кучлар);
- тупроқ бўлақлари тезланиш ёки секинланиш билан ҳаракат қилгани ҳисобига инерция кучлари;
- ишқаланиш кучи ва тупроқга ишқаланиш кучлари (атрофда жойлашган тупроқлар ёки тупроқ бўлақлари);
- тупроқ бўлақлари (кесаклар) сиртида емирилишлар ҳосил бўлганда когезион кучлар.

Бу кучларнинг ҳаммаси мувозанатда бўлиши, тортиш кучини аниқлашга имкон беради. Жуда оддий мисол бўлиб икки ўлчамли Зене модели хизмат қилади.

Бундай моделлар тортиш кучининг ҳарактерини ифода этади. Зене моделини ифода этувчи формулалар қуйидагиларни кўрсатади:

- оғирлик кучи (оғирлик) тупроқ жисмида чуқурлик h квадратига пропорционал равишда кўпаяди.

Тупроқда боғланиш бўлмаганда, тортиш кучи оғирлик кучидан боғлиқ бўлиб, тортиш кучи, чуқурликдан пропорционал равишда ўзгармайди:

- когезион куч C чуқурлик h дан чизикли боғланишда бўлиб, шунинг учун катта боғланишда бўлади;

- ҳамма кучлар ишқаланиш кенглигидан чизикли боғланишда бўлади;

- тезланиш кучи K тезлик квадратида пропорционал боғланиш бўлади.

Шунинг учун тортиш кучи тезликка пропорционал эмас, ўқдан кўпроқ боғлиқ бўлади. Вибрацион ишчи органларининг тортиш кучи қуйидаги сабабларга кўра кичик бўлади:

- вибрация тупроқ ҳажмидаги кучларнинг мувозанатига таъсир кўрсатади.

Ишқаланиш кучининг йўналиши ўзгариши мумкин ва нормал кучлар қиймати камайиши мумкин. Частота, хусусий силжишдаги частотага яқинлашганда, зарур бўлган тортиш кучи жуда камайиб кетади:

- вибрацияда металл билан тупроқ ўртасидаги ишқаланиш бурчаги камаяди;

- вибрация ҳисобига тупроқ мустаҳкамлиги камаяди.

Айрим амалий аспектлар.

Ишчи орган ўтгандан кейин келадиған ариқча профели.

Ишчи орган ўтганда кейин қоладиган ариқчанинг юқоридаги кенглиги. В унинг қўндаланг қирқими юзага A катталигини олдиндан айтиб берадиган формулалар мавжуд. Бундай формулаларни ишлатишда боғлиқсиз ўзгарувчилар: W – ишчи орган кенглиги, d – ишлаш чуқурлиги ҳисобга олинади. Масалан, ариқчанинг қўндаланг қирқими трапециядан иборат бўлиб, унинг устки кенглиги b , асосидаги кенглик ишчи орган кенглигига тенг бўлиб W ва баландликдаги d бўлган тақдирда, умумий формулани қуйидагича ёзиш мумкин:

$$B = R_1 d + w \quad (6)$$

Бунда, R_1 – константа,

Чизикли регрессияда b ва d қийматлари бўйича ўлчалар $r=2$, 42 эканлигини кўрсатади. Юқорида келтирилган фаразни ҳисобга олиб, юз қуйидагича аниқланади.

$$A = r_2 d^2 + wd \quad (7)$$

R_2 – константа A ва d қийматларини ўлчаш натижасида $r_2=1.03$ тенг эканлиги аниқланган.

Лойли тупроқларга ишлов беришда текис ағдаргич

ва панжаларнинг тортиш кучи.

Куйидаги дастлабки шартларга кўра ағдаргичлар ва панжаларнинг тортиш кучини олдиндан айтиб берилиши мумкин:

-сув илан тўйдирилган жойлашишдан катгий назар лойка тупроклар;

-текис пўлатдан ясалган, сиртигина махсус ишлов берилган, панжа ва ағдаргичларда.

Адабиётлар рўйхати:

1. Муродов. М: Байметов Р.И. Технология улучшения плодородия почвы, Ташкент – Мехнати -1985 г.стр 80.
2. Муродов М, и друг. Механико-технологические основы и параметры орудия для разуплотнения почвы под хлопчатник. – Ташкент –ФАН 1988 г. Стр. 102.
3. А.Кулен, Х.Куперс. Современная земледельческая механика-М: Агропромиздат, 1986 г. стр-350.
4. Пупонин А.И. Обработка почвы в интенсивном земледелии Нечерноземной зоны. М: Колос, 1984 г., стр. 50-76.
5. Мурадов М. и друг. Рабочие органы минимального тягового сопротивления для почвообрабатывающих машин. Деп. Рук. № 2126-1991 В -91 стр 7.
6. Ксенечев И.И. и др. Ходовая система почвы урожай. Москва «Агроапримиздат» - 1985 стр. 303.
7. Кушнарев А.С. Теория технологического воздействия рабочих органов почвообрабатывающих машин и орудия на почву. Автореф. диссер. докт. техн. наук. Челябинск -1984 г.

УДК 622

© Бибик И.П., Долгова Н.Я., Жусипов Г.У. 2007 г.

СИСТЕМА МЕНЕДЖМЕНТА КАЧЕСТВА КОЛЛЕДЖА – ОСНОВА ВЫСОКОГО УРОВНЯ ПОДГОТОВКИ СПЕЦИАЛИСТОВ

Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Долгова Н.Я.**, директор ЗППК НГМК; **Жусипов Г.У.**, зам. директора ЗППК НГМК по профессиональному обучению

Сегодня конкурентоспособность любого учебного заведения, перспективы его дальнейшего развития определяются прежде всего качеством оказываемых образовательных услуг. А достижение высокого уровня качества невозможно без создания современной системы менеджмента качества (СМК).

За последние годы проблема качества среднего профессионального образования, а также организационно-управленческие, педагогические и иные методы ее решения кардинально трансформировались. Этому способствует реализация национальной программы по подготовке кадров - повышение качества обучения, совершенствование учебно-воспитательного процесса, формирование творческой личности, умеющей находить способы самостоятельного добывания знаний. Это хорошо видно на примере Зарафшанского промышленного профессионального колледжа, являющегося структурным учебным подразделением Навоийского горно-металлургического комбината и функционирующего с 1971 г. как профтехучилище, а с 1999 г. в статусе профколледжа. Сегодня в колледже готовятся высококлассные слесари по КИПиА, машинисты автокрана, электрогазосварщики, слесари по ремонту автомобиля, электромонтеры, повара, воспитатели детских дошкольных учреждений, строители-отделочники, горные эл. механики, эл. монтажники, слесари-сантехники, слесари-ремонтники, обогатители полезных ископаемых. Только за последние два года из стен колледжа выпущено 622 учащихся, из них 41 учащийся поступили в ВУЗы, остальные трудоустроены.

Концепция деятельности инженерно-педагогического коллектива колледжа в сфере постоянного повышения качества обучения мотивируется на: активизации экспериментальной и научно-методической работы; реализации программы информатизации образовательного процесса; интеграции с производственными предприятиями и ВУЗами по научно-методической работе; формировании свободной творческой личности со здоровым образом жизни; профессиональной направленности уроков общеобразовательного цикла. Стало традицией проведение курсов «Преподаватель года», «Лучший мастер года», «Мастер-класс», «Лучшее методическое пособие», «Лучший текст лекции», а также обобщение опыта работы преподавателей и мастеров производственного обучения, разработка и внедрение в учебный процесс электронных версий учебников, обучающих компьютерных программ, проведение виртуальных лабораторных работ по физике, по электротехнике и по электрооборудованию автомобиля. В ЗППК функционирует группа творчески работающих сотрудников. В 2006 г. четыре преподавателя приняли участие в конкурсе «Исследод», трое из них, получив грант, прошли стажировку за рубежом. Четверо преподавателей ведут научно-исследовательскую работу. Особое внимание уделяется поиску и выявлению одаренной молодежи. С этой целью в колледже созданы Школа Одаренной Молодежи, объединяющая 42 учащихся и Центр научно-исследовательских работ учащихся. Видеостудией «Шарк» колледжа создано 11 учебных фильмов по

направлениям подготовки, с октября 2006 г. выпускается телевизионная программа «Вести из колледжа», с мая 2006 г. организован выпуск молодежной газеты «Смена +», в глобальной сети Интернет создан веб-сайт колледжа (www.zppk.uz), введено дистанционное обучение для совместной работы с Навоийским государственным горным институтом, Навоийским государственным педагогическим институтом и с учебными заведениями других стран, на уроках технического черчения применяется лицензионная программа «Компас», на базе библиотеки презентован Информационный центр колледжа. Фонд библиотеки составляет более 31 тыс. экз., и постоянно пополняется. Обучение в колледже ведется согласно заявке НГМК, его же подразделениями предоставляются все возможности для успешного прохождения учащимися всех видов практик на 2 и 3 курсах. Программы практик разработаны и согласованы с ведущими специалистами работодателя, за практикантами закрепляются наставники. Под их руководством во время производственной практики разрабатываются и выполняются темы дипломных работ. По всем направлениям подготовки первоначальные навыки учащиеся получают в хорошо оборудованных учебных мастерских колледжа. Центральное рудоуправление НГМК обеспечивает колледж для проведения производственного обучения необходимыми материалами, инструментами, инвентарем и спецодеждой. С сентября 2006 г. десяти лучшим учащимся колледжа назначена именная стипендия Центрального рудоуправления. Результатом такой плодотворной работы инженерно-педагогического коллектива колледжа служит его лидерство по всем показателям среди учебных заведений Управления среднего специального профессионального образования Навоийского вилоята.

Следующая логическая цель в деле улучшения общеобразовательного процесса, обеспечения эффективной деловой репутации и защиты интересов на рынке услуг – внедрение в колледже СМК. Тем более, что на ряде предприятий НГМК, куда направляются выпускники колледжа СМК уже внедрена - в производственном объединении «Навоийский машиностроительный завод» на проектирование, разработку, сборку, монтаж, наладку и сервисное обслуживание металлообрабатывающих станков, разработку и производство бытовой техники: станков деревообрабатывающих, машинок стиральных, а также изделий из пластмассы и резины; средний и капитальный ремонт металлообрабатывающих станков, в Южном рудоуправлении - на производство поливинилхлоридных и полиэтиленовых труб, в пансионате «Горняк» Центрального рудоуправления на услуги по организации отдыха и оздоровления. А в Центральном рудоуправлении функционирует интегрированная система менеджмента на производство драгоценных металлов и фосфоритной продукции в составе которой и СМК.

Основной целью внедрения системы управления качеством подготовки специалистов является переход

на совершенно новую ступень организации труда, контроля и управления с учетом международных требований. Конечно, внедрение СМК в сфере образования – это новый шаг по внедрению СМК в Узбекистане, так как распространение СМК идет в основном в сфере производства. При этом общепризнанным является то, что один из шагов на пути улучшения качества менеджмента организаций любой отраслевой принадлежности - принципы менеджмента, критерии качества и рекомендации, сформулированные в стандартах ИСО, по сути, вобрали в себя опыт международного сообщества по созданию конкурентоспособных организаций [1]. Профессиональный менеджмент не есть самоцель, но является ценным и неперенным средством для последовательного и успешного достижения стоящих перед колледжем целей обеспечения современного качества образования на основе соответствия актуальным и перспективным потребностям личности, общества и государства. Эффективная СМК колледжа предназначена для постоянного улучшения деятельности, а, следовательно, для повышения имиджа и конкурентоспособности образовательной организации, интеграции в международное образовательное пространство. Имея современную материальную базу, квалифицированных и заинтересованных сотрудников, хорошо отлаженную организацию работ, нельзя рассчитывать на выпуск высококвалифицированных специалистов без внедрения системы управления качеством подготовки специалистов, отвечающей современному уровню. Поскольку качество формируется в процессе обучения специалистов, первоочередное значение для управления им имеет знание процессов, происходящих в образовательной деятельности колледжа.

Кроме того, управление качеством, как и всякое управление, не может осуществляться без соответствующего информационного обеспечения. Управление качеством связано также со стандартизацией, так как основной нормативной базой его являются стандарты, в которых изложены требования к качеству, регламентирован порядок его проверки и оценки. Одна из основных функций управления качеством - контроль, осуществляемый с помощью конкретных методов. Ключевой функцией в достижении необходимого уровня подготовки специалистов является мотивация персонала, поэтому применение методов управления персоналом имеет первоочередное значение в управлении качеством подготовки специалистов. И, наконец, при управлении качеством требуется знание действующего законодательства для усвоения персоналом и обучающимися своих прав, обязанностей и ответственности. В настоящее время многие образовательные организации, как Вузы, так и колледжи, пытаются разработать систему менеджмента качества, но сталкиваются с некоторыми проблемами: недостаточностью информации и знаний, неправильностью интерпретации требований МС ИСО применительно к сфере образования, отсутствием понимания системного и про-

цессного подходов, некомпетентностью многих консультантов при разработке документации СМК. Следует отметить и узкое понимание термина «качество», «качество образовательной услуги»; отсутствие ясного понимания того, что является продукцией колледжа; определение потребителей и заинтересованных сторон колледжа и выявление их ожиданий; определение ответственности руководителя колледжа; формулирование стратегии и политики в области качества, определение процессов и процедур; распределение ответственности между руководителями и делегирования ими полномочий сотрудникам; вовлечение всех преподавателей и сотрудников в работу по улучшению образовательного процесса. Поэтому, при внедрении СМК в любой образовательной организации желательно обобщение и распространение передового и вместе с тем уже апробированного и зарекомендовавшего себя опыта качественного менеджмента, позволяющего гарантировать качество предоставления образовательных услуг. Интересен в этом плане опыт Калининградского морского рыбопромышленного колледжа, разработанная коллективом которого, система управления качеством подготовки специалистов в 2004 г. была признана соответствующей стандарту системы менеджмента ISO 9001:2000, а сам колледж в то время стал единственным обладателем такого сертификата среди профессиональных учебных заведений [2]. Приведенные ниже основные цели системы этого колледжа, а также подготовительные этапы внедрения СМК, группы процессов при функционировании системы, условия обеспечения качества, нормативно правовые документы, несомненно, могут быть полезны при внедрении СМК в колледжах и с другим профилем обучения специалистов.

Основные цели системы: обеспечение профессиональной подготовки специалистов на уровне, соответствующем государственным и международным требованиям и стандартам; удовлетворение потребностей личности в интеллектуальном, культурном и нравственном развитии, в приобретении среднего профессионального образования и квалификации в выбранной области деятельности; удовлетворение социально-экономических потребностей общества в квалифицированных специалистах; подготовка и повышение квалификации педагогических работников колледжа; накопление, сохранение и приумножение нравственных, культурных и научных ценностей общества; распространение знаний, повышение образовательного и культурного уровня общества.

Подготовительные этапы внедрения СМК: четкое разграничение организационной и образовательной деятельности в соответствии с функциями управления; рациональное распределение функций, прав и обязанностей между

структурными подразделениями колледжа, изложенными в положениях о структурных подразделениях и должностных инструкциях сотрудников колледжа; внедрение системы документационного обеспечения, устанавливающей единые требования к документированию и организации работы с документами в соответствии с действующим законодательством и требованиями государственных стандартов и включающую унификацию документов; разработку процедур подготовки документов; обеспечение непрерывности функционирования системы; разработка профессиональной образовательной программы по специальности подготовки; подготовка комплексного учебно-методического обеспечения учебной дисциплины

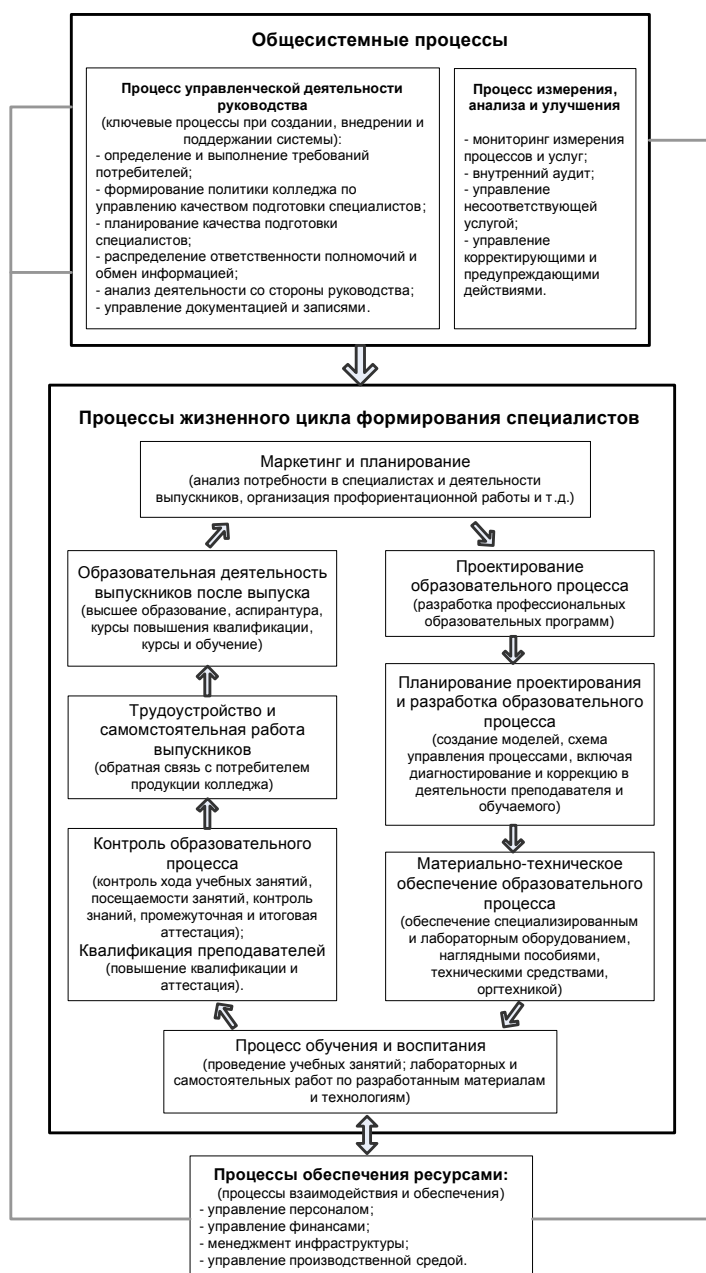


Рис. Блок-схема взаимосвязи процессов системы управления качеством

по специальности подготовки; эффективная работа службы стандартизации; обеспечение преподавателей и сотрудников необходимыми документами по организационной и образовательной деятельности.

✚ Группы процессов при функционировании системы см. на рис.

✚ Условия обеспечения качества: требования к уровню подготовки, переподготовки и повышению квалификации специалистов, основанные на действующих государственных и международных документах по подготовке специалистов; доступные процессы, реализующие установленные требования; персонал, выполняющий процессы; ресурсы (образование, программное обеспечение) и финансы для выполнения образовательных услуг.

✚ Нормативно правовые документы на которых базируются: «Политика», «Руководство» по управлению качеством и процедуры: взаимодействие с потребителями; маркетинг и планирование; анализ системы менеджмента качества со стороны руководства; управление внутренними нормативными документами; управление внешними нормативными документами; управление записями о качестве системы; управление персоналом; оценка и выбор поставщиков; поддержание инфраструктуры и управление производственной средой; организация образовательного процесса; внутренний аудит; управление несоответствующей услугой; управление корректирующими действиями; управление предупреждающими действиями.

Коллектив Калининградского колледжа также внедрил электронный вариант системы, имеющий практическое применение. Для реализации данной задачи создана локальная сеть между структурными подразделениями колледжа, внедрена система документационного обеспечения управления, разработан Табель форм документов, переработано и унифицировано более 250 форм документов, которые приведены к соответствию требованиям ГОСТ Р 6. 30-2003 «Унифицированные системы документации. Унифицированная система организационно-распорядительной документации». С помощью сертифицированной программы «Тгim» документы сведены в единую базу, что позволяет их автоматически проанализировать, оценить качество работы и контроля, выявить слабые моменты деятельности колледжа. Все это помогло вырабатывать объективные критерии оценки работы и отслеживать динамику развития учебного заведения.

В заключение можно сказать, что невозможно представить себе руководителя организации, который не желал бы, чтобы организация использовала в своей практике самые современные, самые новейшие методы и системы управления, а ключом к успеху являются те знания, от которых есть практическая отдача. Надеемся, что данная статья станет полезной для образовательных учреждений Узбекистана при выработке модели управления качеством образования в соответствии с требованиями МС ИСО серии 9000:2000 и ее успешной реализации.

Список литературы:

1. «Система менеджмента качества колледжа – инструмент эффективного управления общеобразовательным процессом». Газета «Мир Качества», № 5 (35), Алматы, 2007.
2. Волкогон В.А. «Международный уровень управления качеством подготовки специалистов». Ежемесячный теоретический научно-методический журнал «Специалист», № 7, г. Москва, 2004.

УДК 622

© Перегудова Г.П. 2007 г.

ПРИМЕНЕНИЕ ЗАКОНА О СОХРАНЕНИИ КОЛИЧЕСТВА ДВИЖЕНИЯ К ОПРЕДЕЛЕНИЮ СКОРОСТИ УДАРНОЙ ВОЛНЫ ПРИ ВЗРЫВЕ

Перегудова Г.П., преподаватель Зарафшанского ОТФ НГТИ

Можно указать много разнообразных движений жидкостей, газов и твердых деформируемых тел, с которыми мы встречаемся при рассмотрении явлений природы и при решении многочисленных технических задач. Многими движениями деформируемых тел мы можем управлять в необходимой степени, опираясь на повседневный элементарный личный опыт. Обыденные жизненные наблюдения создают у нас чувство реальности и «здравого смысла», которое часто позволяет правильно предсказать и создавать нужные механические эффекты. Однако, в сложных случаях требуется особое накапливание и

концентрация схематизированного опыта, требуются специальные методы теоретических и экспериментальных исследований.

Существует ещё много вопросов и задач, на которые пока не найдено требуемого удовлетворительного ответа с помощью известных нам экспериментов. К числу таких задач относится определение сил, действующих на сооружения и сплошную среду при взрывах [1].

Существенной проблемой технологии взрывных работ является управление взрывным воздействием на горный массив. Этим определяются особые тре-

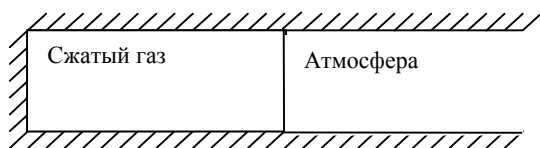


Рис. 1. Схема выработки с торцевым выпуском руды

бования к дробящему и сейсмическому действию промышленных взрывов при открытой разработке сложно-структурных месторождений [2]. Рассмотрим одно из таких действий - действие ударной волны при взрыве.

Задача: Определение скорости ударной волны с помощью теоремы Эйлера (теорема об изменении количества движения).

При отбойке руды продукты детонации прорываются в буровые выработки и, расширяясь в них, создают воздушные ударные волны. В системах с торцевым выпуском руды буровая выработка с одного конца граничит с отбитой ранее рудой, а другой конец выработки можно считать находится на бесконечности. Тогда после отбойки и подвижки слоя руды в буровой выработке некоторая область окажется заполненной сжатым газом, а остальная часть заполнена атмосферным воздухом. Будем считать, что при $t < 0$ картина имеет вид, как указано на рис. 1.

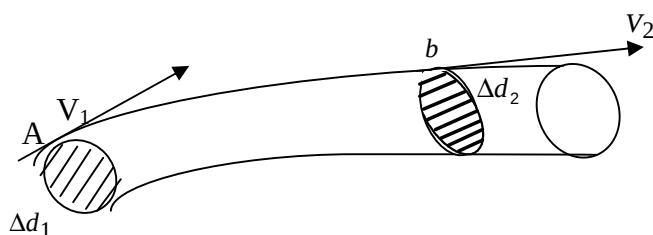


Рис. 2 Трубка тока

По теореме Эйлера для установившегося движения секундное приращение количества движения в части трубки тока определяется разностью количества движения выходящей массы за секунду и количества движения входящей массы. Полученное количество движения равно силе воздействия на рассматриваемой части трубки тока (рис. 2):

$$m(V_2 - V_1) = R$$

где $m = rV_1\Delta d_1 = rV_2\Delta d_2$; r - плотность газа;

V_1 - скорость входящей массы;

V_2 - скорость выходящей массы;

$\Delta d_1, \Delta d_2$ - площади сечений на разных участках трубки тока;

R - сила воздействия.

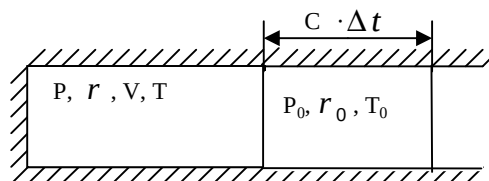


Рис. 3. Схема элемента выработки за время Δt

Обозначим через «С» скорость перемещения поверхности разрыва плотности, скорости, температуры и давления при взрыве. За малый отрезок времени Δt эта поверхность переместится вправо на расстояние $C \Delta t$. Для этого элемента выработки запишем основные законы сохранения (рис. 3). Для этого обозначим для сжатого газа: P - давление; r - плотность; V - скорость; T - температура; P_0, r_0, C, T_0 - давление, плотность, скорость и температура газа после перемещения; Δd - площадь сечения выработки, принимаем постоянной.

Тогда закон сохранения массы имеет вид:

$$\Delta d \cdot C \cdot \Delta t \cdot r_0 = \Delta d (C - V) \cdot \Delta t \cdot r$$

или:

$$C \cdot r_0 = (C - V) r$$

Закон изменения количества движения по теореме Эйлера:

$$r \cdot \Delta d \cdot (C - V) \cdot \Delta t \cdot V = (P - P_0) \Delta d \cdot \Delta t$$

$$r(C - V) \cdot V = P - P_0$$

$$C \cdot r_0 \cdot V = P - P_0$$

$$C^2 \cdot \frac{r_0}{r} = \frac{P - P_0}{r - r_0} \Rightarrow C^2 = \frac{r}{r_0} \cdot \frac{P - P_0}{r - r_0}$$

Из этой формулы определим скорость распространения ударной волны C , для чего введем обозначения:

$$\Delta P = P - P_0$$

$$\Delta r = r - r_0$$

$$r = r_0 + \Delta r$$

Тогда:

$$C^2 = \frac{r_0 + \Delta r}{r_0} \cdot \frac{\Delta P}{\Delta r}$$

Из последней формулы видно, что поверхность разрыва в предельном случае, когда $\Delta P \rightarrow 0$ и $\Delta r \rightarrow 0$ вырождается в звуковую поверхность, то есть скорость ударной волны $C \rightarrow a$ - к скорости звука, так как скорость звука $a^2 = \frac{dP}{dr}$ [3].

Следовательно, в момент взрыва происходит прямой скачок давления, а скорость ударной волны приближенно равна скорости звука.

Список литературы:

1. Л.И. Седов. Механика сплошной среды Издательство «Наука». Москва. 1970.
2. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Под реакцией иностранного члена Академии горных наук России Н.И. Кучерского. Ташкент, «Фан», 1998
3. А.Н.Тихонов, А.А.Самарский. Уравнения математической физики «Наука», Москва 1972.



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

© Норов Д.Ш. 2007 г.

АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЪЁМОВ РАЗЛИЧНЫХ ФОРМ ВЫСОКИХ ОДНОЯРУСНЫХ ОТВАЛОВ

Норов Д.Ш., студент НГГИ

Для определения единичного объёма сегментной формы одноярусного отвала предлагаем схему, которая приведена на рис. 1.

Согласно рис. 1 единичный объём сегментной формы одноярусного отвала определяется по формуле:

$$V_s = V_{\text{sec}} - V_{\text{n.tr.}}, \text{ м}^3, \quad (1)$$

где V_{sec} , $V_{\text{n.tr.}}$ – единичные объёмы сектора и нижнего треугольника, м^3 .

Единичные объёмы сектора и нижнего треугольника на рис. 1 определяются по формулам:

$$V_{\text{sec}} = 2 \cdot j \cdot R^3, \text{ м}^3 \quad (2)$$

$$V_{\text{n.tr.}} = b \cdot (y/2)^2, \text{ м}^3 \quad (3)$$

где R – радиус сегмента, м;

φ – угол естественного откоса отвальных горных пород, рад;

y – расстояние от центра сегмента до горизонта, м;

b – нижняя ширина основы трапецевидной формы одноярусного отвала, м.

Радиус сегмента и расстояние от центра сегмента до горизонта определяются по формулам:

$$R = \frac{b}{2 \cdot \sin j}, \text{ м} \quad (4)$$

$$y = b \cdot \text{ctg} j / 2, \text{ м} \quad (5)$$

Подставив формулы (2), (3), (4) и (5) в (1) получим формулу расчета единичного объёма сегментной формы одноярусного отвала:

$$V_s = \frac{1}{2} \left(\frac{j}{\sin j} - \frac{\text{ctg} j}{2} \right) \cdot b^3, \text{ м}^3 \quad (6)$$

Согласно рис. 1, зависимость ширины основ и высоты сегментной формы одноярусного отвала определяется по формуле:

$$b = 2 \cdot h_s \cdot \text{ctg} \frac{j}{2}, \text{ м} \quad (7)$$

Подставив формулу (6) в (7) получим окончательную формулу расчета единичного объёма сегментной формы одноярусного отвала в зависимости от их высоты (h_s):

$$V_s = 2 \cdot \left(\frac{j}{\sin j} - \frac{\text{ctg} j}{2} \right) \cdot h_s^3 \cdot \text{ctg}^2 \frac{j}{2}, \text{ м}^3 \quad (8)$$

На рис. 2 представлена закономерность изменения единичного объёма сегментной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания. Исследованиями установлено, что с увеличением ширины высоких одноярусных отвалов сегментной формы от 100 до 700 м единичный объём возрастает от 2451 до 120097 м^3 :

$b, \text{ м}$	100	200	300	400	500	600	700
$V, \text{ м}^3$	2451	9804	22059	39215	61274	88235	120097

На рис. 3 представлена закономерность изменения единичного объёма сегментной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от их высоты. Исследованиями установлено, что, с увеличением высоты сегментной формы одноярусных отвалов от 20 до 140 м единичный объём возрастает от 2960 до 145061 м^3 :

$h, \text{ м}$	20	40	60	80	100	120	140
$V, \text{ м}^3$	2960	11842	26644	47367	74011	106575	145061

Для определения единичного объёма трапецевидной формы одноярусного отвала предлагаем схему, которая приведена на рис. 4. Согласно рис. 4 единичный объём трапецевидной формы одноярусного отвала определяется по формуле:

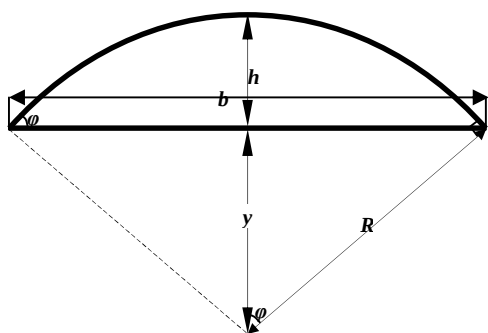


Рис. 1. Схема определения единичного объема сегментной формы высокого одноярусного отвала

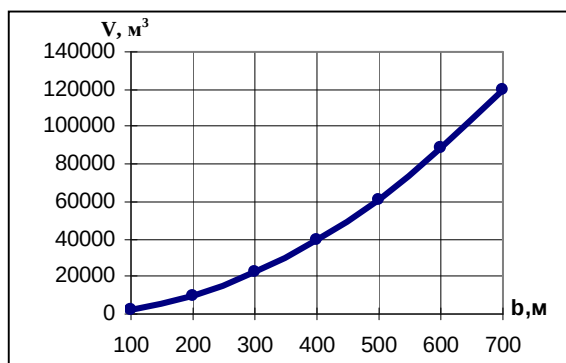


Рис. 2. Закономерность изменения единичного объема сегментной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания

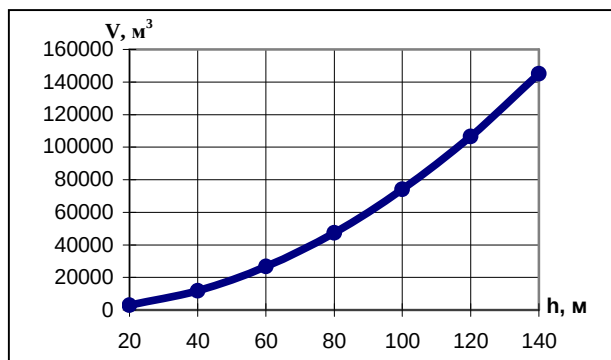


Рис. 3. Закономерность изменения единичного объема сегментной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от их высоты

$$V_t = \left(\frac{a+b}{2} \right)^2 h, \text{ м}^3 \quad (9)$$

где a, b – соответственно, верхняя и нижняя ширина основы трапецевидной формы одноярусного отвала, м; h – высота трапецевидной формы одноярусного отвала, м.

Зависимость нижней и верхней ширины основы трапецевидной формы одноярусного отвала определяется по формуле:

$$b = a + 2 \cdot h \cdot \text{ctg } j, \text{ м} \quad (10)$$

где φ – угол естественного откоса отвальных горных пород, рад.

Подставляя формулы (10) в (9) получим окончательную формулу расчета единичного объема трапецевидной формы одноярусного отвала:

$$V_t = (a + h \cdot \text{ctg } j)^2 \cdot h, \text{ м}^3 \quad (11)$$

$$V_t = (b - h \cdot \text{ctg } j)^2 \cdot h, \text{ м}^3 \quad (12)$$

На рис. 5 представлена закономерность изменения единичного объема трапецевидной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания.

Исследованиями установлено, что с увеличением ширины высоких одноярусных отвалов трапецевидной формы от 100 до 700 м, единичный объем возрастает от 2050 до 102738 м³.

На рис. 6 представлена закономерность изменения единичного объема трапецевидной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от их высоты:

$h, \text{ м}$	60	70	80	90	100	110	120	130	140
$V, \text{ м}^3$	3921	5161	6570	8146	9891	11803	13883	16130	18546

Исследованиями установлено, что с увеличением высоты трапецевидной формы одноярусных отвалов от 60 до 140 м, единичный объем возрастает от 3921 до 18546 м³:

$b, \text{ м}$	100	200	300	400	500	600	700
$V, \text{ м}^3$	2050	8343	18832	33515	52394	75469	102738

Для определения единичного объема треугольной формы одноярусного отвала предлагаем схему, представленную на рис. 7.

Согласно рис. 7 единичный объем треугольной формы одноярусного отвала определяется по формуле:

$$V_{tr} = \left(\frac{b}{2} \right)^2 h_t, \text{ м}^3 \quad (13)$$

где b – нижняя ширина основы трапецевидной формы одноярусного отвала, м;

h_t – высота треугольной формы одноярусного отвала, м.

Единичный объем одноярусного отвала треугольной формы определяется по формуле:

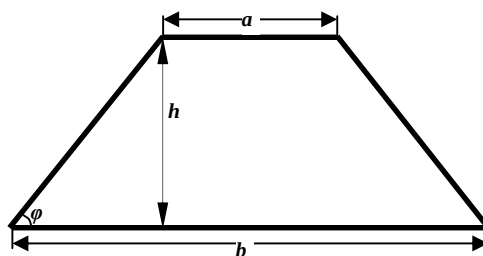


Рис. 4. Схема определения единичного объема трапецевидной формы высокого одноярусного отвала

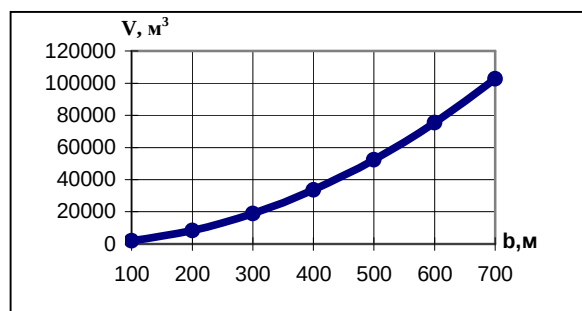


Рис. 5. Закономерность изменения единичного объема трапециевидной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания

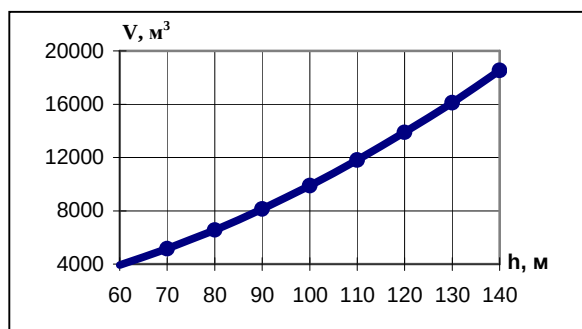


Рис. 6. Закономерность изменения единичного объема трапециевидной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от их высоты

$$V_{tr} = V_t + \left(\frac{a}{2}\right)^2 h_{tr}, \text{ м}^3 \quad (14)$$

где: V_t – единичный объем одноярусного отвала трапециевидной формы, м³;

a – верхняя ширина основы трапециевидной формы одноярусного отвала, м;

h_{tr} – высота верхней части треугольной формы одноярусного отвала, м.

На рис. 8 и 9 представлены закономерности изменения единичного объема треугольной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания и от их высоты.

Исследованиями установлено, что с увеличением ширины высоких одноярусных отвалов треугольной формы от 100 до 700 м, единичный объем возрастает от 2980 до 145996 м³:

$b, \text{ м}$	100	200	300	400	500	600	700
$V, \text{ м}^3$	2980	11918	26816	47672	74488	107262	145996

Исследованиями установлено, что с увеличением высоты треугольной формы одноярусных отвалов от 60 до 140 м, единичный объем возрастает от 3021 до 16446 м³. На рис. 10 приведены обобщающие закономерности изменения единичного объема треугольной, сегментной и трапециевидной форм высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины основания высоких одноярусных отвалов на 100 м, единичный

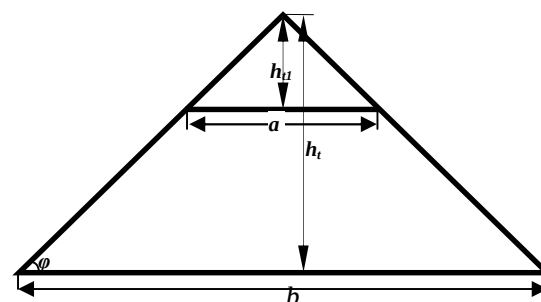


Рис. 7. Схема определения единичного объема треугольной формы высокого одноярусного отвала

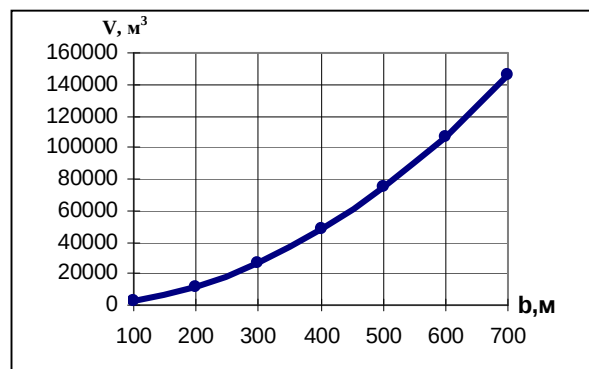


Рис. 8. Закономерность изменения единичного объема треугольной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания

объем принимают, соответственно, 2980, 2451 и 2050 м³ для треугольной, сегментной и трапециевидной форм высоких одноярусных отвалов. Дальнейшее увеличение ширины основания высоких одноярусных отвалов до 700 м сопровождается увеличением единичного объема, который составляет, соответственно, 145996, 120097 и 102738 м³:

$h, \text{ м}$	60	70	80	90	100	110	120	130	140
$V, \text{ м}^3$	3021	4111	5370	6796	8391	10153	12083	14180	16446

Исследованиями также установлено, что эффективным вариантом формирования высоких одноярусных отвалов является треугольная форма. Сегментная и трапециевидная формы формирования

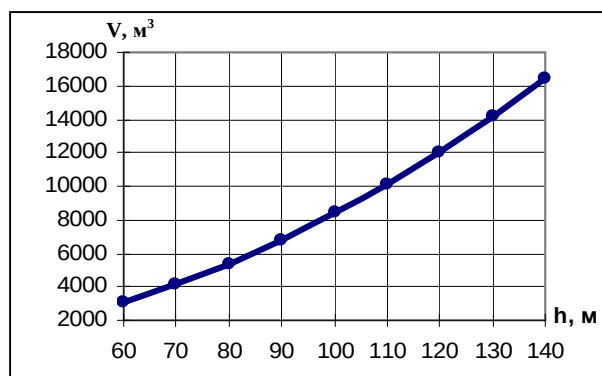


Рис. 9. Закономерность изменения единичного объема сегментной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от их высоты

высоких одноярусных отвалов являются более не эффективными:

$b, \text{м}$	100	200	300	400	500	600	700
$V_s, \text{м}^3$	2451	9804	22059	39215	61274	88235	120097
$V_{\text{тра}}, \text{м}^3$	2050	8343	18832	33515	52394	75469	102738
$V_{\text{тре}}, \text{м}^3$	2980	11918	26816	47672	74488	107262	145996

Выводы:

1. На основании аналитических расчетов определен единичный объем треугольной формы высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания и высоты, на основе которых разработана методика их инженерного расчета.

2. Исследованиями установлено, что с увеличением ширины основания высоких одноярусных отвалов на 100 м единичный объем принимают, соответственно, 2980, 2451 и 2050 м^3 для треугольной, сегментной и трапецевидной форм высоких одноярусных отвалов.

Дальнейшее увеличение ширины основания высоких одноярусных отвалов до 700 м сопровождается увеличением единичных объемов, которые составляют, соответственно, 145996, 120097 и

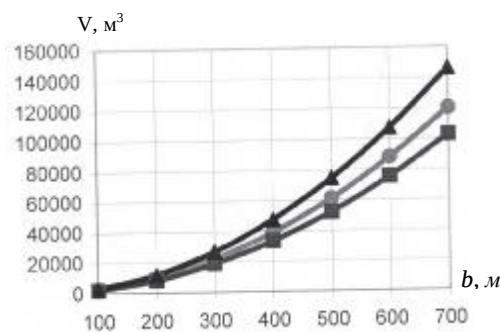


Рис. 10. Закономерность изменения единичного объема треугольной, сегментной и трапецевидной форм высоких одноярусных отвалов в зависимости от ширины их основания

102738 м^3 .

3. Исследованиями также установлено, что эффективным вариантом формирования высоких одноярусных отвалов является треугольная форма. Сегментная и трапецевидная формы формирования высоких одноярусных отвалов являются неэффективными.

УДК 622

© Абдалов Ш.Р. 2007 г.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО СОРБЦИИ ЗОЛОТА ИЗ КЕКА БИООКИСЛЕНИЯ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА АНИОНИТОМ АМ-2Б

Абдалов Ш.Р., студент НГГИ

Разработка технологии извлечения благородных металлов из золотосодержащих арсенопиритных руд и концентратов является одной из актуальных задач гидрометаллургии [1-3]. Промышленное использование подобного сырья будет направлено по технологии биоокисления. На всех зарубежных заводах, применяющих технологию биоокисления, сорбционное цианирование проводят с помощью углей, т.е. осуществляют СР-процесс. Лишь на российском предприятии «Полюс» сорбционное цианирование золота проводят с применением анионита АМ-2Б («RIP»-процесса).

Для конкретных производственных условий НГМК проведение сорбционного цианирования золота с применением углей означает увеличение капитальных вложений в строительство завода ВЮХ на ГМЗ-3 в несколько раз.

Для проведения бактериального выщелачивания использовали флотоконцентрат, полученный при полупромышленных испытаниях процесса обогащения руды месторождения Кокпатаас, следующего химического состава: SiO_2 -34,4%, Al_2O_3 -18,5, CaO -2,1, MgO -2,5, $S_{\text{общ}}$ -15,8, $S_{\text{окисл}}$ -0,5, $S_{\text{сульфид}}$ -11,6, As -4,1,

Sb -0,17, $\text{Fe}_{\text{общ}}$ -15,8, $\text{Fe}_{\text{сульфид}}$ -10,6, $\text{Fe}_{\text{окисл}}$ -5,1, Au -34,5 г/т.

По данным ситового анализа материал представлен 99,9% класса крупности менее 0,05 мм.

По результатам проведенных экспериментов произведен расчет степени биохимического окисления сульфидов (арсенопирит, пирит). Итоговые результаты расчетов приведены в табл. 1.

Кек биоокисления, после сгущения и отмывки водорастворимых солей, подвергали фильтрации. Полученные кеки с влажностью 20-25% использовали для испытания процесса цианирования по варианту RIP («смола в пульпе»).

Эксперимент непрерывного сорбционного выщелачивания проводили в батарее из восьми последовательно установленных пачуков, вместимостью по 600 мл. Пульпу дозировали непрерывно из расходного пачука вместимостью 3,6 литра. Перемешивание осуществляли воздухом.

Для испытаний использовали ионообменную смолу АМ-2Б, взятую из пульпового процесса ГМЗ-1.

Методика проведения испытаний состояла в следующем. В расходный пачук, который являлся

одновременно и пачуком предварительного цианирования, загружали пульпу при соотношении Ж:Т=2:1. В пачук вносили реагенты: известь в виде 10% известкового молока (из расчета 12 кг/т) и цианид натрия в виде 20% раствора (из расчета 5 кг/т). Пульпу агитировали в течение 12 ч и затем включали эрлифт, который с заданным расходом перекачивал пульпу в батарею сорбционных пачуков. Периодически (раз в 2-4 ч) в расходный пачук подгружали свежеприготовленную пульпу при соотношении Ж:Т=2:1 и порции реагентов. По мере заполнения сорбционных пачуков, в них загружали уголь.

В расходном пачуке (раз в 2-4 ч), после загрузки пульпы, определяли pH раствора и концентрацию цианида. Концентрацию цианида в расходном пачуке поддерживали на уровне 2,5–3 г/л. Известь вносили по мере необходимости, под-

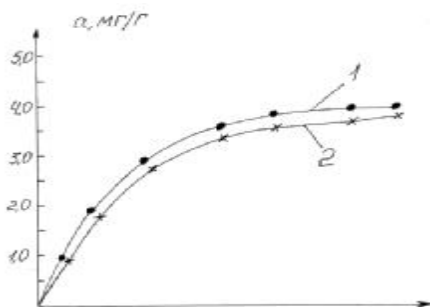


Рис. Изотермы сорбции золота смолы AM-2B из цианидных пульп кеков биоокисления: 1 – свежая смола, 2 – смола после 15 циклов

держивая pH раствора на уровне 10,5. За сутки через пачуки пропускали 8,4 л пульпы (10 ч предварительное и 14 ч сорбционное цианирование). Производительность по твердому 3,4 кг в сутки.

Передвижку угля начали на 6 сутки работы установки. За это время произошло частичное насыщение угля золотом. Передвижку осуществляли четыре раза в сутки по 8-12 мл, ориентируясь на остаточную концентрацию золота в хвостах. В процессе испытаний вели периодический (1 раз в 2-4 ч) и накопительный (ежесменный) отбор проб обеззолоченных растворов и ежесуточный отбор проб угля и твердых продуктов выщелачивания. Испытания проводилась в течение 120 суток. Сорбент AM-2B загружали в каждый из восьми сорбционных пачуков по 50 мл (8% объемных).

Передвижку смолы начали на 6 сутки работы установки. За это время произошло частичное насыщение смолы золотом. Передвижку смолы осуществляли четыре раза в сутки, ориентируясь на остаточную концентрацию золота в хвостах. В начальный период

Таблица 1

Степень окисления сульфидов в процессе бактериального выщелачивания концентратов

Продолжительность, сут.	Степень биоокисления сульфидов, %		
	Арсенопирит	Пирит	Арсенопирит + пирит
2	55	35	40
4	75	51	57
6	91	59	66
8	98	76	81

Таблица 2

Результаты по насыщению смолы AM-2B в циклах сорбция – регенерация

Номер цикла	Свежий анионит	Первый	Пятый	Десятый	Пятнадцатый
Насыщение анионита AM-2B по золоту, мг/кг	4,2	4,1	4,0	4,0	3,9

испытаний передвигали по 8-10 мл смолы. По ходу испытаний объем передвигаемой смолы увеличивали. В завершающий период передвигали по 20-25 мл смолы за 1 раз (до 100 мл в сутки). В процессе испытаний вели периодический (раз в 2-4 ч) и накопительный (ежесменный) отбор проб растворов, из которых извлекали золото, и ежесуточный отбор проб смолы и твердых продуктов выщелачивания. По мере накопления 45-50 мл насыщенной смолы, проводили ее регенерацию. После регенерации смолу вновь направляли на сорбцию золота из продуктов цианидного выщелачивания кеков биоокисления. Таким образом, было выполнено 15 циклов сорбция – регенерация. Результаты по насыщению смолы AM-2B в циклах сорбция – регенерация приведены в табл. 2.

Как видно из представленных в табл. 2 данных, отравление смолы за 15 циклов сорбция – десорбция практически не произошло. Для дополнительного доказательства полученного вывода снимали изотермы сорбции.

На пробах продукта БВ и регенерированной смолы методом переменных навесок была снята изотерма сорбции. Графическое отображение изотерм сорбции дано на рис. Можно рекомендовать для снижения концентрации роданидов в жидкой фазе пульпы проводить сорбцию золота из пульпы, состоящей из смеси кеков биоокисления и хвостов флотации. Как видно из рис., изотермы исходной и использованной после 15-го цикла смолы отличаются незначительно.

Это значит, что в процессе сорбционного цианирования продуктов бактериального выщелачивания происходит незначительное снижение сорбционных свойств ионообменной смолы AM-2B, и она с успехом может применяться при сорбции золота из продуктов биоокисления.

Список литературы:

1. Адамов Э.В. Бактериальные методы переработки золотосодержащих руд и концентратов. В кн. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. Под редакцией Полькина С.И. - М.: Недра, 1987, с. 372-386.
2. Дементьев В.Е., Гудков С.С., Емельянов Ю.Е. Сопоставление вариантов цианирования CIP и RIP продуктов бактериального окисления золотосодержащих концентратов. // Цветные металлы, 2005, № 2.
3. Плаксин И.Н. Гидрометаллургия с применением ионитов. - М.: Металлургия, 1964.

МОДЕЛЬНЫЕ АСПЕКТЫ ОЦЕНКИ СОЦИАЛЬНО-ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

Сагирова Р.Н., студентка НГИ

В эпоху нарастающей глобализации игнорирование экологического аспекта общественного развития и промышленного производства чревато катастрофическими последствиями не только для отдельных стран, но и для всего человечества, поскольку бедствия, вызванные непродуманной эксплуатацией природных ресурсов, уже сейчас тревожат своими масштабами и представляют угрозу существованию самой цивилизации [1, 2].

В интересах рационального использования природных ресурсов, сохранения их богатства и разнообразия, для предотвращения дальнейшего загрязнения окружающей среды, разрушительного изменения климата и их негативного воздействия на безопасность и здоровье людей Декларация тысячелетия предусматривает решение задач, направленных на достижение экологической устойчивости. Эти задачи, являясь глобальными по сути дела, имеют специфику для каждого отдельного региона.

Так, например, в Навоийском индустриально развитом вилояте экологические проблемы связаны, в первую очередь, с освоением минерально-сырьевой базы региона, и имеют фундаментальное значение для народного хозяйства страны.

В нем важную роль играют предприятия по добыче и переработке природных ресурсов, которые вызывают экологические диспропорции, трактуемые следующим образом:

- масштабное загрязнение окружающей среды производственными и бытовыми отходами обусловлены не столько наличием в отраслевой структуре ресурсоемких производств (орошаемое земледелие, крупнотоннажная химия, металлургия), сколько недостаточными экономичными технологиями, организационной культурой и государственным контролем, отсутствием действенных стимулов и целенаправленности в работе по рационализации использования природных ресурсов, что порождает их ощутимый перерасход в расчете на душу населения и на единицу валовой продукции;

- повышенная энерго- и материалоемкость снижает конкурентоспособность национальной экономики, создает проблемы со сбытом отечественных товаров на внутреннем и внешних рынках. Поэтому, приоритетным направлением природоохранной деятельности в регионе является снижение нагрузки на окружающую среду за счет модернизации энерго- и ресурсоемких производств, вне-

дрения мало- и безотходных технологий, обеспечения рационального природопользования. Ведь это позволит достичь положения, когда природная среда не будет необратимо разрушаться, а сохранит способность к воспроизводству.

Результаты проведенных исследований позволяют выбрать наиболее приемлемую экономико-математическую модель оценки региональных социально-экономических последствий промышленного производства [1].

Критерий предлагаемой экономико-математической модели отражает эффективность предупредительных затрат предприятия по снижению интенсивности загрязнений окружающей среды. Он определяет величину снижения компенсирующих природоохранных затрат на денежную единицу предупредительных затрат. Представленный критерий используется для выбора наиболее эффективных предупредительных мероприятий.

Первое ограничение в экономико-математической модели отражает недопустимость превышения предприятием нормативов предельно-допустимых объемов загрязнения окружающей среды.

Второе ограничение в экономико-математической модели отражает требование минимизации экологических издержек предприятия при обосновании рационального объема и структуры экологических издержек предприятия.

Для решения оптимизационной задачи экономического регулирования структуры производства с учетом социально-экологических факторов региона в разрабатываемую экономико-математическую модель включается ограничение по выбросам отходов производства в окружающую среду. Оно может оказать существенное влияние на выбор наилучших вариантов развития приоритетных производств в регионе и иметь вид:

$$\sum_{i \in I_1} \sum_{j \in I_2} S_{ikj} A_{ij} X_{ij} \leq \bar{S}_k, \quad k = \overline{1, K}$$

где: S_{ikj} - коэффициент выброса отходов вида k на единицу выпуска продукции j предприятия i ;

A_{ij} - объем производства j -й продукции i -м предприятием;

X_{ij} - неизвестная величина объема производства продукции j в предприятии i ;

$\bar{S}_k$ - ограничение на общий объем выбросов

отходов вида *к*.

Если при практическом расчете по предлагаемой модели окажется так, что объемы выделенных капитальных вложений не будут использованы полностью, то следует анализировать и выявлять «узкие места» в ограничениях модели, устраняя их. После их устранения следует проводить новые расчеты. Вообще, для получения надежных оптимальных вариантов приоритетных производств с учетом социально-экологических факторов региона желательно проводить серию расчетов с «раскачкой» ограничивающих параметров модели, и, после этого, из полученного множества решений выбирать наилучшее.

Другой важной стадией расчетов является факторная оценка влияния экологических последствий производства на жизненный уровень населения в регионе. Это обусловлено тем, что экологическое неблагополучие негативно воздействует на все стороны жизни общества и, усугубляя имеющиеся в регионе социальные проблемы (в частности, связанные с охраной здоровья), в свою очередь, ухудшает состояние окружающей среды.

Таким образом, обеспечение экологической безопасности следует рассматривать не изолированно, а в контексте всех актуальных проблем социально-экономического развития, как на государственном, так и на региональном уровне.

Список литературы:

1. Аюров В.Д., Белова С.П. Обоснование объема и структуры экологических издержек горного предприятия с учетом динамики их реализации. – ГИАБ. – М.: МГГУ, 2005. №12. – с.90-93.
2. World Development Indicators. The World Bank, Washington. DC., 2004.

УДК 622

© Жумаматов Р.Р. 2007 г.

ЗА НОВОЕ ПАРТНЕРСТВО: ЕВРОСОЮЗ И УЗБЕКИСТАН

Жумаматов Р.Р., студент НГИ

Страны Центральной Азии, в том числе и Узбекистан, во все большей мере оказываются в фокусе внешней политики, и в Европе все более четко осознают стратегическое значение стран Центральной Азии. В России, Китае, США и Японии это осознали уже давно.

Европейский Союз (далее ЕС) является крупнейшим торговым партнером Узбекистана после России. ЕС поставляет машины, электрооборудование и химические продукты, а Узбекистан – драгоценные камни и металлы, сельскохозяйственные продукты и текстиль. Но наибольший объем продаж приходится на хлопок.

После того, как Узбекистан обрел независимость, ЕС развернул многообразную деятельность, однако ему требуется четко определить свои интересы и цели и на основе этого найти целостный подход, отвечающий растущему значению этого региона и его многообразию.

Безопасность и стабильность, как в Центральной Азии, так и в Узбекистане, являются не только неотъемлемым элементом для мира и процветания во всем регионе, но также затрагивают непосредственным образом безопасность в Центральной Азии. Без стабильности в данном регионе невозможно и установление прочного мира в Афганистане. Также следует отметить тот факт, что страны Центральной

Азии приобретают все более важное значение и в плане энергетической безопасности ЕС. В прикаспийском пространстве и в Центральной Азии доказано наличие около 4% всех энергетических ресурсов мира. В условиях растущего глобального спроса эти запасы имеют стратегическое значение – в смысле необходимости диверсифицировать источники энергоснабжения ЕС. Здесь вступает в действие инициатива Еврокомиссии, нацеленная на создание интегрированных, отвечающих в правовом плане стандартам ЕС, энергетических рынков нефти, газа и электроэнергии и их подключения к европейским сетям. Благодаря этой инициативе 13 ноября 2004 г. начался диалог между Евросоюзом, причерноморскими и прикаспийскими государствами и их соседями с тем, чтобы углубить партнерство в энергетической сфере. Инициатива должна принести выгоду всем: ЕС хотел бы обеспечить себе поставки энергии, а страны-партнеры Армения, Азербайджан, Грузия, Россия, Узбекистан и другие могут положиться на надежного получателя энергопоставок. Все участники «Бакинской инициативы» сообща работают, в частности, над гармонизацией своих энергетических рынков и обеспечением безопасности энергоснабжения.

Узбекистан во все большей мере приобретает ключевое значение для развития трансконтиненталь-

ной транспортной инфраструктуры объединяющей Европу, Россию и страны Азии. Великий шелковый путь, связывающий Китай со Средиземноморьем, должен быть не только историческим воспоминанием - если удастся в будущем продолжить традиции этого пути между Европой и Узбекистаном, то от этого все только выиграют.

Европейская внешняя политика принимает в расчет такое развитие. Так Федеральное правительство Германии использует председательство Германии в ЕС с первой половины 2007 г. для того, чтобы дать импульсы для более тесного сотрудничества между обоими регионами. Визит министра иностранных дел Штайнмайера в Узбекистан в конце октября - в начале ноября 2006 г. это четко продемонстрировал.

Основная цель ЕС состоит в том, чтобы Европейский совет в скором будущем выработал основные направления для такого сотрудничества между ЕС и Узбекистаном.

В чем заключаются конкретные интересы Европейского Союза в Узбекистане?

Цель, связанная со «стабильностью и безопасностью», стоит на первом месте. Ведущие европейские политологи говорят: эту цель можно достичь только путем постепенной реализации принципов правового государства, демократии, а также обеспечения стандартов в области прав человека. ЕС намерен при этом предложить Узбекистану партнерскую поддержку. Этот процесс должен ориентироваться на основные европейские ценности и, может привести к успеху только в среднесрочной перспективе. Поэтому, его надо накладывать на регулярной и длительной основе.

ЕС заинтересован в том, чтобы содействовать необходимым процессам реформ в отдельных странах, так и по региональному и международному сотрудничеству.

В то же время международная наркоторговля во

все большей мере становится препятствием для модернизации затронутых ею обществ. Справедливое распределение и использование водных ресурсов, и насущные вопросы охраны окружающей среды представляют собой дальнейшие региональные вызовы.

Межвузовское сотрудничество и стипендиальные программы связывают ЕС и Узбекистан. Модернизация учебных планов в узбекских сельскохозяйственных институтах, курсы по повышению квалификации для доцентов по программе «бакалавра» и «магистра» по стандартам ЕС: вот примеры того, как Технический университет Вайенштефан, Университет Регенсбурга и Технический университет Оснабрюка сотрудничают с Узбекистаном в рамках европейской программы TEMPUS.

Нехватка квалифицированных преподавателей и людей, занимающихся профессиональным обучением, - серьезная проблема не только в Узбекистане, но и во всех странах Центральной Азии и в их обществах, где большинство населения моложе 26 лет. Потеря знаний в результате оттока элит усугубляет ситуацию. Школьное образование и проф. обучение могли бы, поэтому стать одними из основных направлений деятельности ЕС в Узбекистане.

В программе сотрудничества со странами Центральной Азии и Узбекистаном германские вузы наиболее активны: на их долю приходится 59 договоров с институтами из стран-партнеров, а также еще 115 форм участия в рамках проекта в 2000-2006 гг. В Центральной Азии на данный момент действует 21 проект с германским участием. Большинство партнеров германских вузов находятся в Узбекистане, на данный момент Узбекистан вовлечен в 7 проектов с германским участием.

В целом, новые рубежи партнерства ЕС и Узбекистана служат основой для развития международного научно-технического и экономического сотрудничества.

УДК 622.235(043.3)

© Курбонов А.С. 2007 й.

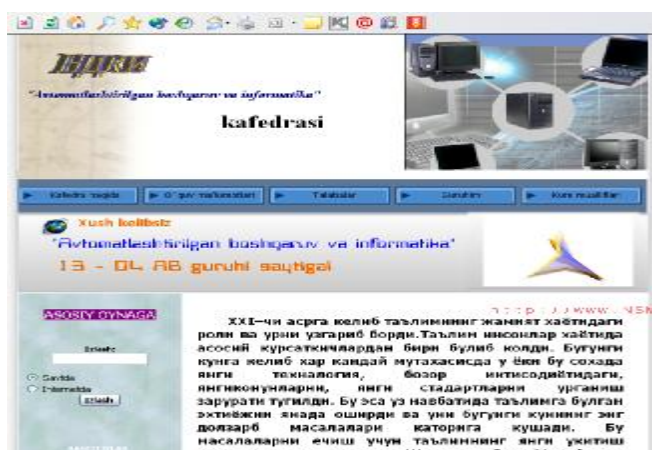
ТАЛАБАЛАР ИШИНИ УНУМЛИ ТАШКИЛ ЭТИШДА ЭЛЕКТРОН ҚОБИЌНИНГ РОЛИ

Курбонов А.С., НДКИ талабаси

Замонавий ахборот коммуникация технологияларининг имкониятлари чексиз, у шиддат билан ривожланаяпти. Уни жорий қилиш масаласи эса мамлакат стратегик вазифасининг устувор йўналишига айланмоқда. Ахборот асрида яшаётган эканмиз, инсон ва жамият ҳаётида ахборот оддий эҳтиёж меъёридан чиқиб сиёсий ва мафқуравий восита, бунёдкорлик ёки вайронкорлик кучига айланаётганига гувоҳмиз. Ахборот, ахборот

айланиши, ахборотлашув каби сўзларни кунига эшитамиз.

Ахборот – бу манбалари ва тақдим этилиш шаклидан қатъий назар шахслар, фактлар, воқеалар, ходисалар ва жараёнлар тўғрисидаги маълумотлардир. Инсон учун зарур ва чексиз эҳтиёжлардан бири унинг ахборотга бўлган эҳтиёжи. Бинобарин, ахборот маконида яратувчи ва истеъмолчи сифатида яшагани боис, инсон шу ма-



1-расм.

коннинг ахбороти эга бўлишга интилади. Бир замонлар ахборотни (хабарни) пиёда ёки отлик кишилар, ўргатилган қушлар ёрдамида манзилга еткази-



2-расм.

ларди. Авваллари дунёнинг бир чеккасида содир бўлган воқеани одамлар миш-мишлар орқали эшитар ёки савдо қарвонлари билан савдогарлар олиб келган хабарлар орқали биларди. Почта, газета, телефон, телевизор, компьютер, Интернет яратилиши шарофати билан аҳолига ахборот етказиш ва унинг ахборотга бўлган эҳтиёжларини қониқтирадиган хизмат бекиёс даражада ривожланди.

Жамиятимизнинг барча жабҳаларига, яъни



3-расм.

бошқарув, банк, тижорат, матбуот, таълим ва бошқа хизмат кўрсатувчи бозорларга ахборот технологиялари кириб келди. Табиий савол туғилади: унинг кириб келиши қанақа афзалликларни яратди ва яқин келажакда яна нима келтирилиши мумкин?

Ахборот технологияларини жорий қилиш туфайли иш юритиш маданиятининг электрон кўриниши шаклланимда, масофа қисқариб, вақт тежалиши эвазига ишимизда иқтисодий самара ошаётир.

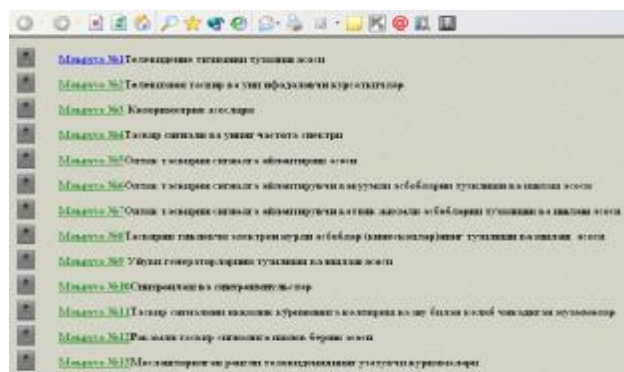
Тадбиркорларимиз замонавий ахборот технологиялари хизматларига эга бўлишиб, масофадан (офисдан) туриб дунёнинг хоҳлаган мамлакатидан ўзига ҳамкор топиши ва тижорат ишларини юритишга йўл очилди. Банк хизматлари компьютерлаштириш натижасида пул жўнатмаларини қиска вақт ичида амалга оширишга имконият туғилди (1-4 расмлар).

Ҳозирги кунда электрон ресурсларнинг кўпайиб кетганлиги (электрон дарсликлар, виртуал лабораториялар ва шунга ўхшаш.) талабаларнинг маълумотларни тез ўзлаштириш ҳамда оз вақт ичида кўпроқ маълумот олиш долзарб муаммолардан биттасидир.

Яратилган электрон қобик ёрдамида бу масалалар оддий ҳал қилинади. Электрон қобик фремлар асосида яратилган бўлиб, беш қисмдан иборат. Бунда интернетга бевосита чиқиш, электрон дарсликларга, 5521800 – “Автоматлаштириш ва бошқарув” йўналиши талабалари учун мутахассислик фанларидан бажариладиган виртуал лабораторияларга ва “электрон доска”га тўғридан – тўғри мос актив қўшгични босиш орқали ўтиш имкониятлари мавжуд (1-расм).

Бу масаларни ҳал қилиш учун ягона электрон қобик ишлаб чиқиш зарур. Электрон қобик бевосита интернетга уланиш имконияти ҳамда, электрон ресурслардан фойдаланишни осонлаштириши талаб қилинади.

Электрон қобик ишлаб чиқиш учун AllWebMenus, Macromedia® Dreamweaver® MX 2004, Macromedia® Flash™ MX, Abrosoft FantaMorph, Ulead® COOL 3D™ Studio, Xara Menu Maker, Excel, Access дастурларидан фойдаланиш мумкин.



4-расм.

Электрон кобиқда нималар қилинганини лавҳалар остида қиска сатрларда кўриб ўтамыз (1, 2-расмлар). Электрон кобиқнинг биринчи саҳифасида кириш ҳамда сўнгги маълумотлар келтирилган.

Кейинги саҳифага ўтадиган бўлсак “O’quv ma’lumotlari” саҳифаси бунда асосан бизларга керакли “Маърузалар”, “Лаборатория ишлари”, “Рақамли ва аналог қурулмалар” ҳақидаги маълумотлар билан танишишингиз мумкин (3-расм).

Агар биз бу саҳифадаги “Маърузалар” гиперссылкасига сичқон кўрсаткичини олиб келиб

унинг чап тугмасини босганда маърузалардан ташкил топган навбатдаги бўлак саҳифа очилади (4-расм).

Гиперматн принципига асосланган ўқув матнининг ихтиёрий қисмидан талаб қилинган қисмига ўтиш, керакли бўлимларни ихтиёрий қисмига ўтиш имкониятига эга бўладилар. Бу эса ўрганилаётган мавзунинг у ёки бу қисмини такроран кўриб чиқишга имкон яратади, яъни уларнинг фикрлаш қобилиятини, лозим бўлган ҳолларда керакли натижага келиш билим ва кўникмаларини оширади.

УДК 622

© Холиқова Н.М. 2007й.

ИНГЛИЗ ТИЛИ ФАНИНИ ЎҚИТИШДА ИНТЕРФАОЛ УСУЛЛАРДАН ФОЙДАЛАНИШ

Холиқова Н.М., НДПИ талабаси

Замонавий педагогик технологияларига асосланган таълимнинг интерактив стратегиялари - таълим жараёнининг енгиллашувини, аниқлашувини, ўқитишнинг эркин ва мажбуриятсизлиги ҳамда энг асосийси ўқувчи - талабалар учун ўта қизиқарлилигини ва самарадорлигини таъминлайди.

Бугунги кунда таълим жараёнида турли интерактив усулларни, инновацион, илғор педагогик ва ахборот технологияларини қўллаш кундан - кунга кучайиб бормокда. Бу жараёнда ўқитувчи педагог ўрганилаётган маълумотларни имкони борича осон, қизиқарли тарзда етказишнинг самарали йўллари излаб топиши, ўқитишнинг анъанавий модели ўрнига, анъанавий бўлмаган янги моделини ишлаб чиқиши лозим бўлади.

Янги модел одатдаги дарслардан ўзининг мақсади, билим бериш усуллари, вақтнинг тақсимланиши, кўргазмалар қурулмаларга бойлиги ҳамда фойдаланиладиган техник воситалари билан алоҳида ажралиб туриши керак.

Маълумки анъанавий бўлмаган дарслар қўйидаги турларга бўлинади:

1. Такрорлаш ва билимларни мустаҳкамлаш дарслари;
2. Интернет ёрдамида ўтиладиган дарслар;
3. Ижодий дарслар;
4. Ўйин дарслар;
5. Саҳна дарслар;

Бундай дарсларни қандай қилиб ташкил этишни, қайси дарс туридан фойдаланилса, кўпроқ самара бериши мумкинлигини ўқитувчи билиши керак.

Ўқитувчи ўз машғулотларида ноанъанавий усуллардан фойдаланса, ўқитувчи ва талаба ўртасидаги тўсиқ йўқолади, талабаларнинг

ижодкорлигиб фанга нисбатан муносабати ўзгаради ва кузатувчанлиги ошади. Чунки, агар машғулотларда мажбурий билимлар берилмасдан маълумотларни ихтиёрий қабул қилишга имкон яратилса, албатта ижобий натижа беради.

Ёш авлоднинг дунёқараши ва интеллектуал салоҳиятларини оширишда нафақат дарслар, матбуот ва телевидениенинг роли бениҳоя каттадир.

Талабаларнинг ижодий фаоллигини оширишга қаратилган “Интервью” дарсида ўқув жараёни натижаси кафолатланади, талабаларнинг интеллектуал фаолиятлари шаклланади. Талаба ўзи ҳаракат қилган пайтда энг яхши ўрганади ва ўзлаштиради. Шунинг учун ўқув вазияти шундай ташкил қилиниши керакки, ўқувчи бир – неча иш ҳаракатлар қилиши керак бўлсин.

Талабалар ҳар бир дарсда унумли равишда фаол бўлиш лозим, чунки ниманидир қилаётган пайтда ўқувчи бу нарсани онглироқ равишда ўзлаштиради ва бу билим хотирасида чуқурак ўрнашиб қолади.

Бунинг натижасида ўқувчилар билимларни яхшироқ ва чуқурак ўзлаштиради ва эслаб қолади, ҳамда уларнинг қизиқиши ортади. Баъзи бир малакаларга эса, масалан мустақиллик ва индивидуал равишда ўрганиш каби қобилиятларга фақат шу тарзда эришиш мумкин ҳолос.

Бунинг учун, албатта, ўқитувчи жуда яхши услубий қобилиятларга ва кўникмаларга эга бўлиши керак. Шундан келиб чиқиб фаоллик усулини бир қанча турларини дарс мобайнида йўлга қўйиш бу усулнинг аҳамиятли томонларини кўрсатиб ўтади.

Институт радиоузелидан фойдаланган ҳолда институтимиз ҳаёти ҳақидаги, ўқишдаги ютуқлар,

факультетларда бўлиб ўтаётган тадбирлар, спорт мусобақалари ва бошқалар ҳақида чет тилида маълумот бериб борилса, талабаларни мустақил равишда ўз фикрларини инглиз тилида баён этишга ёрдам беради. Фаолликни йўлга қўйиш мақсадида радиоузел учун керакли манбаларни талабалар ўзлари топиб, баён этишлари ҳам мақсадга мувофиқдир.

Назарий жиҳатдан олган билимларини текшириш учун энди амалиётга боғлаб иш кўрамиз. Масалан, матнни луғатдан фойдаланиб таржима қилиш вазифа қилиб берилди. Таржима қилиш учун талаба луғатдан фойдаланади. Матнларда феъллар турли замонларда турлича яъни кўшимчалари турлича бўлади. Луғатда эса барча феъллар ноаниқ формада туради, отлар аниқ артикллари билан ёзилади.

Энди талабалар текстдаги феълларнинг кўшимчасига қараб унинг қайси замонда эканлигини ўрганиб, отларнинг олдидаги кўмакчиларга қараб қайси келишқларда келатганлигини топиб матнни таржима қилишлари керак бўлади. Шундан келиб чиқиб талаба назарий дарсда ўқитувчидан эшитган қоидаларни амалиётда қўллайди ва фаоллиги ўсиб боради.

Бунда ўқитувчи доимий текширувни олиб бориши ва керакли жойда рағбатлантириб туриши лозим. Талабаларнинг лексик бойлиги ошади, граматик, фонетик билимларини амалиётда қўллаб

янада мустаҳкамлайди. Назарий билимларни амалий билимларга боғлаб ўрганиш учун талабаларга турли мавзуларда эркин матнлар тузиш вазифаси ҳам мақсадга мувофиқ деб биламиз.

Талабаларга Интернет манбалари асосида тайёрланадиган ўқув материали мавзулари берилади. Бу талабани жаҳон янгиликлари билан танишишга ундайди. Интернет бўйлаб талаба саёҳат қилар экан, талабанинг билим доирасини кенгайтиради. Лекин шунга ҳам алоҳида эътибор бериш керакки, саёҳат дарсини уюштиришдан олдин талаба ўқув материалга доир сўзларни билиши лозим, шундагина ўқитувчи билан талаба ўртасида мавзуга доир мулоқот бўлади. Ўқитувчи талабадан кутган жавобни олади ва мақсадга эришилади.

Дидактик усуллар назарий дарс ва инструктаж мазмунлари, усули ва ташкилига тегишлидир. Дидактик усуллар ўқитиш ва ўқиш жараёнида қоидалар сифатида қўлланиш учун ишлаб чиқилган. Уларни ҳар доим ҳам бир – биридан аниқ ажратиб бўлмайди.

Чет тилларини ўрганишдаги ўқув жараёнини сифатли ташкил қилиш бугунги кунда жуда тез ва аниқ бажаришимиз зарур бўлган вазифалардан биридир. Чунки чет тилига талаба ёшларимизнинг қизиқиши кундан-кунга ошмоқда. Уларни тез ва равион сўзлашлари учун интерфаол усуллар асосида дарсларни ташкил қилиш мақсадга мувофиқ.

УДК 622

© Иноятова М.Ш. 2007 г.

РЕГУЛИРОВАНИЕ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ФОНДОВ В РАЗЛИЧНЫХ СТРАНАХ

Иноятова М.Ш., студентка НГГИ

Современная мировая экономика не может успешно развиваться без иностранных инвестиций. Многие страны мира активно инвестируют свои средства в экономику других стран, получая определенный доход и развивая отдельные отрасли народного хозяйства этих стран.

Весьма важна роль иностранных инвестиций для нашей страны, так как создаются благоприятные условия на базе полученных кредитов обновлять и развивать все необходимые отрасли народного хозяйства, повысить эффективность производства и выпускать конкурентоспособные това-

ры. В этих процессах значительную роль играют инвестиционные фонды.

Массовое развитие инвестиционных фондов началось с появлением инвестиционных компаний закрытого типа (в США - перед второй мировой войной, в Западной Европе - после ее окончания). Инвестиционные компании занимают промежуточное положение между заемщиками и индивидуальным инвестором, причем полностью выражают интересы последнего.

С точки зрения предприятий-заемщиков инвестиционное финансирование имеет следующие

преимущества и недостатки:

Преимущества состоит в том, что если фирма несет убытки, то в отличие от кредита, инвестиционные взносы погашаются в последнюю очередь; пока производство не станет прибыльным, инвестор не будет получать доход. А недостатки выявляются в утрате контроля над предприятием; в распределении прибыли на пропорциональной основе; в больших затратах, связанных с процессом поиска, оформления и самого инвестиционного процесса.

В США инвестиционные компании известны как закрытые инвестиционные фонды, в Великобритании — как инвестиционные тресты, в Испании — как общества по инвестициям в ценные бумаги, во Франции — как инвестиционные компании с постоянным капиталом.

В Узбекистане роль инвестиционной компании осуществляется посредством деятельности компании «Узбекинвест».

Инвестиционные фонды играют важную роль в структуре экономики страны. Макроэкономический аспект их деятельности заключается в том, что инвестиционные фонды:

- способствуют образованию и накоплению капитала;
- делают возможными и более простыми для населения инвестиционные решения с одновременной диверсификацией риска;
- представляют собой основу для развития других финансовых посредников — инвестиционных банков, брокерских контор и т.д.;
- выступают в роли институциональных инвесторов, осуществляющих перелив капиталов между отраслями и стимулирующих работу предприятий;
- открывают дорогу для зарубежных инвестиций;
- взаимодействуют с конкретными предприятиями и физическими лицами.

Правовая основа существования инвестиционных фондов — ограниченная ответственность. Основная цель — объединение мелких инвестиций в большие. Это главные постулаты, на которых должно строиться законодательство по инвестиционным фондам. В развитых странах законодательство складывалось постепенно и на основе существующего законодательства в области бизнеса.

Рассмотрим построение государственного регулирования инвестиционных фондов в различных странах.

В Германии все регулирование осуществляется централизованно правительственными органами. Преимущества такого регулирования: высокая степень контроля, обеспечивающая правительству максимальное удобство при осуществлении контрольных функций; население оказывается надеж-

но защищенным от банкротств, риск потерять вложенные в инвестиционный фонд средства оказывается минимальным, он минимизируется гарантиями государства.

Недостатки: в таких условиях появляется мало инноваций, вследствие чего инвесторы имеют небольшой выбор продуктов инвестиционных фондов; возрастает опасность появления слишком мощных финансовых институтов — монополий; усложняются условия проникновения на рынок новых фирм, что уменьшает их число и снижает возможности выбора для инвесторов.

В Великобритании регулирование деятельности профессионалов фондового рынка максимально отделено от государства. В ходу имеется набор различных правил, которые устанавливаются самими выборными представителями инвестиционного бизнеса.

Преимущества такого подхода: система получается очень гибкой, т.к. предложения по регулированию исходят от высококомпетентных специалистов, хорошо знающих потребности и особенности рынка; правительство делегирует свои права по регулированию профессионалам и мало вмешивается в их работу; регулирование осуществляется главным образом за счет финансовых воздействий (высокие штрафы за нарушения, наказание путем принудительной оплаты расходов на комиссии, осуществляющие проверку фирм-нарушителей).

Основные недостатки: ужесточается конкуренция между отдельными участниками финансового рынка; регулирование оказывается относительно дорогим для участников рынка ценных бумаг, т.к. они сами его оплачивают. В США существуют определенные законодательные рамки, устанавливаемые комиссией по ценным бумагам. На более низком уровне существуют специальные подкомитеты по регулированию. В регулирующих органах доминируют юристы.

Преимущества: регулирование получается достаточно гибким, т.к. привлекаются эксперты; регулирование оказывается простым для понимания, что способствует его популярности и косвенно рекламирует весь инвестиционный сектор экономики; появляется возможность индивидуального подхода к каждому участнику рынка ценных бумаг.

Недостатки: одновременно ведется большое количество судебных дел, что затрудняет оперативное разрешение спорных вопросов; вследствие принятия исключительно судебного порядка рассмотрения дел, система получается не способной к быстрому и радикальному инвестированию. Изучая особенности регулирования фондовых рынков зарубежных стран, мы видим возможность заимствования их положительного опыта в инвестиционной деятельности в Узбекистане.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ МАЛОГО БИЗНЕСА И ПРЕДПРИНИМАТЕЛЬСТВА В НАВОИЙСКОЙ ОБЛАСТИ

Сулейменова К.К., студентка НГГИ

Узбекистан, как и весь цивилизованный мир, определяет свои перспективы, свою стратегию развития.

Суть дальнейшей стратегии развития общества и экономики, как это подчеркнул Президент Республики Узбекистан И.А. Каримов в своем докладе на XIV сессии Олий Мажлиса – либерализация в политической, экономической жизни, либерализация государственного и общественного строительства.

Либерализация в экономической сфере – это прежде всего ограничение регулирующей роли государства, расширение экономических свобод хозяйствующих субъектов и масштабов частной собственности во всех сферах экономики, укрепление роли и прав собственника. Ключевым здесь является формирование многоукладной экономики, в которой ведущую роль занимает частная собственность, и формирование на этой основе класса собственника.

Одним из принципов либерализации экономической жизни является создание экономических и правовых условий для свободы предпринимательства.

В республике приняты и принимаются множество законодательных актов, регулирующих предпринимательскую деятельность. Основным из них является Закон Республики Узбекистан «О гарантиях свободы предпринимательской деятельности». Этим законом установлены гарантии и порядок защиты прав субъектов предпринимательской деятельности и государственной поддержки самой деятельности. Также определены порядок ликвидации, разрешения споров и ответственности субъектов предпринимательской деятельности.

Правительство республики и лично Президент И.А. Каримов много внимания уделяют поддержке, совершенствованию и развитию малого и среднего бизнеса. Примером тому могут послужить принятые в последнее время ряд указов и постановлений, направленных на дальнейшее развитие предпринимательской деятельности, на упорядочение проверок деятельности хозяйствующих субъектов и упрощение порядка сдачи отчетов и налогообложения.

Согласно Указу Президента Республики № 3619 от 14.06.2005 г. «О мерах по дальнейшему совершенствованию системы правовой защиты субъектов предпринимательства» проверки деятельности хозяйствующих субъектов осуществляются только налоговыми органами. Особенность и гуманность этого нормативного документа заключается в том, что применение ряда мер правового воздействия к субъектам

предпринимательства осуществляются сугубо судебными органами.

А на основании постановления Президента Республики № 100 от 15.06.2005 г. «О совершенствовании системы отчетности, представляемой субъектами предпринимательства, и усилении ответственности за её незаконное истребование» в корне упрощен порядок сдачи отчетов для субъектов малого и среднего бизнеса, фермерских хозяйств. Теперь отчеты сдаются ежеквартально и заметно сокращено количество предоставляемых документов.

Указом Президента № 3620 от 20.06.2005 г. «О дополнительных мерах по стимулированию развития микрофирм и малых предприятий» для субъектов малого бизнеса введен единый налоговый платёж взамен уплаты единого налога, обязательных отчислений во внебюджетные фонды (пенсионный, дорожный и школьного образования).

На основании Указа Президента № 3665 от 05.10.2005 г. «О мерах по дальнейшему сокращению и совершенствованию системы проверок субъектов предпринимательства» плановые проверки финансово-хозяйственной деятельности субъектов малого бизнеса осуществляются не чаще одного раза в четыре года, а других субъектов предпринимательства – не чаще одного раза в три года. А деятельность вновь созданных субъектов малого бизнеса не подлежит плановым проверкам в течение двух лет с момента их государственной регистрации.

Предпринимательство вообще, и малый бизнес в частности, являются ключевыми звеньями в развитии экономики. Особенно необходимо развивать предпринимательскую деятельность в сфере производства. Это приведет к следующим положительным результатам: будут созданы новые рабочие места – это искоренит предпосылки возникновения безработицы; рынок пополнится товарами собственного производства – это приведет к снижению цены, так как мало затрат; будет расти конкурентоспособность между производителями и возможность выбора товара покупателями – это приведет к улучшения качества и также к снижению цены; возрастет объем экспорта товара – это приведет к укреплению валютной системы, росту экономической роли государства на мировом рынке.

В нашей республике разработана четкая система защиты прав и интересов субъектов предпринимательства малого бизнеса. Одним из основных способов защиты является судебная защита, закрепленная

Конституцией и другими законодательными актами Республики Узбекистан. Сущность судебной защиты состоит в праве обращения в суд с иском с целью достижения справедливого судебного решения. Судебная защита также проявляется в том, что субъект предпринимательства имеет право обжаловать решение суда в кассационном и надзорном порядке.

В республике также разработана система налогового контроля за деятельностью субъектов предпринимательства. Ведь предпринимательство является одним из основных источников поступлений в бюджет. И чтобы обеспечить устойчивый сбор налогов и стабилизировать финансовую систему нашего государства, важно добиться исполнительской дисциплины субъектов предпринимательства. Успех предопределяется единой системой контроля за правовыми нормами налогового законодательства, правильностью исчисления, полнотой и своевременностью поступления налогов в бюджетную систему республики.

Ставки единого налогового платежа устанавливаются в зависимости от вида деятельности. К примеру, для основных субъектов малого бизнеса ставка единого налогового платежа установлена в размере 13%, для частных нотариусов – 50%.

Так, по данным областного статуправления в городе Навоий в 2006 г. функционировали 1264 субъектов малого бизнеса, из них 1138 микрофирм и 126 малых предприятий. Их доля в общем поступлений в бюджет города, составила 7,8%. В постановлении заседания Кабинета Министров, посвященного итогам 2006 г. и задачам в 2007 г. указано на доведение доли малого бизнеса в ВВП до 50-52%.

Ведь и вправду, предпринимательство является важнейшим рычагом экономического развития государства. Развивая экономическую отрасль, будем улучшать социальную инфраструктуру, увеличим численность занятых, тем самым решим проблему безработицы. Например, анализируя диаграмму (рис.) можно сказать, что численность занятых в малых предприятиях растет в среднем на 109,8% по Узбекистану и на 110,3% - по Навоийской области.

По нашему мнению, необходимо организовывать обязательные курсы по ведению предпринимательской деятельности и допускать к деятельности только тех лиц, которые обучались и получили сертификаты (или дипломы) об окончании этих курсов. Потому что, практика показывает, что многие предприниматели, особенно физические лица, не владеют элементарными знаниями в ведении деятельности, то есть, не «подкованы» в плане юридического и экономического образования. И отсюда всякие нарушения действующего законодательства. Мы хотим выразить свои некоторые соображения и предложения по поводу налогообложения индивидуальных предпринимателей, которые функционируют без образования юридического лица.

Как известно, эти предприниматели ежемесячно уплачивают налоги по фиксированным ставкам, независимо от полученного дохода. Уплачивают они заранее, до 1 числа начинающегося месяца. Напри-

мер: за февраль уплачивают до 1 февраля, за март до 1 марта и т.д., т.е. платят за тот месяц, в котором ещё не работали, а только собираются работать. Естественно, любому человеку не хочется платить вперёд (авансом), не зная, что его ожидает в этом месяце. Не отработав в законодательстве порядок возврата уплаченных сумм за те дни, в которые предприниматель не выходил работать и практически эти суммы не возвращаются. Отсюда и нежелание уплачивать налоги, всяческие уклонения от регистрации в качестве предпринимателя и нежелательные нарушения налогового законодательства.

По нашему мнению, каждый налогоплательщик должен уплачивать налоги за фактический полученный доход, и не заранее, а после получения этого дохода. Но раз к индивидуальным предпринимателям установлены фиксированные ставки налога, то предлагаем следующий порядок их налогообложения. Нужно рассчитать ежедневную сумму фиксированного налога. И пусть предприниматель уплачивает эту сумму ежедневно и только за те дни, в которых он фактически работал. Другими словами, вышел сегодня торговать на рынок - уплати, не вышел – не нужно уплачивать. Мы думаем, что такая практика даст свои положительные результаты.

Во-первых, человеку не трудно платить небольшую сумму каждый день, чем большую сумму сразу. У него всегда бывают деньги, и ежедневная уплата как-то не очень сказывается на его экономике.

Во-вторых, увеличится количество налогоплательщиков, сократится число уклоняющихся от регистрации и это естественным образом повысит объём налогов поступающих в бюджет.

Мы думаем, что чем больше упростить порядок налогообложения, чем больше снижать ставки налогообложения, чем больше снижать ставки налогов и дать полную экономическую самостоятельность как государственным, так и частным предприятиям и частным предпринимателям, тем меньше будет фактов незаконного вмешательства в их деятельность, тем больше будут расти их доходы. И дальше сработает логическая цепь: чем больше доходных и стабильных налогоплательщиков, тем больше будут поступления в бюджет.

И это, в свою очередь, приведет к повышению

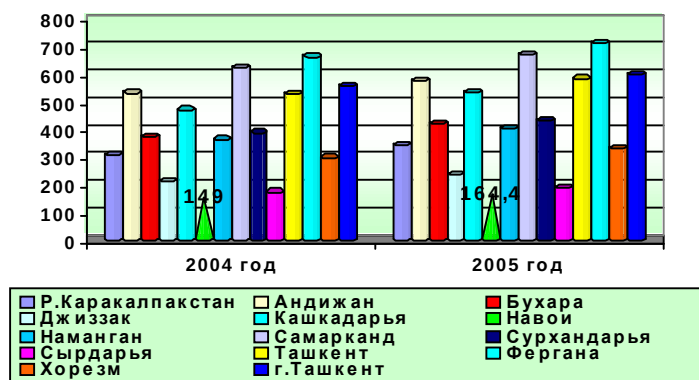


Рис. Численность занятых в МП по регионам (тыс. чел)

заработной платы, своевременной выдаче пенсий и пособий, улучшению качества здравоохранения, образования, усилению оборонной мощи государ-

ства и т.п., в самом конечном итоге, приведет к росту экономики страны и улучшению благосостояния народа.

Список литературы:

1. Каримов И.А. *Узбекистан на пути к великому будущему*. – Т.: Узбекистан, 1998.
2. Каримов И.А. *Гарантия нашей благополучной жизни – построение демократического правового государства, либеральной экономики и основ гражданского общества // Доклад на заседании КМ, посвященном итогам 2006 г. и приоритетам экономических реформ в 2007 г. Газета «Знамя дружбы» № 11 (2793) от 20.02.07 г.*
3. *Конституция Республики Узбекистан*. – Т.: Узбекистан. 2001.

УДК 622

© Бикулов А.О. 2007 г.

КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ РИСКА

Бикулов А.О., инженер по охране труда и технике безопасности Центрального рудоуправления НГМК

Вопросам экологической и промышленной безопасности горных предприятий всегда уделялось большое внимание, т.к. уровень травматизма и профессиональной заболеваемости на этих предприятиях наиболее высок. Прискорбно, что в нашем современном организованном обществе, в котором работа постоянно играет столь важную роль, ее результатом является такая человеческая плата - увечья, заболевания, смерть. И это печальный жизненный факт, что многие, если не большинство производственных несчастных случаев и профессиональных заболеваний могли бы быть предотвращены. В современном обществе нельзя более считать оправданным получение богатств за счет риска качеством жизни.

Оценка эффективности и рентабельности горного предприятия зависит от экономической оценки работы предприятия, при этом никогда не учитывались затраты на осуществление мероприятий по охране труда и природоохранных. А эти затраты не маленькие, сюда относятся материальные затраты на: мероприятия (соглашение по ОТ и комплексный план по охране труда), надбавки к зарплате, лечебно-профилактическое питание, молоко, дополнительные дни к отпуску, расходы на профилактику и лечение пострадавших и профбольных, восстановление нарушенных земель.

Одним из важнейших показателей, определяющих необходимые мероприятия на обеспечение безопасности (экологической и промышленной) является риск происхождения несчастного случая и экологической аварии. В экологии - это вероятность нанесения ущерба окружающей среде, в промышленной безопасности - вероятность гибели или повреждения здоровья человека. Однако, по настоящее время этот вопрос не имеет однозначной оценки и методики расчета.

Многообразие ситуаций экологического ущерба практически не позволяет создать единую методику оценки ущерба окружающей среды. Методологически возможно описать процедуру учета и определения ущерба в процесс принятия решений. На основании эмпирических данных возможно составить клас-

сификацию типичных и нетипичных (если это возможно с вероятностной оценкой) экологических последствий принятых решений создания и развития предприятия. В настоящее же время эта задача научно-исследовательских институтов, практики же оперируют физическими цифрами затрат на природоохранные мероприятия и ликвидацию уже случившихся экологических аварий и выплат в госбюджет за загрязнение окружающей среды. Поэтому, хотелось бы перейти к более подробному разбору критериев оценки рисков происхождения несчастного случая.

В развитых странах Запада уровень риска определяется показателями индивидуального риска получения смертельной травмы. В разных областях производственной деятельности он различен и имеет среднее значение 10^{-4} (т.е. гибель одного из десяти тысяч работающих). Соответственно риски меньшего значения признаются приемлемыми.

Например, инспекторат по атомному управлению Великобритании считает возможным индивидуальный смертельный риск в нормальных условиях эксплуатации для персонала атомной станции равным $5 \cdot 10^{-5}$ в год (гибель пяти из ста тысяч обслуживающего персонала), а для критических групп населения, которые подвергаются облучению в результате работ по захоронению радиоактивных отходов эта величина рекомендуется равной $2 \cdot 10^{-6}$ в год. В случае аварии приемлемый индивидуальный смертельный риск для населения составляет от $5 \cdot 10^{-6}$ до $5 \cdot 10^{-7}$ в год (1). В целом профессиональный смертельный риск в этих странах обычно не превышает порядок 10^{-4} в год.

В тех случаях, когда риск не слишком велик (например, не превышает порядок 10^{-4} в год) стратегию безопасности возможно определить через применение классической экономической схемы «затраты - выгода», сравнивающей общую выгоду от какой-либо деятельности с затратами на ее осуществление:

$$V=U-(P+X+Y_1+Y_2) \quad (1)$$

где U - общая выгода, включающая стоимость производимого продукта;

Р - основные производственные затраты (здания, оборудование, стоимость эксплуатации и т.д. без учета защитных мероприятий);

Х - затраты на достижение того или иного уровня безопасности, включающие природоохранные затраты и затраты по технике безопасности;

Y_1 - выраженная в денежных единицах величина ущерба в результате данного вида деятельности, наносимого окружающей среде;

Y_2 - выраженная в денежных единицах величина ущерба в результате данного вида деятельности, наносимого здоровью людей;

В - чистая выгода. Деятельность оправдана, если $B > 0$.

К сожалению, в нашей стране данные расчеты никогда не производились, и установить уровень приемлемого риска не возможно.

Но если использовать методику, принятую в странах Запада к нашим условиям, то полученные показатели показывают, что мероприятия направленные на сохранение жизни и здоровья персонала в процессе труда по НГМК позволяют поддерживать уровни риска в рамках общепринятых в развитых странах.

Теперь хотелось бы остановиться на показателях травматизма применяемых в системе НГМК. Основными критериями для оценки уровня травматизма принято считать коэффициенты частоты и тяжести несчастных случаев (2, 3).

Коэффициент частоты показывает число пострадавших при несчастных случаях, на 1000 работающих, и рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{ч}} = a \cdot 1000 / p \quad (2)$$

где а - количество человек пострадавших при несчастных случаях;

р - среднесписочная численность работающих.

Коэффициент тяжести несчастных случаев про-

изошедших за год характеризует уровень травматизма на предприятии в зависимости от тяжести произошедших несчастных случаев. Если сказать другими словами, коэффициент тяжести показывает сколько времени в среднем был нетрудоспособен каждый пострадавший.

Он рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{т}} = \text{Ч} / a \quad (3)$$

где Ч - число человеко-дней нетрудоспособности у пострадавших.

Данные коэффициенты наиболее объективно показывают уровень травматизма на предприятии за определенный период времени. Если оценивать уровень травматизма по абсолютным цифрам, т.е. по количеству пострадавших, это не даст полной картины о травматизме, так как нельзя сравнивать предприятия с разным количеством работающих.

Однако, необходимо отметить важнейший факт, коэффициент тяжести имеет существенный недостаток - он не дает полного представления о тяжести, так как он не учитывает постоянной потери трудоспособности (инвалидность) и несчастных случаев со смертельным исходом.

По мнению автора, при расчете данного коэффициента необходимо принимать к сведению только количество легких несчастных случаев, а тяжелые и смертельные случаи должны показываться отдельно, по методике используемой на Западе и приведенной выше.

Более точные и методологически правильные расчеты оценки рисков происшествия несчастного случая и экологической аварии позволят правильно и качественно оценивать эффективность нового технологического развития промышленности, принимать наиболее эффективный набор природоохранных мероприятий и мероприятий по обеспечению технической безопасности персонала предприятий.

Список литературы:

1. Векслер Л.М. Использование концепции риска в целях ядерного регулирования // Обзор ИАМ им. И.В. Курчатова - М., 1983.
2. Лесенко Г.В. Организация безопасности труда на производстве // БХ - Киев, 1977.

ИНФОРМАЦИОННОЕ СООБЩЕНИЕ О РЕСПУБЛИКАНСКОЙ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ «ISTIQLOL» (С МЕЖДУНАРОДНЫМ УЧАСТИЕМ) «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ИННОВАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ В XXI ВЕКЕ»

Навоийский горно-металлургический комбинат и Навоийский государственный горный институт совместно с Министерством высшего и среднего специального образования, Академией наук Республики

Узбекистан, Федеральным агентством по образованию и науке Российской Федерации, Ташкентским государственным техническим университетом, Российским университетом Дружбы народов, Москов-

ским институтом стали и сплавов (технологическим университетом), Московским государственным горным университетом провели 25-27 сентября 2007 г. республиканскую научно-техническую конференцию «istiqlol» (с международным участием) «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке».

Президиум организационного комитета конференции:

- Кучерский Н.И. (председатель) – генеральный директор НГМК, докт. техн. наук, профессор;
- Шеметов П.А. – главный инженер НГМК, докт. техн. наук;
- Агзамов Ш.К. (сопредседатель) – ректор Навоийского государственного горного института, канд. техн. наук;
- Воробьев А.Е. – заведующий кафедрой Российского университета дружбы народов, докт. техн. наук, профессор;
- Литвинов Ю.А. – ректор Московского государственного института стали и сплавов, докт. техн. наук, профессор;
- Корчак А.В. – ректор Московского государственного горного университета, докт. техн. наук, профессор;
- Косырев Н.П. – ректор Уральского государственного горного университета, докт. техн. наук, профессор.

Организационный комитет:

- Мальгин О.Н. – заместитель главного инженера НГМК, докт. техн. наук;
- Кустов А.М. – директор Центрального рудоуправления НГМК;
- Сытенков В.Н. – главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор;
- Шокин Ю.И. – директор института вычислительных технологий СО РАН, докт. физ.-мат. наук, академик;
- Шообидов Ш.А. – ректор Ташкентского государственного технического университета, докт. техн. наук, профессор;
- Рахимов В.Р. – заведующий кафедрой Ташкентского государственного технического университета, академик АН Республики Узбекистан, докт. техн. наук, профессор;
- Юсупбеков Н.Р. – заведующий кафедрой Ташкентского государственного технического университета, академик АН Республики Узбекистан, докт. техн. наук, профессор;
- Нифадьев В.И. – ректор Кыргызско-Российского Славянского университета, академик НАН Кыргызстана, докт. техн. наук, профессор;
- Рахматуллаев О.Б. – начальник производственно-технического отдела НГМК;
- Норов Ю.Д. – проректор Навоийского государственного горного института, докт. техн. наук;

• Каюмов С.С. – проректор Навоийского государственного горного института;

• Меликулов А.Д. – проректор Навоийского государственного горного института, канд. техн. наук, доцент.

Ученые секретари конференции:

• Носиров У.Ф. – проректор Навоийского государственного горного института, канд. техн. наук, доцент;

• Киприянов Н.А. – проректор Российского университета Дружбы народов.

В работе конференции приняли также участие с докладами ученые и специалисты ряда вузов, научных учреждений нашей республики, а также иностранные гости.

Среди активных участников конференции необходимо отметить специалистов, которые представляли широко известные в международном масштабе учреждения и научные центры, а также предприятия и объединения горно-металлургической отрасли, каковыми являются:

– **из Российской Федерации:** институт физики Земли РАН, Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Российская академия государственной службы при Президенте РФ, Российский университет Дружбы народов, Российский государственный геологический университет, Сибирский государственный индустриальный университет, Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского, институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов РАН, МГУ им. М.В. Ломоносова, СПб ГУ, ИГД УрО РАН, Уральский государственный горный университет, Белгородский государственный университет, Иркутская городская организация «Экологическая группа», Дагестанский государственный университет, Республиканское государственное предприятие «Рудненский индустриальный институт», Нижнетагильская государственная социально-педагогическая академия, Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова, Научно-образовательный центр «Инновационные горные технологии» РАН, ОАО «Белмеханобр», ОАО «Лебединский ГОК», Геологический институт Дальневосточного отделения РАН, Институт геологии Дагестанского научного центра РАН, Фонд геологического наследия РАН, Институт вычислительных технологий СО РАН, Институт экономических проблем Кольского научного Центра РАН, Владикавказский горно-металлургический техникум;

– **из Казахстана:** РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья», ИГД им. Д.А.Кунаева, Карагандинский ГТУ, ТОО «Институт высоких технологий» НАК «Казатомпром», ТОО «Степногорский горно-химический комбинат», ТОО «Бурмаш», ВКГТУ им. Д. Серикбаева, Региональный учебно-методический центр «Геотехнология», АО «Кара-Балтинский горноруд-



ный комбинат», ТОО «Степногорский горно-химический комбинат», Атырауский институт нефти и газа, Восточно-Казахстанский государственный технический университет, АО «Ульбинский металлургический завод», РГП «Центр наук о земле, металлургии и обогащении»;

– из Украины: «Институт монокристаллов» НАН Украины;

– из Республики Кыргызстан: КГТУ им. И.Раззакова, Кыргызско-Российский Славянский университет;

– из Узбекистана: ОАО «Узбекуголь», ОАО Алмалыкский ГМК, ГАК «Узкимёсаноат», инспекция «Саноатконтехназорат», АО «Саноатпортлатиш», АК «Узстройматериалы», Национальный университет Узбекистана, ТУИТ, ТФИ, СамГУ, СамГАСИ, БухГУ, БухТИПиПП, ТашХТИ, АндСИ, НукГПИ, ФерПИ, ИМиСС АН РУз, Институт геологии и геофизики им. Х.М.Абдуллаева АН РУз, Институт микробиологии АН РУз, Институт математики и информационных технологий АН РУз, Институт химии АН РУз, ФТИ НПО «Физика-Солнце» АН РУз, Институт энергетики и автоматики АН РУз, Институт минеральных ресурсов, ОАО «Гидропроект», институт «Узгеотехлити», институт «Узцветметпроект», АО «Ташметрополитен», УДП «Шуртаннефтегаз», ОАО «Химавтоматика», НавГПИ, Самаркандский медколледж, Вобкентский колледж коммунального хозяйства, Навоийский

техничко-экономический колледж, НавГПК и другие.

Особо выделяются доклады, направленные на решение стратегических проблем горной науки и производства, которые вызвали у участников конференции повышенный интерес:

«Инновационный путь развития горных предприятий на основе интеграции образования, науки и производства» (Шеметов П.А., НГМК); «Проблемы прогнозирования рудных залежей» (академик Акбаров Х.А., ТашГТУ); «О программе модернизации, технического и технологического перевооружения производства в угольной отрасли» (Хурсанов Х.П., Ибрагимов Г.М., Якубов С.И., ОАО «Узбекуголь»); «Инновационные методы и развитие производства меди в XXI веке» (Санакулов К.С., Хасанов А.С.); «Современные концепции построения информационно-управляющих систем для промышленных предприятий с непрерывной технологией» (академик Юсупбеков Н.Р., Игамбердиев Х.З., Гулямов Ш.М., Адилов Ф.Т., ТашГТУ); «Алмазные буровые коронки высокой стойкости» (Кудайкулов С.К., ТОО «Бурмаш», Казахстан); «Прикладные и инновационные проекты и их востребованность производством» (Колдаев А.А., институт геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева АН РУз); «Изучение изотопного состава урана альфа-спектрометрическим методом» (Саттаров Г.С., Музафаров А.М., Петухов О.Ф., Думбрава А.А., НГМК); «Научные основы инновационных методов переработки полезных ископаемых» (Воробьев А.Е., Киприянов Н.А., Российский университет Дружбы народов); «Город Зарафшан - летопись созидания» (Каршиев Р.М., Сариев Н.Т., НавГПИ).

Всего на конференции было представлено и обсуждено 397 докладов на заседаниях по восьми секциям:

1. Инновационные методы открытой разработки месторождений полезных ископаемых (председатель секции Сытенков В.Н. – главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор).

2. Инновационные методы подземной разработки месторождений полезных ископаемых (председатель секции Раимжанов Б.Р. – зам. главного инженера института «Узгеотехлити», докт. техн. наук, профессор).

3. Инновационные методы физико-химической геотехнологии (председатель секции Файзуллаев О.Ф. – зав. кафедрой СамГУ, докт. хим. наук, профессор).

4. Инновационные методы переработки полезных ископаемых (председатель секции Абдурахмонов С.А. – зав. кафедрой НГПИ, докт. техн. наук, профессор).

5. Инновационные технологии машиностроения, электроснабжения и автоматизации в горно-металлургической отрасли (председатель секции Аликулов Д.Е. – профессор ТашГТУ, докт. техн. наук).

6. Инновационные методы геоэкологии на предприятиях недропользования (председатель секции Саттаров Г.С. – начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор).

7. Инновационные методы математического моделирования и управления производственными сис-

темами в условиях неопределенности (председатель секции Игамбердиев Х.З. – зав. кафедрой ТашГТУ, докт. техн. наук, профессор).

8. Инновационные методы обучения (председатель секции Абдуллаева Ш.А. – докт. пед. наук, проф., зав. кафедрой НГПИ).

ОПЛОТ НАДЕЖД или О "серебре" и "золоте" Кызылкумов (от юбилея к юбилею)

Панова Н.С., член Союза писателей Узбекистана

*Первопроходцам –
покорителям пустыни.*

В дни особых торжеств, собирающих опытные кадры комбината, рядом с ветеранами и самое молодое поколение перспективных горняков. Дети и внуки как самих первостроителей, так и коренных жителей земли Узбекской, принимающих эстафету славы... Размышляя об осени жизни человеческой (о тех, кто был так же молод, как их растущая смена, что сегодня овладевает горняцким опытом рядом с ними - носителями редкой красоты и силы человеческого духа), по особенному осознаешь эту нерасторжимую связь времен и то, что Навоийский горно-металлургический комбинат всегда был и будет оплотом надежд не только для его тружеников, но и для жителей всего Кызылкумского региона.

* * *

*Осень... Снова её именины –
Восхитительный пир естества!
Многочасочней нету картины, -
Посмотри, как вскипает листва,
На глазах изменяя оттенки
Золотого литья. Выбери –
От багрянца до солнечной пенки.
Откипевшее льёт через край.
Алых роз сердцевидны бутоны, -
Суздено ли ещё расцвести?
Но не слышны сердечные стоны,
Только ветра просвиствы: «Прости...»*

*Позади молодые аллюры -
Бег «в карьер»...
В серебро до поры
Превратились чубы, шевелюры.
А в садах – золотые шары,
Хризантемы цветут, георгины...
Воплощением звёздной мечты,*

*Отраженьем небесной картины –
Лучезвёздные всюду цветы.
Водоводов незримые реки,
Серебристые ленты дорог...*

*Золотые мои человеки, -
Золотые!.. Ну чем не итог?!*

*Старость гнёт не своё, и не сладко.
Время лечит. Но рубит - с плеча.
На плече золотая заплатка
С погрузневшего карагача.
И в порыве отчаянно-смелом
Прямо к сердцу (не пенки стяжать, -
Вижу я далеко за пределом...)
Я хочу вас прижать, удержать.
Чтобы мудрости щедрая осень,
Одаряя плодами умы,
Не ушла раньше времени в просинь
У серебряной кромки зимы.
Чтобы ветви с листвою не редели, -
Чтоб для жизни вскружилась листва!
Как прекрасно вокруг! Хоть на деле –
Агонический пир естества.*

* * *

*Позади сорок пятая осень
Комбината. Ах, время, пролей
Ясный свет на мелькание вёсен
В чьей-то памяти в тот юбилей.
Жизнь нахлынет сверхчувственной лавой,
Ветры времени вновь искуют
В испытания честью, и славой:
Скоро вам (всем, как есть) - 50!*

*Комбинат. Нет надёжней оплота!
А давно ль: чемоданчик, рюкзак...
За работой - о быте забота,
Где «оплот» - деревянный барак,*

Словно плот посреди океана.
Он в жестокий песчаный буран,
Словно щепка в руках великана...
Но в глубинах - секретный уран...

Ах, как молоды! Им не до славы.
Здесь поставлен вопрос на ребро!
Жгло их золото солнечной лавы,
Осыпало их звезд серебро.
И сияли о будущем грёзы
Сквозь песчаные бури.

Зимой

Свирепели, лютели морозы
С переплавом в неслыханный зной.
Этот зной докрасна раскалится,
Воздымая былые века.
Ручеёк золотой заструится,
Потечёт золотая река.
А пока - жизнь с листа. «На постое»
В пустоте. «Головешкой в золе»...
Только солнце течёт золотое.
От него - всё, что есть на земле.
Или - нет! Лишь песчаное ложе, -
Жизни признаки лишь, и всего...
Ничего человека дороже!
Что смогла бы она без него
Для него же?!

Не зря он к пустыне

Так стремился - напорист и лих,
И отважен. Он с нею отныне
Как с невестой строптивой жених.
Через свадьбы, рождения, тризны
Новой жизни пласты поднимать.
Где-то милая сердцу Отчизна.
Ждёт, - дожждётся ль? - родимая мать.

Как младенец на свет, появился
Первый слиток... Но первый уран
Прямо в токе крови серебрился
Нанесеньем невидимых ран, -
Испытаньем на слом...

Не сломало!

Бьют фонтаны, дворцы возвели.
Было сделано в жизни не мало
Золотого для этой земли.
Знали солнечный вкус бескорыстья!..

...Подхватило, смогло оторвать.
Размело по Земле, словно листья...
А кого-то уже не поднять.
Память! Долг! Эта дань — неизменна
(Слез небесных ничем не унять), -
Ничего для пустого размена!
Только б возраст легко «разменять»...
Явь — дождем серебристо-кристальным,
В снах - садов бело-розовый дым...

Осень! Листья исходом летальным —
Прямо под ноги... Путь - молодым!

* * *

Размело по Земле, разметало.
Всяк себя на отрыв испытал.
Вечен срок золотого металла,
Хрупок жизни бесценной «металл».

Но в характерах - золота, стали
Вам хватало. И, что ни завод,
(Разве было, чтоб вы отступали?!) —
В круговерти несметных забот.
Не забот об изношенном платье
В смене старых устоев-одежд,
А забот о родном комбинате —
Смысле жизни, Оплоте Надежд.
О нелёгкой, - в развалах! - задаче
(Средь соблазнов: по ветру и - прочь!),
Чтоб страна становилась богаче,
И простому народу помочь
В трудный час,

что со всем уважением

И о детях с заботой святой
Сердцем тянется за утешеньем, -
За поддержкой Души Золотой.
Здесь упавшему духом - опека,
Здесь душевный порыв - ко двору...

...Если можно поднять человека,
Значит, золото служит добру!

И, наполнившись ветра движеньем,
Лишь за совесть свою, не за страх,
С пылом вечного самосожженья
Вы горели как листья в кострах, -
Непокорными, как молодыми!..
Потому, - что ни год, по весне,-
В первоцвет, в бело-розовом дыме
Представляетесь прежними мне.
Что ни лето - вы все «однолетки».
Что ни осень - от жизни пьянеть,
Но покрепче держаться на ветке
И в порывах своих - зеленеть!

Ничего вашей осени краше,
Как бы ветры листву ни мели!
И земля эта — истинно ваша
Вечным зовом родимой земли.

Кызылкумы
Октябрь-2004, октябрь-2007

УКАЗАТЕЛЬ СТАТЕЙ

опубликованных в журнале «Горный вестник Узбекистана» в 2007 году

АВТОРЫ И НАЗВАНИЕ СТАТЕЙ	№	стр.
YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ		
Мальгин О.Н., Саттаров Г.С., Думбрава А.А., Лильбок Л.А. Центральной научно-исследовательской лаборатории НГМК – 45 лет	1	3
Снитка Н.П. Освоению месторождения Мурунтау – 40 лет	1	9
Поздравляем	2	3
Шеметов П.А. Навоийский ГМК на пути свершений	2	4
Комбинат – его судьба	2	7
Панова Н. О счастье жить для людей	2	10
Научно-техническому и производственному журналу «Горный вестник Узбекистана» – 10 лет	2	12
Бредихин А.А. Внедрение прогрессивных технологий в автомобильную транспортную систему глубокого карьера Мурунтау	3	3
GEOLOGIYA, GEOXIMIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ, ГЕОХИМИЯ И ГЕОФИЗИКА		
Турамурадов И.Б., Ежков Ю.Б. Модели и геолого-генетические особенности золото-урановых парагенезисов Центральных Кызылкумов	1	24
Бадалов С.Т. Геохимические проблемы рудообразования	1	30
Лузановский А.Г., Турамурадов И.Б., Турсебеков А.Х. Перспективные особенности добычи рения и осмия из золото - урановых руд и горючих сланцев Кызылкумов	1	31
Турамурадов И.Б. Проблемы минералогии и геохимии в решении поисковых задач	3	12
Бадалов С.Т. Технологическая минералогия рудного сырья	3	16
Турапов М.К., Турсуметов Р., Марипова С.Т., Мухтаров А., Дулабова Н.Ю., Парлибоев Ю.К. Геолого-геофизическая модель Тамдытау	3	18
Гертман Ю.Л., Жураев А.Ж., Камагуров Д.Г., Гельман Л.И., Халмухамедов Т.Р., Панченко А.Е., Смыслов В.Ф. Петрогеохимические модели основных золоторудных месторождений восточного Узбекистана	3	22
Федянин С.Н., Нерущенко Е.В., Коробов В.А. Математический способ повышения представительности геофизического опробования золотосодержащих руд	3	29
Васильев П.Г., Кудинов А.А. Некоторые характеристики горючих сланцев месторождения Сангрунтау	3	32
GEOLOGIYA, GEOXIMIYA VA GEODEZIYA / ГЕОЛОГИЯ, ГЕОХИМИЯ И ГЕОДЕЗИЯ		
Бадалов С.Т. Геохимическая значимость подстилающих и вмещающих пород в генезисе эндогенного оруденения	2	14
Ахмедов Н.А., Лузановский А.Г., Парамонов Ю.И., Турамурадов И.Б. О генетических аналогиях нефтяных, битуминозных горючесланцевых и «черносланцевых» ураново - редкометалльно - золоторудных месторождений (на примерах Западного Узбекистана)	2	17
Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. Перспективы золотоносности Приташкентского региона	2	19
Сулейманов М.О., Поморцев В.В., Прутик Е.В., Мирзеева Г.А. Структуры экранирования вулканогенных золоторудных месторождений	2	26
Федянин С.Н. Рудогенез месторождений урана песчаникового типа с позиций электрогеохимии	2	28
Бекбаев Г.К., Белевич С.В. Геодезическая сеть Республики Узбекистан и ее совершенствование с использованием приборов спутникового позиционирования	2	34
GEOLOGIYA VA GEODEZIYA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОДЕЗИЯ		
Акбаров Х.А. Проблемы прогнозирования оруденения в рудных районах и полях	4	3
Бадалов С.Т. Геохимические причины совместного нахождения химических элементов в природной материи	4	8
Бородин Ю.В. Проблемы поисков месторождений тория в Узбекистане (обзор)	4	11
Турсебеков А.Х., Шарипов Х.Т., Турамурадов И.Б., Лузановский А.Г., Васильевский Б.Б., Рахимов Р.Р. Рений Узбекистана	4	14
ER OSTI BOYLIKLARIDAN BOYDALANISH / НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ		
Сытенков В.Н. Воспроизводство интегрального ресурса горно-промышленного комплекса как условие устойчивого развития региона	1	13
Сытенков В.Н. Системное моделирование объектов исследований в недропользовании	1	16
Евдокимов Л.А., Кудинов А.А., Васильев П.Г. Металлоносные горючие сланцы – источник расширения топливно-энергетического баланса и сырьевой базы радиоактивных и редкоземельных металлов	1	21
GEOTEKNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ		
Шеметов П.А., Кравченко Ф.А. Цикличность развития крупных горно-перерабатывающих предприятий	1	34
Мальгин О.Н., Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Колпач П.И. Оптимизация параметров транспортно-перегрузочных комплексов на карьерах	1	37
Саттаров Г.С., Першин М.Е., Колпакова Е.В., Лильбок Л.А., Есаулов В.Н. Научные аспекты развития работ подземного выщелачивания урана в НГМК	1	39
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Промышленная проверка эффективности образования выемок взрывами трапециевидной формы обвалованных грунтом траншейных зарядов выброса	1	45
Аристов И.И., Селезнев А.В., Кольцов В.Н., Беленко А.П., Снитка Н.П. Способы и нормативы управления полнотой и качеством отработки запасов на карьере Мурунтау	1	48
Федянин С.Н. Методический прием снижения влияния аппаратурного дрейфа на качество сепарации золотосодержащих руд методом РРМ	1	53
Лашко В.Т., Кравченко Ф.А., Кабиров А.Р. Технологическая схема отработки уступов на один транспортный горизонт в глубоких карьерах	1	55

Лашко В.Т., Коломников С.С., Наимова Р.Ш. Совершенствование технологических схем отсыпки скальных вскрышных пород во внешние отвалы.....	1	58
Петухов О.Ф., Саттаров Г.С., Музафаров А.М. Микроволновое разложение золотосодержащих технологических продуктов.....	1	61
Беленко А.П., Снитка Н.П., Бычков В.Н. Селективно-валовая отработка сложноструктурных рудных зон.....	1	64
Наимова Р.Ш. Определение параметров деформаций автомобильных отвалов в условиях карьера Мурунтау.....	1	66
NALCO	1	68
Мальгин О.Н., Лильбок Л.А., Акинъшина Г.И. Изучение геотехнологических свойств руд месторождений Кызылкумской провинции.....	2	36
Сытенков В.Н., Кадыров А.А., Бибиб И.П. К разработке концептуальных основ стратегии развития Кызылкумского региона на основе системного подхода к использованию интегрального ресурса.....	2	39
Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Методические основы разработки паспортов на процессы горного производства.....	2	45
Норов Ю.Д., Шамансуров И.И., Тошов Ж.Б. Параметры разрушения и сопротивляемости горных пород под действием штампа в забое скважин.....	2	51
Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Чумакин Р.В., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С. К вопросу возможности отработки «сближенных рудных тел» Чармитанского жильного месторождения.....	2	53
Лобанов В.С., Оруджов У.С., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С., Батяев В.А. Пути совершенствования технологических схем выпуска руды из блоков при разработке месторождений полезных ископаемых жильного типа.....	2	57
Крымов Л.Р., Узлов В.С. О возможности возведения дамб хвостохранилищ Навоийского ГМК способом намыва.....	2	61
Акопян Ю.М., Чернышев В.В. Перспективы повторной отработки осадочного месторождения гидрогенного типа методом скважинного подземного выщелачивания.....	2	64
Буржер А.А., Чумакин Р.В. Совершенствование систем разработки с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой рудных тел, залегающих в сильнотрещиноватых и неустойчивых вмещающих породах месторождения Чармитан.....	2	68
Шеметов П.А., Коломников С.С. Поэтапное внутреннее отвалообразование – перспектива дальнейшего развития глубокого карьера Мурунтау.....	3	35
Сытенков В.Н., Бибиб И.П., Коломников С.С. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР на руднике Мурунтау.....	3	39
Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Повышение эффективности использования техногенных ресурсов при открытой разработке месторождений.....	3	46
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р., Ражабов А.И. Промышленная проверка эффективности взрыва траншейных зарядов выброса с осевой воздушной полостью.....	3	49
Крымов Л.Р., Дудецкий С.П., Абдуллаев У.М., Раимжанов Б.Р. Опыт внедрения научных достижений в условиях рынка.....	3	52
Тошов Ж.Б. Исследования напряженного состояния упругой модели бурения в условиях скважинного забоя.....	3	56
Вафоев А.М. Процессы концептуального оформления стратегических разработок в Кызылкумском регионе.....	3	59
Бибиб И.П., Ивановский Д.С. Перспективы технологии горных работ с взрывным перемещением разнопрочных пород в выработанное пространство карьера.....	3	61
Санакулов К.С., Рузиев Н.Р., Хасанов А.С. Особенности грануляции шлаков жидкими охлаждающими агентами.....	4	22
Кустов А.М., Коломников С.С. Адаптация циклично-поточной технологии работ к изменяющимся условиям глубокого карьера.....	4	25
Сытенков В.Н., Бибиб И.П., Рахманов Р.А. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР в карьере Ташкура.....	4	30
Уринов Ш.Р., Норов Ю.Д. Метод оперативного расчета параметров трапецевидной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.....	4	39
Зинько Н.А., Филь В.И., Лашко В.Т., Грищенко Г.Г. Принципиальные схемы размещения внутренних отвалов в предварительно подготавливаемой рабочей зоне.....	4	40
Хасанов А.С. Изучение минерального состава шлаков МПЗ.....	4	43
Сим А.Д., Хасанов А.С., Иванова Г.В., Ким Л.А. Использование отходов промышленности для производства акустических плит.....	4	46
Курбонов А.А. Специфические особенности базальтовых материалов.....	4	48
Лобанов В.С., Киселенко А.С., Мухитдинов А.Т., Кайгародов В.И., Абдуразаков А.А. Создание матрицы возможных решений как метод разработки эффективной технологии добычи полезных ископаемых на горных предприятиях.....	4	51
Бекбасова А.Ж. Актуальность перехода на новое состояние энергетики – веление времени.....	4	55

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

Салямова К.Д., Меликулов А.Д. Количественная оценка напряженного состояния массива вокруг подземных горных выработок при различных сочетаниях нагрузок.....	1	70
Федянин А.С. Обеспечение безопасности горных работ на карьере Мурунтау средствами геомеханического мониторинга.....	1	74
Лукишов Б.Г., Тер-Семенов А.А., Федянин А.С. Исследования и анализ естественной сейсмической обстановки на территории НГМК и в районе карьера Мурунтау.....	2	72
Лукишов Б.Г., Тер-Семенов А.А., Федянин А.С. Сейсмический мониторинг геодинамической стабильности массива горных пород карьера Мурунтау.....	3	64
Рахимов В.Р., Мухитдинов Ш.Р., Казаков А.Н. Оценка напряженно-деформированного состояния склонов к горным ударам золоторудных месторождений Узбекистана на базе геодинамического районирования.....	4	63

FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Михин О.А., Саттаров Г.С., Лильбок Л.А., Акопян Ю.М., Блохин Н.Н. К вопросу извлечения золота из вторичного сырья Марджанбулакского золотоизвлекательного участка НГМК.....	1	77
Курбанов Б.И., Арипов Г.А., Гапунова О.У., Кист А.А., Барсукова Е.Г. Применение ядерно-физических методов для определения рения и других элементов в технологических продуктах медеплавильного производства.....	1	82
Акчурина Р.Х., Ходжиметова Н.С., Попов Е.Л., Ахмедов Х. Опыт кучного цианирования окисленной руды Урусайской площади.....	1	85

Кустова Л.А., Коротовских Г.А. Влияние вторичных процессов на извлечение золота при сорбционном выщелачивании	1	90
Ахмедов Х., Солижанова Г.К. Результаты технологической переработки первичных золотосодержащих проб руды месторождения Даугызтау	2	75
Еремеев Д.Н. Факторы, влияющие на отстаивание (сгущение) частиц твердой фазы	2	77
Кустова Л.А., Пеклин В.П. Практическое обеспечение аналитического контроля технологических процессов ГМЗ-2	2	83
Дубов А.А. Влияние концентрации цианистого натрия и тонины помола на извлечение золота и серебра из пульпы	2	86
Новиков Ю.П. Ионнообменная технология урана на истоке деятельности ГМЗ-1 НГМК	2	89
Кустова Л.А., Агапов Д.А. Оптимизация режима шаровой загрузки мельниц первой стадии измельчения	3	68
Мартынов Д.В. Усовершенствование привода мельницы МС 70х23А	3	70
Шапиров А.Э. Реконструкция рамы приводной станции передвижного конвейера КЛП-2000	3	72
Федянин С.Н. Рентгенорадиометрическая сепарация золотосодержащих руд с позиций геостатистики	4	67
Артыков А.А., Карабаев Д.Т. К проблеме моделирования пневмосепарирования руд редких и благородных металлов	4	71

GEOTECHNIKA / GEOTECHNIKA

Лобанов В.С., Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Кайгародов В.И., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. Расширение области применения вспомогательной самоходной техники – современное направление отработки жильных месторождений	1	93
Васильев П.Г., Кудинов А.А. Обзор промышленных наземных агрегатов термической переработки горючеланцевой руды	4	58
Пономарева О.М., Аблаев И.Ш. Определение межремонтного ресурса шестеренчатых насосов бульдозеров	4	61

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Агзамов Ш.К., Казенин Д.А. Физическая модель и экспериментальные исследования процесса солеотложения в теплообменных аппаратах	1	96
Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Саттаров Г.С., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И. Кинетика биокисления железа (+2) в сернокислых растворах	1	99
Арипов Г.А., Курбанов Б.И., Зиновьев В.Г. Определение содержания азота и бора методом спектрометрии гамма-излучения захвата нейтронов	1	102
Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Куст А.А. Нейтронно-активационный анализ золота и сопутствующих элементов в технологических продуктах с использованием ²⁵² Cf - источника нейтронов	2	92
Курбанов Б.И., Арипов Г.А., Барсукова Е.Г., Умаралиев М., Курбанов З.Б. Нейтронно-радиационный метод определения технологически важных элементов при переработке сульфидных руд	2	96
Агзамов Ш.К. Методика расчёта температуры стенки в теплообменных аппаратах	2	99
Хайдарова З.Р., Музафаров А.М. Применение СВЧ печей для разложения золотосодержащих проб	2	100
Пиримов А. Исследование тепло-и массообмена в области перемешивания трехмерных турбулентных струй реагирующих газов на основе «к-ε» модели турбулентности	2	102
Кушназаров И.К., Мардонов Б.Т., Шеров К.Т. Исследование влияния нагрузки на глубину наклепа при ротационной обработке	2	106
Ахмедов Х.И., Мухамедов А.А. Изменение износостойкости углеродистой стали марки У8 в зависимости от режимов предварительной термической обработки	2	108
Сафаров И.И., Болтаев М.Б. Аналитическое решение задачи воздействия породы при взрывных нагрузках на конструкции трубопроводов и крепления тоннелей	2	109
Петухов О.Ф. Очистка почв от урана методом электро-сорбционной технологии	3	74
Курбанов А.А., Агзамов Ш.К., Тураев А.С. Краткий обзор о базальте и о получаемых базальтовых материалах	3	82
Аблаев И.Ш., Пономарева О.М. Обоснование выбора методов сравнительного анализа системы поддержки принятия решения (СППР)	3	85
Бердиев Д.М., Пардаева Г.Т. Выбор сталей и технологий упрочнения для деталей рабочих органов почвообрабатывающих машин	3	88
Ахмедов Х.И. Исследование изменения размеров инструментальной легированной стали марки Х при термической обработке	3	90
Мурадов М., Муродов Н.М. Основные элементы для проектирования рабочей поверхности почвоуглубительного вырезного корпуса	3	92
Мазур П.С., Петухов О.Ф. Новая жизнь спектральных приборов	4	77
Ахмедов Х., Попов Е.Л., Якубжанова М.Е., Едгоров Н., Василенок О.П. Результаты полупромышленных испытаний нового реагента СД-1 на руде, перерабатываемой Ангренской ЗИФ	4	79
Попов Е.Л., Егорова О.Г. Полупромышленные испытания комплексной вольфрамсодержащей руды месторождения Саутбай	4	82
Кушназаров И.К., Алтынбаев Р.Р. Интенсификация обработки плоскостей принудительно вращающимся режущим инструментом	4	85
Носирова Ш.Н. Динамическое поведение многослойных цилиндрических тел с жидкостью при воздействии нестационарных нагрузок	4	89
Муродов М.М., Муродов Ш.М. Тупрокка ишлов берувчи ишчи органлар тўғрисида	4	90

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Мирасланов М.М., Закиров М.М., Тарасенко Н.В. Промышленные пустыни – факторы, причины и критерии	2	116
Биккулов А.О. Критерии оценки риска	4	114

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

Перегудова Г.П. Применение межпредметных связей при решении задач горного производства	2	112
Ражабов Б. Таълим сифати менежментининг босқичлари хақида	2	113

Хакимов А., Чулиев Э.А., Шониев Ф.А. О математических моделях гидродинамической устойчивости многофазных потоков	2	115
Пережудова Г.П. Физико-математическая интерпретация отбойки руды скважинными зарядами.....	3	93
Жусупов Г.У. Постановка профессионального обучения в Зарафшанском промышленном профессиональном колледже	3	95
Шадиева К.С. Ўқитувчи шахсини шакллантиришнинг назарий асослари.....	3	98
Наврўзова Г. Н. Нақшбандия – хурлик ва эркинлик йўли	3	102
Пережудова Г.П. Применение закона о сохранении количества движения к определению скорости ударной волны при взрыве	4	98

FAN VA ISHLAB CHIQAIRISH / НАУКА И ПРОИЗВОДСТВО

Биби И.П., Долгова Н.Я., Жусупов Г.У. Система менеджмента качества колледжа – основа высокого уровня подготовки специалистов	4	95
---	---	----

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

Биби И.П. ИСМ - новый этап в управлении деятельностью горно-металлургического предприятия	1	104
Қаршиев А.Б., Муродов Ў.М., Солиева А.Х. Кончилиқ кидирув ишларини бошқаришда маълумотлар базасидан фойдаланиш	1	109
Расулов Б.М., Дребенштедт К., Филимонова Е.Н. Применение новой модели внутреннего коммерческого расчета для крупных компаний республики	1	111

TALABALAR SANIFASI / СТУДЕНЧЕСКИЕ СТРАНИЦЫ

Дендало Д.Н. К вопросу о применении комбинированного способа отработки месторождения Мурунтау	3	104
Жураев А.С. Исследование уплотнения малосвязанных водонасыщенных грунтов взрывом.....	3	105
Мислибоев С.Р. Методика определения размеров зон ослабления горного массива	3	107
Мельникова Е. Г. Совершенствование способа дистанционного экспрессного контроля качества фосфоритовых руд в потоке отгрузки	3	109
Фурсов А.И. Технологическая паспортизация руд.....	3	111
Мякота П.В. Ультразвуковые волны и их применение	3	112
Курбанова Е.А. Применение метода векторных диаграмм для описания дифракции света на ультразвуковых волнах	3	113
Мирзаева Ф.Ж. Исследования методов борьбы с пылегазовыми выбросами при массовых взрывах в глубоких карьерах.....	3	115
Умирова Р.Б. Разработка прикладного программного обеспечения системы контроля и управления.....	3	117
Норов Д.Ш. Аналитический метод определения объемов различных форм высоких одноярусных отвалов.....	4	100
Абдалов Ш.Р. Исследования по сорбции золота из кека биоокисления флотоконцентрата анионитом АМ-2Б	4	103
Сагирова Р.Н. Модельные аспекты оценки социально-экологических последствий промышленного производства	4	105
Жумаматов Р.Р. За новое партнерство: Евросоюз и Узбекистан	4	106
Курбанов А.С. Талабалар ишени унумли ташкил этишда электрон қобикнинг роли.....	4	107
Холиқова Н.М. Инглиз тили фанини ўқитишда интерфаол усуллардан фойдаланиш.....	4	109
Иноятлова М.Ш. Регулирование деятельности инвестиционных фондов в различных странах.....	4	110
Сулейменова К.К. Перспективы развития малого бизнеса и предпринимательства в Навоийской области	4	112

IQTISOD / ЭКОНОМИКА

Колесов О.А. К вопросу о регулировании расхода топлива на карьерных автосамосвалах.....	3	119
--	---	-----

TARIX / ИСТОРИЯ

Қаршиев Р.М., Раупов Х.Р., Бердиев Н. Бухоро амирлигида олтин казиб олиш тарихидан	2	121
Мирзақуллов Б.Т. Бухоро амирлиги ҳудудларида қончилиқ ишлари ҳусусида	2	124
Қаршиев Р.М., Сариев Н.Т. Географические исследования в Средней Азии в XIX веке.	3	121

BIZNING YUBILYARLAR / НАШИ ЮБИЛЯРЫ

Мальгин Олег Николаевич (к 70-летию со дня рождения).....	1	114
Рубцов Сергей Константинович (к 70-летию со дня рождения)	1	115

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Книжная новинка	1	113
Защита диссертации	2	127
Расценки на размещение рекламы в журнале «Горный вестник Узбекистана»	2	128
Информационное сообщение о республиканской научно-технической конференции «ISTIQLOL» (с международным участием) «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке»	4	115

ADABIY-BADIY SANIFA / ХУДОЖЕСТВЕННО-ЛИТЕРАТУРНЫЕ СТРАНИЧКИ

Панова Н.С. Оплот надежд или О "серебре" и "золоте" Кызылкумов (от юбилея к юбилею).....	4	118
---	---	-----

BU QIZIQARLI / ЭТО ИНТЕРЕСНО

Курбанов А.А. Новые особенности и условия применения базальтовых волокон	2	125
Ходжиева Э., Ходжиева А. Все цвета радуги	3	123