

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

Ta'rischilar:

“Qizilqumnodirmetalloltin”
Davlat konserni,
Navoiy Davlat konchilik instituti

Bosh muharrir:

RAIMJANOV B.R.

Bosh muharrir ōrinbosari

SITENKOV V.N.

Tahririyat kengashi:

ABDULLAEV U.M. –
(“Iqtisod va boshqaruv” bōlimining muharriri)

ABDURAXMONOV S.A. –
(“Foydali qazilmalar boyitish va metallurgiya”
bōlimining muharriri)

DAVRANBEKOV U.Yu. –
(“Geotexnika” bōlimining muharriri)

INOZEMSEV S.B. –
(“Geofizika” bōlimining muharriri)

KLIMENKO A.I.

MALGIN O.N.

NASRIDDINOV I.B.

OBRAZSOV A.I. –
(“Geologiya” bōlimining muharriri)

PROXORENKO G.A.

RAHIMOV V.R. –
(“Geomexnika” bōlimining muharriri)

SAIDOV R.T.

SANAKULOV K.S.

TOLSTOV Ye.A.

XUSANOV N.N.

SHARIPOV X.T.

SHEMETOV P.A. –
(“Geotexnologiya” bōlimining muharriri)

FAN VA SANOAT / НАУКА И ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

- Кучерский Н.И.* Стратегия развития производства в Навоийском горно-металлургическом комбинате 5
- Клименко А.И., Рахимов В.Р.* Основные направления концепции перевооружения угольной отрасли Узбекистана 12

GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

- Образцов А.И.* Миграция золота в зоне окисления и ее практическое использование 17
- Хурсанов Х.П., Колпаков В.Н., Красников С.Я.* Оползневые явления на Ангренском месторождении бурого угля 19
- Кольцов В.Н., Лукишов Б.Г., Коновалов Б.Д., Тер-Семенов А.А.* Сейсмический метод контроля устойчивости бортов карьера Мурунтау..... 27

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

- Шеметов П.А.* Разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера 29
- Ефремов Э.И., Джос В.Ф., Мальгин О.Н., Зинько Н.А., Филь В.И.* Простейшие взрывчатые вещества и особенности их применения на карьерах НГМК 32
- Силкин А.А., Кольцов П.В., Жиянов Ю.А., Норкин Н.А.* К вопросу определения рациональных параметров бортов проектируемых сложноструктурных карьеров 35
- Аристов И.И., Рубцов С.К., Зинько Н.А., Филь В.И., Беленко А.П.* Особенности нормирования и учета потерь, разубоживания руды при открытой разработке сложноструктурных урановых и золоторудных месторождений 37
- Иоффе А.М., Зенкин В.Л., Кольцов В.Н.* Оптимизация конструктивных параметров бортов карьеров НГМК 43
- Золотарев Ю.П., Кравчук А.В.* Технология горных работ на Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов 44

GEOMEXANIKA / GEOMEXANIKA

- Полищук С.З., Голуб В.В., Кольцов В.Н., Снитка Н.П.* Учет реальной структуры горного массива при оценке устойчивости откосов 47
- Лукишов Б.Г., Телибаев Б.К., Федянин А.С.* Взаимосвязь деформаций бортов карьера Мурунтау с внутренними и внешними воздействиями 49

FOYDALI QAZILMALAR BOYITISH VA METALLURGIYA
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Кучерский Н.И., Канцель А.В., Кустов А.М., Иноземцев С.Б., Мазуркевич П.А.
Проблемы предварительного механического обогащения руд и минерализованных пород месторождения Мурунтау с использованием различных технологий рудосортировки 50

Хван А.Б., Колесник В.Г., Саттаров Г., Латышев В.Е., Урусова Е.В.
Исследование возможности применения СВЧ поля для процессов рудоподготовки при получении золота..... 56

Кист А.А., Саттаров Г.С., Кадиоров Ф., Латышев В.Е., Таджиев С.М.
О возможности получения фосфорных удобрений повышенного качества из фосфоритов центральных Кызылкумов 60

ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA

Коломников С.С. Обоснование комплекта сменных ковшей для механических лопат при открытой разработке сложноструктурных месторождений 64

Степура В.Н., Юматов М.Р., Давронбеков У.Ю., Сайдахметов А.Ш.
Исследование способа изменения скорости вращения барабана мельницы ММС 70х23А на ГМЗ-2..... 67

Хван А.Б., Киченко В.И. К определению производительности мельниц полусамозмельчения 69

Нечаева Е., Сепно Прокола, Элиас Саастамойен Преимущества использования высокопроизводительных сгустителей SUPAFLO 71

IQTISOD VA BOSHQARUV / ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ

Конач П.И. Новые принципы оценки эффективности горнодобывающего производства 75

Stoll R.D., Tudeski H.Y., Rese F., Vossen P., Steinert U., Paelke J.W. Сравнение технико-экономических показателей использования новой конвейерной системы «ROCKETLIFT®» компании «METSO MINERALS» и большегрузного автотранспорта при разработке карьеров..... 78

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Музафаров А.М., Саттаров Г., Кадиоров Ф., Латышев В.Е. Методы оценки техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду..... 85

KONCHILIK TARIXI / ИСТОРИЯ ГОРНОГО ДЕЛА

Беленко А.П., Лузановский А.Г. Исторический путь становления золоторудной базы в Кызылкуме 90

АХВОРОТ / ИНФОРМАЦИЯ

Владимир Николаевич Мосинец (к 70 летию со дня рождения) 93

Защита диссертации 94

REKLAMA / РЕКЛАМА

на 2 стр. внутренней стороны обложки METSO MINERALS (Швеция)
на 3 стр. внутренней стороны обложки OUTOKUMPU (Финляндия)
на 4 стр. внешней стороны обложки TEREX MINING (США)

Jurnal t.f.d. prof. V.N. SITENKOV
rahbarligida chiqarildi.

•
Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish
jurnali «O'zbekiston konchilik
xabarnomasi»

•
Jurnal O'z. R Davlat. matbuot komiteti
qoshidagi Navoiy viloyati matbuot
boshqarmasida qayd etilgan.

•
Qayd etish guvohnomasi
1997 yil 28 mart № 381

•
Jurnalda ma'lumotlar bosilganda
dalillar ko'rsatilishi shart.

•
Jurnalda chop etilgan ma'lumot va
keltirilgan faktlar uchun muallif
javobgardir.

•
Tahririyat manzili: 706800,
Navoiy shahri, Navoiy kochasi 51
Navoiy Davlat Konchilik instituti.
tel. 8 (436) 224-82-05,
faks 224-90-41

706801, Zarafshon shahri
Ma'muriy binosi
Markaziy kon boshqarmasi NTMK
tel. 8 (436) 574-14-62, 572-14-62,
tel. / faks (436) 572-17-67

•
Kompyuterda sahifalovchi:

L. A. NARMANOVA

•
Muqova bezovchilar:

Z. T. MAXMUTXODJAYEVA,
A. O. STANKINA

•
Buxoro shaxri, MChJ «Muallif»
bosmaxonasida nashr qilindi
tel. (365) 223-00-18
Nashr etishga 17.07.2002 y. imzolandi
Adadi 400 nusxa.

СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВА В НАВОИЙСКОМ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ КОМБИНАТЕ

УДК 001+661.632

© Н.И. Кучерский 2002 г.

Н.И. Кучерский, директор НГМК, председатель совета концерна «Кызылкумредметзолото», академик Российской горной Академии Наук, профессор, докт. техн. наук

В первый год независимости Республики Узбекистан на основе Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК или комбинат) был создан Государственный концерн «Кызылкумредметзолото» со статусом республиканской независимой хозяйственной единицы, образование которого сыграло решающее значение в обеспечении стабильности работы комбината, создании новых производств, расширении и увеличении объемов выпускаемой продукции.

Сегодня комбинат входит в первую десятку лидирующих мировых компаний по производству золота и урана, является крупнейшим горно-металлургическим предприятием в республике, обладает развитой промышленной и социальной инфраструктурой, мощным технологическим и кадровым потенциалом (в НГМК работает 60 тыс. человек).

Золото и уран составляют основу, на которой строится вся жизнедеятельность комбината как промышленно-предприятия, включающего в себя завершённый цикл производства от поисково-разведочных работ, добычи руды и ее переработки, до получения закиси-оксида урана, чистого (9999) золота. Кроме этого комбинат разрабатываются месторождения фосфоритов, поваренной соли, облицовочного камня (габбро, гранит, мрамор), песка для строительства и литейного производства, барита, известняка. В структуру комбината входят пять рудоуправлений (РУ) в пяти областях республики, на базе которых построены города Навои, Учкудук (Северное РУ), Зарафшан (Центральное РУ), Нурабад (Южное РУ), Зафарabad (РУ-5), Красногорск (РУ-2), производственное объединение «Навоийский машиностроительный завод», Зарафшанское управление строительства, другие объекты промышленного, культурного и бытового назначения.

Все города имеют современный облик, находятся на балансе комбината и связаны с г. Навои и между собой железными (около 500 км) и автомобильными (1000 км) дорогами, линиями электропередач, включенными в единую энергосистему республики, имеют автономные системы жизнеобеспечения, развитую инфраструктуру, включая централизованное тепло-водоснабжение, современный жилищный фонд, объекты социально-культурного и бытового назначения.

Предоставленная экономическая самостоятельность позволила комбинату сохранить хозяйственные связи со странами СНГ и получить признание не только в странах Содружества, но и в деловых кругах мирового сообщества.

Комбинат одним из первых в республике вышел на мировой рынок и стал самостоятельно (по своим бизнес-планам) продавать за рубеж уран в виде закиси-оксида. Появились валютные средства, которые были направлены в первую очередь на приобретение импортной техники, дефицитных материалов и реагентов. Комбинат начал переговоры с зарубежными фирмами по созданию новых производств за счет привлечения иностранных инвестиций.

Сегодня он сотрудничает со многими компаниями,

представляющими практически всю планету - от США и Канады, до Австралии и Японии. Установлены прочные деловые отношения на долговременной основе с такими известными всему миру фирмами, как «Marubeni», «Bridgestone», «Caterpillar», «Shell», «NUKEM Inc. », «Hitachi», «Nissho Iwai», «Newmont Mining Corporation», «Bateman Projects Holdings Limited», «MAN TAKRAF», INTEGRA GROUP, INTERTECH, «O&K Orenstein & Koppel AG», «Thyssen-Krupp», «Orica Germany GmbH» и др.

НГМК является одним из инициаторов и учредителей американо-узбекской Торговой Палаты. Основанная в сентябре 1993 года, она является некоммерческой организацией компаний, заинтересованных в развитии и улучшении двусторонних торговых отношений США и Узбекистана.

Внешнеэкономическая и производственная деятельность НГМК отмечена рядом международных наград.

За годы независимости республики комбинатом обеспечен устойчивый рост выпуска золота. Объем производства золота возрос на 20%, а с учетом выпуска золота совместным предприятием «Зарафшан-Ньюмонт» - в 1,5 раза.

Выполнен большой объем строительно-монтажных работ по вводу в эксплуатацию новых объектов по добыче и переработке золотосодержащих руд, техническому перевооружению и модернизации Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса.

Разработаны новые технологии, значительно увеличившие эффективность ведения горных работ и гидрометаллургического производства.

Золотодобывающее производство

Зарафшанский золотоизвлекательный комплекс. Является сегодня вторым (после предприятия Грасберг в Индонезии) среди ведущих в мире золотодобывающих предприятий.

Входящий в его состав карьер Мурунтау, в перспективе, достигнет глубины 900-1000 м.

Высокая концентрация горных работ в карьере, глубина которого в настоящее время составляет 430м и значительные годовые объемы вскрышных работ определили необходимость решения ряда научно-технических проблем интенсификации технологических процессов, направленных на улучшение технико-экономических показателей.

Сокращение ширины рабочих площадок и, как следствие, размеров рабочей зоны карьера на больших глубинах, концентрация в ограниченном пространстве выемочно-погрузочной техники обусловили необходимость внедрения мобильного и высокопроизводительного оборудования.

С целью интенсификации производственного процесса, повышения скорости подвигания фронта горных работ внедрены гидравлические экскаваторы с ковшем вместимостью 17-20 м³ (фирмы Hitachi, Caterpillar, Orenstein & Koppel). Осуществлен переход на 136-тонные автосамосвалы CAT 785B (фирмы «Катерпиллар») и 170-тонные автосамосвалы R-170 (фирмы «Юклид»), рабо-

ческие характеристики которых позволяют использовать их в сложных горнотехнических условиях.

Бурение скважин осуществляется модернизированными шарошечными станками глубокого бурения, оснащенными новыми типами долот, внедрены методы взрывной отбойки, увеличивающие эффект взрывного разрушения породного массива.

Внедрена эффективная технология ведения взрывных работ с сохранением структуры массива, позволившая существенно улучшить показатели потерь и разубоживания с одновременным снижением себестоимости буровзрывных работ.

Выполнена модернизация существующего комплекса циклично-поточной технологии, в результате которой его производительность повысилась в 2001 году по сравнению с 1994 г. в 1,4 раза.

Проведены исследования и обоснована циклично-поточная технология с применением крутонаклонных конвейеров. Их использование принято сейчас в качестве определяющего условия в стратегии развития высокопроизводительного карьера Мурунтау.

Ухудшение условий естественного воздухообмена с увеличением глубины разработки предопределило интенсивное внедрение комплексной системы нормализации атмосферы в карьере.

Разработан комплекс уникальных компьютерных технологий, сыгравших решающую роль в повышении эффективности эксплуатации и развитии карьера Мурунтау.

Для оптимизации развития карьера Мурунтау используются технологии создания математической модели месторождения и, на ее базе, построение оптимальной, по критерию прибыли, формы карьера в отработанном виде и календарного графика развития горных работ на основе новых методов управления сложными динамическими процессами.

В результате получена надежная оценка сырьевой базы месторождения Мурунтау, а объем финальной формы карьера IV очереди снизился более чем на 400 млн. м³ по сравнению с ТЭО-92. При этом объемы кондиционных и извлекаемых запасов золота остались прежними. Эффект от этого технического решения за все годы эксплуатации карьера Мурунтау составляет более 1 миллиарда долларов.

График-календарь карьера IV очереди, построенный с использованием компьютерных технологий, позволил перераспределить объемы работ по извлечению горной массы, снизить их в первые годы строительства его IV очереди с 45-48 млн. м³ (ТЭО-92) до 35-37 млн. м³ в год.

Разработаны и внедрены в производство автоматизированные системы управления автотранспортом, качеством рудопотока с использованием космической навигационной системы GPS, позволившие ощутимо повысить производительность автотранспортного технологического комплекса, снизить потери и разубоживание, увеличить выход руды разных сортов и повысить содержание золота в отгружаемой для переработки руде.

Компьютерные технологии разработаны и внедрены совместно с ЗАО «ИНТЕГРА» (Россия), и INTEGRA GROUP (США).

Реализована программа повышения производительности ГМЗ-2 по переработке руды, в соответствии с которой выполнен значительный объем работ по техническому перевооружению, реконструкции и расширению цеха измельчения. Для интенсификации производства часть классификаторов заменена на гидроциклоны, на высвободившихся площадях смонтировано дополнительное измельчительное оборудование. Внедрены сис-

темы централизованного контроля и автоматического регулирования основных технологических параметров. Постоянное усовершенствование узлов мельничного оборудования позволило увеличить коэффициент его использования. При довольно низком содержании золота в перерабатываемой руде улучшены технологические показатели по его извлечению и снижен расход реагентов.

В результате проведенного комплекса работ по техническому перевооружению и реконструкции действующих производств, научных исследований по совершенствованию технологии горных работ и гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд в 2001г. стало возможным достичь производительности ГМЗ-2 по переработке руды 24 млн. т (1991 г. – 20 млн. т) и обеспечить устойчивый рост выпуска золота Зарафшанским золотоизвлекательным комплексом.

Специалистами INTEGRA GROUP и НГМК завершены укрупненные испытания по обогащению Мурунтауского технологического типа руд со «свободным золотом» автоматическими методами сортировки на основе косвенных признаков разделения. Результаты исследований показали, что при сортировке машинных классов крупности бедных золотосодержащих руд с исходным содержанием золота на уровне 0,7-1,1 г/т, возможно получение до 50% обогащенного продукта с содержанием в нем золота 1,5-1,8 г/т. Экономический эффект от внедрения рудосортировки путем предварительного не дорогостоящего (по сравнению с другими видами работ горно-перерабатывающих комплексов) обогащения руд трудно переоценить.

Гидрометаллургический завод №1. В 1993 году на освобожденных мощностях по производству урана создана технологическая линия по переработке золотосодержащих забалансовых руд месторождения Мурунтау производительностью 700 тыс. т руды в год. Ввод этой технологической линии в эксплуатацию позволил одновременно решить две задачи: перерабатывать забалансовую руду месторождения Мурунтау, и, что особенно важно, решить дорогостоящую экологическую задачу - консервация хвостохранилища уранового производства, экранируя его поверхность нейтральными отходами от переработки золотосодержащей руды.

Учкудукский золотоизвлекательный комплекс. В 1995 году введена в эксплуатацию первая очередь гидрометаллургического завода № 3 и карьеров на месторождении Кокпатас по добыче и по сорбционной технологии переработки 2,5 млн. т в год окисленных руд. На карьерах этого месторождения внедрены импортные гидравлические экскаваторы с емкостью ковша 6м³ германской фирмы «Orenstein & Koppel» и буровые станки шведской фирмы «Atlas Copco». В 2001г. началась разработка карьера Даугызтау и отгрузка для переработки на ГМЗ-3 окисленных золотосодержащих руд.

По решению Кабинета Министров Республики Узбекистан комбинатом разработано «ТЭО строительства горно-металлургического предприятия на объединенной сырьевой базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау».

В основу ТЭО положены технология BIOX® (Дженкор, ЮАР), компьютерные технологии и технологии рудосортировки НГМК и INTEGRA GROUP. Основополагающими концепциями проекта явились следующие:

- Объединение золотосульфидных месторождений (Кокпатас и Даугызтау) в единый горно-металлургический комплекс, в пределах которого добыча руд и первичное обогащение будут осуществляться на

каждом месторождении, а их переработка - на ГМЗ-3 Северного рудоуправления.

- Использование новейших компьютерных технологий оптимизации финальных форм карьеров и графиков их отработки, позволивших на 35-40% снизить объем вскрышных пород и соответствующих затрат.

- Использование прогрессивной технологии предварительного механического обогащения руд автоматическими методами порционной и покусковой сортировки на месте добычи, что позволяет сразу исключить из транспортировки и переработки большое количество горнорудной массы с некондиционным содержанием металла и повысить его содержание в руде, направляемой на переработку на ГМЗ-3.

- Использование бактериальной технологии окисления сульфидных руд на заводе ГМЗ-3.

Таким образом, проект освоения крупнейших золото-сульфидных месторождений Центральных Кызылкумов получил совершенно новое концептуальное решение, что сделало возможным резко улучшить его экономику. Оценка технико-экономических показателей проекта свидетельствует о его высокой рентабельности, а проведенный сравнительный анализ позволяет считать его эффективным и конкурентоспособным в условиях современного состояния золотодобывающей промышленности мира.

Учитывая недостаток окисленных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау, которые перерабатываются на первой очереди ГМЗ-3, совместно специалистами INTEGRA GROUP и комбината разработана оригинальная технология рудосортировки смешанных руд. В результате из них выделяется до 50% окисленного продукта, пригодного для переработки на первой очереди ГМЗ-3.

Этот метод сортировки будет реализован на строящемся опытно-промышленном рудосортировочном комплексе и в течение 2002-2004 гг. из смешанных руд будет получено порядка 1,5-2 млн. т окисленного продукта для переработки на ГМЗ-3.

В марте 2001 г. введена в эксплуатацию новая модификация рудоконтрольной станции (РКС) посамосвальную рентгенорадиометрической сортировки бедных по содержанию золота руд на месторождении Кокпатас, которая является важным звеном технологии рудосортировки. Строится аналогичная РКС на месторождении Даугызтау.

Марджанбулакский и Зармитанский золотодобывающие рудники. Вошли в состав НГМК с мая 2002 г., ранее они входили в состав ассоциации «Узалмазолото».

На Марджанбулакском золотодобывающем руднике (МЗДР) разрабатываются открытым горным способом окисленные руды месторождения Марджанбулак.

Зармитанский золотодобывающий рудник (ЗЗДР) разрабатывает подземным горным способом крупное месторождение Чармитан.

В 2001 г. использование добывающих мощностей на Марджанбулакском и Зармитанском рудниках составило 33,6 и 34,7%. Использование мощностей Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрики, перерабатывающей руды этих месторождений, составило – 44,3%.

С момента передачи МЗДР и ЗЗДР в состав НГМК, развернута интенсивная работа по выведению этих рудников на проектную мощность.

С участием INTEGRA GROUP и INTERTECH, в оперативном порядке выполнен комплекс научно-исследовательских работ по разработке технологии предварительного обогащения руд этих месторождений автоматическими методами рудосортировки и технологии глубокого гравитационного извлечения золота.

Полученные результаты показывают, что использование этих технологий позволит резко улучшить технико-экономические показатели работы рудников.

Урановое производство

В 1995 году в связи с низкой рентабельностью были закрыты последние урановые рудники и карьеры и с этого момента добыча урана в НГМК ведется только более экономичным и экологически эффективным способом скважинного подземного выщелачивания (ПВ). Переход на добычу урана способом подземного выщелачивания принципиально изменил и значительно увеличил урановую сырьевую базу Центральных Кызылкумов, позволив вовлечь в рентабельную эксплуатацию месторождения, не пригодные для отработки традиционными горными способами.

Прочные позиции Узбекистана на мировом рынке урана и рост его спроса являются благоприятными факторами для дальнейшего развития уранодобывающей промышленности. В связи с этим в течение последних лет комбинат активно наращивает объемы добычи урана и производства готовой продукции (закись-окись урана).

Проводится модернизация и техническое перевооружение действующих производств. Осваиваются новые конструкции технологических скважин, внедряются более эффективные способы добычи продуктивных растворов и совершенствуются технологические схемы их переработки.

Введены в эксплуатацию собственные заводы по изготовлению обсадных труб из поливинилхлорида и полиэтилена, что полностью обеспечило потребность ими рудников ПВ в ближайшее время и на перспективу.

Построены и введены в эксплуатацию два новых рудника подземного выщелачивания урана на месторождениях Кендыктыобе и Лявлякан. Ведутся опытно-промышленные работы по добыче урана скважинным подземным выщелачиванием на месторождениях Суграла и Тохумбет.

Расширяется область применения разработанной специалистами комбината более эффективной и экономичной миниреагентной схемы добычи урана с предварительным окислением урановых минералов кислородом воздуха и выщелачиванием урана слабоокислыми растворами, что позволяет в итоге существенно снизить себестоимость готовой продукции.

В качестве наиболее экономичного внедрена добыча продуктивных растворов с использованием высокопроизводительных насосов «Грундфос».

Внедряются автоматизированные системы управления технологическим процессом подземного выщелачивания и переработки продуктивных растворов с разветвленной коммуникационной системой, осуществляющей интегрированный обмен информацией.

Разрабатываются автоматизированные системы, реализующие на ЭВМ решение задач геологического обеспечения подземного выщелачивания, проектирования отработки эксплуатационных блоков и оперативного планирования добычных и горно-подготовительных работ, учета движения металла в процессе отработки месторождения.

Переоснащается парк каротажных станций на микро-процессорные программно-управляемые комплексы для автоматизации процесса геофизических исследований скважин. В результате повысилась информативность и производительность работ. Расширяется область применения прямого метода определения урана по нейтронам мгновенного деления, что увеличило эффективность геофи-

зических исследований на месторождениях со сложной радиологической характеристикой.

Необходимо отметить, что существующая минерально-сырьевая база комбината по урану включает запасы, которые могут обеспечить стабильную его добычу скважинным подземным выщелачиванием в течение 15 лет, а с учетом доразведки прогнозных ресурсов на 20 лет.

Однако, структура подготовленных к освоению запасов (по критерию себестоимости), а также возрастающие объемы добычи урана требуют существенно увеличения активной, рентабельной для отработки, урановорудной базы комбината, как за счет доразведки прогнозных ресурсов месторождений вблизи действующих добычных предприятий, так и за счет выявления новых урановых месторождений.

Для восполнения выбывающих запасов урана Государственным геологическим предприятием «Кизилтепагеология» Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам (Госкомгеологии) с 2001 г. увеличены объемы геологоразведочных работ по доразведке прогнозных ресурсов, а также усилены поисково-оценочные работы на перспективных площадях Кызылкумской ураноносной провинции.

Постоянный поиск, разработка и внедрение во все звенья уранового производства новейших прогрессивных технических решений позволяют НГМК чутко реагировать и своевременно адаптировать добычу урана к его цене на мировом рынке с одновременным обеспечением роста объемов выпуска готовой продукции.

Создание предприятий с иностранными инвестициями

Активное формирование, совершенствование и внедрение в жизнь законодательных актов Республики Узбекистан в области привлечения иностранных инвестиций, обеспечило возможность создания в 1995 г. первого по коммерческой добыче золота совместного узбекско-американского предприятия «Зарафшан-Ньюмонт», учредителями которого являются НГМК, Госкомгеологии и крупнейший производитель золота в мире - американская фирма «Newmont Mining Corporation». На этом предприятии применена новейшая технология извлечения золота методом кучного выщелачивания из ранее заскладированных забалансовых руд и минерализованной массы месторождения Мурунтау. Проектная производительность предприятия 13,8 млн. т руды в год с ежегодным выпуском золота в количестве 12-13 тонн. С начала деятельности СП получено 90 тонн золота. Сырьевая база СП обеспечивает его рентабельную работу, как минимум, до 2011 г. и может быть увеличена еще на 10-15 лет за счет вовлечения в процесс кучного выщелачивания минерализованной массы с более низким содержанием золота при благоприятной рыночной конъюнктуре.

Создано совместное предприятие «Амантайтау-Голдфилз», учредителями которого являются компания ОКСУС (Великобритания), НГМК и Госкомгеологии. Сырьевой базой этого предприятия являются запасы золотосульфидных месторождений Амантайтау, Асауккак, Сарыбатыр, Высоковольтное, Узунбулак. В проекте совместного предприятия реализуется этапный подход к освоению этих месторождений. На первой стадии проект – добыча окисленной руды осуществляется открытым горным способом и ее переработка методом кучного выщелачивания окисленные руды, на втором – добыча и гидрометаллургическая переработка сульфидных руд. В феврале 2003 года ожидается выход предприятия (первой стадии) на проектную производительность 1 млн. т руды в год.

С целью резкой интенсификации производства золота на базе Чармитанского и Марджанбулакского месторождений объявлен конкурс на участие в создании совместного золотодобывающего предприятия с иностранными инвестициями. К участию в конкурсе будут привлечены известные в мировой практике золотодобычи иностранные компании Килборн, Комеко (Канада), BSG-Бейтман (ЮАР), Малтиплекс Майнинг (Австралия) и др.

С Израильской компанией Матал-Тек согласованы основные стратегии проекта по созданию комплексного горно-металлургического предприятия в районе гор Бу-кантау.

В состав проекта включены месторождения Саутбай (вольфрам), Бургут (вольфрам), Окжетпес (серебро), Барханное (золото), Турбай (золото). Основная стратегия осуществления проекта заключается в следующем: поэтапное строительство и вовлечение в эксплуатацию различных месторождений, начиная с Саутбая; одновременное расширение инфраструктурной сети региона; параллельное проведение геологоразведочных работ на перспективных площадях и расширение сырьевой базы для создаваемого горно-металлургического центра.

В целом осуществление проекта позволит обеспечить сырьем новый горно-металлургический центр по вольфраму 15-20 лет, золоту – 20-25 лет, серебру – 12-16 лет.

Одновременно, будет решена важная для республики задача – загрузка технологической линии Узбекского комбината тугоплавких и жаропрочных материалов (УзКТЖМ) по производству вольфрамовых изделий, которая сегодня находится в критической ситуации из-за отсутствия первичного сырья.

Развитие экспортноориентированных и импортозамещающих производств.

Создано совместное предприятие «Агама», которое специализируется на производстве модных и особо модных изделий верхнего трикотажа различного стиля. За десять лет существования в различных городах республики созданы девять дочерних предприятий и пять фирменных магазинов. Построена первая очередь Зарафшанского прядильно-трикотажного комбината. Освоено производство нового вида пряжи из хлопка и акрила.

Совместное предприятие «Зариспарк» по производству ювелирных изделий, учредителями которого были НГМК и американская фирма «Eurotrade International Ltd», в 1996 году стало собственностью комбината и с этого момента началась коренная модернизация предприятия, идет постоянная работа над совершенствованием технологических процессов.

Созданы и наращиваются мощности по добыче мраморных блоков. Введены в эксплуатацию современные технологические линии по распиловке блоков и производству мраморных плит, которые удовлетворяют всем требованиям применения их в строительстве.

Осваивается месторождение габбро «Беляуты» для производства высококачественной декоративной плитки.

Совместно с Госкомгеологией и АПО «Узметкомбинат» комбинат приступил к реализации программы поэтапного создания собственной в республике железорудной базы на запасах месторождения Сюрената. В стадии завершения разработка ТЭО кондиций подсчета запасов. После утверждения запасов в ГКЗ планируется разработка ТЭО строительства добычного рудника и обогатительной фабрики по производству железорудного концентрата для его последующей переработки на УзКТЖМ.

Планируется освоение Тебинбулакского месторождения вермикулита, ресурсы которого оцениваются в

1млн.т вермикулита – сырца, для организации производства в Узбекистане теплоизоляционных материалов на собственном сырье. В настоящее время на основе разработанных 173 тыс. т запасов вермикулита-сырца разрабатывается ТЭО строительства предприятия для производства вспученного вермикулита, 50 тыс. м³ которого завозится сейчас из России.

Организованы опытно-промышленная добыча и производство из баритовых руд месторождения Карагашлы баритового концентрата, используемого в качестве утяжелителей при бурении глубоких скважин на нефть и газ.

На производственном объединении «Навоийский машиностроительный завод» освоено производство сварочных электродов, новых видов конкурентоспособной продукции товаров народного потребления. Расширена номенклатура выпуска запасных частей, в том числе, для импортных гидравлических экскаваторов. Создано производство по выпуску фрезерных и токарных станков и погружных насосов, введен в эксплуатацию авторемонтный завод.

На ГМЗ-1 создано производство жидкого стекла из кварцевых песков Джеройского месторождения, введена в эксплуатацию технологическая линия по получению сернокислого алюминия.

Фосфоритовое производство

Особо следует остановиться на реализации крупного инвестиционного проекта строительства Кызылкумского фосфоритного комплекса.

Решением Кабинета Министров республики в 1997 году комбинату поручено поэтапное промышленное освоение уникального по запасам и ресурсам Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов в Центральных Кызылкумах - строительство Кызылкумского фосфоритного комплекса (КФК). Запасы фосфоритного сырья этого месторождения по промышленным категориям до глубины 40-50 метров оцениваются в количестве 303,6 млн. т руды и 57,7 млн. т пятиоксида фосфора, что обеспечит потребность сельского хозяйства Республики в фосфорных удобрениях более чем на 100 лет.

Создание первого в нашей стране горно-обогатительного предприятия по добыче и получению из сравнительно бедных по содержанию полезного компонента фосфоритовых руд, фосфоритных концентратов для производства минеральных удобрений на заводах химической отрасли, в объемах, покрывающих потребности сельского хозяйства, организация производства новых видов удобрений и продукции, имеющей экспортную ориентацию, - является одной из важнейших стратегических задач развития экономики республики.

Этапность освоения Джерой-Сардаринского месторождения по предложениям комбината определена, исходя из широко используемого в мировой практике принципа, «от простого и дешевого к более сложному и дорогостоящему».

В 1997 г. комбинат приступил к добыче фосфоритовой руды на первом участке месторождения Ташкура и строительству I очереди КФК для производства необогащенной фосфоритной муки содержащей 16-18% P₂O₅ с проектной производительностью 300 тыс. т в год. Ввод I очереди КФК в эксплуатацию был осуществлен в рекордно короткий срок, в апреле 1998 г. и на ОАО «Кокандский суперфосфатный завод» началась планомерная отгрузка фосфоритной муки для производства простого аммонизированного суперфосфата.

В довольно сжатые сроки и с минимальными капитальными затратами был реализован следующий этап

развития КФК - организация производства фосфоритного концентрата, пригодного для получения аммофоса. Эта задача решена на основе разработанной в НГМК технологии «сухого» обогащения фосфоритовой руды. Схема учитывает специфические геологические характеристики месторождения, особенности вещественного состава фосфоритовой руды и предусматривает сочетание нескольких новых, нетрадиционных, взаимодополняющих методов добычи и обогащения: селективная послонная отработка фосфопластов горными комбайнами фрезерного типа с оперативным опережающим радиометрическим контролем процесса добычи; посамосвальная радиометрическая сортировка добываемой горнорудной массы с выделением отвальных продуктов и руд разных технологических типов и сортов; избирательная дезинтеграция, совмещаемая с подсушкой; классификация по крупности - грохочение и обеспыливание; дообогащение полученного фосфоритного концентрата «мгновенным» обжигом в вертикальной печи.

Реализуя технологическую схему «сухого» обогащения, НГМК менее чем за 2 года осуществил строительство объектов, входящих в состав проекта «Расширение и реконструкция I очереди КФК (первый этап)» и, в апреле 2001г., помимо необогащенной фосфоритной муки, начал производство обожженного фосфоритного концентрата, содержащего 26-28% P₂O₅, и его отгрузка на Самаркандский химический завод и Алмалыкское ПО «Аммофос». К концу 2001 г. производство обожженного фосфоритного концентрата вышло на проектную мощность 430 тыс. т.

В целях дальнейшего повышения эффективности промышленного освоения Джерой-Сардаринского месторождения, улучшения качества и увеличения объемов производства фосфоритной продукции комбинат предложил к реализации комбинированную технологическую схему обогащения фосфоритовых руд, которая включает и объединяет рациональные элементы «сухой» технологии и, дополнительно, глубокие промывочные способы обогащения. С учетом современных концепций в данной области, в этой схеме научно обосновано производство фосфоритных концентратов высокого качества с использованием в качестве доводочной операции «мгновенного» обжига. Схема положена в основу ТЭО строительства II очереди КФК.

Направления дальнейшего развития и стабилизации производства

В целях дальнейшего наращивания производственных мощностей базовой для НГМК золотодобывающей отрасли, руководствуясь решением Кабинета Министров Республики Узбекистан, разработана «Программа перспективного развития золотодобывающей отрасли Навоийского горно-металлургического комбината на 2002-2005 годы и на период до 2010 года». Целью программы является оптимизация добычи и производства золота до 2010 года и в дальнейшей перспективе на стабильном уровне.

При этом, для обеспечения в течение максимально возможного времени достигнутого уровня выпуска золота, в основу концепции дальнейшего развития **Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса** положена задача увеличения производительности ГМЗ-2 с возрастающими объемами вовлечения в переработку балансовых руд и соответствующим уменьшением нагрузки по выемке горной массы и добыче балансовых руд на карьере Мурунтау.

Для реализации этой задачи разработаны мероприятия, согласно которым в 2002-2003 годах предусматривается

расширение с частичной реконструкцией и техническим перевооружением ГМЗ-2. В результате его производительность по переработке руды достигнет в 2002 г. 26 млн. т и будет увеличена в 2004 году до 27 млн. т.

На карьере Мурунтау с целью повышения эффективности добычи руды в течение 2003-2007 годов предусматривается реконструкция транспортной схемы за счет модернизации существующего комплекса циклично-поточной технологии, а также внедрение крутонаклонных конвейеров.

В 2002г. будет построен введен в эксплуатацию завод по производству эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) для обеспечения взрывных работ на карьерах НГМК.

Планируется разработка и принятия ряда технических решений по стабилизации выпуска золота на ГМЗ-2 на перспективу после 2010 г.

Необходимо отметить, что наличие в достаточной степени значительных разведанных запасов руды в контуре и за контурами IV очереди карьера, а также анализ горно-геологических условий залегания рудных тел показывают возможность извлечения дополнительных запасов руды при увеличении глубины открытых горных работ. Кроме того, уникальная минерально-сырьевая база месторождения Мурунтау предопределяет экономическую целесообразность предпроектной оценки открыто-подземного способа добычи дополнительных запасов руды в прибортовой зоне за контурами карьера IV очереди с определением объемов производства и оптимально необходимых для этих целей капиталовложений.

Одновременная отработка месторождения Мурунтау открытым и открыто-подземным способом существенно расширит сырьевую базу ГМЗ-2 и обеспечит рентабельную отработку приконтурных запасов золота, что в значительной мере компенсирует снижение добычи руды в карьере и выпуск золота на ГМЗ-2 (после 2010 г.).

Для реализации поставленных задач в 2002-2003г.г. предусматривается произвести переоценку запасов месторождения Мурунтау применительно к их отработке открытым, подземным и открыто-подземным способами. Одновременно, собственными силами геологоразведочной службы НГМК будут выполнены первоочередные геологоразведочные работы, необходимые для переоценки запасов.

На основе оптимизационных технологий INTEGRA GROUP, апробированных при разработке ТЭО строительства IV очереди карьера Мурунтау планируется разработать:

- ТЭО увеличения глубины карьера Мурунтау с привязкой к проекту IV очереди;
- ТЭО строительства открыто-подземного рудника по обработке запасов в прибортовой зоне с возможно-оптимальной концентрацией горных работ и применением безрельсового самоходного горно-шахтного оборудования с учетом развития открытых горных работ на карьере Мурунтау;
- рабочие проекты строительства IV очереди карьера Мурунтау в уточненных границах и открыто-подземного рудника;
- ТЭО и рабочий проект строительства рудосортировочного комплекса;
- Предусматривается строительство рудосортировочного комплекса на производительность 7 млн. т/ год, обеспечивающего выпуск 0,7 т в год золота, начиная с 2005 года.

По Учкудукскому золотоизвлекательному комплексу предусматривается поэтапное наращивание выпуска золота на основе объединенной сырьевой базы золотосуль-

фидных месторождений Кокпатас и Даугызтау.

На первом этапе в период с 2002 по 2004 годы обеспечивается добыча окисленных руд месторождения Даугызтау с переработкой их на действующих мощностях ГМЗ-3 в объеме 3,4 млн. т. в год. При этом дозагрузка ГМЗ-3 будет осуществляться за счет окисленного продукта, отсортированного на опытно-промышленном рудосепарационном комплексе из смешанных руд месторождения Кокпатас.

На втором этапе необходимо построить и в 2005 году ввести в эксплуатацию первую очередь рудосортировочных комплексов на месторождениях Кокпатас и Даугызтау для переработки обогащенных золотосульфидных руд на существующих мощностях ГМЗ-3, объектов флотации и биоксидации с увеличением выпуска золота в два раза.

На третьем этапе к 2007 году планируется увеличение мощностей ГМЗ-3 до проектной производительности 5 млн. т по переработке обогащенной руды, с одновременным наращиванием мощностей объектов добычи, рудосортировки, флотации и биоксидации. Выпуск золота на Учкудукском золотоизвлекательном комплексе, начиная с 2007 г., увеличится по сравнению с 2002 г. в 3,7 раза.

К реализации проекта строительства второй очереди Учкудукского золотоизвлекательного комплекса привлечена известная южноафриканская специализированная компания Бейтман, которой поручено проектирование объектов флотации и BIOX, поставка основного и горного оборудования.

По Марджанбулакскому золотодобывающему руднику предусматривается доведение объемов добычи окисленных руд на месторождении Марджанбулак до 360 тыс. т в 2003 г. и их переработка на Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрике по гравитационно-сорбционной технологии.

Запасы окисленных руд обеспечивают загрузку фабрики до 2010 г., после которого работа фабрики будет ориентирована на переработку первичных сульфидно-мышьяковистых руд с получением гравитационных концентратов.

Для переработки сульфидно-мышьяковистых руд предусматривается реконструкция фабрики со строительством отделения флотации и переработки гравито- и флотоконцентратов.

По Зармитанскому золотодобывающему руднику предусматривается возобновление открытых горных работ на месторождении Чармитан и вывод подземного рудника на проектную производительность по добыче руды 250тыс.т в год, начиная с 2006г. Суммарные объемы добычи руды открытым и подземным горными работами составляют 350тыс.т в год.

Для переработки руд месторождения Чармитан на месте их добычи в 2003г. будет построен золотоизвлекательный комплекс глубокого гравитационного извлечения золота по технологии компании INTERTECH.

Каракутанский рудник. Золоторудные месторождения Каракутанского рудного поля рассматриваются в качестве сырьевой базы ГМЗ-1. Предусматривается наращивание объемов добычи руды на руднике до 70 тыс. т в 2005 г. и до 120 тыс. т в 2009 г.

Одновременно, силами Госкомгеологии и НГМК, будут форсированы геологоразведочные работы для наращивания запасов по рудному полю.

Таким образом, реализация разработанной программы позволит обеспечить устойчивый выпуск золота в целом по НГМК в 2002-2004 гг., с увеличением его производства к 2010 г. на 15-20%.

Резюмируя вышеизложенное, развитие горно-металлургической отрасли НГМК будет осуществляться по следующим направлениям:

Сохранение достигнутого уровня выпуска золота Зарафшанским золотоизвлекательным комплексом в течение максимально возможного времени за счет:

- Увеличения производительности ГМЗ-2 с вовлечением в переработку в возрастающих объемах забалансовых руд и минерализованной массы, что значительно увеличит активные запасы месторождения.

- Повышение эффективности горных работ при строительстве IV очереди карьера Мурунтау с увеличением глубины его отработки и освоения новых золоторудных месторождений.

- Вовлечение в переработку отвалов вскрышных пород карьера Мурунтау. Объем этих отвалов превосходит 1млрд. тонн, а запасы находящегося в них золота составляют порядка 500 тонн. По существу, эти отвалы – крупное уникальное по запасам техногенное месторождение, которое размещается на поверхности и не требует создания специального рудника. Его разработка планируется с использованием технологии обогащения горной массы автоматическими методами порционной и покусковой сортировки.

- Увеличение выпуска золота Учкудукским золотоизвлекательным комплексом за счет поэтапного промышленного освоения сырьевой базы упорных золото-сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.

- Увеличение добычи урана способом подземного выщелачивания за счет технического перевооружения действующих и строительства новых производств.

- Увеличение объемов и номенклатуры выпуска фосфоритной продукции на Кызылкумском фосфоритном комплексе за счет поэтапного освоения Джерой-Сардаринского месторождения. Планируется довести в 2007 г. производительность карьеров по разработке горной массы на КФК до 35-40 млн. м³, объемы добычи и переработки фосфоритной руды составят 3600 тыс. т и выпуск фосфоритных концентратов достигнет 2500тыс.т. Тем самым в Центральных Кызылкумах будет создано современное крупное горно-обогатительное предприятие по выпуску фосфоритных концентратов.

- Создание собственной в республике железорудной базы за счет промышленного освоения месторождения Сюрената.

- Создание новых производств, в том числе, и с иностранными инвестициями, на базе новых месторождений золота, серебра, вольфрама, строительных материалов, облицовочного камня, других полезных ископаемых.

Одновременно с реализацией этих направлений, получат дальнейшее развитие новейшие прогрессивные технологии, динамичные своей приспособляемостью к изменяющейся себестоимости производства и цене золота и урана на мировом рынке, в том числе и те, которые сыграли значительную роль в обеспечении стабильной работы горнодобывающей отрасли НГМК в течение последних лет.

К числу приоритетных из них относятся компьютерные технологии проектного и информационного обеспечения горных работ (математическое моделирование недр, расчеты оптимальных форм карьеров и календарного графика развития горных работ, автоматизирован-

ное управление качеством добываемого сырья и рудопотоком на основе спутниковой навигационной системы GPS, рудосортировка и другие).

Сегодня комбинат располагает передовыми технологическими производственными мощностями, а также современной научно-технической базой для проведения научно-исследовательских и опытно-промышленных исследований по внедрению в производство новых технологий и совершенствования существующих.

За годы независимости Республики Узбекистан резко повысилась роль научных учреждений Узбекистана в деятельности комбината. Кроме Среднеазиатского научно-исследовательского и проектного института промышленной технологии, большой вклад в научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы для комбината внесли Институт ядерной физики АН РУз, ГПП «Кызылтепагеология», Институт микробиологии АН РУз, НПО «Технолог», Ташкентский государственный технический университет, Ташкентский автодорожный институт, Институт общей и неорганической химии АН РУз, Институт удобрений АН РУз, Навоийский государственный горный институт и другие.

По мере развития производства Навоийский горно-металлургический комбинат всё больше стал уделять внимания охране окружающей среды и возвращению в народное хозяйство отработанных и рекультивированных земель. Комбинат постоянно сотрудничает с международными организациями, занимающимися проблемами охраны окружающей среды. Специалисты и технические эксперты МАГАТЭ, Шведского института радиационной защиты неоднократно посещали наши предприятия, знакомились с экологической обстановкой, имеют полную информацию по всем интересующим их вопросам и высоко оценили принимаемые комбинатом меры по охране окружающей среды на всех, особенно, на урановых объектах.

Объекты социально-промышленной инфраструктуры комбината занимают сотни тысяч квадратных километров, сегодня уже далеко не безжизненной пустыни. Здесь живут и трудятся более двухсот пятидесяти тысяч человек многих национальностей. Защитить каждого, позаботиться обо всех - такова наша первоочередная задача.

Социальная политика администрации комбината направлена на улучшение условий труда и быта, повышение жизненного уровня трудящихся. Своевременно индексируется и выдается заработная плата. Решены вопросы санитарно-курортного лечения в клиниках СНГ и Узбекистана. Хозяйственное содержание медсанчастей, пансионатов, домов и баз отдыха, профилакториев, спортивных комплексов, детских дошкольных учреждений и летних оздоровительных лагерей осуществляется полностью за счет комбината.

Рассчитанная на многие годы производственно-хозяйственная деятельность Навоийского горно-металлургического комбината направлена на обеспечение устойчивого роста экономического потенциала и социальной стабильности независимой Республики Узбекистан за счет дальнейшего повышения эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов, увеличения объемов выпускаемой высоколиквидной продукции и интенсивного развития новых видов производств.

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ КОНЦЕПЦИИ ПЕРЕВООРУЖЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ УЗБЕКИСТАНА

УДК 001+661.632

Ó А.И. Клименко, В.Р. Рахимов 2002 г.

А.И. Клименко, генеральный директор АО «Уголь», канд. техн. наук,
В.Р. Рахимов, академик АН РУз, докт. техн. наук

Устойчивое и бесперебойное снабжение отраслей экономики и населения республики твердым топливом является одним из важнейших факторов успешной реализации экономических и социальных преобразований, осуществляемых в Узбекистане. Стабильный рост потребности в различных видах энергоносителей определяется экономическим развитием Республики Узбекистан, среди которых уголь является одним из основных энергоносителей органического происхождения после природного газа и нефти. В последние годы угольная промышленность обеспечивает потребности республики углем, исключен его завоз извне. В 2000 г. в республике добыто 2,5 млн. т угля. Однако, ориентация энергетики на увеличение доли угля в топливном балансе требует роста добычи угля до 12 млн. т в 2010 г. Эту сложную задачу необходимо решить в условиях, когда угольная промышленность республики находится в критическом состоянии.

Уголь в республике потребляют электроэнергетика, промышленность, предприятия социальной и коммунальной сфер, население. В настоящее время угольная промышленность Узбекистана представлена Акционерным объединением по добыче и сбыту угля АО «Уголь». Добыча угля ведется на трех месторождениях: Ангренском, Шаргунском и Байсунском.

Стабильность работы и перспективы развития угледобывающей отрасли республики обеспечиваются развитой инфраструктурой. Как правило, это промышленно развитые районы с высокой плотностью населения, квалифицированной рабочей силой и хорошо развитой сетью транспортных коммуникаций (автомобильные и железные дороги, воздушный транспорт), обеспечивающие широкие возможности производства горных работ и грузоперевозок. Собственное транспортное обеспечение гарантирует бесперебойную организацию грузопотоков как внутри производственного цикла, так и потенциальным заказчикам с минимальными накладными расходами.

Угольная отрасль страны в становлении и развитии претерпела три этапа. Становление угольной отрасли Узбекистана ознаменовалось началом промышленного освоения Ангренского месторождения – крупнейшего месторождения углей в Центральной Азии, открытого до начала второй мировой войны. Эксплуатация месторождения началась в 1940-43 гг. подземным способом с заложением шести шахт. Строительство угольного разреза началось в 1941 г. В качестве землеройной техники использовались несовершенные и малопроизводительные паровые экскаваторы на железнодорожном ходу с емкостью ковша 1,0-1,25 м³ фирмы «Марион» (США), транспортные средства отечественного производства грузоподъемностью 1,5-2,0 т с ручной разгрузкой.

В 1948 г Ангренский разрез был сдан в эксплуатацию и эту дату считают началом развития угольной промышленности Узбекистана, т.к. разрез является основным и крупнейшим угледобывающим предприятием республи-

ки. Разрез с момента сдачи его в эксплуатацию (1948-1997 гг.) дал 172 млн. т угля и вскрыши более 2 млрд. т; более 30 млн. т угля добыто на шахте №9.

Первый этап технического перевооружения угольного разреза приходится на 1954-1969 гг. На вооружение поступили первые отечественные экскаваторы ЭС-3 (УЗТМ) и шагающие экскаваторы. Это позволило в несколько раз увеличить производственную мощность разреза.

В этот период обновился парк экскаваторов; на вооружение поступили трех кубовые с удлиненным оборудованием; обновились конвейерные линии доставки угля, были установлены мощные конвейеры типа КРУ-350, КРУ-300, КЛ-150, ЛКУ-250; обновился парк буровых станков за счет поступления новых производительных станков типа ВТО-2, УШВТ-М, СВБ-2, СБШ-250 и др. Все это позволило за период с 1959 по 1965 год увеличить добычу угля против 1958 г. на 722 тыс. т.

Второй этап технического перевооружения (1978-1990 гг.) предусматривал дальнейшее увеличение объема добычи угля на разрезе в 1,5-2 раза. В этот период были внедрены новые экскаваторы ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-4У, тяговые агрегаты, думпкары большой емкости.

Это позволило довести объем добычи угля в 1990 г. до 5,77 млн. т и вскрышные работы до 50,0 млн. т.

С обретением страной независимости АО «Уголь» разработало программу дальнейшего поэтапного технического перевооружения угольной отрасли, включающую замену морально и физически устаревшего оборудования и внедрения новых прогрессивных ресурсосберегающих технологий. По этой программе ведутся активные работы с зарубежными фирмами и компаниями таких стран, как Германия, Япония, США и др. Особо следует отметить плодотворное сотрудничество с германскими машиностроителями, которые более грамотно, тщательно, а главное, в комплексе подходят к решению вопросов в горнодобывающей промышленности. Это концерны «Гиссен Крупп» и «Мантакраф» - производители и поставщики горно-шахтного оборудования.

Реально оценивая ситуацию в отрасли, геологические и горнотехнические особенности разрабатываемых АО «Уголь» месторождений, состояние горного и вспомогательного производств, применяемых технологий, наличие людских ресурсов, инфраструктуры, запасов угля и попутно добываемых полезных ископаемых, а также их качественные характеристики, можно с уверенностью считать, что отрасль обладает значительным потенциалом по выпуску конкурентоспособной продукции, в том числе и на экспорт.

Республика Узбекистан располагает разведанными запасами угля в количестве 1900 млн. т, в том числе бурого - 1853 млн. т, каменного - 47 млн. т. Прогнозные ресурсы составляют 5760 млн. т, из них каменного угля – 571,8 млн. т. Большие запасы каменного угля находятся в южных регионах. В Сурхандарьинской области расположено

Шаргунское месторождение с геологическими запасами 100 млн. т.; Байсунское месторождение с геологическими запасами 240 млн.т. В Кашкадарьинской области имеется месторождение Терекли с прогнозными запасами 50 млн. т.

В соответствии с постановлениями Кабинета Министров Республики Узбекистан АО «Уголь разработал программу дальнейшего поэтапного перевооружения отрасли, позволяющее рост добычи угля до 9,4 млн. т и объема вскрыши до 62,7 млн. куб в 2010 г. (рис. 1 и 2). Для обеспечения республики твердым топливом приняты следующие основные направления развития отрасли.

Одним из направлений является техническое перевооружение основного поля разреза «Ангренский» с применением поточно-циклической технологии и современной техники за счет иностранных инвестиций. Проектом технического перевооружения разреза «Ангренский» предусматривается замена циклической технологии на поточную при обработке вскрышных пород - вторичных каолинов и

угольных пластов, а также на циклично-поточную при отработке галечников на верхних горизонтах северного и северо-западных участков карьера.

Будут применяться комплексы, включающие компактный роторный экскаватор + перегружатель + конвейерный комплекс + отвалообразователь. Они позволяют вести отработку уступов высотой на один забойный конвейер, транспортировку породы от забоя до места складирования во внутренний отвал. При этом снижаются затраты на монтаж, демонтаж и передвижку участковых транспортных систем. Кроме этого уменьшение затрат произойдет за счет перенарезки существующих уступов и организацию безвзрывной выемки пород и угля. Установка забойных конвейеров на четырех уровнях позволяет разделить потоки на добычу, транспортировку и складирование серых и пестроцветных каолинов во внутренний отвал. Магистральные конвейерные линии, расположенные на южном борту разреза, обеспечат минимальную

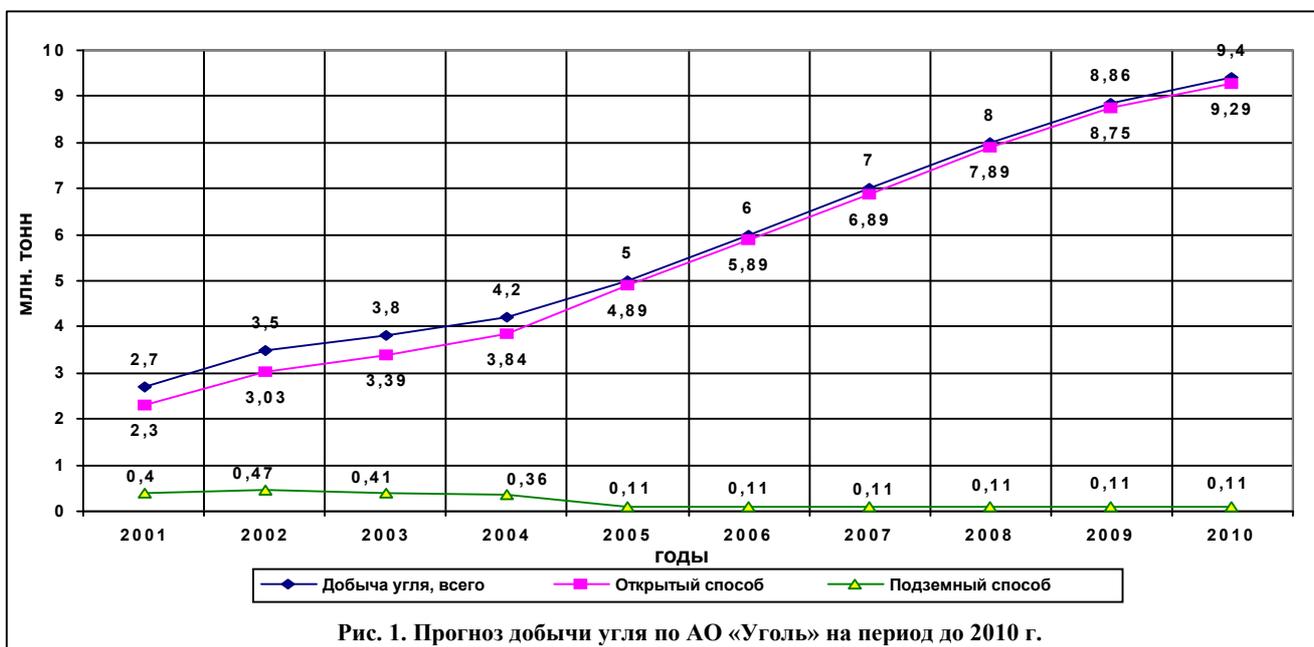


Рис. 1. Прогноз добычи угля по АО «Уголь» на период до 2010 г.



Рис. 2. Прогноз объемов вскрыши по АО «Уголь» по видам транспорта на период до 2010 г.

протяженность коммуникаций от забоя до места складирования породы или перегрузки угля на станции Джигристанская.

Уступы, расположенные выше горизонта +1010, сложенные галечником, намечено обрабатывать циклично-поточной технологией. Вскрышные породы (галечник) обрабатываются одноковшовыми экскаваторами с погрузкой в автосамосвалы с транспортировкой во внешний отвал, размещаемый к северу от разреза. При складировании породы в отвалы используются отвалообразователи. При применении циклично-поточной технологии выемки вскрышных пород возможно максимально использовать существующий парк экскаваторов и большегрузных автомобилей, увеличить их производительность и снизить себестоимость транспортировки породы до отвалов и их складирования. Комплексы в циклично-поточной технологии состоят из экскаваторов типа мехлопата + большегрузные автомобили + полумобильные дробилки + система конвейеров + отвалообразователь. Дальнейшая транспортировка породы конвейерами обеспечивает снижение себестоимости произведенной продукции.

Учитывая мировой опыт работы разрезов в освоении угольных месторождений, перспективным направлением развития горных работ предусматривается максимальное использование выработанного пространства под внутренние отвалы. За время работы разреза с 1947 г. по 2000 г. вынута свыше 1 млрд. м³ породы и угля. При этом во внутренние отвалы заскладировано около 200 млн. м³ вторичных каолинов. Таким образом, внутри разреза можно разместить около 800 млн. м³ вскрыши. Основным сдерживающим фактором, в настоящее время является применение железнодорожного транспорта. 40% площади внутри разреза отведены под транспортные пути и станции.

Для использования новых технологий и оборудования на разрезе требуется постепенная замена железнодорожного транспорта на конвейерный транспорт. Предусмотрено несколько этапов внедрения новых технологий и оборудования. Все этапы преобразования будут обеспечивать замену циклической технологии на поточную технологию соответственно для отработки пестроцветных каолинов, серых каолинов, «верхнего» угольного комплекса, «мощного» угольного комплекса, галечников, вскрышных пород верхнего яруса северо-западного участка.

АО «Уголь» с 1996 года решает проблемы обновления технологического оборудования для производства горнодобычных работ. Проведены переговоры с различными компаниями: Интерконтиненталь Комерс корп. (США) - 1996-1997 гг.; Крупп (Германия) - 1997-2000 гг.; Сумитомо Корпорейшен (Япония) 1997-1998 гг.; МАН Такраф (Германия) 1997-1998 гг.; FAM (Германия) 1998-2000 гг. На основе коммерческих предложений были разработаны ТЭО по предложению каждой из фирм, а с фирмами FAM, Крупп, Сумитомо Корпорейшен были заключены контракты на поставку оборудования.

Кроме снижения материальных затрат техническое перевооружение угольной отрасли позволит улучшить экологическую ситуацию в районе добычных работ. Предусматривается ежегодное уменьшение отвода земли под возведение внешних отвалов, ежегодное восстановление нарушенной земли за счет возведения внутренних отвалов, снижение выбросов вредных газов и пыли от производства взрывных работ.

К следующему направлению развития угольной отрасли относится поддержание и прирост производственной

мощности по добыче угля на основном поле разреза «Ангренский» до начала и в период освоения проектной мощности по техническому перевооружению. Требуется обновление изношенного парка машин и оборудования, приведение в рабочее состояние железнодорожного и конвейерного транспорта, обеспечение устойчивого энергоснабжения разреза.

Техническое перевооружение на основном поле разреза «Ангренский» предусматривает подготовительные работы (перестройка уступов разреза по новой технологии, монтаж оборудования) и время на постепенное освоение проектной мощности. При условии, что подготовительные работы по техническому перевооружению начнутся в 2001 г., лишь в 2004 г. будут добыты первые 450 тыс. т угля по новой технологии, в 2006 г. добыча угля составит 2540 тыс. т, т.е. превзойдет уровень 2000 г.

Увеличение объемов добычи угля на основном поле разреза с 2001 г. по 2005 г. до 2540 тыс. т должно обеспечиваться на действующих участках по существующей технологии, лишь с 2008 г. вся добыча угля на разрезе будет вестись по новой технологии. Критическое состояние горного хозяйства разреза «Ангренский» вызывают необходимость немедленно приступить и выполнить комплекс мер на основном поле разреза «Ангренский» по остановке падения добычи угля, стабилизации производственной обстановки и наращиванию добычи угля до 2540 тыс. т к 2005 г. При этом выполняемые работы должны быть увязаны с проектом технического перевооружения.

Основные направления, обеспечивающие выполнение задач ежегодного наращивания вскрышных работ в объемах с 16,5 млн. куб. м. в 2001 г. до 75 млн. куб. м. в 2010 г.; реконструкции, капитального ремонта и строительства объектов железнодорожного и конвейерного транспорта; обеспечения устойчивого энергоснабжения разреза; обновления изношенного парка машин и оборудования; материально-технического обеспечения эксплуатационных и строительных работ.

Предусмотрены структурные изменения в использовании транспорта для вывозки вскрышных пород с сокращением удельного веса перевозки вскрыши автомобильным транспортом с 5% до 2%, железнодорожным - с 60% до 33%. Для перевозки вскрыши конвейерным транспортом необходимо внедрение новой технологии начать с 2003 г. и довести к 2010 г. до 44,1 млн. куб. м, что составит 59% от общего объема вскрыши; бестранспортная вскрыша остается на одном уровне - 4,0 млн. куб. м. в год, что определено технологией горных работ. Таким образом, в использовании транспорта на вскрыше и добыче угля предпочтение отдается конвейерному транспорту как наиболее производительному с существенным сокращением себестоимости перевозки горной массы.

Развитие конвейерного транспорта будет осуществлено по этапам в основном за счет иностранного инвестора для перевозки вскрыши с протяженностью конвейерных линий 22560 п. м., начиная с 2002 г. За счет использования собственных источников по эксплуатационным затратам в 2001 году протяженность конвейерных линий составит 4000 п. м., только для вывозки добытого угля, в том числе 1300 п. м. до угольных забоев и 2700 п. м. вдоль забоев. Внедряемые мероприятия полностью исключат использование автотранспорта на перевозке угля и увеличат производительность на работах по добыче угля.

Несмотря на уменьшение удельного веса вскрыши перевозимого железнодорожным транспортом, объемы пере-

возок этим видом транспорта возрастут с 8,3 млн. куб. м. в 2000 г. до 24,9 млн. куб. м. в 2010 г. При любом виде транспорта угля от забоя до погрузочного пункта разреза его перевозка до станции Ангрен будет осуществляться только по железной дороге. Поэтому предусмотрено приведение в рабочее состояние всего железнодорожного хозяйства, а также реконструкция действующих и строительство новых объектов, способствующих увеличению нагрузки на железнодорожный транспорт. Будет осуществлено строительство новых железнодорожных путей, переукладка железнодорожных путей: по уступам, реконструкция станции «Штольня» в 2002 г., строительство путепровода для перевозки вскрыши с верхних вскрышных уступов на дальние отвалы в 2003-2005 гг. С целью повышения эффективности необходимо ввести в эксплуатацию дополнительно три внутренних отвала в 2001 году и иметь их в работе не менее пяти. Это обуславливается тем, что рост вскрыши по новой технологии размещаемой на внутренних отвалах возрастет от 7,4 млн. куб. м. в 2000 г. до 23,5 млн. куб. м. в 2010 г.

Существующая схема энергоснабжения основного поля разреза, состояние электропитающего хозяйства не обеспечивает устойчивости в работе машин и механизмов. Большая протяженность и перегруженность линий электропередач приводит к большим потерям напряжения в сетях и частым отключением фидеров. Требуется меры, позволяющие уменьшить протяженность воздушных линий, упростить схему и повысить надежность электро-снабжения разрезов.

Важной частью мероприятий является реконструкция разреза «Апартак». Она предусматривает строительство объектов, обеспечивающих увеличение вскрышных работ, увеличение производственной мощности АОТ «Белазкумир», обеспечение устойчивого энергоснабжения.

Наращивание добычи угля по отрасли как в период освоения проектной производственной мощности основного поля разреза «Ангренский» по техническому перевооружению, так и в дальнейшем предусмотрено в основном за счет реконструкции разреза «Апартак», где имеются наиболее благоприятные условия для увеличения добычи угля с 252 тыс. т в 2000 г. до 2,0 млн. т в 2010 г.

Основными направлениями, обеспечивающими выполнение этой задачи, являются: осуществление комплекса мер по ежегодному увеличению объемов вскрышных работ с доведением их в 2010 г. до 20 млн. куб. м; обеспечение надежного энергоснабжения разреза с учетом возрастающей нагрузки. Рост вскрышных работ намечено обеспечить в основном автомобильным транспортом. С помощью этого транспорта предусмотрено увеличение вывозки вскрыши с 2,0 млн. куб. м в 2000 г. до 13 млн. куб. м в 2010 г. Решение этой задачи намечено за счет роста количества самосвалов и увеличения коэффициента выхода автомашин до 0,6. В 2000 г. коэффициент составил 0,35.

Наряду с автомобильным транспортом намечено ввести дополнительно не имеющийся в настоящее время на разрезе и железнодорожный транспорт с доведением объемов вывозки вскрыши этим видом транспорта до 7 млн. куб. м а 2010 г. Предусматривается строительство в 2001-2002 гг. железнодорожных путей в объеме 6,0 км, станции Апартак и соединительных путей с существующими путями широкой колеи протяженностью 7 км в 2002-2004 гг.; развитие железнодорожных путей на уступам и отвалах длиной 17 км в 2002-2010 гг.

Для высвобождения автотранспорта, в связи с его огромной загруженностью, перевозку добытого угля наме-

чено производить ленточными конвейерами, для чего намечено осуществить строительство конвейерных линий в два этапа:

- на первом этапе в 2001 г. необходимо расположить конвейерные линии от угольных забоев до промежуточного погрузочного пункта длиной 1100 м, что позволит частично высвободить автотранспорт и исключить наиболее сложные участки автодорог;

- на втором этапе в 2002-2003 гг. конвейеры разместятся от промежуточного погрузочного пункта до основного протяженностью 2500 м с погрузкой угля непосредственно в железнодорожные вагоны ГАЗК «Узбекистон темир йуллари». Это полностью исключает использование автотранспорта на перевозке угля.

Связи с большой протяженностью и перегруженностью на разрезе «Апартак» линий электропередачи происходят большие потери напряжения в сети с частым отключением фидеров. По этой причине нарушается ритмичная работа разреза, растут простои оборудования. Для обеспечения надежного питания электроэнергией потребителей разреза «Апартак» предусмотрено строительство трех линий ВЛ-6 кВ общей протяженностью 6 км; реконструкция подстанции Апартак с установкой трансформаторов мощностью 16 тыс кВА; строительство тяговой подстанции.

Важной задачей является поддержание и прирост производственной мощности на подземных работах. Имеется несколько шахт, подлежащих техническому перевооружению.

Шахта № 9 располагает производственными и техническими условиями не только для сохранения достигнутого уровня добычи угля, но и ее прироста до 350 тыс. т угля в год. Основные направления работ дают увеличение темпов проходки горных выработок, обеспечивающих выполнение программы горных работ на 2001 г. и на перспективу до 2010 г.; подготовка фронта работ по добыче угля на перспективном поле шахты с промышленными запасами 3,0 млн. т. Это обеспечит срок службы шахты 15 лет. Предусматривается вовлечь в отработку дополнительные запасы угля, наиболее благоприятные для добычи по горно-геологическим условиям с наименьшими материальными затратами, низкой себестоимостью добываемого угля. Промышленные запасы угля на указанном участке - 1,8 млн. т. Отработка участка намечена с 2001 г. со сроком эксплуатации 20 лет.

На шахте «Наугарзан» намеченной программой развития горных работ предусмотрено увеличение добычи угля в 2001 г. до 60 тыс. т, с 2002 г. по 100 тыс. т ежегодно. Для выполнения этих задач намечено увеличить объемы проходки горных выработок, обеспечивающих одновременную работу двух участков по добыче угля - длинные столбы по простиранию (падению). Это позволит добывать качественный уголь с наименьшими потерями и низкой себестоимостью. Необходима замена временной главной вентиляторной установки на стационарную, что позволит обеспечить устойчивое проветривание шахты, повысить производительность труда шахтеров, снизить вероятность подземных пожаров и безопасность подземных работников.

На шахте «Шаргунская» основное направление горных работ - подготовка устойчивых запасов угля на горизонте +1340 м. Это позволит подготовить к отработке запасы угля в объеме 1,1 млн. т, т.е. на 10 лет. Для выполнения этой задачи намечено возобновить проходку штольни

№ 12 с темпами по 40 п. м. в месяц, подготовить участок по добыче угля к 2005 г. Для поддержания производственной мощности шахты в объеме 100 тыс. т в год до подготовки основного горизонта предусмотрено вовлечение в отработку дополнительных участков.

Учитывая, что основной объем отгружаемой предприятием продукции представляют брикеты, намечено дальнейшее совершенствование технологии брикетирования с использованием местного сырья (Джаркурганской нефти) с сокращением завоза связующих материалов из-за пределов области, что позволит снизить себестоимость производимых брикетов, улучшить качество, повысить их покупательную способность. Другим основным направлением развития предприятия является производство дефицитных в республике коксобрикетов для литейного производства. Качественные показатели угля, проведенные научно-исследовательские работы определили возможность получения этого продукта.

Шахта «Байсунская»: Сохранение предприятия вызвано необходимостью обеспечения Байсунского региона топливом. До настоящего времени развитие добычи угля сдерживалось отдаленностью шахты от железной дороги. Появились реальные перспективы развития предприятия в направлении поставки топлива за пределы района в основном для бытовых нужд; организации производства активированного угля; промышленные испытания показали возможность получения этой ценной продукции высокого качества; поставки угля для частичной замены кокса на Бекабадском металлургическом комбинате подтверждены проведенными промышленными испытаниями.

Следует отметить мероприятие по увеличению производства, организации выпуска новой импортозамещающей продукции, расширения сферы услуг предприятиям объединения. В последние годы значительно сократилась возможность обновления парка изнашиваемого горно-транспортного и горно-шахтного оборудования, уменьшилась поставка и приобретение запасных частей. Это вызвало необходимость увеличения установленных нормативов срока службы машин, механизмов, оборудования. Программой развития отрасли на 2001-2010 гг. предусмотрено строительство литейного цеха на заводе РГТО по имеющемуся проекту. Это позволит увеличить номенклатуру запасных частей, узлов, деталей на заводе, расширить виды и объемы ремонта горно-транспортного и горно-шахтного оборудования.

Горные работы на открытых и подземных работах ведутся в основном буровзрывным способом. Техническое перевооружение основного поля разреза «Ангренский» с внедрением новой технологии и техники сократить объемы взрывных работ. Однако этот технологический процесс еще длительное время сохранится на разрезах «Апартак» и «Ангренский» до полного внедрения новой технологии и в дальнейшем для разработки уступов с включением известняков, а также на подземных работах.

Учитывая возрастающую потребность во взрывчатых материалах из-за увеличения объема вскрышных и проходческих работ и добычи угля, назрела необходимость строительства в г. Ангрене завода по производству этих материалов. Технология производства взрывчатых материалов имеется, она согласована с контролирующими органами, имеется проект завода. Организация производства взрывчатых материалов и средств взрывания для открытых и подземных горных работ позволит иметь обеспечить требуемое их количество.

Для возможности комплексного использования недр и внедрения ресурсосберегающих технологий необходимо использование попутных полезных ископаемых. Непосредственно в кровле угольных пластов Ангренского месторождения залегают полезные ископаемые, которые используются на собственные нужды, а также реализуются потребителям разных отраслей республики: вторичные каолины (серые надугольные и пестро-цветные), известняки, галечники и лессовидные породы.

Вторичные каолины Ангренского месторождения представлены серыми и пестро-цветными разностями. Они залегают согласно над угольной толщей. Средняя мощность серых каолинов - 23,4 м, пестро-цветных - 24,3 м. По химическому составу небогатые вторичные каолины представляют интерес по содержанию глинозема, которое составляет в серых каолинах 23,02%, в пестро-цветных каолинах 24,28%.

Каолины могут являться сырьем для глиноземного производства, которое на сегодняшний день возможно осуществлять без обогащения. Основные технологические параметры и оборудование для этой технологии отработаны в промышленных условиях. Кроме этого, они могут быть использованы как огнеупорное сырье, в производстве керамических изделий и облицовочных плиток, сантехнического фаянса и фарфора, отходы при производстве глинозема, как цементное сырье, получен цемент марки 500-600 без корректирующих добавок.

Разведанные запасы вторичных каолинов на участках открытой разработки угля составляют более 1,3 млрд. т. Ежегодно при ведении вскрышных работ вывозятся и складываются на внутренних отвалах 1,5-2,5 млн. т каолина. В 2000 г. эти объемы составили 1,6 млн. т. В настоящее время вторичные каолины (серые разности) используются предприятиями стройиндустрии Узбекистана; в 2000 г. им было отгружено 56 тыс. т этого сырья.

Известняки залегают в виде пласта мощностью от 10,2 до 27,3 м, средняя 17,0 м. В пределах пласта выделяются 2 пачки: верхняя и нижняя, различающиеся между собой по химическому составу и физико-механическим свойствам. Верхняя пачка, сложенная чистыми и слабо доломитизированными известняками, имеет мощность от 6,5 м до 15,8 м, при средней 11,5 м. Мощность нижней пачки, сложенной доломитизированными известняками и доломитами, колеблется от 2,4 м до 10,2 м, при средней 5,0 м. Известняки верхней пачки представлены, преимущественно, ракушечником светлого и белого цветов, со средним содержанием окиси кальция - 50,92%, окиси магния - 0,79%, нерастворимого остатка - 3,75%. Известняки нижней пачки плотные, крепкие грубослоистые, светло-серой и белой окраски, со средним содержанием окиси кальция - 39,55%, окиси магния - 6,53%, нерастворимого остатка - 12,18%.

Исходя из химического состава и физико-механических свойств известняков, оценена возможность использования их в различных отраслях промышленности по следующим направлениям. Определена пригодность известняков в качестве сырья для производства строительной извести, пригодность в качестве сырья для производства цемента, при производстве комбикормов, в качестве минеральной подкормки. В 2000 г. за складировано на внешних отвалах 31 тыс. т известняка.

Мощность валунно-галечниковых отложений изменяется от 55 до 80 метров. По петрографическому составу галечник представлен в основной своей массе красно-цветными кварцевыми порфирами, в меньшем количестве

порфиритами и их туфами. Валунно-галечниковые отложения после сортировки и дробления пригодны для балластирования железнодорожных путей, для дорожного строительства, при изготовлении тяжелых бетонов (после промывки). За 2000 год из галечниковой толщи произведено 94,7 тыс. м³ балласта и щебня, вывезено на внешние отвалы около 1 млн. м³.

Лессовидные породы относятся к пылевато-глинистым, залегают на галечниках, мощность лессов колеблется от 0,4 до 5,0 метров. По пластичности лессовидные породы относятся к умеренно пластичным (при числе пластичности от 7 до 15). По содержанию вредных примесей CO₂ и CO₃ лессовидные породы удовлетворяют требованиям следующих производств без добавок при кирпичном производстве, в цементном производстве.

Предусмотрены меры по экономии затрат на производство. Основное снижение затрат на добычу 1 т угля в 2001-2010 гг. обеспечивается за счет технического перевооружения отрасли, которое позволит уменьшить издержки на единицу продукции по открытому способу добычи угля в 2010 г. на 25% по сравнению с 2001 г.

Техническое перевооружение не охватывает все вопросы деятельности объединения. Существующая технология ведения горных работ по вскрыше и добыче угля в течение нескольких лет сохраняется на основном поле разреза «Ангренский» (до начала и в период освоения проектной мощности по техническому перевооружению), а также на разрезе «Апартак».

Программой технического перевооружения предусмотрены меры по экономии затрат на производство на указанных участках и работах. Будет осуществлен перевод транспортировки угля и вскрыши на разрезах «Ангренский» и «Апартак» с автомобильного на более экономичный конвейерный и железнодорожный транспорт. Увеличатся объемы вскрышных работ, размещаемых на внутренних отвалах разреза «Ангренский» железнодорожным транспортом с сокращением расстояния перевозки.

Будут селективно извлекаться и использоваться попутные полезные ископаемые (каолин, галечник, известняк, лёсс) для собственных нужд и реализации на сторону. Организация производства взрывчатых материалов для

полного удовлетворения потребностей объединения сократит их стоимость против приобретаемых в республике и за ее пределами на 25-30 процентов.

Выполнение указанных мероприятий позволит снизить себестоимость добычи 1 т угля по объединению. Кроме того, имеются перспективы дополнительного снижения затрат на добычу угля при решении вопросов использования потребителями республики угля с зольностью, превышающей установленные нормативы (более 25%), которые выбрасываются в отвалы; отгрузку угля для Ангренских ГРЭС в железнодорожных вагонах, арендованных у ГАЖК «Узбекистон темир йуллари».

Необходимо повышение устойчивости энергоснабжения участков, работы всех видов транспорта. Для получения качественных результатов перевооружения угольной отрасли требуется обновление морально и физически изношенного парка машин и оборудования, увеличение численности действующего горно-транспортного и горно-шахтного оборудования в количестве, обеспечивающем выполнение производственных программ.

Для снижения затрат на добычу 1 т угля на 20-30% следует уменьшить количество горно-транспортного и горно-шахтного оборудования, приобретаемых по техническому перевооружению. В результате обновления парка и восстанавливаемых собственными силами из-за их более высокой производительности уменьшатся амортизационные отчисления и сократятся эксплуатационные затраты. К снижению затрат приведет также и сокращение материалоемкости вскрыши и добычи угля; увеличение производительности оборудования забоев из-за снижения аварийности на транспорте, в энергоснабжении, бесперебойного обеспечения материально-техническими ресурсами; выполнение мероприятий по экономии затрат на производство.

Подводя итоги, можно утверждать, что намеченные мероприятия по перевооружению угольной отрасли Узбекистана приведут к требуемому росту и развитию энергетики страны. Внедрение передовых технологий позволит полностью обеспечить потребности страны на ближайшую и более длительную перспективу.

МИГРАЦИЯ ЗОЛОТА В ЗОНЕ ОКИСЛЕНИЯ И ЕЕ ПРАКТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ

УДК 550

© А.И. Образцов 2002 г.

А.И. Образцов, зам. главного геолога Центрального РУ НГМК, докт. геол.-минерал. наук

Процессы гипергенеза относятся к наиболее изученным, преимущественно в качественном отношении, геологическим явлениям. Обширная литература посвящена зонам окисления на золото-колчеданных месторождениях [1]. Классические примеры окисления с «железными шляпами», ярозитами, вертикальной зональностью характерны для залежей сульфидных золотосодержащих руд. На золото-кварцевых месторождениях мобилизация и переотложение золота не были известны и даже отрицались. Количественное перераспределение золота и серы в условиях засушливого климата на малосульфидных месторождениях, связанное с изменением запасов и морфологии рудных тел, установлено нами на основе опробования месторождений

Мютенбай и Мурунтау при детальном геологоразведочных и эксплуатационных работах.

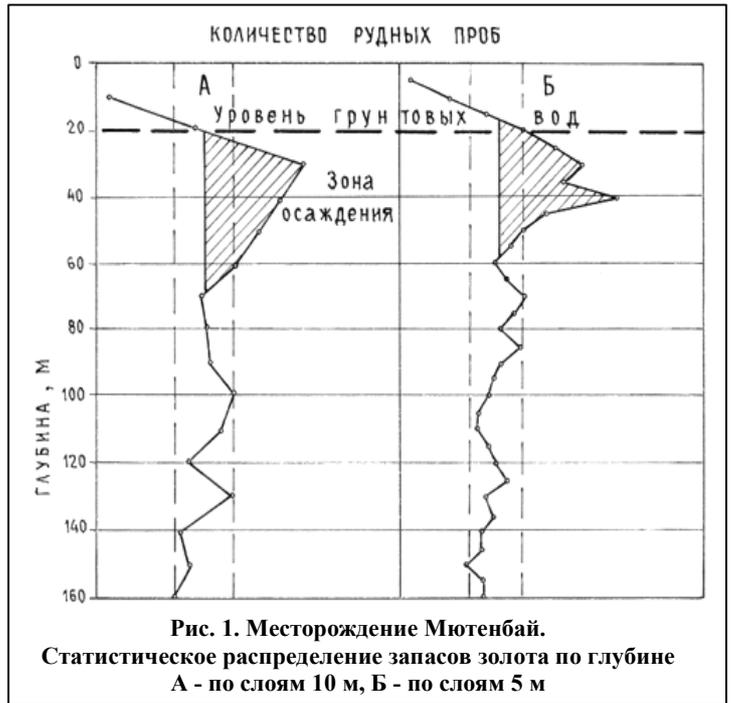
Рудные залежи Мурунтауского рудного поля залегают в толще бессопанской свиты, сложенной переслаивающимися слюдисто-кварцевыми, углеродисто-слюдистыми сланцами, металаверолитами с прослоями и линзами песчаников и кремнистых сланцев. Среднее содержание сульфидов, главным образом пирита и арсенопирита, в рудах не превышает 1,7 %, во вмещающих породах - 0,2-0,7 %. Системы рудных тел, объединяемых в протяженные рудные зоны, имеют крутое южное (Мурунтау) и северо-восточное (Мютенбай) падения. В размещении оруденения отчетливо проявлены элементы

структурного контроля, смещение, блокирование, экранирование.

В результате анализа распределения оруденения в верхней части рудных зон установлен не объяснимый со структурных позиций дефицит золота в их поверхностной части на месторождениях Мютенбай, Мурунтау, Асаукак, Даугызтау как по данным геологоразведочных, так и эксплуатационных работ (рис. 1). Дефицит выражается либо в отсутствии рудных тел, либо в уменьшении содержаний золота по разведочным выработкам по сравнению с нижележащими горизонтами. Поскольку участки дефицита металла приходятся на верхнюю часть зоны окисления, выдвинуто предложение об их связи, т.е. выносе золота.

При подсчете запасов данные опробования приведены к единой вертикальной высоте уступа (слоя), определено количество проб с заданным интервалом содержания золота, оценено их распределение по вертикали. Количество проб с заданным содержанием пропорционально запасу золота по данному уступу. На рис. 1 пунктиром показана дисперсия линейного запаса. По графику легко устанавливаются граница зоны выноса золота (до глубины около 20 м), степень выноса, пропорциональная площади между кривой, и средним значением запаса; границы зоны накопления золота и ее глубина (от 55 до 60 м). Масштаб переотложения золота пропорционален заштрихованной площади.

Анализ кривых указывает на концентрацию золота на глубинах 20-60 м. Отдельные повышения содержания отмечены и в границах зоны выноса, где обусловлены локальными геохимическими барьерами. Особенности залегания рудных тел указывают не только на миграцию золота ниже зоны окисления, но также на изменение морфологии и специфику их залегания. Наибольшие по масштабу богатые рудные тела залега-

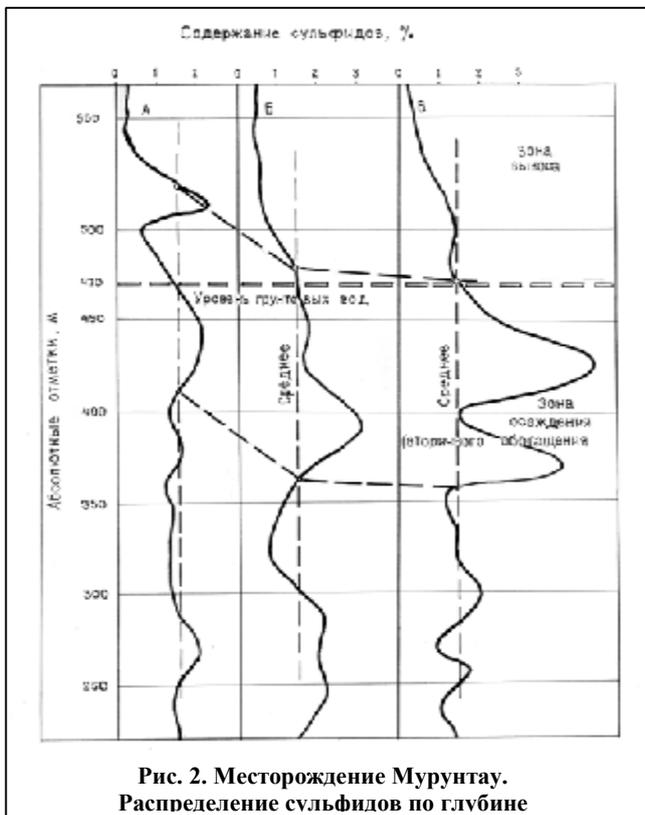


ют полого, субгоризонтально, конформно поверхности подошвы зоны окисления. Эти признаки следует учитывать при разработке месторождения.

Фактическое распределение сульфидной минерализации на месторождении отражено на рис. 2. Кривые характеризуют интегральные данные о распределении сульфидов в зависимости от глубины на западном фланге (А - профиль 103), в центральной части (Б - профиль 109) и на восточном фланге (В - профиль 115) месторождения. Количество сульфидов определялось по выборкам из дубликатов проб разведочных скважин и усреднялось для всего разреза (Г.В. Касавченко, А.Т. Бендик, 1979).

Средние содержания сульфидов от профиля к профилю практически не меняются. Остается стабильным и средний уровень их содержания ниже глубины 200-210 м. Зона окисления характеризуется резким уменьшением концентраций сульфидов и серы, подошва ее пространственно совпадает с уровнем грунтовых вод на глубине 100-110 м.

Повышение содержания сульфидов на глубинах 100-210 м указывает на проявление зоны вторичного обогащения, в которой широко распространены вторичные скопления пирита, реже арсенопирита (в виде пленок по трещинам в ассоциации с кальцитом). Характер химических превращений при свободном доступе кислорода и периодическом увлажнении атмосферными водами с массовым выделением гидроокислов железа и свободной серы, а также резкий переход к восстановительным условиям ниже уровня грунтовых вод с образованием вторичных сульфидов описаны И.И. Гинзбургом, В.П. Казариновым. При этом массовые и длительные химические преобразования сопровождаются выносом и перераспределением больших объемов золота. Это подтверждается распределением запасов золота по глубине на месторождениях Мурунтау, Даугызтау, Асаукак и др. Решающее значение для скорости и эффективности окисления, химических преобразований играет не только поступление атмосферных вод, но и регулярное чередование орошения водой и окисления



кислородом воздуха. Так в природе действует мощная, высокоэффективная «химическая фабрика», располагающая практически неограниченным ресурсом времени. Геолог, напротив, имеет ограниченное время для наблюдения, поэтому часто склонен недооценивать влияние и масштаб процессов гипергенеза.

Нами обнаружен и описан феномен сорбирования золота из рудничных вод на гидроокислах железа покрывших стенку горной выработки в течение 4-6 месяцев после ее проходки. После дренирования обводненного участка и осушения выработки на стенках отмечено накопление пленки гидроокислов железа толщиной до 1-2 мм, в которой, по данным пробирного анализа, установлено содержание золота 8 г/т. Этот пример накопления золота до промышленных концентраций в процессе техногенной деятельности человека указывает на эффективность и масштабность процессов гипергенеза для рудообразования.

В 1971 году автором проведено опробование руднопородного отвала штольни на золоторудном месторождении Тереккан, сформированного в 1957-59 гг. В нижней части его обнаружены слои светло-бурого и красно-бурого цветов. Пробирным анализом 9 проб в нижних слоях установлено увеличение содержания золота в 1,7 раза, по сравнению с исходным средним содержанием по отвалу (по данным бороздowego опробования штольни), на фоне уменьшения его в верхней части отвала.

Вещественно-минералогические преобразования в зоне окисления коренных месторождений, отвалах, складах в качественном отношении совершенно однотипны, включая осаждение золота из рудничных вод на окислах железа. Количественными расчетами эродированных запасов металла по Мурунтау, переотложеного золота в нижней части зоны окисления и цементации, показано, что 85% золота мобилизуется в растворы и переоткладывается, а лишь 5% механически переносится с делювиальными отложениями.

В результате был установлен громадный масштаб переотложения золота в коре выветривания не только на золото-колчеданных, но и золото - кварцевых месторождениях. Высокую эффективность мобилизации золота в растворы и переотложения показали наблюдения за рудничными водами и отвалами.

Миграция золота в зоне окисления имеет еще два аспекта, имеющих большое значение для поисков и разработки месторождений. Среди золото-колчеданных

месторождений преобладают мелкие, сложного строения, разработка которых обычно нерентабельна. Когда системы мелких золотоносных сульфидных жил оказывается в зоне окисления, то начинает действовать механизм окисления сульфидов, растворения и переноса золота. По мере эрозии и размыва химические преобразования захватывают все новые и новые горизонты. В результате накапливаются и увеличиваются в масштабе запасы вторичных, окисленных руд (Аджибугут) за счет мелких непромышленных колчеданных рудных тел. Месторождений этого типа в Кызылкуме может быть обнаружено многие десятки в определенных геологических структурах. Переотложеное золото по условиям залегания легко доступно растворению цианистыми растворами. Не случайно на окисленных рудах месторождений Аристантау, Кокпатас, Ауминзатау, Балпантау достигаются высокие показатели извлечения золота из технологических проб при дроблении руды всего до 10-25 мм. Поэтому целесообразно активизировать поиски месторождений вторичных окисленных руд на закрытых территориях.

Выводы:

1. Наличие, мощность, глубина и характер зон окисления зависят от количества и состава сульфидной минерализации, состава и трещиноватости пород, климатических и геоморфологических условий, соотношения скоростей денудации и химического выветривания.

2. Широкая и масштабная миграция золота по вертикали сопровождается изменением формы, пространственного положения рудных тел и технологических свойств руд.

3. Тип и глубина миграции золота зависят также от геохимических особенностей первичных руд, крупности, ассоциации с сульфидами.

4. Особенности поведения золота в зоне окисления необходимо учитывать при проведении поисковых, разведочных и эксплуатационных работ.

Список литературы:

1. Крейнер В.М., Аристов В.В. Поведение золота в зоне окисления золото-сульфидных месторождений, М. Геолог, 1957;
2. Образцов А.И. Миграция золота в зоне окисления. Изв. Вуз., геология и разведка, 1994, № 3

ОПОЛЗНЕВЫЕ ЯВЛЕНИЯ НА АНГРЕНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ БУРОГО УГЛЯ

УДК 622.271:658.511

О Х.П. Хурсанов, В.Н. Колпаков, С.Я. Красников 2002 г.

Х.П. Хурсанов, главный инженер АО «Уголь»,
В.Н. Колпаков, ведущий геолог АО «Уголь», канд. геол.- минерал. наук,
С.Я. Красников, старший научный сотрудник ООО «Лойиха Кидирув», канд. техн. наук

Ангренское бурогольное месторождение Узбекистана, на базе которого возник крупный промышленный район, расположено в гористой местности в среднем течении р. Ахангаран на территории Ташкентской области республики. Месторождение дает около 80%

добываемого в республике угля. Свыше 25% вырабатываемой в Узбекистане электроэнергии получается за счет сжигания в топках ГРЭС Ангренского угля.

Добыча угля осуществляется открытым (разрезы «Ангренский» и «Аппартак») и подземным способами.

На юго-восточном фланге месторождения некондиционные по мощности угольные пласты перерабатываются в энергетический газ на станции подземной газификации «Подземгаз» (ныне АОТ «Еростигаз»).

В процессе производства горных работ здесь, в глинистых породах мезо-кайнозоя, активизировались древние и зародились современные оползни, занимающие в настоящее время площадь около 15 км².

ГЕОГРАФИЧЕСКИ месторождение приурочено к межгорной впадине, ограниченной с юго-востока Кураминским, а с северо-запада Чаткальским горными хребтами.

Абсолютная высота Кураминского хребта достигает 3500 м, Чаткальского - 3900 м. Высотные отметки долины части колеблются от 830 до 1300 м.

ПО КЛИМАТИЧЕСКИМ УСЛОВИЯМ территория месторождения входит в зону континентального климата. Наиболее влажным по метеоусловиям периодом является сезон с октября по май.

СЕЙСМИКА РАЙОНА. Институтом Сейсмологии АН РУз описываемая территория отнесена к зоне 8-9 балльной сейсмичности.

В ГЕОЛОГИЧЕСКОМ СТРОЕНИИ месторождения принимают участие породы палеозойского фундамента и мезо-кайнозойского покрова. Заметную роль в стратиграфо-литологическом разрезе месторождения играют глиязи («горелые» породы).

Значительные площади в пределах месторождения (более 12-15 км²) занимают отвалы горных пород и «хвостохранилища».

Общая мощность мезо-кайнозойского покрова изменяется от 180-200 м на левом борту долины до 450-500 м на правом. Стратиграфический разрез покрова характеризуется частым переслаиванием различных по генезису и литологическому составу (магматические, метаморфические, осадочные сцементированные и обломочные, связные, искусственно-дисперсные) грунтов. По особенностям строения угольной залежи в ее разрезе выделены «Верхний» и «Мощный» комплексы, осложненные зонами разубоживания.

ТЕКТОНИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА месторождения на базе тектоники плит представляется системой из трех плит.

Первой плитой в этой модели является блок палеозойских образований, слагающих Кураминский хребет; второй плитой - блок земной коры, перекрытый мощной толщей мезо-кайнозойских отложений, который своей верхней частью обнажается на площади дна депрессии; наконец, третья плита связана с поднятием палеозоя в Чаткальском хребте.

Шарьяжирующий характер надвига палеозоя на мезозой привел к образованию апартакских пликативных структур и серии разрывных нарушений с весьма пологими углами сместителей в нижней части.

На поле разреза выделены три сложные тектонические зоны, в которые укладываются 90% выявленных тектонических нарушений.

Тектоническая структура месторождения, исходя из вышеизложенного - депрессия сбросово-грабенного типа (грабен-синклиналь). Ее современному оформлению способствовали проявления орогенических фаз в начале и середине четвертичного периода.

Левый борт депрессии представляет собой моноклираль северо-западного падения, отделенную от Курамин-

ской горст-антиклинали круто падающим Шаугазским надвигом.

На правом борту моноклиральное падение пород сохраняется до Апартакского участка, где проходит ось синклинали. На этом участке общее падение пластов - юго-восточное. Породы здесь интенсивно смяты в складки и осложнены разрывами и сбросами.

Чаткальское поднятие (горст-антиклиналь) отделено от депрессии системой надвигов широтного простирания. Общим для обоих флангов месторождения является то, что вблизи обрамляющих грабен-синклиналь разломов пласты залегают почти вертикально, а местами - опрокинуты.

В пределах центральной части месторождения выявлена сеть разрывных нарушений взбросового типа, сопровождающихся приразломной складчатостью разных порядков.

РАЗРЫВНЫЕ НАРУШЕНИЯ расчленяют месторождение на ряд блоков. Большая часть разрывных нарушений является взбросами или взбросо-надвигами с круто-наклонными плоскостями сместителя и дугообразно изогнутыми выходами на дневную поверхность. Небольшое количество дислокаций отличается более пологими наклонными сместителей в надугольных слоях юры и крутыми наклонными в породах кайнозоя.

В угольном комплексе выявлены горизонтальные смещения разной амплитуды. В ряде случаев разведочные скважины вскрыли аномальное залегание палеогеновых и неогеновых отложений в породах четвертичного возраста.

Генезис части таких останцов признается древнеоползевым, генезис остальных не установлен.

ГИДРОГРАФИЧЕСКАЯ СЕТЬ представлена р.Ахангаран и семью ее основными притоками, имеющими снежно-родниковое питание. Выше угольного разреза «Ангренский» на р. Ахангаран сооружена плотина водохранилища. Отвод реки от разреза осуществляется по тоннелям: напорному левобережному, а ниже р. Наугарзан безнапорному. Из последнего на южном торце разреза вода попадает в канал и далее в русло реки (рисунок).

Следует отметить, что первоначально, после ввода разреза в эксплуатацию в 1948 г., по мере его развития отвод р. Ахангаран от него осуществлялся сначала по одному, затем по другому правобережным каналам, и только в восьмидесятых годах по левобережным тоннелям и каналу. Для защиты разреза от паводковых вод в ряде долин возводились селехранилища. В долинах рр. Наугарзан и Саяк они существуют и в настоящее время, причем последнее оказывает негативное воздействие на устойчивость рабочего борта разреза.

Долина р. Ахангаран в пределах месторождения имеет асимметричное строение. Правый борт шириной 5-7 км занимает равнинную часть и холмистые предгорья, где развиты 7 террас - от древнечетвертичных до современных. Левобережье представляет собой довольно узкую полосу (1,0-2,5 км) крутого склона с фрагментами высоких террас.

На территории месторождения сверху вниз по разрезу выделяются следующие водоносные комплексы, объединенные общностью источников питания и разгрузки приуроченных к ним подземных вод: водоносный комплекс четвертичных отложений; комплексы неогеновых, мелпалеогеновых и юрских отложений, а также подземные воды зоны открытой трещиноватости палеозоя.

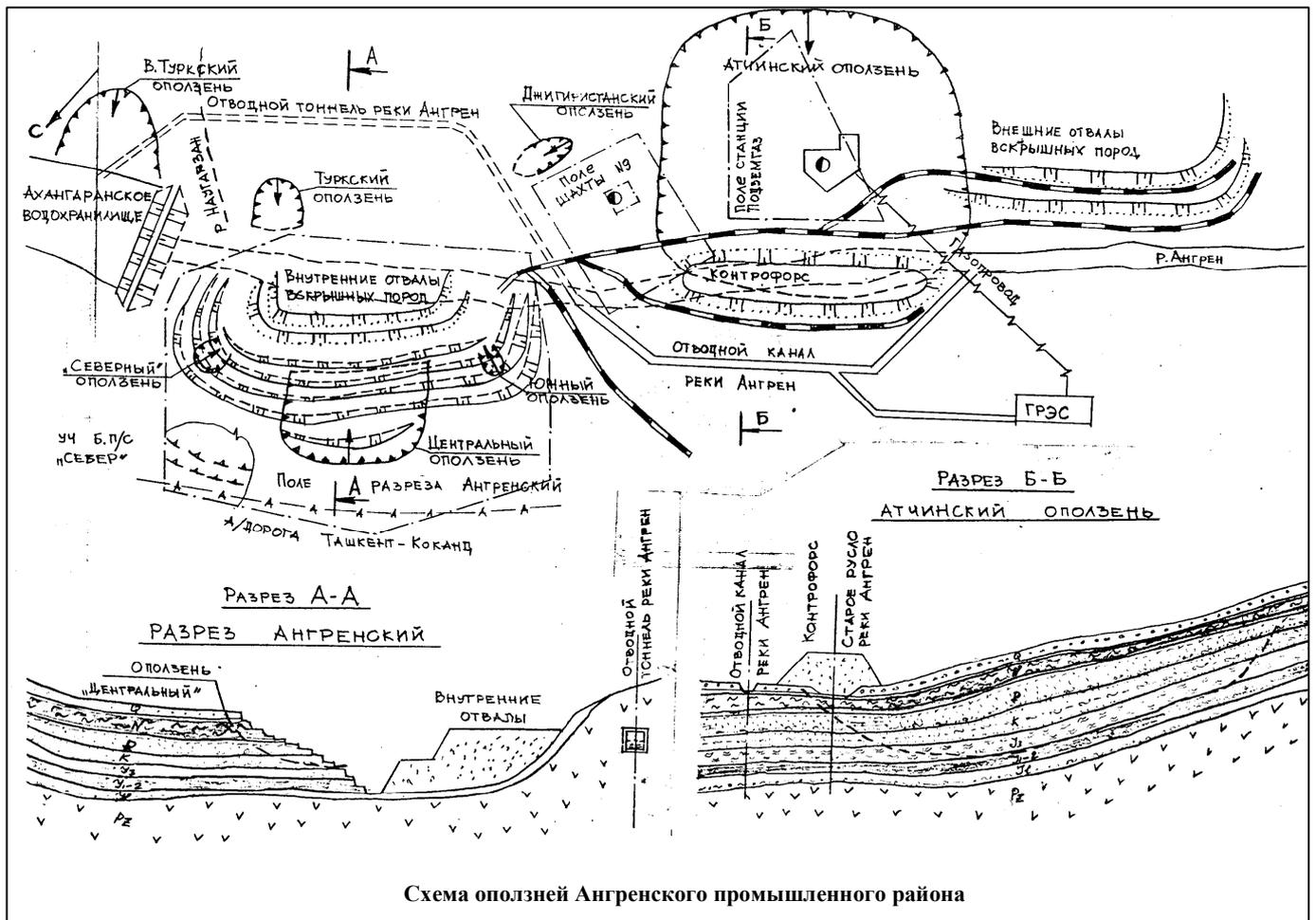


Схема оползней Ангрэнского промышленного района

По условиям циркуляции выделяются типы трещинных подземных вод и поровых подземных вод.

К трещинным относятся напорные воды в кварцевых порфирах палеозоя и известняках палеогена, к поровым - подземные воды песчаников палеогена, мела, юры.

Четвертичные отложения содержат преимущественно безнапорные поровые воды.

Питание водоносных комплексов осуществляется за счет инфильтрации поверхностных вод и атмосферных осадков, перетока трещинных вод по разрывным нарушениям и трещинам.

Основной дренажной системой района месторождения является разрез «Ангрэнский» - крупнейшее предприятие региона Центральной Азии. Абсолютные отметки его дна составляют 790-795 м при отметках дна долины р. Ахангаран 830-1300 м в среднем течении.

В зависимости от количества выпадающих осадков четвертичные отложения, являющиеся основным источником обводненности разреза, поставляют от 50 до 85% среднегодового притока.

На уровне грунтовых вод и напоры подземных вод влияют дренаж разреза и шахты № 9, пригрузка внутренними и внешними отвалами, активизация оползневых явлений. Так в прибортовой зоне разреза «Ангрэнский» в полосе шириной до 1000 м уровень грунтовых вод четвертичного водоносного горизонта в 1993 г. под влиянием дренажа разрезом снизился по сравнению с 1981 г на 4 м. Одновременно в южной части поля разреза «Ангрэнский» для этого же комплекса отмечено увеличение напоров на 12-15 м, а в центральной части поля напоры увеличились на 25-105 м. Напоры юрского водоносного комплекса здесь

выросли на 40 м. Рост напоров возможно связан с притоком воды по глубинным разломам за счет сейсмичности или тангенциальных движений блоков земной коры.

Водоотдача пород значительно меняется как в плане, так и в разрезе и зависит от степени трещиноватости коренных и литолого-фациальных изменений состава четвертичных отложений.

ОПОЛЗНЕВЫЕ ПРОЦЕССЫ. До начала освоения месторождения оползни на склонах долины р. Ахангаран возникали преимущественно за счет подрезки последних р. Ахангаран или ее притоками. К ним относятся Верхне-Туркский, Туркский (Наугарзанский) оползни, серия Джигиристанских и др. (см. рисунок). При разведке месторождения на пикетах 4-10 разреза «Ангрэнский» скважинами был вскрыт крупный раннечетвертичный (дочетвертичный?) оползень [1].

Суммарная площадь этих оползней в конце сороковых годов составляла 2,0-2,2 км².

С начала 50-х годов инженерно-геологическая ситуация под влиянием техногенной нагрузки резко изменилась. Открытая и подземная разработка угля и других полезных ископаемых повлекла за собой изменение напряженного состояния массивов горных пород, напоров, расхода и химического состава подземных вод.

Рельеф поверхности также изменился за счет появления и развития разрезов, отвалов, подработки поверхности на полях шахт и станции «Подземгаз», что привело к образованию больших площадей искусственных обнажений (уступы, откосы, тела насыпей, площади гидроотвалов), а также к изменению гидрографии (коррекция речных русел, заболачивание, изменение режима подземных вод).

Возникли новые техногенные оползни, часть природных также переросла в техногенные. К 2001 г. суммарная площадь оползней района месторождения превысила 15 км² (см. рисунок).

В течение многих лет АО «УГОЛЬ» силами своих подразделений, а также с помощью привлеченных организаций (УкрНИИпроект, ВЮГЕМ, ВНИМИ, НИОГР, ГИДРОПРОЕКТ, ГИДРОИНГЕО, ИФиМГП АН Киргизии и др.) изучает механизм данных оползневых явлений, разрабатывает и применяет меры по их стабилизации.

Оползни, возникшие в результате техногенных и природно-техногенных процессов на месторождениях полезных ископаемых, условно разделены [2] на 6 групп: оползни на склонах, вызванные открытой добычей полезных ископаемых; оползни в бортах карьеров; оползни, связанные со строительством вспомогательных сооружений; оползни, вызванные подземной добычей полезных ископаемых; сдвиги горных пород над выработанными пространствами; карстово-суффозионные процессы, вызванные разработкой полезных ископаемых.

Образованию оползней в условиях Ангреновского месторождения способствуют наличие ослабленных зон в разрезе покрова, разрывные нарушения горных пород, нарушения технологии при ведении вскрышных и очистных работ. По мере увеличения площадей подземной отработки пластов угля сдвигение переходит в оползневый процесс (Загасансайский, Атчинский оползни).

Согласно Методического пособия ВНИМИ [3] классификация горных пород и инженерно-геологических комплексов по условиям устойчивости бортов карьеров (разрезов) основывается на цифровом показателе - временном сопротивлении грунтов сжатию.

Породы вскрыши разреза «Ангреновский» имеют временное сопротивление сжатию менее 80 кг/см², т.е. относятся к слабым. Они имеют склонность к набуханию (разуплотнению) при снятии напряжений и подтоке воды. В бортах разреза при глубине более 200 м (фактическая глубина разреза на конец 2001 г. составляет 300 м) эти породы подвергаются пластическим деформациям (ползучести).

Вышеупомянутые ослабленные зоны (ограниченные области в толще горных пород с пониженными показателями прочности, определяющими развитие поверхностей скольжения) могут быть классифицированы с выделением первичных, вторичных и техногенных зон.

ПЕРВИЧНЫЕ ОСЛАБЛЕННЫЕ ЗОНЫ формируются в процессе образования горных пород в различных фациальных условиях. К этому генетическому типу в наших условиях относятся слабые прослои и линзы глинистых пород, контакты разновозрастных и разнотипных пород; пески с большим содержанием глинистых минералов, особенно мотмориллонита. Они занимают большие площади и имеют небольшой наклон. На ангреновском месторождении связанные с ними нарушения литогенной основы имеют объемы 10-15 млн. м³ и больше.

ВТОРИЧНЫЕ ОСЛАБЛЕННЫЕ ЗОНЫ. Горные породы в течение их последующего геологического развития подвергаются действию различных тектонических и денудационных процессов, приводящих к изменению состава, состояния и свойств и образованию ослабленных зон. К данной генетической группе относятся зоны тектонических и оползневых деформаций; зоны трещиноватости; глины зон тектонических нарушений; коры выветривания. Они обычно имеют линейное, локальное и площадное

(кора выветривания) распространение, и связанные с ними нарушения ландшафтов достигают объемов 20-100 тыс.м³.

ТЕХНОГЕННЫЕ ОСЛАБЛЕННЫЕ ЗОНЫ формируются при разработке месторождений полезных ископаемых. К ним относятся места выхода подземных вод на поверхность при их вскрытии; участки, где борта имеют крутой наклон; участки зоны действия взрыва, зоны обрушенных, деформированных и трещиноватых пород.

При открытой добыче ослабленные зоны активизируются под действием следующих факторов:

1. Обнажение глубинных слоев и вызванное им разуплотнение и выветривание горных пород;
2. Создание откосов различной крутизны;
3. Вскрытие водоносных горизонтов;
4. Производство взрывных работ;
5. Образование отвалов.

При подземной добыче полезных ископаемых формируются пустоты, приводящие к оседанию земной поверхности с образованием многочисленных плоскостей ослабления. К ним приурочены оползни объемом до 800 млн. м³. (Атчинский), обрушения, провалы, проседания земной поверхности над выработанным пространством.

Практика показывает, что признаки сдвигения грунтов появляются на 2-3 год работы горно-добывающего предприятия. Подготовка оползня длится от 2-3 до 15-17 лет (Атчинский оползень). В некоторых случаях повышение напоров подземных вод на 4-10 м через 10-15 дней сопровождалось образованием оползня.

Наблюдения за состоянием бортов разреза и прилегающих склонов сводятся к инструментальным, в ряде случаев визуальным замерам смещений поверхностных реперов и марок (Бюро маркшейдерских и геологических наблюдений, маркшейдерские службы предприятий АО «Уголь», Центральное аэрогеодезическое предприятие).

Выход поверхности скольжения на дневную поверхность определяется при обследовании визуально.

Положение поверхности скольжения на глубине определяется из геологической ситуации, т.к. глубинных реперов и скважин на оползнеопасных участках и оползнях нет.

Некоторое представление о напряженном состоянии массива на склонном к оползневому смещению участке разреза дает метод кругового сейсмического зондирования (КСЗ, ГРЭ АО «Уголь»). ГРЭ систематически обновляет планы разреза, показывая динамику развития напряженных зон. К сожалению, метод имеет небольшую глубину (2-10 м) и интерпретировать значения КСЗ на глубину рискованно.

В 2000 г. на оползне «Северный» и участке «Старая подстанция» (111 км автодороги Ташкент-Коканд) исследования земной поверхности были проведены системой SIR-2 (Георадар), дифференцирующей грунты по диэлектрическим показателям. В условиях разреза глубинность исследований достигла 30-50 м. Были выявлены зоны разрывных нарушений, вал выпирания, обводненные горизонты, подтверждены трещины закола, обнаруженные ранее маркшейдерами на поверхности, выявлены и еще не проявившиеся на поверхности трещины.

По договору с АО «Уголь» институт ГИДРОИНГЕО в шурфах на участке «Старая подстанция» установил реечные деформометры на глубинах 2 и 4 м поперек трещин закола (2001 г). Данные замеров хорошо согласуются с результатами наблюдений по поверхностным реперам.

МЕРОПРИЯТИЯ ПО БОРЬБЕ С ОПОЛЗНЯМИ сводятся к осушению горных пород, выемке пород из призм активного давления, пригрузке оснований неустойчивых блоков внутренними отвалами, консервации запасов угля на некоторый срок. Объемы работ определяются в каждом конкретном случае прямыми и обратными расчетами в вариантах полного (частичного) осушения массива, в варианте с естественной обводненностью.

Ниже приводится описание ряда опасных оползней и проводившихся мероприятий по их стабилизации.

ЛЕВЫЙ БОРТ ДОЛИНЫ р. АХАНГАРАН.

1. **АТЧИНСКИЙ** (Загасан-Атчинский) оползень (см. рисунок) [3].

Геологическая ситуация: шахтная разработка угля проводится на левом борту долины между саями Джигристан и Загасан с 1942 г. В настоящее время действует только шахта № 9, горные выработки которой проходят под саям Загасан на участок «Подземгаз». Общая площадь выработанного пространства превышает 3 км². Отработка угольных пластов осуществляется послойно камерно-столбовым способом на глубине 130-180 м с полным обрушением кровли выработок; рядом с шахтой между Загасан и Атчи-саем с 1960 г. осуществляется подземная газификация угля (ПГУ) за счет его сжигания непосредственно в недрах. Площадь выгазованного пространства около 2 км²; в нижней части склона расположены отвалы разреза «Ангренский», в том числе отвалы для пригрузки Атчинского оползня.

Атчинский оползень объемом 800 млн.м³ начал оформляться в 1972 г. на левом борту долины р. Ахангаран в зоне горного отвода станции «Подземгаз», где в результате длительной эксплуатации комплекса горно-технических сооружений - шахты, насыпных отвалов разреза, подземной газификации угля (ПГУ) - произошли наиболее контрастные изменения геологической среды.

Причиной его образования явилось формирование в результате ПГУ выгазованного пространства площадью 1,05 км² с последующим опусканием поверхности земли до 5 м, что вызвало нарушение сплошности, потерю бокового упора для вышележащих пород и привело к оползневому смещению на площади 8 км² и объемом более 800 млн.м³.

Оползневый склон имеет крутизну 8-20⁰, а в приводораздельной части до 30-35⁰. Относительное превышение 300-320 м. Склон сложен породами палеозойского и мезокайнозойского возраста. Мощность мезо-кайнозойских отложений на склоне варьирует в пределах от 120 до 340 м с выпадением отдельных пластов из разреза. В строении верхней и центральной части оползня принимают участие глыбообломочные брекчии (тектониты) мощностью до 100 м, залегающие на отложениях мелпалеогена.

Верхняя граница оползня контролируется Шаугазским надвигом.

К меридиональным разломам, установленным по саям Атчи и Загасан, приурочены западная и восточная границы оползня. Нижнюю границу оползня и выход поверхности скольжения контролирует юго-восточное крыло флексурной складки крутизной 20-45⁰ вблизи поймы р. Ахангаран.

Конфигурация поверхности скольжения сложная и совпадает в разрезе с сузакскими и каолиновыми глинами на контакте с водоносными песками и песчаниками палеогенового и юрского возраста. Питание подземных вод

осуществляется за счет перетока трещинных вод из зоны Шаугазского надвига.

По мере своего развития Атчинский оползень слился с Загасанским.

2. **ЗАГАСАНСКИЙ** и **ШАХТНЫЙ** оползни образовались на поле шахты № 9 соответственно в 1958 и 1960 гг. в результате развития мульд сдвижения. Площади их 1,2 и 1,0 км², объемы соответственно 20 и 25 млн. м³.

Для стабилизации Атчинского оползня с 1974 г. ведется отсыпка контрфорса на правобережье, а с 1980 г. с вводом отводного канала р. Ахангаран - в старое русло реки. В отвалы на валы выпирания оползня на площади 1,5 км² отсыпаны 104 млн. т грунта, в том числе в русло - 19 млн. т. Высоту отвалов в пределах Атчинского оползня намечается довести до 120-130 м.

Деформация массива ориентировочным объемом 1 млрд. м³ на площади 12 км² за счет давления Кураминской плиты оказывает влияние на напряженное состояние прилегающих территорий. С этой точки зрения в сферу влияния Атчинского оползня потенциально входят: южный борт разреза «Ангренский», отводной канал р. Ахангаран, линейные сооружения (авто- и железные дороги, ЛЭП, трубопроводы) и т.д.

Неожиданным результатом успешной и относительно быстрой стабилизации подвижек оползня явилось сокращение объемов финансирования НИР и практически полное прекращение научно-технических исследований. В то же время активная техногенная деятельность продолжается. Наряду с деятельностью станции «Подземгаз», до конца 2004 г. будет продолжаться работа шахты № 9.

По данным разовых инструментальных наблюдений отдельные блоки оползня смещаются со скоростью более 1,0 мм/сут, в наиболее активной восточной части до 2,1 мм/сут (май 2002 г.), что вызывает определенное беспокойство, учитывая масштаб оползня.

ПРАВЫЙ БОРТ ДОЛИНЫ р. АХАНГАРАН.

Юго-западный и южный борта разреза «Ангренский» деформировались практически всегда. Образованию оползней способствовали мелкие тектонические нарушения, диагональные к простиранию борта, наличие обводненных контактов водоносных отложений с каолинами серой и пестроцветной свит юры, глинами сузакского яруса, падением пород в сторону выработанного пространства.

С деформациями уступов борются путем их обновления и регулированием стока подземных, и поверхностных вод, пригрузкой внутренними отвалами.

1. **ОПОЛЗЕНЬ НА ЮЖНОМ БОРТУ РАЗРЕЗА** возник в марте 1989 г. Геологическая ситуация: поверхность скольжения совпадает с почвой пестроцветных каолинов. Объем оползня до 2,5 млн.м³.

В результате смещения оползня южная часть разреза с 3 по 12 уступ с транспортными коммуникациями была разрушена, деформировался наклонный ствол строящегося углеподъемника.

Максимальные скорости его смещения составляли: в 1990 г.- 40 мм/сут; весной 1991 г. - 102-122 мм/сут; в 1992 г. - в пределах 0,2-37,7 мм/сут; в 1993 г. скорость смещения достигла 0,3-176 мм/сут; в 1994 г. - 199 мм/сут, к концу года они снизились до 27 мм/сут; в 1995 г.- 0,2-5,8 мм/сут.

В ноябре 1993 г. в результате очередного смещения породных масс объемом 500 тыс. м³ были разрушены 3-6 уступы разреза. Несмотря на значительные объемы

отсыпки контрфорса (около 4 млн. м³) полной стабилизации оползня достичь не удалось. Наблюдается тенденция его распространения как по фронту горных работ, так и в глубину бортовой зоны, что подтверждает связь южного борта с Атчинским оползнем.

2. ОПОЛЗЕНЬ ПК-4 - ПК-7. Образовался в июне 1992 г.

Геологическая ситуация: объем 1,6 млн. м³. Смещения охвачены уступы с 6 по 12.

Скорости его смещения по годам составляли: в 1992 г. - 0,5-65 мм/сут, в 1993 г. - 195,53 мм/сут. В декабре 1993 г. произошло смещение уступов объемом до 800 тыс. м³, а в июле 1994 г. - еще около 800 тыс. м³. Причина активизации оползней - выпадение большого количества осадков в осенне-зимний период (4 годовых нормы). Не производился отвод подземных вод четвертичных отложений за пределы разреза. Также не была произведена требуемая разгрузка уступов сверху вниз.

Общее положение южного борта остается критическим, что подтверждается наблюдениями за последнее время. Режимные геофизические наблюдения (КСЗ) указывают на тенденцию расширения аномальных зон к югу.

3. ОПОЛЗЕНЬ «ЦЕНТРАЛЬНЫЙ» (ПК-13 - ПК-28, уступы 0-6).

Геологическая ситуация. Место образования оползня предопределено слиянием подрусловых потоков Баксукая и Сайкая. Трещины закола были установлены в апреле 1985 г. Оформился оползень в мае 1987 г. Объем оползня составил 58 млн. м³. Инструментальными и визуальными наблюдениями четко зафиксирована поверхность скольжения, приуроченная к глинам сузакского яруса палеогена. Она выходила на абсолютных отметках 908-926 м (4-5 уступы).

Причинами образования оползня явились:

- взбросо-надвиги в прибортовой зоне разреза, падающие в выработанное пространство под углом 40°;
- увеличение угла наклона борта в надугольных отложениях с 11° предусмотренных проектом до 15°, незарегулированный сток подземных вод, выклинивающихся из четвертичных галечников, взрывные работы.

За весь период наблюдений с 1986 г. по 2001 г. скорости смещения реперов менялись неоднократно как по фронту, так и вглубь массива. Увеличение скоростей подвигания как правило совпадало с пиками выпадения осадков или с подвиганием добычных забоев.

Для стабилизации оползня разработано и реализовано несколько схем разгрузки призмы активного давления и призмы упора, организован перехват и регулирование поверхностных вод на уступах разреза.

На сегодняшний день объем разгрузки составил 45 млн. м³, а скорости горизонтальных смещений в 2000 и 2001 гг. все же достигают 15-23 мм/сут, что в 1,5 раза больше чем в предыдущие годы.

О развитии оползня в северо-восточном направлении в сторону участка «Старая подстанция» свидетельствует образование новых трещин закола, идущих от ПК-19 на северо-восток.

4. УЧАСТОК «СТАРАЯ ПОДСТАНЦИЯ»

Геологическая ситуация: расположен в верхней части рабочего борта разреза, на 111 км автодороги Ташкент-Коканд. Первые деформации проявились в мае 1993 г. В настоящее время трещинами длиной 100-500 м охвачен +7 уступ разреза на площади 700x300 м. Трещины продолжают развиваться, нарушая нижерасположенный уступ. По правому флангу они тянутся до головной части оползня

«Центральный», что свидетельствует о слиянии обоих участков. Объем деформированного блока в пределах высотных отметок 1110,0-1066,0 составляет около 3,5 млн. м³.

Результаты инструментальных наблюдений показывают, что на протяжении 2000-2001 гг. периоды активизации оползня со смещениями до 4,7 мм/сут сменяются периодами относительного затишья со смещениями 0,4-0,8 мм/сут. Общее смещение в 2001 г. составило 0,34 м, в 2001 г. - 0,2 м.

В настоящее время трещины прослеживаются по дну водоотводящей траншеи вдоль автодороги Ташкент-Коканд, что создает угрозу ее безопасности.

5. ОПОЛЗЕНЬ «СЕВЕРНЫЙ»

Геологическая ситуация: расположен в восточной части северного борта разреза «Ангренский» восточнее ПК-31 между 9 и +2 уступами, там, где вскрышные и добычные работы не велись несколько лет. В плане левая часть оползня совпадает с погребенным руслом Туган-Баши, врезанным в отложения неогена. Русло имеет подрусловую поток в аллюво-пролювиальных галечниках.

Причиной образования оползня явилось оседание дневной поверхности и создание вследствие этого условий для увеличения гидродинамического напора в толще неоген-четвертичных отложений.

По наблюдениям геолого-маркшейдерской службы оползень развивался в 2 этапа. В связи с этим в рельефе выделяются 2 оползневых цирка.

На первом этапе в мае 1999 г. по уступу 1030 м появилась трещина, которая затем оконтуривала правую стенку оползня вниз по склону. Объем оконтуренного блока составил 1,3 млн. м³. В то же время было отмечено выклинивание подземных вод по контакту четвертичных галечников погребенного русла Туган-Баши и песчано-глинистых пород неогена. Вода насыщала нарушенную массу грунта и поглощалась ниже расположенной зоной трещиноватых известняков палеогена. В начале июня началась деформация известняков. Оползневая масса начала сдвигание в конце июня. Этому предшествовало увеличение скоростей смещения отдельных блоков до 15 мм/сут.

Второй этап сдвижения начался в конце июня, что выразилось в увеличении размеров трещин как на уступе 1030 м, так и в направлении оползня «Центральный». В результате чего был оконтурен новый блок объемом 1,7 млн. м³. В октябре скорость смещения оползневых масс достигла 12 мм/сут., а смещение основной части блока произошло 5-6 декабря, и общая масса оползня достигла 3,0 млн. м³ при его ширине по фронту до 350 м, протяженности по склону до 400 м и глубине захвата пород смещением до 40 м.

Наблюдениями установлено, что механизм смещения оползней обусловлен наличием двух поверхностей скольжения: первой по контакту четвертичной и неогеновой толщ с известняками палеогена и второй - по контакту песков сузакского яруса палеогена с известняками палеогена.

В первую очередь происходило скольжение верхней части оползня, затем - оползание раздробленных водонасыщенных известняков по глинам и вовлечение в сдвижение находящихся в верхней части первого цирка отторженцев песчано-глинистых пород четвертичного возраста.

В ходе противооползневых мероприятий в 2000-2001 гг. построены водоотводные каналы, произведена разгрузка и выполаживание уступов с 5 до +1 включительно в

объеме до 4 млн. м³, проведена планировка уступов под строительство железнодорожных путей.

Однако требуемых результатов достичь не удалось. Исследования тела оползня системой SIR-2 (Георадар) в ноябре 2000 г. выявили наличие вала выпирания в известняках алайского яруса палеогена, а также сети трещин закола, развивающихся в сторону оползня «Центральный». В конце 2001 г. отмечались вывалы крупных блоков известняков палеогена, а в западинах рельефа на оползне сформировались небольшие озера.

6. ТУРКСКИЙ (НАУГАРЗАНСКИЙ) ОПОЛЗЕНЬ

Геологическая ситуация: находится на левом борту долины р. Ахангаран и является примером активизации древнего (среднечетвертичного) оползня под действием техногенных факторов. В строении склона принимают участие покровные отложения - суглинки, палеогеновые, меловые, палеогеновые песчаники, глины, известняки, песчаники и глины мелового возраста, верхнеюрские пестроцветные каолины, залегающие на тектонитах Шаугазского надвига. Последние представлены брекчированными кварцевыми порфирами (тело среднечетвертичного оползня средней мощностью до 20 м, вложенное в неровности подстилающего рельефа).

Под тектонитами залегает угленосная юра. В западной части склона развиты «горелые» породы. Под тектонитами до контакта с «горелыми» породами залегают юрские отложения с пластом угля.

Добыча угля в разные отрезки времени осуществлялась как открытыми, так и подземными работами.

Активизировался в 1954 г. Первые инженерно-геологические исследования в этом районе были проведены в 1956-64 гг. институтом Фундаментпроект в связи с проектом отвода р.Ахангаран от разреза тоннелем. В дальнейшем изучение склона производилось преимущественно силами подразделений АО «УГОЛЬ».

Верхняя граница оползня контролируется зоной Шаугазского надвига, имеющего ширину зоны дробления 400-500 м. Восточная граница проходит по контуру выклинивания угольной залежи. Активизация оползня в 1969 и 1979 гг. расширила западную границу до границы угольной залежи. Тело оползня сложено тектонитами, юрскими, меловыми и палеогеновыми отложениями.

Средняя мощность сместившихся пород составляет 30-35 м. Первоначальный объем 15 млн. м³, площадь - 0,8 км². Оползень деляпсивный (соскальзывающий).

В апреле-июле 1987 г. отмечена резкая активизация оползня с максимальными (15-100 мм/сут) подвижками на левом борту. В результате деформировалась автодорога Ташкент-Коканд и транспортные магистрали разреза «Ангренский».

Для стабилизации оползня в 1980-88 гг. валы выпирания были пригружены отвалами вскрышных горных пород общим объемом 15 млн. м³. Однако оползень продолжал двигаться в сторону автодороги Ташкент - Коканд.

По рекомендации ВНИМИ в 1987 г. была произведена разгрузка оползня в объеме 422 тыс. м³. В результате скорость смещения оползневых масс снизилась примерно в 2-5 раз (до 29 мм/сут).

Весной 1994 г. произошла резкая активизация оползня с увеличением скоростей горизонтального смещения до 61,5 мм/сут. В результате деформировалась автодорога Ташкент-Коканд и железнодорожные пути гидрофабрики разреза. Для снижения активности оползня была продол-

жена его разгрузка и рекомендовано строительство подпорной стены длиной 100 м в языковой части.

В мае 1995 г. в результате землетрясения произошла активизация оползня с расширением границ вверх по склону и по флангам со скоростями смещения 33-900 мм/сут. Объем сползших масс составил 20 млн. м³.

В результате пострадали 3 опоры ЛЭП, участок ведения горных работ «Наугарзан» с захватом автодороги Ташкент-Коканд и коммуникаций разреза «Ангренский». Горные работы на участке «Наугарзан» и карьере «горелых» пород были приостановлены. Автодорога Ташкент-Коканд позже была перенесена на северный борт разреза «Ангренский», а добыча угля здесь открытым способом прекращена.

На начало 2001 г. в контрфорс для стабилизации оползня отсыпано 2408,3 тыс. м³ горных пород (в том числе по годам: 1995 - 782 тыс. м³; 1996 - 1300 тыс. м³; 1997 - 326,3 тыс. м³).

В связи с проектом возвращения автодороги Ташкент-Коканд на первоначальное место запланирована пригрузка нижней части склона внутренними отвалами разреза «Ангренский» в объеме 20-40 млн. м³ по специальному проекту.

Наблюдения показывают, что несмотря на принятые меры оползень сохраняет активность, которая явно коррелирует с режимом увлажнения склона.

7. ВЕРХНЕТУРКСКИЙ И ТАНЬГАТОПТИНСКИЙ ОПОЛЗНИ являются ярким примером активизации естественного оползня под влиянием техногенной деятельности.

Геологическая ситуация: расположены соответственно на левом и правом бортах долины р. Ахангаран в верхнем бьефе одноименного водохранилища. Первый расположен непосредственно над плотиной и входным порталом напорного тоннеля, второй - на 118 км автодороги Ташкент-Коканд. Под влиянием сброса и наполнения водой водохранилища оба оползня активизируются каждый год.

На Верхнетуркском оползне автомобильная дорога, ведущая к входному portalу, разбита трещинами на блоки с относительными превышениями до 2-3 м. Исследованиями установлены 2 зоны скольжения, выходящие на поверхность в нижней части склона в интервале отметок 1060-1080 м при базисе склона 1010 м и НПГ водохранилища 1070 м. Оползень имеет неоген-позднечетвертичный возраст и в стадии вторичных смещений находится с 1954 г. При максимальном НПГ водохранилища 1078 м (1987 г.) скорости смещения достигали 5,7-7,8 мм/сут, тогда как в другие годы при НПГ - 1070 м максимальные скорости не превышали 2,2-2,7 мм/сут.

Оползень Таньга-Топти стал формироваться в октябре 1986 г. и оформился в грабенообразный провал в марте-апреле 1987 г. Поверхность скольжения приурочена к прослою монтмориллонитовых глин сузакского яруса палеогена.

Автодорога Ташкент-Коканд на протяжении 120 м просела на 0,2-0,5 м. На противоположном правом борту долины сформировался вал выпирания. По данным геодезических наблюдений в зоне грабенообразного провала вертикальные подвижки соизмеримы с горизонтальными или превышают их. В средней и нижней частях преобладают горизонтальные подвижки, однако вертикальные подвижки в средней части со знаком минус, а в нижней со знаком плюс. За период 1987-1988 гг. общая величина горизонтального перемещения составила 0,5-1,3 м, верти-

кального - 0,3-0,9 м. Вал выпирания поднялся на 1,5 м со средней скоростью 3,6 мм/сут.

Автодорога перенесена вверх по склону на 20-30 м. Механизм развития данного оползня характеризуется вязко-пластичным смещением с формированием в верхней части клина активного давления шириной 20-30 м и локального вала выпирания в нижней.

Подошва оползня при высоком горизонте воды (выше 1070 м) в водохранилище затопляется на большой площади.

В связи с предполагаемым наращиванием плотины на 20 м и увеличением емкости водохранилища возрастает вероятность катастрофического развития этих оползней.

8. ОПОЛЗНИ на склонах долины р. Джигиристан у отвода шахты № 9.

Геологическая ситуация: породы коренной основы перекрыты лессовидными суглинками мощностью до 10-15 м. Суглинки как в нижнем, так и в верхнем бьефах селехранилища поражены многочисленными оползнями типа потоков, оплывин, поверхностных сплывов. Объединяет эти оползни связь с количеством и режимом выпадения осадков и выклиниванием подземных вод на склонах. Показательными в этом смысле были 1954, 1969, 1991 гг.

Так, 4 мая 1991 г. в центральной части склона сошел оползень объемом около 170 тыс. м³, повлекший человеческие жертвы. Смещенный грунт отличался низкой влажностью (15-16%), влажность пород в зоне скольжения и в нижней части стенки отрыва составляла 23-24%, вне зоны отрыва она достигала 21,6%. Высокая влажность в зоне отрыва связана с проникновением атмосферных осадков внутрь массива. В пределах цирка оползня и его головной части осталось в настоящее время не менее 50 тыс. м³ нарушенного грунта.

Вероятной причиной образования оползня явилось землетрясение 1 мая 1991 г. силой 4-4,5 балла. Предрасположенная к смещению зона расположена по обе стороны от цирка оползня и оконтурена старыми и новыми трещинами.

Завершая рассмотрение оползней района Ангреного бурогольного месторождения, следует отметить, что здесь сформировались как классические оползни с неглубоким заложением поверхности скольжения, так и оползни с 2 и даже 3 поверхностями скольжения. На большей части территории района под влиянием техногенной нагрузки природные оползни переросли в техногенные, причем часть из них (Атчинский, оползни южного торца разреза) не укладываются в классическую схему смещения по одной поверхности скольжения.

На протяжении всей истории разработки Ангреного месторождения предпринимались попытки оценки устойчивости склонов и внутренних отвалов. В зависимости от концепции исследователями предлагались генеральные углы, углы откоса для вскрышных и добычных забоев, конструкции отвалов.

При этом как для юрских, так и для мел-палеогеновых отложений была четко установлена зависимость между сопротивлением сдвигу и влажностью, а также глубиной залегания и величиной напоров подземных вод.

Сложным и нерешенным остался вопрос объяснения механизмов изменения этих показателей, как по длине поверхности скольжения, так и по мере подвигания фронта горных работ. Не ясно, как меняются прочностные показатели после деформирования призмы активного давления (разгрузка призмы активного давления увеличивает коэффициент устойчивости на 10-15%, но не приводит к полной стабилизации оползня).

По результатам натурных исследований скорости деформаций нижних уступов в 1,3-1,5 раза больше, чем верхних. Такой характер деформаций свидетельствует о том, что призма «активного давления» деформируется в результате начальных, в той или иной мере продолжительных подвижек нижней части. Отчасти этот вывод подтверждается наблюдаемыми срезками стволов разведочных скважин, пробуренных в семидесятые годы на Атчинском оползне.

Не в полной мере исследованы механизмы влияния давления Кураминской плиты на Ангреноскую грабен-синклиналь, возникновения диапиров, перераспределения напряжений в массиве после вскрытия его глубинных частей, и связь этих напряжений с крупными оползнями.

Прослеживается взаимозависимость между скоростями смещений и суммарной мощностью взрывных работ на разрезе. В результате этих взрывов в откосной части борта возникает зона с пониженными значениями коэффициента фильтрации, что приводит к увеличению напоров подземных вод и снижению сопротивления сдвигу.

Данные проведенных разными авторами исследований свидетельствуют, что оползни в Ангреноском промышленном районе, не являются в строгом смысле оползнями скольжения. Деформации бортов и уступов имеют сложный упруго-деформационный характер и угрожают безопасному ведению работ.

Применяемые мероприятия (планировка поверхности, сток поверхностных вод, оставление угольных целиков, отсыпка контрфорсов, выколаживание рабочих бортов разреза, снижение мощности взрывов, дренаж подземных вод) в основном снижают последствия оползневых смещений, но не всегда приводят к желаемому результату (оползни южного торца разреза).

Основной вывод из вышеизложенного - вскрышные работы на всех уступах должны вестись одновременно с разгрузкой головной части оползня с опережающим осушением водоносных комплексов. Соотношение объемов вскрыши верхних уступов к нижним должно быть не меньше 1,5:1.

Список литературы:

1. Бутова Ю.П. и др. Сводный отчет по геологоразведочным работам на поле реконструкции разреза «Ангреноский», 1977.
2. Методическое пособие по изучению инженерно-геологических условий месторождений полезных ископаемых, подлежащих разработке открытым способом. ВНИИМ, 1965.
3. Лелеко А.И., Красников С.Я. Атчинский оползень - уникальный опыт борьбы с опасным явлением // Горный вестник Узбекистана №1.- Ташкент, 1998 г. с.18-21

СЕЙСМИЧЕСКИЙ МЕТОД КОНТРОЛЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

УДК 550

© В.Н. Кольцов, Б.Т. Лукишов, Б.Д. Коновалов, А.А. Тер-Семенов 2002 г.

В.Н. Кольцов, главный маркшейдер НГМК,
Б.Т. Лукишов, канд. физ.-мат. наук ВНИПИпроомтехнологии,
Б.Д. Коновалов, ст. научн. сотр. ВНИПИпроомтехнологии,
А.А. Тер-Семенов, ст. научн. сотр. ВНИПИпроомтехнологии

Проведена оценка влияния возможных сейсмических событий на геомеханическое состояние района НГМК. Предложен новый подход оценки размеров блочной неоднородности при интерпретации экспериментальных данных, полученных при проведении массовых взрывов на карьере.

Разработка системы геодинамического мониторинга (СГМ) эксплуатации карьера «Мурунтау», позволяющей проводить комплексную оценку текущего состояния контролируемого объекта, ее совершенствование и расширение, на основе постоянного накопления информации в базе данных, являющихся важными составными частями мероприятий, направленных на безаварийную работу карьера и охрану окружающей среды.

В настоящее время карьер «Мурунтау» это не только аномалия естественных геофизических полей (магнитного, электрического, гравитационного), вызванная залежами руд и выемкой грунта, но, очевидно, и источник мощного техногенного воздействия на природу и человека. Задачи охраны природной среды, здоровья людей, населяющих эту область, сохранения зданий и промышленных сооружений, расположенных вблизи участков интенсивной добычи руды, требуют специального комплексного изучения процессов, связанных с техногенным воздействием карьера на окружающую среду и человека.

Сейсмическая безопасность массовых химических взрывов является одним из наиболее важных аспектов разработки полезных ископаемых открытым способом. При постоянно увеличивающихся размерах добычной площади, объемах выработанного пространства и повышении требований к устойчивости ранее возведенных и сооружаемых зданий, а также бортов карьеров вопрос о сейсмическом воздействии массовых взрывов стоит весьма остро [1]. Это приводит к необходимости проведения постоянных исследований сейсмических волн от карьерных взрывов, а также уточнения зональности сейсмического воздействия при выборе параметров взрывной технологии для конкретных условий.

Следует отметить, что на данный день наиболее общими проблемами развития геомеханики в целом являются: разработка научных основ и методов выделения в горном массиве тектонических напряженных зон и мероприятий, обеспечивающих безопасное и эффективное ведение горных работ в таких условиях; разработка методов и средств по обеспечению наиболее экономичных, безопасных и надежных проектно-планировочных решений по развитию горных предприятий на основе оценки естественного напряженно-деформированного состояния блочного горного массива и его поведения под влиянием техногенных воздействий; создание автоматизированной экспертной сис-

темы прогноза и управления геомеханическим состоянием горного массива при освоении недр [2].

Одним из наиболее перспективных подходов к диагностике механического состояния геологической среды является контроль релаксационных процессов, постоянно протекающих в сложно структурированных массивах горных пород [3]. Под релаксацией геологической среды в конкретном случае понимается ее реакция на внешний и внутренний энергообмен в виде сброса «избыточной» упругой энергии, накопленной на отдельных структурных элементах. Реальная геологическая среда, находясь в постоянном движении, концентрирует деформации и напряжения на отдельных участках и поверхностях, характеризующихся пространственной неоднородностью прочностных и деформационных свойств. В случае превышения избыточными напряжениями предела прочности среды происходит разгрузка отдельных («активных») блоков. Режим релаксационных процессов (частота отдельных актов релаксации, амплитуда сбросовых подвижек, пространственно-временные распределения очагов релаксации и т.п.) определяется свойствами конкретного участка геологической среды, а также величиной и характером внешних возмущений, как естественных (землетрясения), так и техногенных (сотрясения, вызываемые взрывами в карьере).

В карьере «Мурунтау» наблюдаются многочисленные деформации бортов и уступов, основную причину их возникновения связывают со структурно-тектоническим строением месторождения. В частности, начиная с 1979 г. по 2000 г. в карьере «Мурунтау» отмечено 36 релаксационных деформаций, неравномерно распределяющихся по годам:

1979-1983 гг.	- 4 деформации
1984 г.	- 8 деформаций
1985-1988 гг.	- 6 деформаций
1989-1995 гг.	- 9 деформаций
1996-1997 гг.	- 5 деформаций
1998-2000 гг.	- 4 деформаций

Таблица составлена на основании материалов служб маркшейдерских наблюдений на карьере «Мурунтау» и каталога землетрясений [4-7]. Деформации ранжированы по их количеству за 1 год.

Как видно из данной таблицы, наибольшее количество деформаций приходится на 1984 г. Приблизительный суммарный объем деформаций составил около $2 \cdot 10^5 \text{ м}^3$. Указанный год является наиболее «урожайным» по числу происшедших природных землетрясений: произошло 54 слабых землетрясения со средней магнитудой $M = 4,8$ плюс одно глобальное с магнитудой $M = 7,2$. Минимальное количество деформаций приходится на 1990 г. с объемом нарушений около ~

$1,8 \cdot 10^4 \text{ м}^3$. В указанный год произошло всего 9 слабых землетрясений со средней магнитудой $M=4,2$.

Однако следует отметить, что при общем снижении сейсмического фона после 1984 года в ряде случаев наблюдается отсутствие заметной корреляции между балльностью землетрясений и количеством деформаций бортов. Это может быть следствием усиления влияния горнотехнических факторов - сейсмического воздействия при взрывной отбойке и увеличения глубины карьера.

Действительно, кроме природных землетрясений, ежегодно на борта карьера воздействовали землетрясения, связанные с карьерными взрывами химических ВВ общей мощностью – 15000 тонн с суммарной локальной магнитудой $m(g)=5,2$. Деформации происходили практически по всем бортам и отвалам. Деформации отмечались на горизонтах в интервале $+565 \text{ м} \div +225 \text{ м}$.

Известно, что естественное напряженное состояние в земной коре формируется под влиянием многих факторов различного масштаба и характера, связанных с перемещением и деформированием элементов земной коры, структурой, неоднородностью, анизотропией строения и т.п. Имеется достаточно много публикаций с описанием результатов измерений напряжений в горном массиве различными инструментальными методами, однако информация об условиях измерений и состоянии горного массива недостаточна или вообще отсутствует [8-12]. В работе [12] приведены результаты измерений горизонтальных напряжений на различной глубине на рудниках Средней Азии и Кольского полуострова, полученные методом разгрузки. Там же для сравнения приведены оценочные зависимости, показывающие величину вертикального γ_H и горизонтального $\gamma_{Hv}(1-v)$ напряжений, возникающих лишь под влиянием силы тяжести. Сильное превышение измеренных горизонтальных напряжений над гравитационными (достигающее десятикратного) свидетельствует о существенном влиянии тектонических движений в земной коре. По региону Средней Азии на глубинах порядка 600 м субгоризонтальные напряжения превышают гравитационные в 12 раз и составляют величину порядка 20 МПа ($\sim 200 \text{ кгс/см}^2$) [12]. Но наряду с отмеченным повышением уровней напряжений в горном массиве наблюдается весьма сильная неоднородность поля напряжений при измерениях на локальном уровне.

Поведение массива горных пород с ярко выраженными неоднородностями (например, блочным строением) при взрывном воздействии существенно отличается от поведения сплошной среды. Возможность осуществления обособленных структурами среды знакопеременных [13] и дифференциальных [14] движений во взрывной волне определяет специфический отклик реальной среды на динамическое воздействие, который связан с возникновением квазимонохроматических (низкочастотных по сравнению со взрывной волной) колебаний.

В случае выделения таких относительно низкочастотных составляющих из суммарного сейсмического сигнала, можно использовать их параметры (преимущественная частота колебаний, скорость затухания) для абсолютной диагностики механического состояния массива горных пород в окрестности карьера, либо, что проще, для определения масштабов и скорости изменения свойств массива в результате техногенной деятельности.

Для оценки сейсмического воздействия взрывных работ и определения размеров возможных блочных зон неоднородностей на бортах карьера производились измерения параметров взрывных волн. С этой целью на бортах размещалась автоматизированная трехкомпонентная система регистрации скоростей взрывных волн.

Регистрация сейсмического эффекта массовых взрывов подтверждает наличие низкочастотной составляющей в волне сжатия. Одновременно со взрывной волной (характерная частота - 20-25 Гц [16]) возникают низкочастотные колебания с периодом 0,15 - 0,25 с (частота - 4-6 Гц).

Очевидно, что низкочастотная составляющая проявляется только в определенных горно-геологических условиях и, возможно, при наличии достаточно высоких тектонических напряжений (это требует проведения специальных исследований). Например, на карьерах Курской магнитной аномалии, в отличие от карьера Мурунтау, низкочастотная составляющая выделяется только путем обработки сейсмического сигнала и визуально не обнаруживается [15,16].

Формирование низкочастотной составляющей в результате действия высокочастотного импульса взрыва в среде с большой вероятностью связано с наличием структуры, характеризующейся определенным линейным размером (размерами). Действительно, записывая колебания массива в виде уравнения вынужденных колебаний диссипативной механической системы:

$$d^2u/dt^2 + 2\varepsilon \{du/dt\} + \omega^2 u = P_0 F(t) \quad (1)$$

где u - смещение частиц среды в данный момент времени t ;

ε - величина, характеризующая затухание сигнала;

ω - собственная частота колеблющейся системы;

$P_0 F(t)$ - действующая на систему внешняя нагрузка, получаем с учетом нулевых начальных условий скорости смещения частиц среды V в виде

$$V(t) = C_p u(t)/L, \quad (2)$$

где L - некоторый характерный размер массива.

Привлекая результаты измерений сейсмического сигнала при массовом взрыве, легко оценить размер L .

Результаты исследований позволили выявить наличие структурных элементов горного массива, которые могут повлиять на устойчивость бортов карьера, что подтверждает необходимость создания на карьере «Мурунтау», одном из наиболее крупных горнодобывающих предприятий НГМК, геозкологического центра с целью комплексного проведения мониторинга открытых горных работ и их влияния на вмещающий горный массив.

Последующие исследования должны быть направлены на разработку оптимального комплекса методов физического и визуального контроля состояния карьера «Мурунтау» с привлечением новейших научно-технических разработок.

Цифровая передача информации по каналам связи, использование радиотелеметрической передачи информации от пунктов наблюдения на центральную обрабатывающую станцию, измерительная аппаратура нового технического уровня обеспечат повышение производительности и расширение базы измерений, автоматическую запись регистрируемой информации и создание единой системы накопления, хранения, обработки и анализа данных.

Список литературы:

1. Кучерский Н.И., Мальгин О.Н., Лукьянов А.Н. Совершенствование технологии горных работ на карьере Мурунтау. Горный журнал № 8, 1998.
2. Яковлев Д.В. Проблемы геомеханики и маркишейдерии. Горный журнал, № 10, 1999.
3. Физические процессы в геосферах при сильных возмущениях (Геофизика сильных возмущений). Сборник научных трудов. - М.: ИДГРАН, 1997.
4. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. М.: Недра, 1993.
5. Анализ новейших результатов наблюдений по геодинамической безопасности крупных горнотехнических сооружений и оценка влияния возможных геодинамических событий на геомеханическое состояние района НГМК. Отчет по НИР. Фонды ВНИПИИТ, арх. А-163-97, 1997.
6. Адушкин В.В., Спивак А.А. Анализ новейших результатов сейсмического мониторинга Западного Узбекистана. Уточнение сейсмического режима региона. М.: ИДГРАН, 1996.
7. Совершенствование технологии инструментального контроля за обеспечением геодинамической безопасности крупномасштабных горнотехнических сооружений в районе НГМК на основе применения высокоточных средств и методов геодинамического мониторинга на карьере «Мурунтау». // Анализ результатов постоянных геодинамических наблюдений в районе карьера «Мурунтау», рекомендации по дальнейшему совершенствованию системы мониторинга. // Фонды ВНИПИИТ, арх. А -36-01, 2001.
8. Копничев Ю.Ф., Спивак А.А. Сопоставление сейсмических эффектов ядерных и химических взрывов. М. Вулканология и сейсмология. № 2, 1997.
9. Кузьменко А.А., Воробьев В.Д. и др. Сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра. 1990.
10. Цейтлин Я.И., Смолий Н.И. Сейсмические и ударные волны промышленных взрывов. М.: Недра. 1981.
11. Николаенко В.П., Котенко Е.А. Прогнозирование проявлений горного давления в глубоких карьерах. М.: Горный вестник, № 4. 1996.
12. Зубков А.В. Напряженно-деформированное состояние бортов глубоких карьеров. М.: Горный вестник, № 4. 1996.
13. Курленя М.В., Адушкин В.В., Спивак А.А. и др. Знакопеременная реакция горных пород на динамическое воздействие // Доклады Российской Академии наук, 1992, том 323, №2, с.263-265.
14. Спивак А.А. Дифференциальные движения блочных структур при внешних воздействиях // Геоэкология, 1999, №1, с.62-76.
15. Адушкин В.В., Спивак А.А., Соловьев С.П. и др. Геоэкологические последствия массовых химических взрывов на карьерах // Геоэкология, 2000, №6, с.554-563.
16. Кишкина С.Б., Спивак А.А. Локальный сейсмический эффект карьерных взрывов/ В сб. Физические процессы в геосферах: их проявления и взаимодействие. М.: РАН, 1999, с.111-116.

РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО СЕЙСМОБЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ БВР В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

УДК 622.271

© П.А. Шеметов 2002 г.

П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Эффективным способом уменьшения интенсивности воздействия взрывных волн на прибортовой массив карьера является создание экрана в виде щели или слоя разрыхленной (взорванной) породы. Оптимальное расстояние от внешней границы экрана до защищаемого объекта составляет [1]:

$$R_3 \leq 5d_n \cdot \left[20 \cdot \frac{\sqrt[3]{Q}}{C_p \cdot t_n} - 1 \right], \text{ м} \quad (1)$$

где d_n - диаметр скважин заоткоски или ширина экрана, м; Q - масса одновременно взрывающегося заряда, кг; C_p - скорость продольной волны, м/с; t_n - продолжительность положительной фазы доминирующих сейсмических колебаний, с.

Экспериментальными исследованиями методом динамической фотоупругости установлено, что при взрывных работах на нижележащем уступе формируются ядра максимальных скалывающих напряжений величиной от 3 до 12 МПа. Формирование таких ядер является следствием взаимодействия в массиве вышележащего уступа фазы растяжения прямой продольной волны от кровли уступа и его наклонной плоскости продольных и поперечных волн, образуемых при взрыве на нижележащем уступе.

В результате постепенного приближения фронта взрывных работ к подошве вышележащего уступа ядра скалывающих напряжений, формируемые на глубине 1/3 расстояния от взрыва до наклонной бровки вышележащего уступа, постепенно смещаются от подошвы к кровле уступа, подготавливая его к последующему обрушению по системе таких ядер. Создание между подошвой

вышележащего уступа и фронтом взрывных работ экранной преграды, акустическая жесткость которой в 3 и более раз меньше акустической жесткости основной среды, снижает растягивающие напряжения внутри формируемых ядер в 1,5–2,0 раза. В связи с этим экранирование взрывов на нижележащем уступе должно начинаться в момент, когда расстояние от взрыва до нижней бровки вышележащего уступа составляет не менее трех высот уступа.

С учетом изложенного в условиях карьера Мурунтау выполнен комплекс экспериментальных исследований, основной целью которых являлась разработка технических решений по сейсмобезопасному ведению БВР в приконтурной зоне карьера и вблизи ответственных сооружений ЦПТ. Для достижения этой цели проводилась экспериментальная оценка эффекта экранирования сеймовзрывных волн в приконтурных зонах карьера при использовании различных конструкций экрана заоткоски и исследование параметров сеймовзрывных волн напряжений при взрывах скважинных зарядов различных типов ВВ.

В общем случае скорость колебаний (смещений) среды при сеймовзрывном воздействии описывается математическим выражением предложенным М.А. Садовским [2]

$$U = K\bar{R}^{-n} \quad (2)$$

где \bar{R} – приведенное расстояние, $\bar{R} = R/\sqrt[3]{Q}$; R – кратчайшее расстояние от центра взрыва до пункта наблюдения, м; Q – масса зарядов ВВ, приходящихся на первое замедление массового взрыва, кг; K – коэффици-

ент, характеризующий физико-механические свойства взрывных пород; n - показатель степени, зависящий от свойств пород и преобладающих сейсмических волн на различных расстояниях от взрыва.

Сохранность защищаемого объекта любого назначения гарантируется, если скорость колебаний борта карьера или породного массива в основании промышленных сооружений не превышает значений, при которых деформации достигают критического уровня и выходят за пределы упругости материала. При известных свойствах пород, расстояние от центра взрыва до объекта и допустимой скорости колебаний по выражению 2 определяется масса заряда ВВ, обеспечивающая сохранность защищаемых объектов в конкретных геотехнических условиях, а также оценивается необходимость экранирования с последующей разработкой технических решений по сейсмобезопасному ведению БВР в приконтурной зоне карьера.

Эффект экранирования сейсмозрывных волн в приконтурных зонах карьера Мурунтау рассмотрим при использовании экранов трех различных конструкций.

Первая конструкция экрана представляет собой экранирующую щель «А», образованную взрыванием ряда скважин глубиной 18 м, расположенных на расстоянии 2,0 м друг от друга. В каждой скважине диаметром 215 мм размещался заряд ВВ в виде гирлянды тротильовых шашек Т-500. Общая длина гирлянды – 12 м. На одном метре гирлянды находилось пять шашек.

Вторая изучаемая экранирующая щель «В» отличалась от первой тем, что заряды размещались в скважинах через одну.

Третья конструкция экрана «С» образовывалась путем взрывания 18-метровых скважин со сплошными зарядами и, по существу, имитировался слой взорванной горной массы, образованный взрывом ряда скважинных зарядов. В каждой скважине размещался заряд массой 210 кг, в качестве ВВ использовался граммаунит 79/21. Расстояние между скважинами в ряду составляло 5 м.

Первые две конструкции щелей наиболее часто применяются в карьере Мурунтау при заоткоске его бортов.

Цель сравнительных испытаний - оценка экранирующих свойств экранов, применяемых на карьере. Здесь же исследовался эффект экранирования при применении экранной зоны, образованной совместным действием слоя взорванной горной массы и экранной щели, формируемой при заоткоске борта карьера.

Экспериментальные исследования выполнялись на опытных участках карьера на северном и южном бортах которого оборудованы сейсмопрофили. В качестве регистратора колебаний среды использовался магнитограф НО68. Для записи использовался электронный осциллограф С1-55, подключаемый к выходам магнитографа. Обработка данных измерений выполнялась на персональном компьютере с использованием специального пакета программ.

Полученные в результате интерпретации сейсмограмм экспериментальных взрывов максимальные значения скоростей колебаний для заданных расстояний были введены в ЭВМ и обработаны методом наименьших квадратов. Выданные ЭВМ зависимости скорости колебаний от приведенных расстояний аппроксимированы следующими выражениями:

1. При отсутствии экрана

$$U1(x) = 440 (\bar{R})^{-2,0} \text{ см/с} \quad (3)$$

2. Для экрана конструкции «А»

$$U2(x) = 260 (\bar{R})^{-2,0} \text{ см/с} \quad (4)$$

3. Для экрана конструкции «В»

$$U3(x) = 365 (\bar{R})^{-2,0} \text{ см/с} \quad (5)$$

4. Для экрана конструкции «С»

$$U4(x) = 220 (\bar{R})^{-2,0} \text{ см/с} \quad (6)$$

5. Для экранной зоны (взорванный слой и щель)

$$U5(x) = 180 (\bar{R})^{-2,0} \text{ см/с} \quad (7)$$

Если эффективность экранирования оценивать соотношением скоростей колебаний, то экран в виде слоя взорванной горной массы (конструкция «С») эффективнее экрана конструкции «А» в $260/220 = 1,18$ раза, а конструкции «В» в $365/220 = 1,66$ раз, что объясняется недостаточным снижением акустической жесткости такой конструкции экрана для отражения и поглощения сейсмозрывных волн.

Установлено, что наибольшие амплитуды скоростей смещений зафиксированы в диапазоне частот $f = 25-85$ Гц. Доминирующими частотами для большинства сейсмограмм были колебания $f = 10-12$ Гц, что соответствует периодам $T = 80-100$ мс. Известно, что наибольшее снижение сейсмозрывного воздействия массовых взрывов на охраняемые объекты достигается при условии:

$$T_3 = 0,5T \quad (8)$$

где T_3 – величина замедления, с; T – период колебаний максимальной фазы продольной волны, с.

Для геотехнических условий карьера величина T_3 составила 35-50 мс. Исследования по оценке сейсмозрывного воздействия различных типов ВВ показали технологическую целесообразность применения простейших взрывчатых составов, как одного из эффективных методов снижения сейсмозрывного воздействия массовых взрывов в приконтурной зоне.

Исследованиями установлено, что допустимая скорость колебаний для пород карьера, при которой не происходит нарушения целостности или существенного снижения прочности породного массива при ведении взрывных работ в приконтурной зоне, не должна превышать $U_{\text{доп}} \leq 14,5$ см/с.

На основании анализа и обобщения результатов исследований сейсмозрывного воздействия взрывов в приконтурных зонах карьера разработан номографический метод определения сейсмобезопасных параметров взрывания в зависимости от выбранной допустимой скорости колебаний, типа ВВ, метода экранирования и расстояния от взрыва до охраняемого объекта (рис. 1). Методика пользования номограммой очевидна из рисунка, ее использование позволяет оперативно оценить сейсмобезопасные параметры взрывания, обеспечивающие сохранность бортов, уступов и сооружений на бортах при заданной скорости колебаний.

Внедрение такой технологии взрывания в приконтурной зоне карьера предполагает следующую организацию буровзрывных работ: - после взрывания скважин заоткоски через интервал не менее 50 м производится взрывание первого (от охраняемого борта) ряда скважин с целью образования слоя взорванной горной массы, а затем с интервалом не менее 50–75 м производится взрывание остальных рядов скважин; - скважины первого ряда (по отношению к защищаемому борту) должны иметь глубину как минимум 20-30% больше, чем остальные скважины взрывааемого блока.

Наибольшей эффективностью обладает технологическая схема ведения БВР в приконтурной зоне, предусматривающая совместное образование контурной экранирующей щели и слоя взорванной горной массы. Внедрение такой технологии взрывания в приконтурной зоне карьера предполагает следующую организацию буровзрывных работ: - после взрывания скважин заоткоски через интервал не менее 50 мс производится взрывание первого (от охраняемого борта) ряда скважин с целью образования слоя взорванной горной массы, а затем с интервалом не менее 50-75 мс производится взрывание остальных рядов скважин; - скважины первого ряда (по отношению к защищаемому борту) должны иметь глубину как минимум на 20-30% больше, чем остальные скважины взрываемого блока; - расстояние между скважинами первого ряда должно быть не более 5-6 м. В легко и средневзрываемых породах это расстояние можно принимать таким же, как и в последующих рядах.

Техническое решение по применению экранной зоны обусловлено также и тем, что создание экранирующего слоя взорванной породы связано со значительными удельными расходами (до 1 кг /м³), что ведет к возникновению опасных колебаний охраняемого объекта. Формирование экранирующей щели в экранной зоне производилось мгновенным или короткозамедленным взрыванием шланговых зарядов ВВ, расположенных в скважинах заоткоски, пробуренных на расстоянии 5-15 диаметров друг от друга.

Для щелеобразования возможно использовать скважины любого диаметра, однако в породах сильнотрещиноватых слабых и средней крепости лучшие результаты достигнуты при диаметре скважин менее 200 мм.

Для определения параметров экранирующего взрывания использованы методические положения, представ-

при условии если ее ширина h больше величины смещения A частиц окружающего массива, т.е. $h \geq A$. Величина A определяется из выражения

$$A = 3,75 \cdot 10^{2,5} \cdot Q^{0,6} (g/pC_p)^{0,5} R^{1,25} \quad (9)$$

где Q – масса взрываемого заряда, кг; R – расстояние между ближайшей скважиной рыхления и щелевыми скважинами, м; C_p – скорость распространения продольной волны в породе, м/сек; p – плотность окружающей горной породы, кг/м³; g – ускорение силы тяжести, м/сек².

При расчете учитывают вес двух соседних скважинных зарядов, так что в формуле (9):

$$Q = 1,41 Q_{\text{СКВ}} \quad (10)$$

где Q_{СКВ} – масса заряда в одной скважине, кг.

Величина h определяется из выражения:

$$h = \pi d_c^2 / 4a [1000 / \sigma_{\text{СКВ}}]^{0,75} \sqrt{K} \quad (11)$$

где d_c – диаметр скважины, см; a – расстояние между щелеобразующими скважинами заоткоски, см; K – коэффициент заряжения.

При известных свойствах горных пород карьера по формуле (9) определяют величину смещения частиц массива на различных расстояниях от взрыва или рассчитывают вес скважинных зарядов обеспечивающих смещение, не превышающие ширину щели, вычисленную по формуле (11). Расчеты параметров взрывания скважин заоткоски по указанным формулам трудоемки, для оперативного определения любого входящего в формулы (9) и (11) параметра разработана номограмма (рис. 2), которая дает наглядное представление о влиянии входящих в формулы величин на конечный результат и позволяет маневрировать одними величинами при постоянстве других. Из анализа практики пользования номограммой установлено, что на ширину щели сильное влияние оказывает расстояние между щелеобразующими скважинами, так как с его уменьшением ширина щели возрастает.

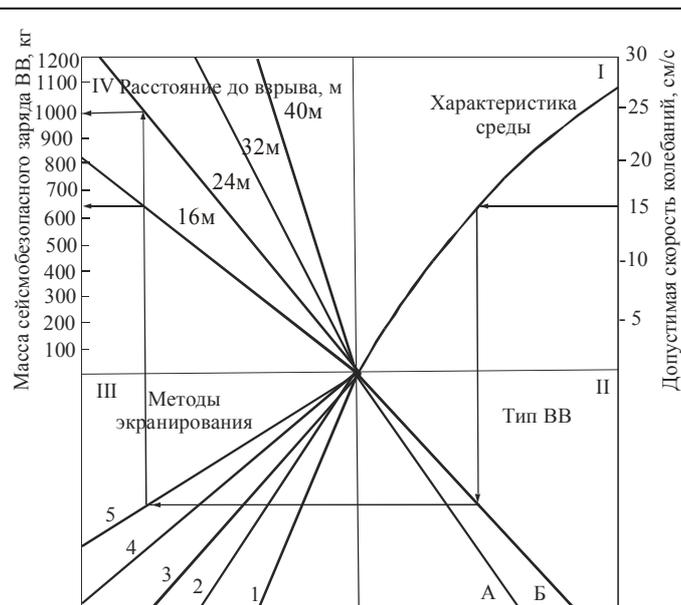


Рис. 1. Номограмма для выбора сейсмобезопасных параметров взрывания и методов экранирования

А,Б – тротилосодержащие и бестротиловые ВВ простейшего состава; 1 – взрывание без экрана; 2, 3 – экранная щель образованием скважин заоткоски через одну и всех скважин заоткоски; 4 – экран из взорванной горной массы; 5 – сейсмоэкранная зона

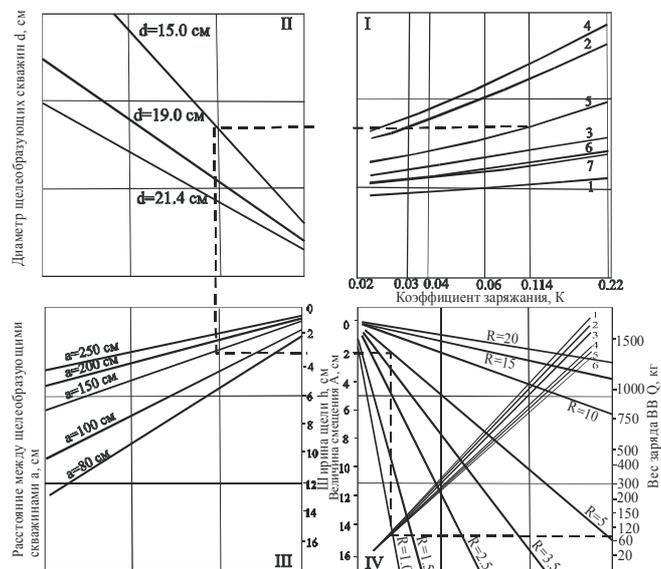


Рис. 2. Номограмма для расчета параметров взрывания скважин заоткоски

1. Кварциты; 2. Алевролиты вдоль слоистости; 3. Углеродисто-кварцевые сланцы вдоль слоистости; 4. Углеродисто-слоистые сланцы; 5. Алевролиты поперек слоистости; 6. Алевролиты; 7. Углеродисто-слоистые сланцы поперек слоистости

ленные в работах В.Н. Мосинца [2]. Формируемая щель будет защищать объект от действия массовых взрывов

С точки зрения степени устойчивости пород в откосах уступов выделено три типа пород. Породы I типа (устойчивые) – крупноблочные с плотно сомкнутыми трещинами, породы II типа (условно устойчивые) – среднеблочные с трещинами, частично заполненными глиной трения, породы III типа (неустойчивые) – дробленые породы в зонах разломов. В породах I, II, III типов рациональными параметрами экранирующей щели являются скважины диаметром 190 и 215,9 мм с расстоянием между ними соответственно 2,5; 2,0 и 1,5 м при плотности заряжения соответственно 1,7-2,0 кг/м; 0,851,0 кг/м и 0,7-0,85 кг/м.

Для выбора конструкции зарядов ВВ в скважинах заоткоски проведены сравнительные промышленные испытания, при которых оценивались надежность взрывания и трудозатраты при изготовлении и заряжении скважин различными конструкциями зарядов: гирлянда, матерчатые рукава, рассредоточенный и шланговые заряды. Наиболее эффективной конструкцией являются шланговые заряды, применение которых позволило увеличить в 5 раз производительность труда при заряжении скважин заоткоски.

В результате выполненных исследований разработаны технические решения по ведению БВР с предварительным созданием сейсмоэкранной зоны вокруг участка строительства ДПП комплекса ЦПТ. Сейсмоэкранная зона образуется перед началом строительства по границе строительной площадки. Вдоль границы строительного участка по его фронту формируется сейсмоэкранная зона из экранной щели и слоя взорванной горной массы. Экранная щель создается путем проходки и взрывания наклонных скважин и выполняет функцию заоткоски борта. Для образования экранирующего слоя взорванной горной массы по фронту строительного уча-

стка бурятся два ряда вертикальных скважин. Последовательность образования сейсмоэкранной зоны по фронту строительного участка следующая: в первую очередь производится бурение и взрывание экранирующих скважин заоткоски. Затем бурение и взрывание скважин первого и второго ряда для образования экранирующего взорванного слоя. Фланги строительного участка защищаются слоем взорванной горной массы, создаваемого взрыванием ряда скважин глубиной не менее высоты разрабатываемого уступа.

Рекомендована последовательность взрывания скважинных зарядов взрывного блока в приконтурной зоне в непосредственной близости от сейсмоэкранной зоны. В первую очередь взрываются скважины первого ряда (ближнего к охраняемому объекту) во взрывном блоке, что обеспечивает создание дополнительного экранирующего слоя взорванной породы. Затем под защитой экранного слоя с учетом рекомендуемой массы ВВ на замедление в направлении «от объекта» взрываются остальные скважинные заряды блока.

Таким образом, разработанные сейсмотехнические методы ведения БВР и номографические методы расчета параметров БВР обеспечивают сохранность уступов, бортов и инженерных сооружений в карьерах.

Список литературы:

1. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения / Под ред. иностран. члена Академии горных наук России Н.И. Кучерского, Ташкент: ФАН, 1998 - 254 С.
2. Мосинев В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва. М.: Недра. 1976 - 271 С.

ПРОСТЕЙШИЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И ОСОБЕННОСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ НА КАРЬЕРАХ НГМК

УДК 622.235.213

© Э.И. Ефремов, В.Ф. Джос, О.Н. Мальгин, Н.А. Зинько, В.И. Филь 2002 г.

Э.И. Ефремов, чл.-кор. НАН Украины,
 В.Ф. Джос, ст. науч. сотр., канд. техн. наук Института геотехнической механики НАН Украины,
 О.Н. Мальгин, зам. главного инженера НГМК,
 Н.А. Зинько, главный инженер Северного РУ НГМК,
 В.И. Филь, зам. главного инженера Северного РУ НГМК

Приведены результаты разработок и опытно-промышленных исследований взрывчатых смесей простейшего состава на базе компонентов производимых в Республике Узбекистан. Изложены материалы о способах физической стабилизации простейших ВВ, а также о влиянии различных добавок на энергетические и технологические свойства этих ВВ. Обоснована область эффективного применения простейших ВВ. Представлены данные экологической безопасности при использовании простейших ВВ на открытых разработках НГМК. Библиогр.: 5 назв.

простейшие взрывчатые смеси, горючие и негорючие компоненты, аммиачная селитра, физическая стабильность, детонация, заряд ВВ, промежуточный детонатор, пылегазовое облако, ядовитые газы, экологическая безопасность.

Важнейшим направлением повышения эффективности и безопасности взрывных работ на карьерах НГМК является расширение области применения взрывчатых смесей простейшего состава. Это продиктовано не только необходимостью сокращения расхода дорогостоящих, дефицитных тротилосодержащих ВВ, что приводит к удорожанию взрывных работ, но и значительным повышением требований к безопасному обращению с взрывчатыми материалами и к экологическому воздействию взрывных работ на окружающую среду.

Известно, что простейшими гранулированными ВВ называют стехиометрические смеси аммиачной селитры (АС) с жидкими или твердыми горючими добавками, которые несложно изготовлять не только в заводских условиях, но и на местах производства взрывных работ.

В США, Канаде и странах Западной Европы преимущественное развитие получили взрывчатые смеси, со-

стояние из гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива или другого низковязкого минерального горючего. Они получили наименование АМ-РО (нитрат аммония и топливное масло). По обзорным данным, объем применения таких ВВ за рубежом в настоящее время составляет около 85% общего объема ВВ, используемых на взрывных работах.

Основная причина роста объемов потребления простейших ВВ - их дешевизна, простота и безопасность изготовления и применения, а также достаточная взрывная эффективность этих ВВ при отбойке скальных горных пород средней и ниже средней крепости.

Являясь простейшей взрывчатой механической смесью, игданит, вместе с тем, имеет высокие энергетические показатели: теплота взрыва 3750-4100 кДж/кг, объем газов взрыва - 980 л/кг, скорость детонации 2,7-3,2 км/с, которые по своим параметрам близки к выпускаемому промышленностью тротилосодержащему граммуниту 79/21.

Сдерживающими факторами масштабного применения простейших взрывчатых смесей АС-ДТ, на карьерах СНГ, по мнению проф. Б.Н. Кутузова [1], являются: небольшой диаметр взрывных скважин (неблагоприятное протекание детонационных процессов в зарядах); отсутствие промышленного производства пористой аммиачной селитры, способной надежно удерживать 6% дизельного топлива; обводненность взрываемых массивов горных пород, что создает трудности при использовании неводоустойчивых зарядов АС-ДТ. Причем, главенствующим фактором, безусловно, является низкая физическая стабильность смеси АС-ДТ.

Известно, что максимальный эффект взрыва заряда простейшего ВВ достигается при содержании дизельного топлива (ДТ) в смеси в пределах 5-6%. Снижение количества жидкого горючего компонента (ДТ) в смеси приводит к резкому уменьшению энергии заряда, нежели при его избытке. В свою очередь, обеспечение оптимального стехиометрического соотношения компонентов приводит к минимальному выходу окислов азота и углерода, являющихся ядовитыми газами взрыва.

На карьерах стран СНГ в качестве компонента окислителя для изготовления простейших ВВ применяют аммиачную селитру марок «А» и «Б». Это так называемые «гладкие» сорта аммиачной селитры. Их адсорбирующая способность по отношению к дизельному топливу обусловлена лишь площадью поверхности гранулы и незначительным количеством трещин гранулы. «Гладкая» селитра не способна удерживать на поверхности гранулы и трещин более 2,2-2,57% масс, дизельного топлива. А это значит, как отмечено в работе [2], смесь на «гладких» АС непригодна к длительному хранению до момента применения. Даже незначительное время нахождения смеси АС-ДТ в скважинах может привести к отказам, т.к. дизельное топливо стекает в нижние слои скважинного заряда и при достижении концентрации дизельного топлива в смеси до 10-12% масс, последняя теряет способность к детонации.

Таким образом, наряду с несомненными достоинствами, простейшим ВВ присущи недостатки, заключающиеся в низкой физической стабильности из-за миграции жидкого горючего компонента, в неводоустойчивости и ограниченной областью применения в части крепости пород.

Решение проблемы физической стабильности и детонационных свойств смеси АС-ДТ достигается различными путями и наиболее эффективно это использование пористой аммиачной селитры, способной надежно удерживать на гранулах селитры от 5 до 10% жидкого горючего компонента (ДТ). При выпуске опытной партии пористой аммиачной селитры «Навоизот» и поступлении ее на горнодобывающие предприятия НГМК (карьер «Мурунтау») ИГТМ НАН Украины совместно с инженерно-техническими работниками карьера «М» были проведены масштабные эксперименты применения пористой АС при изготовлении простейших ВВ. В качестве жидкой горючей добавки использовали дизельное топливо и отработанные масла карьерного автотранспорта.

Взрывчатые смеси простейших ВВ изготавливали на специальном стенде, имитирующем работу смесительного устройства транспортно-зарядной машины МЗ-8. Затем приготовленные смеси простейших ВВ помещали в толстостенные полихлорвиниловые трубы, в которых предварительно была смонтирована система ионизационных датчиков. Диаметр труб составлял 100 и 200 мм. Трубы с зарядами простейших ВВ подвешивали вертикально в специальном помещении на складе ВВ, под каждой из труб устанавливали емкости и наблюдали, происходит ли миграция (отекание) жидких горючих добавок.

Наблюдения проводились в течение 14 дней, утечек жидкого горючего компонента на колонке заряда не обнаружили. Одновременно проводили отбор проб ВВ из верхней, средней и нижней частей заряда для определения содержания в них дизельного топлива. Экспериментами установлено, что его процентное содержание на протяжении опытов оставалось постоянными и составляло 5,5-5,6% от массы твердой фазы (пористой АС), что говорит о высокой ее удерживающей способности по отношению к ДТ.

Наряду с этим, на взрывном полигоне с помощью станка шнекового бурения было пробурено 14 скважин диаметром 150 мм и глубиной 2,3-2,5 м, в которых размещали простейшие ВВ на основе пористой АС. В каждой из скважин на ее боковой поверхности устанавливались ионизационные датчики, с помощью которых измерялась скорость детонации по длине заряда. Иницирование взрывов зарядов простейших ВВ во всех случаях производили шашкой Т-400 от нитей детонирующего шнура. При размещении зарядов в полихлорвиниловых трубах промежуточный детонатор размещали в верхней части заряда (для обеспечения сохранности ионизационных датчиков), а в скважинах - в ее донной части. В скважинных зарядах нить ДШ промежуточного детонатора изолировалась в резиновом рукаве, что исключало возбуждение детонации в низкоскоростном режиме.

Масса зарядов простейших ВВ как в трубах, так и в скважинах составляла 45 кг. Временные параметры протекания детонационных процессов в зарядах регистрировались с помощью прибора РВИ. Установлено, что скорость детонации зарядов игданита на основе пористой селитры и дизельного топлива находилась в пределах 3,2-3,5 км/с. При использовании в качестве горючей добавки отработанных масел карьерного транспорта скорость детонации составляла 2,8-3,0 км/с. Падение значений скорости детонации в этом случае объясняется более низкой теплотворной способностью отработанных масел по сравнению с дизельным топливом.

Положительные результаты полигонных испытаний послужили основой для промышленного внедрения простейших ВВ из пористой АС при отбойке горных пород на карьере «М». Простейшие ВВ изготавливали и заряжали с помощью транспортно-зарядных машин МЗ-8. Но в связи с прекращением выпуска пористой АС производственным объединением «Навоизот» изготовление игданитов осуществляли только на основе «гладких» сортов аммиачной селитры.

Из непористой («гладкой») аммиачной селитры простейшие ВВ стремятся изготавливать непосредственно перед их применением, не допуская длительного нахождения зарядов в скважинах во избежание расслоения взрывчатых смесей и, соответственно, потери детонационных свойств. Проблема придания физической стабильности смесевых ВВ простейшего состава с использованием непористой АС решается различными путями. В частности, увеличением поверхности контакта окислителя (АС) с жидкими компонентами, повышающей физическую стабильность заряда ВВ, плотности заряжения и, соответственно, энергию взрыва, достигается за счет предварительного дробления части гранул АС.

Институтом геотехнической механики НАН Украины и работниками НГМК были проведены полигонные и промышленные исследования стабилизации игданита за счет измельчения части гранул АС. Измельчение гранул АС осуществляли на валковых дробилках в результате чего выход частиц АС с размерами - 1 мм составлял 85-87%. Количество измельченной селитры в смесях простейших ВВ колебалось от 10 до 35% от общей массы заряда. При содержании измельченной селитры более 30% резко снижалась сыпучесть смеси, т.е. ухудшались технологические свойства ВВ. Оптимальное количество измельченной части гранул АС оказалось в пределах 25-30%. Промышленные исследования эффективности смесей АС-ДТ в условиях карьеров Навойского горно-металлургического комбината подтвердили рекомендации в части физической стабилизации смеси АС-ДТ, в составе которой находилось до 30% измельченной АС [3].

Одним из путей стабилизации смесей типа АС-ДТ является введение в состав ВВ инертных и горючих добавок - порошков с высокой удельной поверхностью (дисперсный алюминий, отходы продуктов обогащения гидрометаллургического завода, угольный порошок и др.). При этом решается не только вопрос стабилизации состава простейших ВВ, но и достигается повышение энергетических показателей смесевых ВВ, создаются условия для утилизации промышленных отходов. В свою очередь, применение горючих порошков служит предпосылкой уменьшения содержания жидкой базовой добавки (ДТ). Твердая горючая добавка должна быть пористой, способной поглотить ту часть жидкого горючего, которая не удерживается гранулами «гладкой АС». С этой точки зрения, лучшей горючей добавкой является порошок алюминиевой пудры [4].

Введение дисперсного алюминия увеличивает эффективность взрыва на 20-25 % и повышает бризантность ВВ. Основным недостатком гранулированных алюминий содержащих ВВ типа АС-4, АС-8 является их высокая пожаровзрывоопасность при изготовлении и применении, обусловленная наличием в их составе химически активного мелкодисперсного алюминия. Аэрозоль алюминия в атмосфере воздуха взрывоопасна, а в сыпучем состоянии - пожароопасная.

Важнейшим моментом в обеспечении стабильности и эффективности смесей АС-ДТ с дисперсными добавками является требование на соблюдение последовательности смешения компонентов: первоначально смешивается аммиачная селитра с дизельным топливом, обеспечивая максимальную пропитку гранул АС топливом, а затем производится засыпка в смесь твердых горючих компонентов и все это тщательно перемешивается. Указанная технология приготовления взрывчатой смеси обеспечивает максимальную эффективность при разрушении горных пород.

Следует отметить, что эффективное использование практически физически стабильных составов ВВ простейшего состава может быть гарантировано лишь при условии обеспечения надежного иницирующего импульса. Как показали результаты опытных испытаний для иницирования зарядов простейших ВВ, в качестве промежуточного детонатора рекомендуется использовать боевик, состоящий из тротиловой шашки Т-400Г или 2 патронов аммонита б ЖВ. Вместе с тем, учитывая сложный режим детонации удлиненных зарядов простейших ВВ, появляется необходимость установки двух промежуточных детонаторов - в нижней и верхней части заряда. Это обеспечивает полноту детонации всего заряда и, что крайне важно, на уровне подошвы уступа. Вероятность выгорания части ВВ заряда от ДШ при нижнем иницировании существует, однако часть ВВ заряда незначительна около 8% массы всего заряда. При этом вероятность того, что нить ДШ при формировании заряда располагается по центру скважины, также невелика. Скорее всего, ДШ располагается вдоль стенки скважины, а, следовательно, потери ВВ в этом случае значительно сократятся.

Следовательно, установка двух промежуточных детонаторов в скважинном заряде простейших ВВ и технически и экономически обоснована.

Известно, что источником выброса в атмосферу ядовитых газов при массовых взрывах в карьерах являются взрывчатые вещества. Так, при взрыве одного килограмма гранулола в атмосферу карьера выбрасывается 240 л, а при взрыве 1 кг граммонита 79/21 - 140 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. В то же время, объем ядовитых газов при взрыве 1 кг простейших ВВ изготовленных на месте производства взрывных работ, составляет всего 50-60 л [5]. Кроме того, при массовых взрывах с использованием простейших ВВ резко уменьшается объем пылегазового облака негативно влияющего на окружающую среду и санитарное состояние прикарьерных территорий. Таким образом, с позиции экологической безопасности применение простейших взрывчатых составов является правомерным и целесообразным. Подводя итоги использования простейших ВВ на карьерах НГМК, можно сделать следующие выводы:

1. Исходя из энергетических и экологических показателей для разрушения пород средней и ниже средней крепости, целесообразно использовать простейшие взрывчатые вещества, эффективность которых в значительной мере зависит от физической стабильности их составов.

2. Стабилизация взрывчатых смесей типа АС-ДТ достигается путем введения в их состав порошков с высокоразвитой удельной поверхностью (дробленые гранулы АС, алюминиевый порошок, отходы продуктов

обогащения гидрометаллургических заводов и т.д.), что позволяет уменьшить содержание жидкой горючей добавки.

3. Для обеспечения равномерного распределения ДТ на гранулах АС необходимо предусматривать определенную последовательность технологии смешивания

компонентов: АС+ДТ+дисперсные добавки.

4. Надежный режим детонации удлиненных скважинных зарядов обеспечивается при диаметре заряда не менее 150 мм и установке двух промежуточных детонаторов.

Список литературы:

1. Кутузов Б.Н. Перспективы совершенствования ассортимента промышленных ВВ для карьеров //Горный журнал. -1996.- №9. -С.39-43 // Там же.-1996. - №10.
2. Джосе В.Ф., Николенко Е.В. Повышение физической стабильности зарядов простейших бестротильных ВВ. Сб. науч. трудов «Повышение эффективности разрушения горных пород-Киев: Наук. думка,1991.-С.12-15
3. А.с. СССР №1663923. Взрывчатый состав /Джосе В.Ф., Ефремов Э.И., Николенко Е.В., Рубцов С.К., Сытенков В.Н., Тырыкин А.Д., Сладков Н.П.
4. Анискин А.И. Детонация и ударные волны. Черноголовка, ЮФ АН СССР, 1986.-С.26-31
5. Разработка систем экологической безопасности производства массовых взрывов на карьерах / Джосе В.Ф., Мальгин О.Н., Сладков Н.П., Шеметов П.А./ Геотехническая механика, Межевед. сборник науч. трудов. - Днепропетровск: Полиграфист, 2000.-вып.19.-С.133-136.

К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ ПРОЕКТИРУЕМЫХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ КАРЬЕРОВ

УДК 622.271

© А.А. Силкин, Ю.А. Жиянов, Н.А. Норкин, П.В. Кольцов 2002 г.

А.А. Силкин, начальник НИО СазНИПИПТ, канд. техн. наук,
Ю.А. Жиянов, ст. научн. сотрудник СазНИПИПТ,
Н.А. Норкин, начальник отдела СазНИПИПТ,
П.В. Кольцов, аспирант Уральской ГГГА

Устойчивость бортов карьеров определяется комплексом инженерно-геологических, гидрогеологических и технологических факторов.

Для их изучения и определения исходных данных для расчета углов наклона бортов и параметров уступов на каждом карьере проводятся весьма дорогостоящие и длительные во времени детальные инженерно-геологические изыскания. Например: инженерно-геологические изыскания на карьере Мурунтау проводились в течение 4 лет.

Тем не менее, и после проведения инженерно-геологических изысканий остаются не выявленными протяженные поверхности ослабления, а также слабые контакты и прослои в слоистых породах, снижающие устойчивость откосов. Поэтому горные работы на карьерах сопровождаются деформациями откосов и обрушением предохранительных берм, вызванных тем, что фактические показатели пород сдвигу на участках деформирования, как правило, меньше проектируемых. Так решением обратной задачи на участке деформации 43 (карьер Мурунтау) было установлено, что сцепление пород составляет 0,09 МПа (проектное - 0,41 МПа).

В настоящее время в сложившихся экономических условиях у горных предприятий нет достаточных средств для проведения дорогостоящих инженерно-геологических изысканий и получения исходных данных для определения предельных углов наклона бортов проектируемых карьеров. Поэтому проектировщики используют табличные данные с большим коэффициентом запаса. Например, на Кокпатаасском рудном поле, где разрабатывается около 40 карьеров, инженерно-геологические изыскания в ограниченном объеме были проведены только на карьере «Южный». Обследование действующих карьеров этого рудного поля показало, что

участки бортов, поставленных в предельное положение, отличаются высоким показателем устойчивости ($n_{yc} = 1,2 \div 1,3$). Последнее свидетельствует о том, что предельные углы наклона бортов для карьеров рудного поля Кокпатас приняты с большим запасом, и, следовательно, их устойчивость может быть обеспечена и при более крутых углах наклона.

На карьерах рудного поля Даугызтау инженерно-геологические изыскания в небольшом объеме были проведены только в пределах опытного карьера. Поэтому при проектировании карьера Даугызтау предельные углы наклона бортов были приняты также с большим запасом. Исследованиями на опытном карьере было установлено, что борта карьера сохраняют устойчивость с учетом их районирования при углах наклона $42 \div 47^{\circ}$ (в проекте приняты углы $36 \div 43^{\circ}$).

Таким образом, сложившаяся устойчивая тенденция проектирования сложно-структурных карьеров без проведения инженерно-геологических изысканий сопровождается необоснованным занижением предельных углов наклона бортов проектируемых карьеров, но обеспечивается надежным коэффициентом запаса устойчивости (норматив – $1,2 \div 1,3$) при длительном стоянии бортов. Однако следует заметить, что даже при правильном определении (при наличии полноценных исходных данных инженерно-геологических изысканий) углов наклона бортов карьера не исключаются локальные деформации вследствие естественного ослабления контактов между блоками прибортового массива пород.

Эта тенденция противоречит интересам горного предприятия, которое стремится сокращать объемы вскрышных работ за счет придания откосам и бортам карьера максимально допустимых углов наклона.

В настоящее время при отсутствии в республике конкуренции проектных организаций это противоречие практически не устранимо по следующим причинам:

- проектные организации не имеют специалистов нужного профиля, а горные предприятия и не хотят тратить средства на проведение изысканий;

- из-за отсутствия инженерно-геологические изыскания, задача районирования прибортового массива и определения максимально допустимых углов наклона бортов сложноструктурных карьеров с высокой степенью надежности при отсутствии месторождений-аналогов практически неосуществима.

Для построения бортов и уступов в предельном положении с рациональными параметрами необходимо осуществлять многостадийное проектирование:

- с постоянным накоплением исходных данных о состоянии законтурного массива и поэтапной оценкой устойчивости уступов и отдельных участков бортов карьеров, поставленных в предельное положение;

- с оптимизацией способов защиты законтурного массива от сейсмического и дробящего воздействия массовых взрывов;

- с оценкой сохранности предохранительных и транспортных берм во времени, в процессе которой следует предусмотреть возможность обрушения уступов в целом из-за наличия в массиве неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления, степень опасности которых можно оценить только после их обрушения в процессе ведения горных работ в карьере. Для предотвращения деформирования берм необходимо своевременно либо изменять параметры уступов, либо производить их укрепление.

При многостадийном проектировании решение поставленных задач должно осуществляться на всех стадиях. При этом должны учитываться дополнительные факторы, влияющие на устойчивость участков бортов, выявленные в период эксплуатации карьера для уточнения углов наклона бортов.

Здесь возникает парадоксальная ситуация:

уточненные в процессе эксплуатации карьера предельно допустимые углы наклона бортов, если они круче проектных, при постановке бортов в предельное положение никаким образом не используются, так как постановка бортов осуществляется по проекту. При этом предприятие лишается возможности уменьшения объемов вскрыши за счет использования более крутых уточненных углов наклона бортов.

Отмеченный выше парадокс является следствием одностадийного и одноэтапного проектирования карьера.

Поэтапное проектирование позволяет принять предварительные технологические решения для первого этапа работ, уточнить их в реальных условиях и наметить в общих чертах перспективу для последующих этапов. Поэтапная разработка карьера позволяет управлять геомеханическими процессами, то есть выбирать способ вскрытия месторождения и относить сроки оформления стационарных бортов на более поздние сроки, что существенно сокращает период их службы.

В результате этого возможно применение более крутых уточненных углов наклона бортов, что снижает затраты на их содержание.

Однако поэтапная отработка карьера полностью не устраняет все сложности в определении влияния горно-геологических и гидрогеологических факторов на вели-

чины углов наклона бортов, приближенных к реальным значениям, если инженерно-геологические изыскания на карьере не проводились. В основном эти сложности возникают из-за отсутствия нормативных документов и методических указаний:

- по выделению инженерно-геологических комплексов пород и районированию приконтурного массива;

- по определению предельных углов наклона бортов карьера на основе геологоразведочных данных с использованием табличных характеристик пород сдвигу.

Не меньшие трудности возникают и при уточнении предельно допустимых углов наклона бортов карьера в процессе его строительства и эксплуатации.

Например, на карьере Мурунтау геомеханическая группа карьера занимается только установлением причин деформирования уступов, определением степени опасности деформационного процесса и разработкой мероприятий по предотвращению дальнейшего деформирования на этом участке. Уточнением предельных значений углов наклона бортов эта группа не занимается, так как генеральные углы наклона бортов заданы проектом. Кроме того, отсутствуют методики, позволяющие проводить уточнение углов наклона бортов с использованием результатов обследования деформированных участков.

Изложенное выше свидетельствует о том, что для внедрения максимально возможных углов наклона бортов на сложно-структурных карьерах, проектируемых без проведения инженерно-геологических изысканий, необходимо разработать нормативную документацию по определению углов наклона бортов карьера и обеспечению их устойчивости при поэтапной отработке карьеров без проведения инженерно-геологических изысканий, в которой необходимо предусмотреть:

1. Методику выявления инженерно-геологических комплексов пород, слагающих прибортовую массив и его районирование на базе геологоразведочных данных с использованием табличных характеристик пород сдвигу.

2. Методику расчетов максимально возможных (предельных) углов наклона бортов в промежуточном положении. Максимально возможный угол наклона борта в промежуточном положении позволяет сократить сроки строительства карьера и объем вскрыши в первые годы его эксплуатации.

3. Методику уточнения сопротивления пород сдвигу по результатам обследования деформаций, имевших место при отработке карьера, и существующих углов наклона бортов карьера.

4. Методику определения оптимальных способов защиты приконтурного массива от сейсмического и дробящего действия массовых взрывов

5. Методику определения углов наклона бортов в предельном положении с учетом результатов их уточнения при отработке предыдущих этапов карьера и способов защиты приконтурного массива от сейсмического и дробящего действия массовых взрывов.

Данная методология позволит на основе поэтапного накопления опыта по обеспечению устойчивости бортов карьеров при их максимально возможных углах наклона повысить эффективность горных работ за счет сокращения инженерно-геологических изысканий и уменьшения объемов вскрыши.

ОСОБЕННОСТИ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПОТЕРЬ, РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ УРАНОВЫХ И ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

УДК 622.271

О.И. Аристов, С.К. Рубцов, Н.А. Зинько, В.И. Филь, А.П. Беленко 2002 г.

И.И. Аристов, горный инженер ВНИПИпромтехнологии,
С.К. Рубцов, начальник лаборатории, докт. техн. наук МАН ВНИПИпромтехнологии,
Н.А. Зинько, главный инженер Северного РУ НГМК,
В.И. Филь, зам. главного инженера Северного РУ НГМК,
А.П. Беленко, главный геолог Центрального РУ НГМК

По вопросам обоснования научно-технических принципов и экономико-технологических методик расчета нормативных и учета фактических потерь, разубоживания руды при разработке месторождений различных видов твердых полезных ископаемых (цветные металлы, железорудные и угольные месторождения и др.) защищено ряд интересных диссертаций, написано много статей и книг, а также утверждены типовые методические указания, отраслевые инструкции и «Единые правила охраны недр» [1, 2, 3]. Однако этих базовых научно-технических и методических материалов оказалось недостаточным при проектировании и эксплуатации сложноструктурных и высокоценных урановых и золоторудных месторождений, отрабатываемых предприятиями бывшего Минсредмаша. В связи с этим на рудниках и карьерах (Маньбай, Мурунтау, Уч-Кудук, Тулукуй и др.) были проведены целевые научно-исследовательские и опытно-промышленные работы по выбору эффективных и несложных методик определения, учета, нормирования и планирования показателей потерь и разубоживания руды, с учетом которых производится планирование добычи, сведение балансов по объемам и металлу запасов в недрах и добытой товарной руде, выбор систем разработок, их параметров и экономическая сравнительная оценка новых технологических решений.

По результатам выполненных научно-исследовательских работ были уточнены, конкретизированы и частично изменены рекомендации и методики типовых указаний, а также разработаны, утверждены и внедрены отраслевая инструкция и каталоги нормативов потерь, разубоживания руды по предприятиям [4, 5].

Основная суть и отличие отраслевой методики нормирования и учета потерь, разубоживания руды от ранее опубликованных – значительное расширение для обоснования нормативов исходных геолого-технологических параметров и экономических показателей, а также ведение расчетов нормативных и отчетных их размеров по единым исходным данным и через технологические прирезки к рудным контурам, что обеспечивает их соизмеримость.

1. Геолого-технологическая группировка рудных залежей по сложности рудных контуров

Месторождения руд радиоактивных, редких и благородных металлов в основном представлены рудными залежами весьма сложного, прерывистого и гнездового строения, изменчивой и разнообразной конфигурации, переменной мощности при сравнительно низком содержании полезных компонентов и высокой неравномерности их распределения. Характерная особенность указанных месторождений – отсутствие видимых отличий руды от вмещающих забалансовых руд, породы и широкое применение геофизических экспресс-методов опробова-

ния руды на всех стадиях разведки, подготовки запасов к добыче и производстве добычи. Оперативная геолого-геофизическая информация по скважинам и забоям позволяет более достоверно и тщательнее производить оконтуривание и подсчет запасов балансовых руд, хотя и усложняет форму рудных залежей, а также вести рассортировку рудной массы в забоях и автосамосвалах на РКС, учитывать посортные объемы добычи, потери в отвалах и разубоживание добытой товарной руды (после РКС) по каждому забою, залежам.

Из всех исходных геолого-геофизических параметров подсчета запасов балансовых руд, относительно которых рассчитываются потери, разубоживание руды и добыча, наиболее достоверно и обязательно определяется рудный контур, в пределах которого с учетом геолого-морфологических признаков и требований кондиций, подсчитываются другие параметры оконтуренных балансовых запасов (рудная площадь (S_p , м²), мощность (m_p , м), среднее содержание металла (C , %, г/т) и др.). Основная и неизбежная технологическая причина образования потерь, разубоживания руды – это несовпадение в процессе добычи выемочного контура с рудным контуром. Размеры несовпадения выемочного контура с рудным зависят от сложности рудных контуров в плане уступов и разрезе, применяемых систем разработки и схем добычи, их параметров, типа горнодобычного оборудования и сортируемых единичных объемов руды в забое и на РКС. Другие виды потерь (при погрузке, транспортировке, под съездами, в бортах, почве) обычно незначительны, принимаются постоянными (0,3-1,0%) или происходят по конкретным геолого-техническим причинам (нарушение проекта и технологии, оползни, обводненность, недоразведка) и учитываются отдельно по каждому факту – причине.

Количественно сложность рудных контуров залежей, их тип принято оценивать показателями: 1) сложность рудных контуров на планах уступов (подуступов) -

($K_{сл}^S = \frac{L_p}{S_p}$ м/м²), характеризующего размер рудного кон-

тура (L_p , м) в 1 м² отрабатываемой рудной площади (S_p , м²); 2) сложность всячего и лежачего бока пластов, залежей ($K_{сл}^{в.л} = \frac{L_{в.л}}{L_{пр}}$ ед), показывающего увеличение дли-

ны рудных контуров по всяческому и лежачему боку пласта или по высоте уступа ($L_{в.л}$, м) относительно его протяженности по простиранию или падению ($L_{пр}$, м). В табл. 1 приведена укрупненная геолого-технологическая группировка рудных залежей, участков по указанным показателям сложности рудных контуров для типовых условий уступной добычи руды.

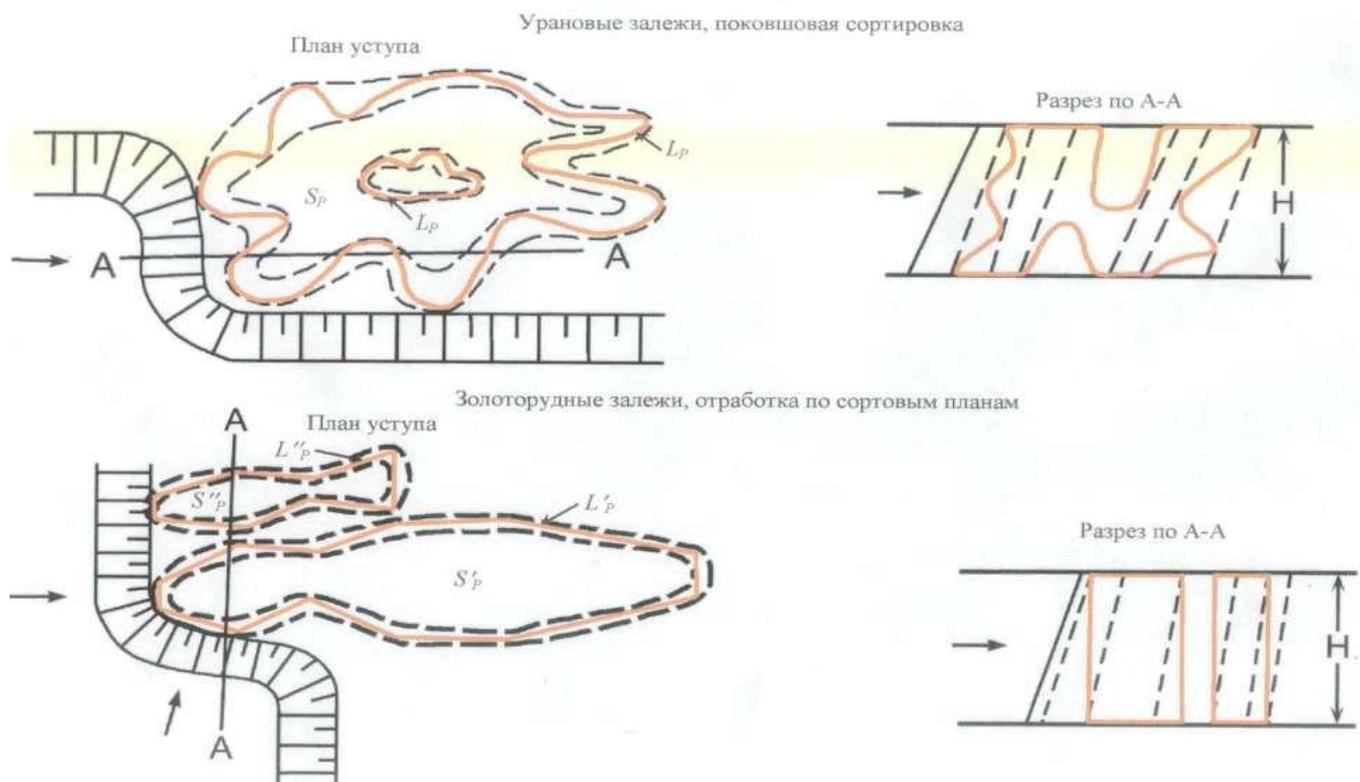


Рис. 1. Типовые условия залегания сложноструктурных рудных залежей и их экскаваторная отработка

на урановых и золоторудных карьерах. определение показателей сложности рудных контуров ($K_{сл}^S = \frac{L_p}{S_p}$, м/м²) и ширины приконтурных зон (---), в пределах которых происходят технологические потери и разубоживание руды

Таблица 1
Геолого-технологическая группировка рудных залежей, участков по сложности рудных контуров

№.№ групп	Группы (типы) залежей, рудных участков и жил	Показатели сложности рудных контуров на планах уступов ($K_{сл}^S$), м/м ²		Показатели сложности висячего и лежащего бока ($K_{сл}^{в.л}$), ед.
		мощные и средней мощности залежи (более 6,0 м)	маломощные залежи, жилы (до 6,0 м)	
I	Простые, выдержанные	до 0,10	до 0,30	до 1,10
II	Сложные, извилистые	0,10-0,35	0,30-0,60	1,10-1,30
III	Весьма изменчивые, ступенчатые или прерывистые	более 0,35	более 0,60	более 1,30

обеспечивающий управление полнотой и качеством обработки запасов балансовых руд: 1) взрывание уступов с максимальным сохранением геолого-природной структуры массива; 2) производство добычи руды при невысокой высоте уступа (подступа) – 2,5-5,0 м; 3) применение экскаваторов с небольшой емкостью ковша (3-6 м³) и автосамосвалов грузоподъемностью 15-30 т; 4) оборудование ковшей экскаваторов датчиками для забойной экспресс-рудосортировки; 5) проведение опробования и посортная рассортировка рудной массы в автосамосвалах на рудоконтрольных станциях (РКС); 6) учет добычи товарной руды, потерь и разубоживания руды по данным РКС.

На рис. 1 приведены примеры типовых рудных залежей, обрабатываемых на урановых и золоторудных карьерах, характер сложности их рудных контуров на планах уступов и разрезах, в приконтурных зонах которых образуются технологические потери и разубоживание руды.

2. Схемы добычи руды. Управление полнотой и качеством обработки запасов

Рудные залежи и жилы урановых гидротермальных месторождений по показателю сложности рудных контуров в основном относятся к группе весьма изменчивых, прерывистых с многочисленными апофизами ($K_{сл}^S$ более 0,30-0,50). В связи с этим при проектировании открытой разработки урановых месторождений предусматривается и при эксплуатации уточняется следующий комплекс технических мероприятий по добыче руды,

На карьерах, обрабатывающих урановые пластообразные осадочные месторождения (Уч-Кудук, Меловое и др.), залежи по показателям сложности висячего и лежащего бока относятся к группам сложных и частично весьма изменчивых ($K_{сл}^{в.л}$ - 1,1-1,3). Их отработка производилась экскаваторами ЭКГ-4,6 и др. или роторными экскаваторами с разделением уступа на слой до вскрыши при бульдозерной зачистке кровли пласта и геофизическом контроле за площадью среза (выхода) руды. Рудная масса от зачистки кровли и почвы пласта, вся добытая руда рассортировывалась на сорта руд по данным опробования автосамосвалов на РКС.

На карьерах, обрабатывающих урановые пластообразные осадочные месторождения (Уч-Кудук, Меловое и др.), залежи по показателям сложности висячего и лежащего бока относятся к группам сложных и частично весьма изменчивых ($K_{сл}^{в.л}$ - 1,1-1,3). Их отработка производилась экскаваторами ЭКГ-4,6 и др. или роторными экскаваторами с разделением уступа на слой до вскрыши при бульдозерной зачистке кровли пласта и геофизическом контроле за площадью среза (выхода) руды. Рудная масса от зачистки кровли и почвы пласта, вся добытая руда рассортировывалась на сорта руд по данным опробования автосамосвалов на РКС.

На золоторудных карьерах месторождений Мурунтау, Кокпатас, Многовершинное и др. по данным опробования взрывных скважин или борозд по кровле уступов составляются сортовые планы масштаба 1:200 или М 1:500 с выделением контуров 2-3 сортов балансовых руд, забалансовой руды и породных включений. Для снижения перемешивания сортов руд при взрывных работах в пределах контуров рудных зон взрывы производятся по параметрам, обеспечивающими сохранение геолого-природной структуры массива (на подпорную стенку, площадная, траншейная). Контроль за взрывами, подтверждающими сохранение геологорудной структуры массива после взрывных работ на допустимом уровне и, следовательно, местонахождение рудных контуров согласно сортовых планов по целику, ведется по параметрам: 1) мощность подпорной стенки, м; 2) коэффициент разрыхления, ед.; 3) вспучивание кровли уступа в приконтурной рудной зоне или вертикальное смещение массива, м; 4) горизонтальное смещение массива по кровле уступа (реперов, подпорной стенки), м.

Границы рудных контуров балансовых сортов руд согласно сортовых планов на золоторудных карьерах выносятся на кровлю уступов с обозначением видимыми ориентирами (флажки, колья и др.). Экскаваторная добыча руды ведется по выделенным сортам руд с зачисткой рудных контуров при входе и выходе забоя из балансовых рудных контуров. Управление полнотой и качеством отработки запасов обеспечивается путем ежесменного геологического контроля в рудных забоях и сдвижением контура выемки при выходе забоя из руды для снижения потерь, а также периодическим отбором проб на складах.

Высота рудного уступа (подустапа) принимается с учетом показателей сложности рудных контуров и сравнительной оценки изменения показателей потерь, разубоживания руды и добычи при отработке одинаковых запасов. По результатам выполненных научно-исследовательских работ и анализа опыта отработки золоторудных залежей определены пределы рациональной высоты рудного уступа (подустапа) в зависимости от среднего показателя сложности рудных контуров: высота уступа 10 м или 15 м – при $K_{сл}^S$ менее 0,15 м/м²; уступ 5 м - 0,15÷0,35 м/м²; уступ (подуступ) высотой 2,5 м – более 0,35 м/м². На рис. 2 приведен пример изменения нормативов потерь и разубоживания руды в зависимости от мощности отработываемой залежи и показателя сложности его контура.

3. Отраслевые методические принципы нормирования и учета потерь, разубоживания руды

В результате проведенных оценок фактических геолого-маркшейдерских данных по отработанным залежам, участкам на основных урановых и золоторудных карьерах было установлено, что несмотря на наличие большого количества геофизических экспресс-замеров для оконтуривания, подсчета запасов балансовых руд и получаемых в процессе добычи руды, косвенные методы определения потерь и разубоживания руды, рассчитываемые по снижению содержания металла в недрах и учету добычи, искажают фактические показатели, определяемые по объемным замерам запасов и добычи. В связи с этим отраслевая инструкция /4/ предусматривает обоснование нормативных, плановых, отчетных и сверхнормативных потерь и разубоживания руды по объемным исходным геолого-технологическим параметрам.

Другие рекомендуемые в литературе коэффициенты оценки полноты и качества отработки запасов (извлечения, снижения качества, полноты, выхода с 1 т запасов) являются производными от показателей потерь и разубоживания руды. Поэтому указанные коэффициенты на предприятиях отрасли не определяются.

Установлены следующие виды проектных и горно-производственных работ, при которых должна производиться оценка показателей потерь и разубоживания руды: 1) техническое и рабочее проектирование; 2) оперативное и перспективное планирование добычи руды по экскаваторам, карьерам; 3) экономико-технологическая сравнительная оценка применения нового горнодобычного оборудования, при изменении схем и параметров добычи руды; 4) составление геолого-маркшейдерской отчетности по добыче и движению запасов.

В отличие от принятых в типовых методических указаниях [1] трудоемких и весьма условных повариантных экономических расчетов нормативов потерь, разубоживания руды через прибыль, отнесенную к 1 т погашаемых запасов балансовых руд, в качестве экономического критерия по оценке оптимальности соотношения потерь и разубоживания руды принят показатель минимального суммарного ущерба (последствий) для предприятия от потерь и разубоживания 1 т руды (Y_n, Y_p , руб/т), учитывающий более полно фактические дополнительные эксплуатационные затраты. Расчет показателя экономически оптимального соотношения площадей ($S_B^{Bx+Bd}, m^2/m$) или прирезок разубоживающих пород ($m_B^N, m/m$) к теряемой площади ($S_T^{Bx+Bd}, m^2/m$) или мощности теряемых руд ($m_T^N, m/m$) по схемам добычи ведется по формуле:

$$n_3 = \left(\frac{Y_n}{Y_p} \right)^2 = 0,5 \left(\frac{S_B^{Bx+Bd}}{S_T^{Bx+Bd}} \right)^N = \frac{m_B^N}{m_T^N}, \text{ ед.}$$

Обоснование технически неизбежных и экономически оправданных показателей потерь и разубоживания руды (нормативов) для условий месторождений значительно упрощается и повышается достоверность расчетов при определении фактических размеров зон технологических прирезок к 1 м приконтурной рудной мощности или 1 п.м. длины (периметра) рудного контура, ($m_\Delta, m/m$). На урановых карьерах, где отработываются в основном весьма изменчивые в плане и по высоте уступа залежи и ведется экспресс-опробование рудной массы в ковше экскаватора и на РКС (рис. 1), определение размеров зон технологических прирезок производится по результатам научно-производственных оценок фактических данных по отработанным залежам, участкам. При отработке урановых пластов зоны технологических прирезок составляют – 0,23÷0,30 м/м, сложных жил, штокверков при высоте уступа 5,0 м - 0,65÷0,80 м/м, весьма изменчивых (III тип) – 1,0÷1,2 м/м. В табл. 2 приведены усредненные данные о размерах зон технологических прирезок на золоторудных карьерах по схемам добычи, высоте уступа и группам сложности рудных контуров залежей.

По результатам научно-производственных оценок фактических потерь, разубоживания руды, определения размеров зон технологических прирезок и расчета показателя экономически оптимального соотношения прирезок по сортам руд ($C, a_r, \% \text{ или г/т}$), для условий карьеров рассчитываются нормы технологических прирезок:

мощность теряемых руд $m_T^N = \frac{m_\Delta}{n_s + 1} \cdot \frac{C}{a_k}$, м/м; 2) при-
резка разубоживающих пород $m_B^N = m_\Delta - m_T^N$, м/м.

На рис. 3 приведены графики изменения норм техно-
логических прирезок к 1 м приконтурной рудной мощ-
ности в зависимости от сорта обрабатываемых руд и вы-
соты уступа на урановых и золоторудных карьерах.

Расчет нормативов для конкретных условий залежей,
уступов или карьеров рекомендуется производить по
формулам (в %): - потери руды $\Pi^N = \frac{m_T^N}{m_p} \cdot 100$; - разубо-
живание добытой руды

$$p^N = \frac{m_B^N}{(1 - 0,01\Pi^N) \cdot m_p + m_B^N} \cdot 100.$$

При обработке маломощных залежей (до 5-6 м) с весьма сложными рудными
контурами ($K_{сл}^5$ более 0,5-0,6) и высоте уступа 5-10 м потери высокие (более
10%) и разубоживание более 25%, которые значительно уменьшаются при
переходе на выемку руды с высотой подступа 2,5 м или 5,0 м, что преду-
сматривается в каталогах нормативов по предприятиям.

Определение и учет отчетных и сверхнормативных потерь, разубожи-
вания руды на урановых карьерах производится по данным учета рассорти-
ровки балансовых руд на РКС. На золоторудных карьерах оперативные по-
казатели определяются через норма-
тивные их значения по сортовым пла-
нам при геолого-маркшейдерском под-
тверждении отгрузки руды в добычу в
заданных контурах. Отчетные опера-
тивные показатели всего по карьере за
квартал, год корректируются комбини-
рованным методом с учетом дополни-
тельных данных ГМЗ.

4. Разработка каталогов нормативов потерь и разубоживания руды для условий предприятий

Важная особенность порядка нор-
мирования и учета потерь, разубожи-
вания руды в отрасли – это разработка и
утверждение для условий рудников и
карьеров по единым методическим
принципам «Каталогов эксплуата-
ционных нормативов». Это позволяет наи-
более полно и доказательно учитывать
конкретные геолого-технологические
условия и параметры производства до-
бычных работ, а также фактические
экономические последствия для пред-
приятия от потерь и разубоживания 1 т
руды.

Перечень подготавливаемых рабо-
чих таблиц в каталогах нормативов
потерь и разубоживания руды для ус-
ловий предприятий: 1) локальная груп-
пировка рудных залежей по сложности

рудных контуров и другим ключевым параметрам зале-
жей (мощность, углы падения, протяженность, сорта руд
и др.); 2) размеры зон технологических прирезок по схе-
мам добычи и их параметрам, определяемых по фактиче-
ской геолого-маркшейдерской документации или опыты-
ным оценкам; 3) расчет экономического ущерба (послед-
ствий) для предприятия от потерь и разубоживания 1 т
руды; 4) нормы технологических прирезок к 1 м приконт-
урной рудной мощности или 1 п.м длины рудного кон-
тура по типам рудных залежей, схемам добычи, их пара-
метрам и сортам руд; 5) каталоги нормативов потерь и
разубоживания руды (в %%) по схемам добычи при раз-
личных сочетаниях геологических, технологических и
экономических параметров.

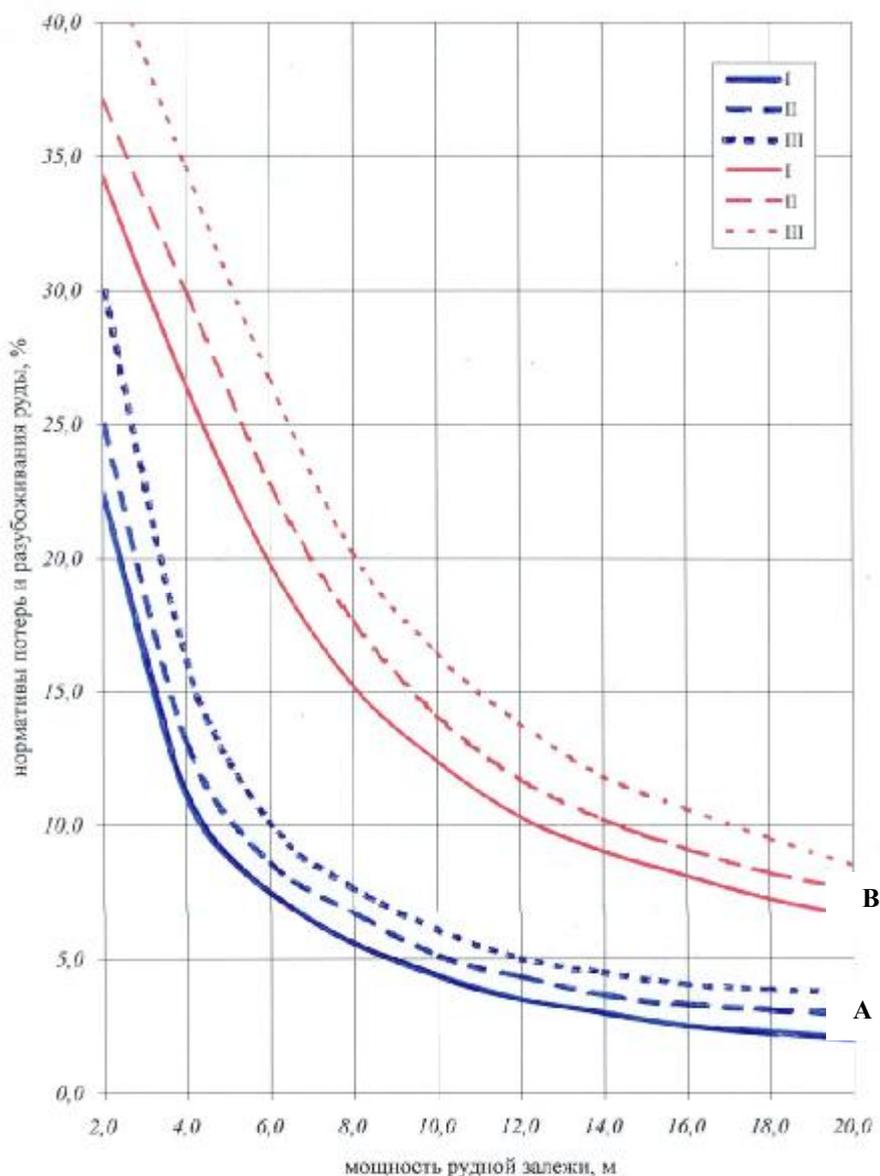


Рис. 2. Зависимость нормативов потерь (А) и разубоживания руды (В) от мощности залежи и сложности их контуров

Пример: экскаваторная добыча ЭКГ-10 при высоте уступа 5,0 м, рядовой сорт руды, взрывание с сохранением структуры массива, обработка по сортовым планам золоторудного карьера. Группы сложности рудных залежей ($K_{сл}^S = \frac{L_p}{S_p}$, м/м²):
I – до 0,10; II – 0,10-0,35; III – не более 0,35

Таблица 2

Характер изменения зон технологических прирезок по типам сложности залежей, высоте уступа и схемам добычи руды на золоторудных карьерах

Схема добычи руды	Высота уступа (подступа), м	Зоны технологических прирезок по типам рудных залежей, м/м		
		простые, выдержанные (I)	сложные, извилистые (II)	весьма изменчивые (III)
1. Отбойка руды с сохранением геологорудной структуры массива, экскаваторная выемка руды по видимым ориентирам с зачисткой откосов рудного контура выемки при выходе из руды	2,5	0,8	1,0	1,2
	5,0	1,8	2,0	2,4
	10,0	2,5	2,8	3,2
	15,0	2,8	3,2	3,8
2. Раздельная отбойка руды и приконтурных участков с развалом откосов, экскаваторная выемка руды по видимым ориентирам при геологическом забойном контроле и зачистке откосов рудного тела со сдвижением контура выемки	2,5	1,0	1,2	1,4
	5,0	2,0	2,2	2,6
	10,0	2,8	3,0	3,5
	15,0	3,2	3,6	4,2

Каталоги эксплуатационных нормативов потерь и разубоживания руды были разработаны и утверждены для условий месторождений Уч-Кудук, Меловое, Стрельцовское, Мурунтау, Кокпатаг, Многовершинное и др.

В табл. 3 приведены сводные данные о размерах зон технологических прирезок, нормах прирезок по сортам товарных руд и нормативах потерь, разубоживания руды для усредненных условий залегания рудных залежей и схемам добычи руды на семи урановых и золоторудных месторождениях.

5. Преимущества нормирования и учета потерь, разубоживания руды по прирезкам к рудным контурам

Для практических целей сложные и разнообразные природные, технологические и экономические взаимосвязи между геологическими условиями на месторождениях, принятыми проектными решениями по отработке залежей и требованиями Госгортехнадзора по оценке полноты и качества извлечения при добыче оконтуренных запасов балансовых руд, сведены к обоснованию размеров зон технологических прирезок к 1 м приконтурной рудной мощности или 1 п.м длины рудного контура, их экономико-технологическому распределению на теряемую и прихватываемую части по рудному контуру. Это позволило отказаться от трудоемких и весьма условных повариантных экономических расчетов прибыли на 1 т погашаемых одинаковых запасов при различных сочетаниях показателей потерь, разубоживания руды и затрат на средние условия по месторождению.

При обосновании нормативных показателей значительно расширено количество исходных геологических и технологических параметров, в т.ч. учитывается сложность рудных контуров, рудная мощность, сорт руды, высота уступа и др., а также используются фактические данные по отработанным залежам, участкам. В качестве экономического критерия оптимальности нормативов принят показатель минимального суммарного ущерба (последствий) для предприятия от потерь и разубоживания 1 т руды, что позволяет учитывать фактические расходы, сорта обрабатываемых руд и изменение кондиций оконтуривания и подсчета запасов

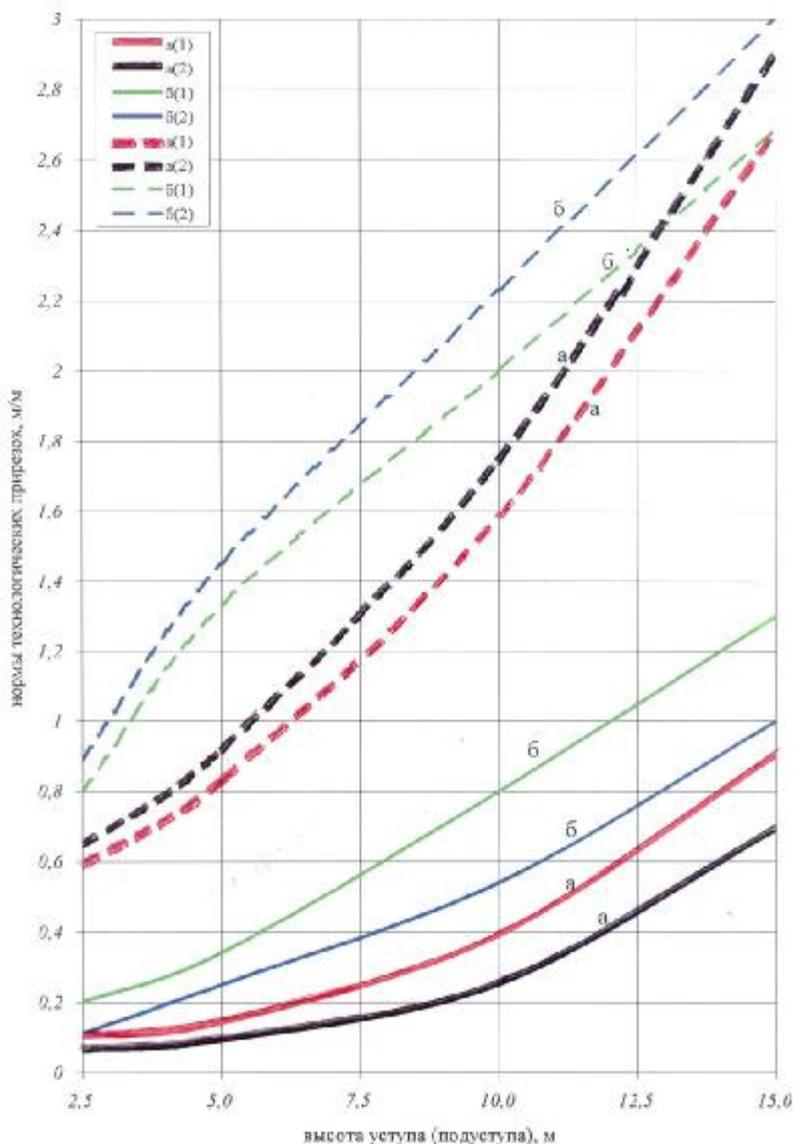


Рис. 3. Тенденция изменения норм технологических прирезок к 1 м рудной мощности весьма сложных рудных залежей ($K_{сл}^S > 0,35$) при рядовом (1) и богатом (2) содержании металла в зависимости от высоты уступа (подступа) на урановых (а) и золоторудных карьерах
 ———— - мощность теряемых руд, м/м;
 - - - - - прирезка разубоживаемых пород, м/м.

Таблица 3

Размеры зон технологических прирезок, нормы прирезок и нормативы потерь, разубоживания для усредненных условий по схемам добычи руды на урановых и золоторудных карьерах

Месторождения, карьеры	Типы залежей. Показатели сложности их рудных контуров, $\frac{\text{от-до}}{\text{ср}}$, ед. (м/м ²)	Рудная мощность, $\frac{\text{от-до}}{\text{ср}}$, м	Схема добычи. Высота уступа (подступа), м	Зона технологических прирезок, м/м	Нормы прирезок по сорту товарных руд, м/м		Показатели на средние условия, %	
					теряемая мощность руды	прирезка разубоживающих пород	потери	разубоживание руды
1. Уч-Кудук № 13, №15	пластообразные, пологие со сложностью контура по кровле, почве $\frac{1,05 - 1,15}{1,10}$		Слоевая с бульдозерной зачисткой кровли; экскаваторная выемка (ЭКГ-4.6; 5А) с опробованием автосамосвалов на РКС					
	- мешковые и выдержанные пласты в плотных глинах	$\frac{0,7 - 1,5}{1,2}$		0,20	0,03	0,17	2,5	12,7
	- маломощные, прерывистые линзы, пласты	$\frac{0,4 - 1,0}{0,7}$		0,235	0,035	0,20	5,0	23,1
2. Меловое №3	пластообразные, пологие в песчано-глинистых породах, сложность $\frac{1,03 - 1,08}{1,05}$	$\frac{1,0 - 2,2}{1,6}$	Послойная роторным экскаватором ЭРГ-400 в автосамосвалы с опробованием на РКС: - свободный от породы откос соседней ленты - засыпанный откос породой					
				0,23	0,05	0,18	3,1	10,4
	3 пласта визуально различимые в уступе	$\frac{0,6 - 1,2}{0,9}$	Слоевая роторным экскаватором ЭР-1250 в автосамосвалы с опробованием на РКС	0,24	0,05	0,19	5,6	18,3
3. Маныбай	мощный штокверк со сложностью контуров по площади уступов $\frac{0,30 - 0,60}{0,45}$	$\frac{3,0 - 20}{8,0}$	Взрывание с сохранением структуры уступа 15,0 м, экскаваторная выемка подступами с опробованием в ковше и автосамосвалах на РКС	1,20	0,30	0,90	3,8	10,5
4. Тулукуй	Крутопадающие богатые жилы, штоки со сложными контурами $\frac{0,30 - 0,70}{0,50}$	$\frac{1,0 - 6,0}{3,5}$	Взрывание с сохранением структуры уступа 5,0 м, экскаваторная выемка с поковшовым и автосамосвалов на РКС опробованием	1,00	0,08	0,92	2,3	21,2
	Пологие маломощные жилы, линзы со сложными контурами $\frac{0,8 - 2,5}{1,40}$			0,65	0,05	0,60	3,6	30,8
5. Мурунтау	Мощные крутопадающие штокверки, жилы при сложности контуров по площади уступов $\frac{0,06 - 0,12}{0,10}$	5÷50	Взрывание с сохранением структуры уступа, экскаваторная выемка широкими заходками по сортовому плану с зачисткой контуров. Высота уступа: 10,0 м 15,0 м					
				2,00	0,50	1,50	5,0	13,6
6. Кокпатас	Крутопадающие, бедные прерывистые линзы, жилы. Сложность контуров по площади уступов $\frac{0,20 - 0,70}{0,35}$	$\frac{2,0 - 20}{5,0}$	Площадное взрывание уступов высотой 5,0 м, экскаваторная выемка со сортовым планом с опробованием автосамосвалов на РКС	1,80	0,30	1,50	6,0	24,2
7. Многовершинное	Крутопадающие богатые вытянутые жилы, линзы, прерываемые дайками. Сложность контуров $\frac{0,15 - 0,60}{0,25}$	$\frac{1,0 - 44}{8,0}$	Траншейная отбойка руды, экскаваторная выемка по сортовому плану при высоте уступа 5,0 м	2,00	0,25	1,75	3,2	18,4

балансовых руд в новых экономических условиях работы предприятий.

Разработка и утверждение каталогов нормативов потерь и разубоживания руды для конкретных условий карьеров по единым методическим принципам и с учетом типов рудных залежей, сложности их рудных контуров и параметров применяемых схем добычи руды, повысило достоверность обоснования планов добычи руды, металла и позволяет однозначно оценивать направления совершенствования технологических процессов, выбор оптимальных параметров добычных забоев.

Список литературы:

1. «Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче». Сборник руководящих материалов по охране недр, Москва, Недра, 1973.
2. «Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ», Москва, Недра, 1977.
3. «Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых», Госгортехнадзор СССР, Москва, 1985.
4. РД «Отраслевая инструкция по определению, учету, нормированию и планированию потерь и разубоживания руды при подземной и открытой разработке месторождений радиоактивных, редких и благородных металлов», ВНИПИПромтехнологии, Москва, 1993.
5. РТД «Эксплуатационные нормативы и инструкция по учету потерь, разубоживания руды в условиях открытой разработки месторождений Мурунтау и Кокпатас Навоийского ГМК», ВНИПИПромтехнологии, 1994.

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ НГМК

УДК 622.271

© А.М. Иоффе, В.Л. Зенкин, В.Н. Кольцов 2002 г.

А.М. Иоффе, канд. техн. наук ВНИПИПромтехнологии,
В.Л. Зенкин, ведущий инженер ВНИПИПромтехнологии,
В.Н. Кольцов, главный маркшейдер НГМК

Для решения задач по оценке устойчивости карьерных откосов и отвалов на ПЭВМ составлен сборник алгоритмов и программ, основанный на многолетнем опыте НИР, проводимых на карьерах Минатома РФ.

Для повышения надежности выполняемых расчетов и снижения затрат рабочего времени на эти расчеты были составлены соответствующие алгоритмы и программы, в том числе отличающиеся от принятых типовых схем ВНИМИ и позволяющие оценивать по фактически полученному коэффициенту запаса устойчивость уступов, группы уступов и бортов карьера с учетом их конструктивной конфигурации и наличия в породном массиве различных поверхностей ослабления (тектонических трещин, слоистости, слабых контактов и т.д.). Геотехнические расчеты по этим программам выполняются с учетом обводненности и влияния сейсмичности районов расположения карьеров. Программы предназначены для работы на IBM-PC/AT с операционной системой MS DOS (версии 3.3). Все алгоритмы имеют распечатки программ, инструкции для оператора по работе на ПЭВМ с программами, контрольные задачи, таблицы входных и выходных параметров алгоритмов.

С использованием разработанных компьютерных технологий была проведена оптимизация параметров бортов карьеров НГМК.

Для обеспечения эффективной и рентабельной разработки месторождения Даугызтау ЗАО «Интегра» выполнено переоконтуривание запасов и проведена перестройка карьеров в новых конечных границах, существенно отличающихся от ранее запроектированных. В связи с этим возникла необходимость в корректировке конструктивных параметров бортов и уступов, построенных ранее геометрически и принятых только с учетом залегания рудных тел, при условии получения максимальной прибыли.

В геологическом строении месторождения Даугызтау принимают участие породы терригенного комплекса. В общем объеме толщи на долю песчаников приходится 30-35%, алевролитов – 40-50%. Породы поверхностной толщи сильнотрещиноватые, слабые и выветрелые с коэффициентом крепости $f=6-8$.

Рудные зоны и вмещающие породы месторождения представлены песчаниками, алевролитами, сланцами, находящимися во взаимном переслаивании. Мощность отдельных слоев названных пород обычно составляет от нескольких сантиметров до первых метров. Небольшие мощности (до 20-40 см) имеют пласты песчаников, но даже в максимально чистом виде они содержат пропластки сланцев и алевролитов. Интенсивная разрывная тектоника привела к развитию широких зон дробления и мелкой складчатости. Наиболее ослабленные зоны – это рудные зоны; в них породы наиболее интенсивно передроблены и гофрированы. Разрывная тектоника образует блоки, практически мало связанные между собой за счет глинки трения, которая, при попадании даже незначительного количества воды, разбухая, приводит к сдвигу этих блоков.

Породы до глубины 130 м представлены переслаиванием песчаников и алевролитов. Песчаники слюдинокварцевого состава мелко- и среднезернистые, толсто- и среднеплитчатые, по массе окварцованы, трещиноватые, мощность пластов до 40 см, плотные, излом часто раковинистый, $f=12-16$. Алевролиты слюдинокварцево-глинисто-углисто-глинисто-каолинитовые, маломощные (до 2-3 см), часто каолинизированы, $f=8-12$.

В породах развито прожилковое окварцевание. Породы, в целом, трещиноватые, расстояние между трещинами от нескольких сантиметров до 30-50 см, очень редко до 1 м. Трещиноватость развита крайне неравномерно и наиболее интенсивно проявляется в зонах сульфидной минерализации.

Конструктивные параметры бортов карьера Даугызтау без углубки

№ профиля	Проложение, м	Высота борта, м	Проектный угол откоса, град.	Предельно допустимый угол откоса, град.
I-I лежащий бок	165	110	33,7	53,5
II-II лежащий бок	310	200	32,8	44,3
III-III лежащий бок	240	140	30,3	49,3
IV-IV торцевой	220	150	34,3	46,5
V-V висячий бок	190	150	38,3	47,0
VI-VI висячий бок	225	185	39,4	47,0

Рекомендуемые параметры уступов бортов карьера для глубины до 220 м:

Высота уступов	Углы откосов уступов	
1-й уступ (10-20 м), глина	35°	Меньшие значения углов принимаются для слоистости, падающей в выработанное пространство (лежащий бок), большие значения – для слоистости, падающей в массив (висячий бок)
2-й уступ (30 м)	40-45°	
3-й уступ (30 м)	40-50°	
4-й уступ (30 м)	45-50°	
5-й уступ (30 м)	45-55°	
6-й уступ (30 м)	50-60°	
7-й уступ (30 м)	50-65°	
8-й уступ (30 м)	50-65°	

Усредненные физико-механические характеристики пород бортов карьера до глубины 220 м, определенные с учетом результатов ранее проведенных работ: сцепление – 0,27 МПа, угол внутреннего трения – 33,5°, объемная масса – 2,69 т/м³; по контактам слоев – сцепление – 14,3 т/м² и угол внутреннего трения – 20,4°.

Явление пльвучести наблюдается крайне резко и связано с углистыми сланцами; при их пересечении разрывной тектоникой. В целом коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова изменяется от 7 до 18.

На основании проведенных инженерных изысканий, можно сделать следующие выводы:

1. В зонах окисленной минерализации горные породы обладают средней и интенсивной трещиноватостью. В

поверхностной толще трещиноватость массива интенсивна, породы ослаблены ($f=7-10$) и выветрелы.

2. В зонах сульфидной минерализации трещиноватость пород развита несколько в меньшей степени, крепость и плотность пород увеличивается ($f=10-14$) и зависит от степени окварцевания.

3. Вмещающие породы представлены пере-слаиванием песчаников и сланцев. Песчаники окварцованы, плотные ($f=8-12$). В целом, вмещающие породы среднетрещиноватые.

4. Основным условием, определяющим состояние устойчивости уступов и бортов, является наличие слоистости. Участки борта, подрезающие откосом слоистость (падение в карьер), менее устойчивы по сравнению с участками, где слоистость падает в массив.

Для разработки исходных данных по параметрам откосов на карьере Даугызтау выделено шесть профилей: I-I, II-II и III-III на лежащем боку месторождения; IV-IV в северном торце карьера; V-V и VI-VI на висячем боку месторождения.

Конструктивные параметры откосов бортов по указанным профилям с проектными и предельно допустимыми углами даны в таблице. Ниже таблицы даны также рекомендуемые углы откосов уступов высотой от 10 до 30 м.

Расчеты по устойчивости бортов по профилям I-I÷VI-VI с предельно допустимыми углами откосов сделаны с введением коэффициента запаса, равного 1,3 в прочностные характеристики массива пород и по контакту и слоистости пород.

На основании результатов расчетов по устойчивости и конструктивным параметрам отстроены борта на профилях I-I÷VI-VI с уступами высотой 30 м и рекомендуемыми углами их откосов.

Разработана также конструкция уступа высотой 30 м ступенчатого профиля за счет постановки его в предельно положение 10-метровыми подступами. Углы откосов 10-метровых подступов также принимались на 10-15° круче откосов 30-метровых уступов.

ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ДЖЕРОЙ-САРДАР ИНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ ФОСФОР ИТОВ

УДК 622.271

О Ю.П. Золотарев, А.В. Кравчук 2002 г.

Ю.П. Золотарев, зам. директора по фосфоритному производству Центрального РУ НГМК,
А.В. Кравчук, начальник карьера Ташкура Центрального РУ НГМК

Джерой-Сардаринское месторождение фосфоритов представлено двумя субпараллельными пологопадающими (3-5°) фосфопластами мощностью от 0,4 до 0,95 м и средним содержанием P₂O₅ около 20%. Подстилающими породами для обоих пластов служат мергели, перекрывают их лессовидные суглинки, гравелиты на карбонатном цементе и известковистые глины. Для каждого фосфопласта характерно неравномерное распределение полезного компонента: от 10-12% в кровле и подошве до 23-26% в центральной части пласта. Это обстоятельство

обуславливает необходимость селективной добычи и раздельного складирования руд различных сортов.

Для разработки месторождения принята продольная однобортная система разработки. Выработанное пространство используется для размещения вскрышных пород. Технологические процессы горных работ по селективной выемке фосфоритных руд осуществляется в определенной последовательности. Процесс подготовки вскрышных пород к выемке осуществляется буровзрывным способом. С целью обеспечения сохранности рудного тела от действий взрыва, бурение взрывных

скважин производят с недобуром на 1,0 м до кровли продуктивного пласта. При отработке массива вскрышных пород экскаватором на кровле рудного пласта оставляется породная предохранительная «рубашка» мощностью 0,2-0,5 м с целью обеспечения сохранности руды. Величина предохранительной рубашки выбрана исходя из параметров вскрышного оборудования и геологических характеристик фосфоритного пласта. Предохранительная рубашка с помощью бульдозера CAT-D10N рыхлится на глубину, не доходящую на 0,1-0,2 м до фосфопласта и укладывается в отвалы (штабель) высотой 3-4 м. После фронтальным погрузчиком CAT-992 отгружается на автосамосвалы и транспортируется в отвалы вскрышных пород.



Рис. 1. Отсыпка слоя зачистки на безрудную зону

Технология селективной добычи руды включает три этапа. Зачистка рудного пласта от предохранительного слоя мощностью 0,1-0,2 м производится фрезерным комбайном «Виртген-2100СМ», с отсыпкой пород разрабатываемого слоя в безрудную зону или погрузкой в автосамосвалы (рис. 1). За качеством зачистки кровли пласта ведется геологический контроль.



Рис. 2. Отгрузка руды в автосамосвалы

На втором этапе производится селективная добыча руды комбайном «Виртген-2100СМ» в верхней и срединной части пласта с отгрузкой в автосамосвалы и транспортировкой ее через рудоконтрольную станцию (РКС) на склады, формируемые по содержанию P_2O_5 (рис. 2).

На третьем этапе производится селективная добыча руды комбайном «Виртген-2100СМ» в подошвенной части пласта, за качеством которой ведется геологический контроль.

Технология селективной отработки пласта комбайном «Виртген-2100СМ» обеспечивает слоевую выемку при добыче фосфоритных руд, что позволяет снизить показатели потерь и разубоживания до 9% и 15% соответственно, повысить содержание P_2O_5 в добываемых рудах с 15,7 до 17%.

Актуальной задачей технологии разработки карьерного поля является выбор оптимальной технологической схемы отработки фосфопласта комбайном «Виртген-2100СМ» при минимальном расстоянии транспортирования вскрышных пород на внутренние отвалы.

Возможные технологические схемы при отработке фосфопласта при использовании комбайнов «Виртген-2100СМ» в условиях месторождений фосфоритов следующие: последовательная, ступенчатая, кольцевая и петлевая схема.

Последовательная схема отработки фосфопласта характеризуется прямыми зарезками комбайна с разворотом в конце рабочего хода и фрезерованием в обратном направлении (рис. 3). Первые три заходки предохранительного слоя «А» отгружаются боковой разгрузкой в отработанное пространство, остальные заходки «Б» отгружаются в автосамосвалы. При отсутствии автосамосвалов допускается боковая послыйная отгрузка рудного пласта в отработанное пространство «С» с последующей отгрузкой отсыпанной рудной массы в автосамосвалы фронтальным погрузчиком. Погрузка в автосамосвалы производится прямой погрузкой, когда автосамосвал идет впереди комбайна, и боковой погрузкой с расположением автосамосвала на горизонте или ниже горизонта установки комбайна.

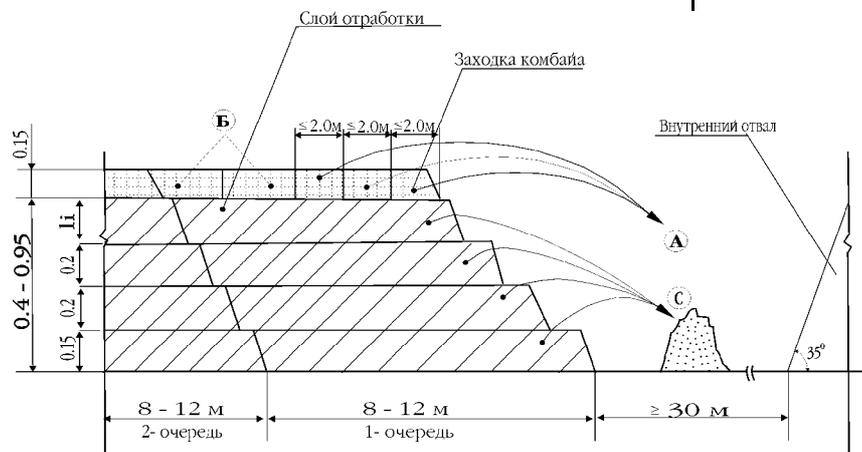


Рис. 3. Последовательная схема отработки фосфопласта

Ступенчатая схема отработки фосфопласта характеризуется прямыми зарезками комбайна с разворотом в конце рабочего хода и фрезерованием в обратном направлении (рис. 4). Отработка делится на несколько ступенчатых блоков, которые имеют последовательность - сверху вниз. Минимальная ширина блока для каждой очереди состоит из четырех полос зарезки комбайна. По первой очереди отгружается предохранительный вскрышный слой на автосамосвалы. По второй и третьей очереди производится отгрузка с верхней и срединной части рудного пласта комбайном на автосамосвалы.

В четвертой очереди, производится отгрузка на автосамосвалы с подошвенной части рудного пласта. Допускается боковая разгрузка руды комбайном на вышележащий вскрытый рудный слой «К», линз с пустой породой в отработанное пространство «С». Совместно с комбайном используется автосамосвал БелАЗ-7540 грузоподъемностью – 30 т. Время погрузки автосамосвала комбайном при средней длине погрузки 30 м, составляет 5-7 мин. Исходя из этого, производительность комбайна изменяется от 90 до 120 м³/час. Мощность фрезеруемого слоя составляет 15-20 см. Время на замену автосамосвала изменяется в пределах от 0,5 до 1,5 мин., на разворот комбайна составляет 4-6 мин.

Петлевая схема обработки фосфопласта, характеризуется непрерывным движением комбайна по передвигающейся петле с витками постоянного размера и расстоянием двумя смежными проходами равным двум радиусам поворота - 10 м (рис. 5). Минимальная ширина врубовой выработки должна равняться одному радиусу поворота комбайна - 10 м. Первые три прохода (I-III) осуществляются по периметру блока кольцевой схеме, затем по коротким сторонам блока по три прохода (IV-VI и VII-IX) с



Рис. 4. Ступенчатая схема отработки фосфопласта

каждой стороны - последовательно. Параметром, определяющим минимальную ширину блока в данном случае, является расстояние, кратное радиусу поворота комбайна – 24 м.

Исходя из этого, на оставшейся после выполнения врубовой выработки ширине блока, равной трем полосам (I-III), должно размещаться 12 проходов, обрабатываемых комбайном за 6 циклов. При этом рабочий цикл включает: заезд комбайна из врубовой выработки в центр блока на полосу «1», фрезерование полосы, поворот противоположно врубовой выработке, заезд на полосу «2» и ее фрезерование в обратном направлении. После этого циклы повторяются.

При кольцевой схеме отработки фосфопласта (рис. 6) рудный блок обрабатывается по спиральной форме с непрерывным движением комбайна. При отработке рудного блока комбайном, минимальная ширина блока должна равняться одному радиусу поворота комбайна - 10 м. Начало указанных работ в точке «0», с постепенным перемещением в центр. Оставшийся участок после выполнения кольцевой выработки, обрабатывается по последовательной схеме отработки фосфопласта. После этого циклы повторяются.

При петлевой и кольцевой схеме отработки фосфопласта скорость комбайна на кривой несколько снижается, в результате производительность комбайна при погрузке снижается до 40-65 м³/час. Обрабатываемый по кольцевой схеме фронт очистных работ комбайна, развивается в площадном распространении в отличие от последовательной схемы, в результате которого увеличивается расстояние транспортирования вскрышных пород на внутренние отвалы. Использование последовательной и ступенчатой схемы отработки фосфопласта, обеспечивает минимальное расстояние транспортирования вскрышных пород на внутренние отвалы при минимальной ширине обрабатываемого блока. При разработке добычного участка, который не обеспечивает использование кольцевой схемы отработки фосфопласта, ведется разработка по ступенчатой схеме.

Таким образом, для разработки фосфоритного пласта сложного строения наиболее рациональна слоевая селективная выемка комбайнами «Виртген-2100СМ» с использованием последовательной, ступенчатой, кольцевой и петлевой схем отработки фосфопласта позволяющими вести добычу фосфоритных руд с минимальными потерями и разубоживанием.

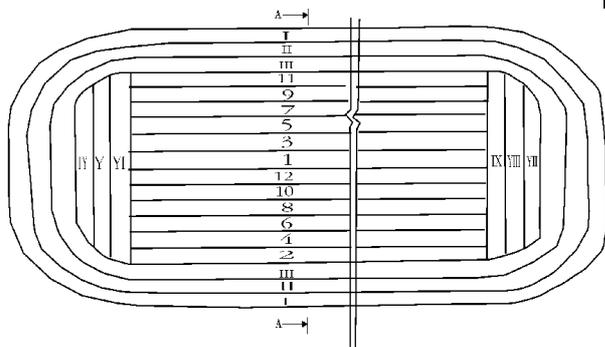


Рис. 5. Петлевая схема отработки фосфопласта

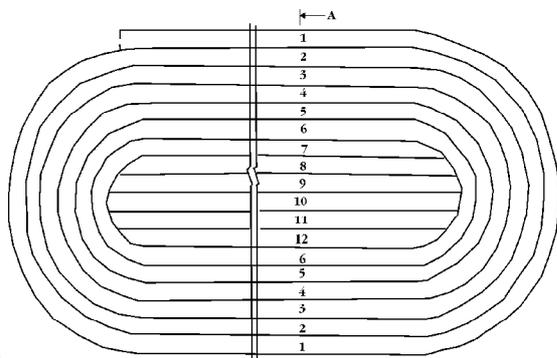


Рис. 6. Кольцевая схема отработки фосфопласта

УЧЕТ РЕАЛЬНОЙ СТРУКТУРЫ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ

УДК 622.27

© С.З. Полищук, В.В. Голуб, В.Н. Кольцов, Н.П. Снитка 2002 г.

С.З. Полищук, главный научный сотрудник ИППЭ НАНУ, докт. техн. наук,
В.В. Голуб, главный специалист ИППЭ НАНУ,
В.Н. Кольцов, главный маркшейдер НГМК,
Н.П. Снитка, главный инженер рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Мировая практика ведения открытых горных работ свидетельствует о том, что оползневые процессы бортов карьеров наблюдаются, как правило, во всех месторождениях.

Одним из путей совершенствования прогнозирования оползневых участков природных склонов, бортов карьеров и отвалов является развитие теоретических методов определения местоположения и формы наиболее слабых поверхностей сдвижения [1, 2].

При определении устойчивости откосов исследователи сталкиваются, как правило, с неоднородной литологической структурой горного массива. Литологические разности, слагающие горный массив, обладают различными физико-механическими свойствами и имеют произвольное (природное или техногенное) геометрическое расположение в массиве откоса. Всегда было естественным стремление исследователей наиболее полно учесть литологическое строение откосов. Нелегкой проблемой, с которой сталкивались исследователи, была проблема математического описания в расчетных моделях геометрии литологических разностей, слагающих массив.

Появление в конце 90-х годов прошлого столетия

достаточно мощных персональных электронно-вычислительных машин с периферийными устройствами (сканеры, дигитайзеры, плоттеры), снабженных визуальными ориентированными языками программирования, предоставило исследователям возможность создавать специализированные программные продукты для оперативного расчета устойчивости сложноструктурных откосов.

В силу выше сказанного актуальными стали задачи разработки численных моделей учета сложной геометрии литологических разностей в горном массиве с применением предполагаемых поверхностей сдвижения в виде элементарных математических функций [3]. Создание программных продуктов на основе использования указанных алгоритмов дает в руки исследователям и производителям необходимые инструменты для оценки устойчивости откосов со сложной структурой горного массива.

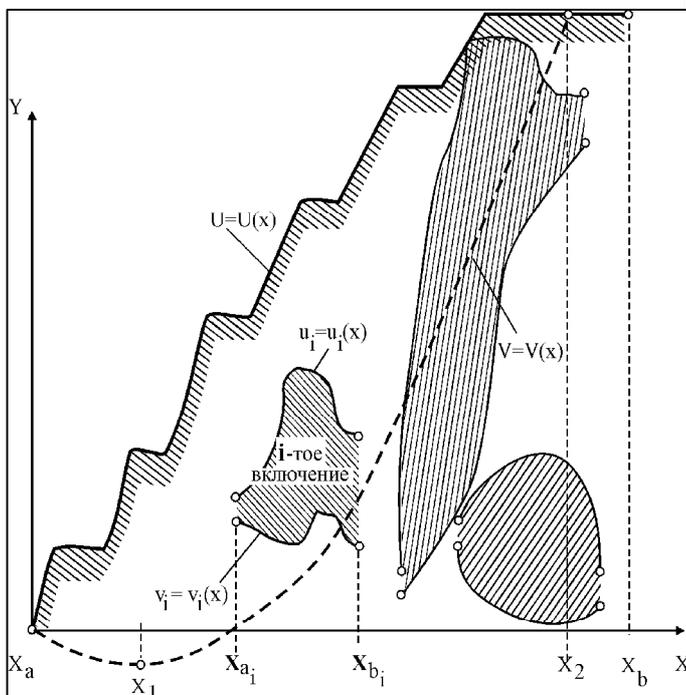
В данной работе рассмотрен инженерный подход, позволяющий наиболее полно учесть сложную геометрию реальной структуры горного массива, а также использовать как произвольные кусочно-линейные, так и криволинейные (параболические) предполагаемые поверхности сдвижения при оценке устойчивости откосов. Приступим к постановке задачи.

Введем декартову систему координат (рисунок). Начало отсчета поместим в основание борта карьера. Ось абсцисс направим горизонтально, а ось ординат вверх по отвесу.

Для описания геометрии дневной поверхности борта карьера введем функцию $U=U(x)$. В качестве предполагаемой потенциальной поверхности сдвижения возьмем функцию $V=V(x)$.

Пара взаимосвязанных функций $U(x)$ и $V(x)$, ограничивающих призму обрушения сверху (функция $U(x)$) и снизу (функция $V(x)$), являются базовыми функциями предлагаемого метода. Пусть преобладающая литологическая разность обладает объемным весом γ , углом внутреннего трения ρ и сцеплением C . Предполагается, что функции $U(x)$ и $V(x)$ по оси абсцисс имеют равные координаты левой и правой границ их диапазона определения $[x_a; x_b]$. Следует отметить, что диапазоны изменения функций $U=U(x)$ и $V=V(x)$ должны быть таковы, чтобы при любых $x \in [x_a; x_b]$ выполнялось соотношение $U(x) > V(x)$.

Использованный подход охвата призмы обрушения парой функций сверху и снизу применим также и для описания геометрии различных включений, имеющих иные физико-механические характеристики. Тектонические нарушения в виде трещин и разломов с заполнителями (дробленной породой) могут быть также описаны с помощью пары охватывающих функций.



Расчетная схема учета реальной структуры горного массива

Пусть в массиве поперечного сечения борта карьера имеются включения в количестве $i=1, n$ со своими физико-механическими характеристиками: объемным весом γ_i , углом внутреннего трения ρ_i , сцеплением C_i . Для описания геометрии i -го включения введем верхнюю охватывающую функцию $u_i=u_i(x)$ и нижнюю охватывающую функцию $v_i=v_i(x)$. Функции $u_i(x)$ и $v_i(x)$ имеют диапазон их определения $[x_{a_i}; x_{b_i}]$, описывающий простирание i -го включения по оси абсцисс. По оси ординат при любых $x \in [x_{a_i}; x_{b_i}]$ выполняется соотношение $u_i(x) > v_i(x)$. В случае если включение имеет сложную геометрию, его следует разбить на ряд более простых геометрических фигур, описываемых с помощью охватывающих функций $u_i(x)$ и $v_i(x)$. Следует отметить, что включения не должны пересекаться друг с другом, или другими словами, включения не должны иметь общих точек. На этом принципе основан описываемый метод учета реальной структуры горного массива.

В ходе исследования предполагаемая поверхность сдвижения $V=V(x)$ и дневная поверхность борта $U=U(x)$ могут пересекать любые включения, выделяя тем самым из массива борта карьера призму обрушения.

Требуется определить в сложно-структурном массиве борта карьера с дневной поверхностью $U=U(x)$ такую предполагаемую поверхность сдвижения $V=V(x)$, при которой коэффициент запаса устойчивости борта карьера η будет минимальным.

Такая постановка задачи на практике предполагает два этапа решения:

1. Построение кусочно-линейной предполагаемой поверхности сдвижения, проходящей по структурным ослаблениям в массиве борта карьера.

2. Построение в массиве борта карьера криволинейной (параболической) предполагаемой поверхности сдвижения, минимизирующей коэффициент запаса устойчивости борта карьера и проходящей через основание борта карьера (начало системы координат).

В результате выполнения двух этапов решения задачи определяется предполагаемая поверхность сдвижения, дающая минимальный коэффициент запаса устойчивости сложно-структурного борта карьера.

Более подробно остановимся на этапах решения задачи.

Первый этап предполагает задание поверхности сдвижения $V=V(x)$ в виде кусочно-линейной функции. Как известно, уравнение прямой $V=V(x)$, проходящей через две заданные точки $\{x_1; V_1\}$ и $\{x_2; V_2\}$, имеет вид

$$V(x) = V_1 + \frac{V_2 - V_1}{x_2 - x_1} \cdot (x - x_1) \quad (1)$$

При переходе от точки $\{x_2; V_2\}$ к последующей точке $\{x_3; V_3\}$ в формуле (1) происходит замена параметров, т.е. $x_1=x_2$, $V_1=V_2$, $x_2=x_3$, $V_2=V_3$. Таким путем осуществляется построение кусочно-линейной поверхности сдвижения.

На втором этапе решения задачи поверхность сдвижения ищется в виде параболы

$$V(x) = a \cdot x^2 + b \cdot x, \quad (2)$$

проходящей через начало системы координат (основание борта карьера). Для этого требуется решить экстремальную задачу с ограничениями в виде неравенства. Выразим коэффициенты параболы a и b , входящие в формулу (2), через геометрические параметры борта карьера (рисунок)

$$a = \frac{H}{x_2^2 - 2 \cdot x_1 \cdot x_2}, \quad b = -\frac{2 \cdot x_1 \cdot H}{x_2^2 - 2 \cdot x_1 \cdot x_2},$$

где x_1 - абсцисса экстремума параболы,
 x_2 - абсцисса выхода параболы на дневную поверхность борта карьера,

H - высота борта карьера.

Будем придерживаться существующих теоретических представлений о характере криволинейных предполагаемых поверхностей сдвижения массивов откосов и потребуем, чтобы параболическая предполагаемая поверхность сдвижения (2) была вогнутой. Это требование выполним при условии

$$x_2^2 - 2 \cdot x_1 \cdot x_2 > 0 \quad (3)$$

Определим параметры, которые будут нужны при определении коэффициента запаса устойчивости борта карьера. Форма предполагаемых поверхностей сдвижения заранее предопределена ее математическим законом изменения. Поэтому обычным дифференцированием математической функции можно определить наклон элементарной площадки сдвижения в массиве борта карьера

$$\xi(x) = \arctg\left(\frac{dV(x)}{dx}\right), \quad (4)$$

где $\xi(x)$ - угол наклона элементарной площадки сдвижения к горизонту.

Высота призмы обрушения $h=h(x)$ в каждой точке x из диапазона определения $x \in [x_a; x_b]$ может быть вычислена с использованием пары базовых функций метода $U=U(x)$ и $V=V(x)$

$$h(x) = U(x) - V(x).$$

Призму обрушения, ограниченную сверху функцией $U=U(x)$ и снизу функцией $V=V(x)$, разобьем на ряд элементарных вертикальных отсеков шириной dx и высотой $h=h(x)$. Будем считать, что в вертикальных плоскостях между отсеками нормальные напряжения отсутствуют, а следовательно отсутствуют силы трения. Для определения коэффициента запаса устойчивости борта карьера применим метод алгебраического сложения сил. Следует только отметить, что в массиве борта карьера со сложной горно-геологической структурой будем искать такое положение предполагаемых поверхностей сдвижения с заранее заданной формой, при котором коэффициент запаса устойчивости борта карьера η будет минимальным

$$\eta = \frac{F_1 + F_2}{F_3}, \quad \eta \rightarrow \min, \quad (5)$$

где

$$F_1 = \int_{x_a}^{x_b} \rho(x) \cdot \gamma(x) \cdot h(x) \cdot \cos[\xi(x)] \cdot dx,$$

$$F_2 = \int_{x_a}^{x_b} C(x) \cdot \sqrt{1 + \left[\frac{dV(x)}{dx}\right]^2} \cdot dx,$$

$$F_3 = \int_{x_a}^{x_b} \gamma(x) \cdot h(x) \cdot \sin[\xi(x)] \cdot dx,$$

$\rho(x)$ - угол внутреннего трения пород в массиве,

$\gamma(x)$ - объемный вес элементарного отсека,

$C(x)$ - сцепление пород в массиве,

$F_1 + F_2$ - сумма удерживающих сил на элементарной площадке сдвижения,

F_3 - сдвигающее усилие на элементарной площадке сдвижения.

В ходе решения экстремальной задачи (5) с ограничениями (3) будут определены коэффициенты предполагаемой параболической поверхности сдвига (2) а и b, выраженные через высоту борта карьера Н в точке выхода поверхности сдвига на дневную поверхность с абсциссой x_2 и абсциссу x_1 экстремума (минимума) параболической поверхности сдвига.

Полученный коэффициент запаса устойчивости борта карьера η следует сравнить с коэффициентами запаса устойчивости борта карьера, вычисленными с применением кусочно-линейных предполагаемых поверхностей сдвига, проведенных по наиболее слабым литологическим разностям в массиве борта карьера. В результате сравнения определяется наименьший коэффициент запаса устойчивости борта карьера с соответствующей ему предполагаемой поверхностью сдвига (кусочно-линейной или параболической).

На основе разработанной методики учета реальной

структуры горного массива создан программный продукт для ПЭВМ, который внедрен на карьере «М». Программный продукт использовался при проектировании уступов и бортов IV очереди карьера «М».

Список литературы:

1. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров / Под общ. ред. д-ра техн. наук С.З. Полищука.- Днепропетровск: Полиграфист, 2001.- 371 с.
2. Полищук С.З. Геомеханические задачи рационального природопользования на открытых горных работах. – Киев: Наукова думка, 1998. – 180 с.
3. Голуб В.В. Численный метод расчета устойчивости борта карьера с неоднородной структурой горного массива // Опыт моделирования при решении задач природопользования и экологии / Под научн. ред. д-ра техн. наук С.З. Полищука.- Днепропетровск: Ин-т проблем природопользования и экологии НАН Украины, 1998. – С. 129-134.

ВЗАИМОСВЯЗЬ ДЕФОРМАЦИЙ БОРТОВ КАРЬЕРА МУРУНТАУ С ВНУТРЕННИМИ И ВНЕШНИМИ ВОЗДЕЙСТВИЯМИ

УДК 622.27

© Б.Г. Лукишов, Б.К. Телибаев, А.С. Федянин 2002 г.

Б.Г. Лукишов, канд. физ.-мат. наук ВНИПИпромтехнологии,
Б.К. Телибаев, начальник геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
А.С. Федянин, инженер-геофизик геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

В настоящее время, при разработке месторождения Мурунтау необходимо учитывать, что в районе Центральных Кызылкумов объявлен период ожидания сильного землетрясения интенсивностью более 8 баллов (по шкале MSK). В данных условиях необходимо иметь четкое представление о взаимосвязи деформации бортов глубокого карьера Мурунтау с внутренними техногенными воздействиями и внешними воздействиями регионального масштаба, с целью заблаговременного обеспечения безопасности горных работ.

Известно, что высокий уровень тектонических напряжений и масштабы горных работ создают условия для возникновения горных ударов тектонического типа - динамических срывов по имеющимся в массиве нарушениям сплошности. Изменение напряженного состояния горного массива в результате инженерной деятельности в больших масштабах, может привести к образованию крупных трещин вдоль геолого-структурных неоднородностей и значительным подвижкам, сопровождающимся локальными землетрясениями техногенного характера. Считается, что взрывное воздействие в данном случае является спусковым механизмом для землетрясения, при этом энергия массового взрыва может быть по порядку меньше сейсмической энергии землетрясения. Главными параметрами техногенного землетрясения является запас упругой энергии по отношению к возможному направлению подвижек и размер образовавшейся трещины. Следовательно, для успешного прогноза влияния техногенных факторов в конкретном горном массиве необходимо знать, кроме напряженного состояния горного массива, его пространственную структуру и естественный режим деформирования.

При производстве технологических взрывов законтурный массив испытывает дробящее и сейсмическое воздействие. Согласно исследованиям, дробящее воздействие взрыва ограничено зоной трещинообразования и может достичь 10-12 диаметров заряда в нижней части уступа, а по поверхности 20-50 м. В зоне сейсмического воздействия,

радиус которой может достигать 1000 м, породы испытывают лишь упругие деформации, поскольку величина напряжений в сейсмозрывной волне в этой зоне становится меньше предела прочности породного массива на растяжение и сжатие. Таким образом, на участках борта карьера не имеющих явно выраженных поверхностей ослабления, падающих в сторону выработанного пространства, сейсмические колебания массива практически не оказывают влияния на его устойчивость. Данное положение подтверждается результатами исследований в лабораторных и натуральных условиях, при которых изучалось изменение прочностных характеристик горных пород импульсно-волновым методом. Принятая система наиболее полно соответствует напряженному состоянию породного массива, подвергнутого взрывному нагружению.

По результатам испытаний образцов построена экспериментальная кривая долговечности (рисунок), которая показывает, что минимальная величина действующего напряжения, при котором происходило разрушение образцов составляет $0,63 (\sigma_d / [\sigma_{сж}])$, где $K(\sigma_d / [\sigma_{сж}])$ - теоретический предел прочности на сжатие.

При этом, уравнение регрессии будет иметь следующий вид:

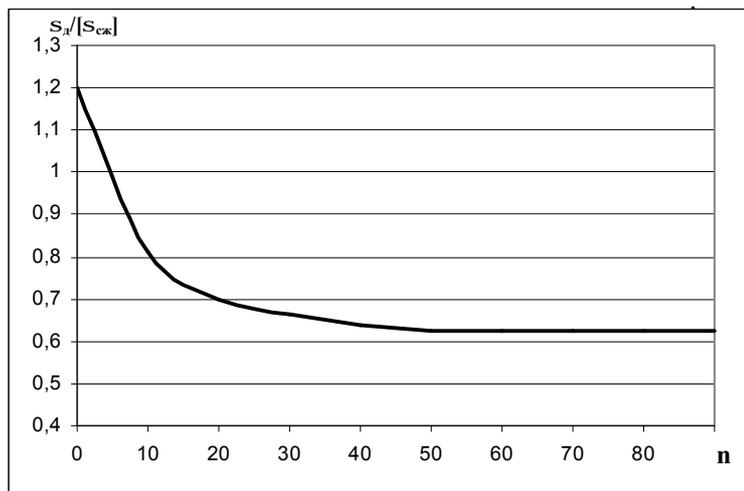
$$\sigma_d = 1,2 n^{-0,17} [\sigma_{сж}]$$

где σ_d - динамический предел прочности на сжатие, кг/см;

n - число динамических нагружений на образец;

$\sigma_{сж}$ - статический предел прочности на сжатие, кг/см.

В случае, если для законтурного массива горных пород характерна слоистость, падающая в сторону выемки, как это имеет место на значительных по протяженности участках северного и южного бортов, сейсмические колебания могут со временем снижать устойчивость вышележащих уступов. Это является следствием того, что массовые взрывы производятся систематически и разрушающие действия отдельных взрывов, накладываясь друг на друга, суммируются.



Кривая долговечности образца при многократных динамических нагрузках

Рассматривая сейсмическое воздействие взрывов, необходимо учитывать, что различные участки борта карьера в определенный момент времени будут находиться в разных фазах колебаний, что свидетельствует о локальном влиянии сейсмозрывных волн на отдельные участки, а не на весь борт в целом. Такими участками карьера являются группы из 3-4 уступов, устойчивость которых при отсутствии экранной щели значительно снижаются. При этом, основная причина снижения устойчивости заключается в том, что при резких изломах рельефа, ха-

рактерных для карьера, вышележащие уступы находятся в зоне геометрической тени и полутени. Если взрыв произведен вблизи вышерасположенного уступа, то породы, слагающие его, смещаются «вперед – вниз», а верхняя берма вблизи последнего ряда скважин испытывает поднятие. В зонах тектонических нарушений, содержащих слои слабых углеродистых сланцев, такие систематические смещения приоткосного массива со временем могут привести, к потере сцепления по контактам слоев. Соответственно значительно уменьшится удерживающее усилие, действующее по вероятной поверхности скольжения, поскольку откос будет удерживаться в устойчивом состоянии за счет сил трения.

Следовательно, при существующей технологии буровзрывных работ устойчивость откосов в основном определяется напряженным состоянием массива, его прочностью и структурными особенностями.

Таким образом, можно сделать вывод, что при разработке месторождения Мурунтау, с учетом сложившейся в районе Центральных Кызылкумов сейсмической ситуации, внешнее динамическое воздействие взрывов, при существующей технологии буровзрывных работ, в значительно меньшей степени влияет на развитие деформационных процессов на участках бортов карьера, чем внешние сейсмические воздействия регионального масштаба, которые могут представлять значительную опасность для устойчивости бортов глубокого карьера.

ПРОБЛЕМЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО МЕХАНИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД И МИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РУДОСОРТИРОВКИ

УДК 622.7

© Н.И. Кучерский, А.В. Канцель, А.М. Кустов, С.Б. Иноземцев, П.А. Мазуркевич 2002 г.

Н.И. Кучерский, директор НГМК, докт. техн. наук,
А.В. Канцель, президент INTEGRA GROUP LLC, докт. геол.-минерал. наук,
А.М. Кустов, директор Центрального рудоуправления НГМК,
С.Б. Иноземцев, главный геолог НГМК, канд. геол.-минерал. наук,
П.А. Мазуркевич, ведущий специалист INTEGRA GROUP LLC

Результаты исследовательских работ по сортировке руд Мурунтау подробно рассмотрены в работе [1]. Начальным этапом исследований по рудоподготовке (предварительному обогащению) золотосодержащих руд месторождения Мурунтау следует считать работы по фотометрической сортировке и сепарации по форме кусков, которые были выполнены специалистами НГМК и рядом научно-исследовательских организаций в 1968-71 гг.

В этот период были изучены важнейшие общие и специфические характеристики руд, влияющие на эффективность этих методов: кусковатость, распределение золота по кускам различных классов крупности, фракционный состав руд по цвету и корреляционная связь отражательной способности минеральных компонентов с содержанием золота. Полученные результаты послужили основанием для проведения опытно-промышленных работ непосредственно на месторождении.

В 1969-70г.г. на карьере Мурунтау была построена временная опытная установка для фотометрического

обогащения золотосодержащих руд и проведена сортировка 15 технологических проб забалансовых и беднотоварных руд общим весом 204 т.

Сепарация осуществлялась с предварительной промывкой кусков и с получением трех продуктов - концентрата, промпродукта и хвостов на опытных образцах фотометрических сепараторов ФСК-200/50 и ФСК-50/10 (разработка ВНИИХТа, г. Москва и ЦНИЛА, г. Желтые Воды), что позволило разносторонне оценить возможности метода.

В первую операцию выделялись концентрат и грубые хвосты, последние перечищались с получением промпродукта и конечных хвостов.

Классы $-200+100$ мм и $-100+50$ мм сортировались на сепараторе ФСК $-200/50$, классы $-50+20$ мм и $-20+10$ мм – на сепараторе ФСК-50/10. Классы -10 мм и $+200$ мм сортировке не подвергались и при составлении баланса сортировки условно отнесены к не сортируемым классам. Выход сортируемых классов в среднем составил 62%.

Поскольку одним из наиболее явных отличий в физических свойствах черных сланцев и основной массы руд являются цветные характеристики, то в качестве перспективного метода технологической селекции руд может рассматриваться фотометрия, а различительным признаком может служить спектр отраженного света.

Опытно-методические работы по фотометрии были проведены на базе ОМГТП по 15 технологическим коллекциям кусков машинного класса крупности (-100+50 мм) горнорудной массы Мурунтау общим количеством 1614 шт. Соотношение кусков различных литологических типов в суммарной выборке и средневзвешенного содержания в них золота иллюстрирует табл. 8, согласно которой черные сланцы наиболее обеднены по золоту, в то время как в окварцованных разностях содержание его существенно выше.

С помощью фотометрической селекции технологических коллекций, различающихся по содержанию золота, получены следующие результаты (табл. 9).

Благодаря фотометрической селекции спецпороды и

ективизма, которая негативным образом влияет на представительность данных, принятых в качестве опорных для контроля результатов фотометрии.

Сравнение результатов ГАА кусков и пробирного анализа порошковых проб, полученных из них, показало, что ГАА кусков дает систематическое (около 0,4 г/т) завышение на низких содержаниях золота. Следовательно, в пересчете на пробирный анализ ожидается еще более высокое качество фотометрической разбраковки кусков в целях технологической селекции.

Анализ результатов, представленных в табл. 10, приводит к выводу о целесообразности разделения концентрата на две составляющие – промпродукт и обогащенный продукт (концентрат). Аппаратурные возможности рентгенорадиометрического и фотометрического оборудования, как при комплексном, так и раздельном их использовании на сепарационных установках серии РРС, позволяют решить эту задачу в одно-стадийном режиме сепарации. Контрольные показатели такой разбраковки кусков машинных классов крупности, полученные опытным путем, представлены в табл. 11.

Опуская нюансы исследований по технологической селекции руд Мурунтау, следует отметить главное, что на настоящий момент рудосортировку по технологии INTEGRA GROUP удалось адаптировать к вещественному составу породной матрицы руд Мурунтау, а именно:

1. Найти классификационные критерии позволяющие проводить технологическую селекцию различных сортов руд и минерализованной массы с выделением отвального продукта, промпродукта и обогащенного продукта. При этом полученные продукты технологической селекции различаются не только по содержанию золота, но и по вещественному составу породной матрицы. Так в отвальном продукте концентрируются породы черносланцевой формации, пассиваторы процессов извлечения золота, а различия литологического состава промпродукта и обогащенного продукта позволяют рассматривать их как различные (по схемам подготовки и переработки) технологические типы руд.

2. Провести технологические испытания и разработать технологический регламент, определяющий основные показатели технологические схемы процесса технологической селекции.

3. Провести предварительные технико-экономические расчёты Проекта использования данной технологии в практике предприятия.

Таблица 8

Средние содержания золота в литологических типах и их выход по суммарной выборке (по 1614 кускам) из 15 технологических проб Мурунтау

Код	Литологический тип	Ау, г/т	Выход
1	Черные сланцы	1,24	18,91
2	Серицит-хлоритовые сланцы, филлиты	1,95	16,15
1+2		1,57	35,06
3	Песчаники, роговики, металаевролиты и другие разности без видимой сланцеватости	1,88	36,46
4	Слабоокварцованные образцы, в которых кварц слагает жилки или редкие включения	6,23	17,22
5	Кварциты и чистый кварц	5,55	9,2
4+5		5,99	26,42
6	Окисленные образцы с широким развитием гидроокислов железа и марганца (красноцветы)	7,19	2,06
	Всего	2,97	100

Таблица 9

Выхода продуктов фотометрической селекции и содержание в них золота для различных технологических классов руд

Технологический класс	Ау, г/т	Хвосты		Концентрат		К обог.
		Вых., %	Ау, г/т	Вых., %	Ау, г/т	
Спецпорода	1,1	50	0,53	50	1,65	1,50
Спецпорода	1,23	49	0,58	51	1,86	1,51
Забаланс. руда	1,58	50	0,71	50	2,46	1,56
Забаланс. руда	1,73	49	0,76	51	2,69	1,56
Руда	2,86	30	1,18	70	3,56	1,25

забалансовых руд достигается перераспределение литологических типов в сторону улучшения технологического качества руд (табл. 10). Упорные литологические типы породной матрицы отбраковываются в хвосты и составляют 92,6% от их массы, а благоприятные для цианирования (технологичные) золотосодержащие руды накапливаются в концентрате, соответствующему по содержанию золота руде (Ау > 2,5 г/т).

Следует отметить, что кодирование кусков по литологическим типам проведено визуально, что не совсем корректно, если куски представлены смешением нескольких литотипов или их переходными разностями. В таких случаях профессионализм кодировщика играет важную роль, т.е. в кодировании кусков есть доля субъек-

Таблица 10
Соотношение выходов литологических типов в продуктах фотометрической селекции спецпороды и забалансовых руд

№ пп	Литологические типы (код согласно табл. 8)	Выход хвостов		Выход концентрата	
		Абс., %	Отн., %	Абс., %	Отн., %
1	1+2	53,0	75,7	17,0	24,3
2	3	39,6	54,3	33,3	45,7
3	1+2+3	92,6		50,3	
4	4+5	6,2	11,7	46,8	88,3
5	6	1,2	29,3	2,9	70,7
6	4+5+6	7,4		49,7	
7	Всего	100		100	

Анализ данных табл. 1 позволил сделать вывод [2] о том, что применение фотометрической сортировки является наиболее перспективным для обогащения забалансовых руд с получением продукта, соответствующего товарной руде перерабатываемой на ГМЗ-2.

Проведенные технико-экономические расчеты показали, что с помощью фотометрического обогащения забалансовых руд, возможно получение золота в готовой продукции равного по себестоимости переработке товарной руды. Однако при этом в концентрат фотометрического обогащения извлекается всего порядка ~30% золота, а ~70% теряется с хвостами. В связи с этим, авторами работы [2] было предложено продолжить работы по увеличению эффективности сортировки с использованием сочетания других физических свойств руд, а собственно метод фотометрического обогащения не был принят для промышленного внедрения.

Таблица 1
Средние показатели фотометрической сортировки золотосодержащих руд

Наименование продуктов	Валовая сортировка			Выборочная сортировка проб окварцованных руд		
	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Минерализованная масса, класс содержаний золота – от 0.9 до 1.5 г/т						
Концентрат	15,1	2,14	31,6	13,3	3,08	38,3
Промпродукт	30,5	0,90	27,0	31,6	0,82	24,0
Хвосты	18,5	0,42	7,6	22,9	0,50	10,7
Не сортируемые классы	35,9	0,96	33,8	32,2	0,90	27,0
Итого: промпродукт, хвосты, не сортируемые классы	84,9	0,82	68,4	86,7	0,76	61,7
Исходная	100,0	1,02	100,0	100,0	1,07	100,0
Забалансовые руды, класс содержаний золота более 1.5 до 2.0 г/т						
Концентрат	14,3	3,4	28,0	12,2	4,7	33,0
Промпродукт	20,5	1,7	19,6	16,7	1,86	18,0
Хвосты	26,6	0,8	12,2	27,5	0,8	13,1
Не сортируемые классы	38,6	1,82	40,2	43,6	1,42	35,9
Итого: промпродукт, хвосты, не сортируемые классы	85,7	1,5	72,0	87,8	1,3	67,0
Исходная	100,0	1,76	100,0	100,0	1,72	100,0
Бедные балансовые руды, класс содержаний золота более 2.0 до 3.5 г/т						
Концентрат	12,07	3,69	16,0			
Промпродукт	35,97	2,68	22,6			
Хвосты	12,23	0,98	4,3			
Не сортируемые классы	39,73	3,21	45,5			
Итого: промпродукт, хвосты, не сортируемые классы	87,93	2,67	83,4			
Исходная	100,0	2,82	100,0			

Таблица 2
Параметры кусковатости основных литологических типов руд Мурунтау

Наименование показателей	Ед. измер.	Литологические типы руд	
		алеволиты и слюдисто-кварцевые сланцы	сланцы
Число образцов	шт.	120	200
Средняя длина	мм	91	64
Средняя ширина	мм	62	36
Средняя толщина	мм	44	13
Средний диаметр	мм	66	39
Соотношение длины, ширины и толщины	отн.ед.	1:0,68:0,48	1:0,56:0,20

Одновременно с проведением опытно-промышленных испытаний по фотометрической сортировке по предложению специалистов НГМК были проведены работы по обогащению забалансовых и беднотоварных руд с использованием метода разделения по форме кусков [2]. Предпосылками этому явилось установленное исследованиями различие литологических разностей руд по содержанию золота и по форме кусков (табл. 2, 3, 4).

Замечательной особенностью метода разделения кусков по форме является его технологическая простота, высокая производительность и низкая себестоимость обогащения.

На первом этапе исследований выделение сланцевой плитки из руды производилось разборкой кусков вручную. Для этого непосредственно из забоев карьера было отобрано 8 технологических проб забалансовых и балансовых руд общим вес 47,8 т. Все пробы обрабатывались по одной и той же схеме. Исходный материал подвергался грохочению вручную на грохотах с размером ячейки 5x5, 50x50, 100x100 и 200x200мм. Куски размером более 200 мм классифицировались по крупности на

Таблица 3
Золотоносность вмещающих пород месторождения Мурунтау (По данным отчетов Кызылкумской экспедиции)

Минеральная разность	Содержание золота, г/т	
	Среднее	Пределы изменений
Метасоматиты	2,7	1+3,4
Слюдисто-кварцевые сланцы	1,4	0,6+2,1
Углисто-слюдистые сланцы	0,5	0,2+1,7

Таблица 4
Результаты пробирных анализов проб основных типов пород, составляющих горнорудную массу на месторождении Мурунтау (По данным работы [2])

Наименование показателей	Содержание золота, г/т		
	сланцы	алеволиты	кварциты
Среднее	0,5	1,8	31,3
Стандартное отклонение	1,12	0,79	1,35
Коэфф. вариации, %	210	103	230

основе индивидуальных измерений. Все классы взвешивались для определения выхода. Каждый класс (за исключением материала крупнее 200 мм) разделялся на две части. Из одной части вручную выбирался плиточный материал, получившиеся продукты подвергались дроблению и пробоваванию.

Одновременно в ходе ручной разборки кусков производилось определение параметров кусковатости для забалансовых и балансовых руд. Согласно табл. 5, выход сланцевой плитки по забалансовым рудам составляет 14,0% от исходного или 20,4% от сортируемых классов. Содержание золота в плитке 0,33 г/т и потери металла, за счет ее отбраковки, составили 2,7%. Выделение плитки из забалансовых руд позволяет повысить содержание золота в суммарном обогащенном продукте в 1,14 раза, однако при таком коэффициенте обогащения руда все же остается забалансовой. В связи с этим авторы отчета [2] делают вывод о том, что обогащение забалансовых руд разделением по форме, как самостоятельная операция, является малоперспективной. Большое практическое значение отбраковка плитки имеет для балансовых руд. Так, выход в хвосты плитчатой составляющей достигает 16,7% от исходной массы, что позволяет повысить содержание золота в обогащенном продукте с 3,6 г/т до 4,2 г/т. Коэффициент обогащения равен 1,17, содержание золота в плитке - 0,66 г/т, а потери металла в ней - 3,0%. Установлено, что с увеличением среднего содержания золота в исходной руде возрастает и его содержание в выделяемой плитке.

Результаты предварительных исследований по ручной разборке горнорудной массы позволили начать испытания по механическому выделению сланцевой плитки из балансовых золотосодержащих руд на вибрационном грохоте типа ГР-166, специально переоборудованном по типу грохотов, применяемых в слюдяной промышленности.

Всего механическому обогащению по форме кусков на грохоте ГР-166 было подвергнуто пять технологических проб беднотоварных руд с содержанием золота от 2,5 до 4,0 г/т общим весом 89,9 т. На основании полученных данных авторы работы [2] сделали вывод о практической значимости разделения по форме только для обогащения балансовых руд и подтверждают это технико-экономическими расчетами, а применение данного метода как самостоятельной операции для обогащения забалансовых руд рассматривают как малоперспективное, так как при коэффициенте обогащения 1,15 руда все же остается забалан-

Таблица 5
Средние результаты ручной выборки сланцевой плитки
(По данным работы [2])

Продукт	Забалансовая руда			Балансовая руда		
	(пробы № 1П, 2П, 3П, 5П)			(пробы № 6П, 7П, 8П)		
	Вых., %	Сод. Au, г/т	Извл. Au, %	Вых., %	Сод. Au, г/т	Извл. Au, %
Сланцевая плитка от класса -200+5мм	14,0	0,33	2,7	16,7	0,66	3,0
Обогащенный продукт от класса -200+5мм	54,9	2,08	66,0	62,0	4,32	74,3
Итого класс -200+5мм	68,9	1,73	68,7	78,7	3,55	77,3
Не сортируемые классы +200 и -5+0мм	31,1	1,74	31,3	21,3	3,85	22,7
Итого: обогащенный продукт и не сортируемые классы.	86,0	1,96	97,3	83,3	4,21	97,0
Исходная руда	100,0	1,73	100,0	100,0	3,61	100,0

Таблица 6
Результаты механического обогащения беднотоварных руд
по форме на грохоте ГР-166

Наименование продукта	Все пробы			Пробы с сод. Au 2-3 г/т.			Пробы с сод. Au 3-4 г/т.		
	Вых., %	Au, г/т	Извл., %	Вых., %	Au, г/т	Извл., %	Вых., %	Au, г/т	Извл., %
Плитка от класса -200+20мм	17,6	1,0	5,8	15,5	0,9	5,0	20,8	1,1	6,6
Обогащенный продукт от класса -200+20мм	42,4	2,9	40,2	37,5	2,6	35,2	49,6	3,3	46,6
Класс -200+20мм	60,0	2,34	46,0	53,0	2,02	40,2	70,4	2,6	53,2
Класс -20+0мм	40,0	4,14	54,0	47,0	3,5	59,8	29,6	5,5	46,8
в т.ч. классы -20+5мм	20,5	3,49	23,4	23,1	2,7	22,5	16,6	5,2	24,4
-5+0мм	19,5	4,8	30,6	23,9	4,3	37,3	13,0	6,1	22,4
Итого: обогащенный продукт и класс -20+0мм	82,4	3,50	94,2	84,5	3,1	95,0	79,2	4,15	93,4
Исходная руда	100,0	3,06	100,0	100,0	2,76	100,0	100,0	3,52	100,0

совой. Средние показатели обогащения по форме кусков приведены в табл. 6.

Согласно табл. 6 результаты механического выделения сланцевой плитки в основном согласуются с данными ручной рудо разборки (табл. 5).

Выход плиточного продукта по отдельным пробам колебался от 11,6 до 23,1% и в среднем составил 17,6%, коэффициент обогащения равен 1,15.

Однако содержание золота и соответственно его потери в плиточном материале, выделяемом на грохоте, выше, чем при ручной рудо разборке.

С увеличением среднего содержания золота в исходной руде происходит его увеличение и в плиточном материале.

Анализ выделенного плиточного материала показал, что имеется определенная связь между размером (толщиной) кусков и содержанием в них золота, что видно из табл. 7.

По мнению авторов работы [2] отмеченное обстоятельство указывает на необходимость продолжения исследований по подбору оптимальных условий ведения процесса и оценке обогатимости во взаимосвязи с особенностями минерального состава руд.

Таблица 7
Среднестатистические данные по толщине плиток
и содержанию в них золота

Толщина плиток, мм	Содержание золота, г/т		
	Проба №1ПГ	Проба № 2ПГ	Проба № 4ПГ
Менее 3	2,3	2,4	2,0
3-6	0,7	0,5	0,8
6-10	0,9	0,8	1,1
10-15	2,1	1,2	0,9
15-20	1,6	1,7	1,3

Вторым, одним из наиболее значимых этапов исследований по обогащению руд, явились работы 1984-1988 гг., связанные с разработкой технологии крупнопорционной посамосвальной сортировки на основе гамма-активационного анализа [3, 4].

К этому времени был накоплен достаточный опыт экспресс-анализа геологических проб на золото с облучением их тормозным излучением линейного ускорителя электронов на промышленной установке «Аура» в лаборатории гамма-активационного анализа (КЛГАА) карьера Мурунтау, которая была введена в эксплуатацию в 1977 г. [5, 6].

Поскольку технических средств, позволяющих экспрессно определить концентрацию золота в рудных порциях, масса которых составляет десятки тонн, к тому времени не существовало, проблема оперативной посамосвальной сортировки руд оказалась тесно связанной с проблемой быстрого отбора представительной пробы. С целью выбора рационального способа отбора пробы для анализа в КЛГАА был выполнен большой объем работ по изучению распределения золота в отбойной массе в объеме кузова автосамосвала [3].

Для изучения посамосвальной контрастности было отобрано 5 валовых проб различных сортов руды, по 150-170 автосамосвалов БелАЗ-548 каждая, проведено опробование руды из каждого кузова путем отбора 5 частных проб весом около 20 кг. По каждой пробе определено содержание золота, проведена статистическая обработка результатов анализов, рассчитаны параметры посамосвальной сортировки и возможные показатели сортировки в объемах кузовов автосамосвалов БелАЗ-548.

Этими исследованиями было показано, что из руд с исходным содержанием золота 1,3-2,0 г/т посамосвальной сортировкой можно выделять порядка 15% обогащенного продукта с содержанием золота 2,5-2,6 г/т. Данный факт послужил обоснованием к применению посамосвальной сортировки как способа попутного выделения из некондиционных руд, направляемых на склады длительного хранения, более богатой части, которая может быть направлена на переработку дополнительно к товарным рудам текущей добычи, а также как способа снижения потерь и разубоживания при отработке приконтурных зон выемки на границах залегания кондиционных руд.

Результаты выполненных работ послужили основанием для разработки технического проекта и изготовления установки «Амальгама» с участием НПК ЛУЦ НИИЭФА (г. Санкт-Петербург) и ВНИИТФА (г. Москва). В состав установки входили устройства пробоотбора и пробоподготовки, транспортировки пробы, линейный ускоритель электронов ЛУЭВ-8АС, спектрометр гамма-излучения, пульт управления микро ЭВМ с программным обеспечением [4]. Технико-экономическими расчетами была доказана высокая экономическая эффективность крупно порционной сортировки, несмотря на значительные капитальные затраты.

Однако в этот период времени развернулась резкая интенсификация горных работ на карьере Мурунтау и в связи с этим не удалось определить местоположения установки «Амальгама» в технологической цепи горно-транспортной схемы рудника и данный проект так и не был реализован.

Следующим этапом исследований явились работы по оценке возможности покусковой сортировки золотосодержащих руд с использованием гамма-активационного и нейтронно-активационного методов определения золота.

Впервые оценка возможности использования прямых ядерно-физических методов определения золота, а именно, гамма-активационного метода по реакции $^{197}\text{Au}(\gamma, \gamma)^{197\text{m}}\text{Au}$, для покусковой сортировки слабо золотосодержащих руд (интервал содержаний 0,9-1,3 г/т) выполнена специалистами НГМК в 1987 году [7]. Технические возможности лаборатории гамма-активационного анализа рудника Мурунтау позволяют использовать эту реакцию для полуквантитативного определения золота в кусках руды крупностью до 100 мм.

На выборках (коллекциях кусков машинных классов крупности -100+75; -75+50 и -50+25 мм) из двух технологических проб была оценена покусковая контрастность и эффективность разделения в вторичному гамма-излучению изомера золота. Рассчитанные показатели контрастности (М) по изучаемым выборкам составили 1,23-1,69, что позволило отнести их к контрастным и особо контрастным. Эффективность признака разделения оказалась достаточно высокая (П=0,86).

С использованием этого признака разделения из изученных выборок кусков выделяется порядка 80-90% практически пустых пород при коэффициенте обогащения концентрата 8÷9 отн.ед.

Однако, результаты исследований ВНИИТФА (головной разработчик «Аура» и «Амальгама»), показали, что для реализации покусковой сортировки по реакции $^{197}\text{Au}(\gamma, \gamma)^{197\text{m}}\text{Au}$ необходима высокая интенсивность тормозного гамма-излучения с использованием мощных дорогостоящих линейных ускорителей электронов (ток электронов 10-20 мА), для которых до настоящего времени не решена проблема тормозных мишеней.

Вместе с тем результаты этих работ не пропали даром, а послужили отправной точкой коренного пересмотра приемов определения эффективности методов, рассматриваемых как перспективные для рудосортировки. Стало возможным создавать коллекции из технологических проб (выборки представительные по числу кусков), и проводить их многовариантные исследования различными методами, заведомо зная их технологические характеристики по содержанию золота, т.е. метод стал использоваться как опорный для других методов.

В 1994-95 гг. по заказу комбината специалистами ВНИИХимической технологии и Института ядерной физики АН РУз был проведен комплекс исследований по изучению возможностей и оценке ожидаемых показателей покусковой сортировки золотосодержащих руд месторождения Мурунтау нейтронно-активационным методом по реакции $^{197}\text{Au}(n, n'\gamma)^{197\text{m}}\text{Au}$.

Основные выводы, полученные в результате выполненных исследований [7, 8], в конечном итоге сводятся к следующему.

Для реализации анализа по реакции $^{197}\text{Au}(n, n'\gamma)^{197\text{m}}\text{Au}$ с определением ниже пороговых (менее 1г/т) концентраций золота в кусках руды разной крупности нужны генераторы нейтронов, обеспечивающие плотность потока нейтронов более 10^{10} н/см²с. В мире существуют всего

10-15 генераторов такого класса, которые используются для решения фундаментальных научных исследований.

Таким образом, в связи с очевидной необходимостью проведения дорогостоящих и длительных НИР и ОКР, направленных на решение только вопроса о применимости реакции $^{197}\text{Au}(n,n'\gamma)^{197\text{m}}\text{Au}$ для рудосортировки, и неоднозначностью перспектив этих исследований, работы в этом направлении в НГМК были приостановлены.

Следующим важным этапом были лабораторные исследования и укрупненные испытания возможности рентгенометрической покусковой сортировки забалансовых руд. Эти работы были проведены в 1996-97г.г. специалистами комбината и ООО «РАДОС» (г. Красноярск, РФ) [9].

Для лабораторных исследований использовались 10 коллекций (выборки) кусков крупностью $-75+50\text{мм}$ по ~ 200 шт. в каждой, которые были отобраны из забалансовых руд, отгруженных для переработки на ГМЗ-1 из-под ЦПТ карьера Мурунтау. Каждый кусок измерялся на лабораторной рентгенометрической установке с использованием рентгеновских излучателей РЕИС-25 и РЕИС-100 и блоков детектирования на основе пропорциональных газоразрядных счетчиков. Измеренные рентгеновские спектры заносились в память ЭВМ для их последующей компьютерной обработки. Содержание золота в кусках определялось в лаборатории гамма-активационного анализа карьера Мурунтау без их разрушения.

Показатель контрастности для изученных выборок кусков, с разным исходным содержанием в них золота в интервале от 1,0 до 3,3 г/т, составил 0,9-1,2, что позволяет отнести их к категории контрастных, легкообогащаемых методами покусковой сортировки.

Анализ рентгеновских спектров выявил, что значимые содержания в исследуемых коллекциях для оценки возможности их использования в качестве признаков разделения при покусковой сортировке имеют Са, Fe, As, Sr и Zr, а наилучшие результаты получаются по признаку η_{Fe} - спектральное отношение железа.

Оценивая полученные результаты сортировки по η_{Fe} , авторы отчета [9] делают вывод о возможности его использования для решения только частной задачи – выделения из бедных и забалансовых сортов руд небольшой части продукта (выход 10-20%), обогащенного в 1,5-2,2 раза. При этом отвальных по содержанию золота хвостов не выделяется.

Полученные в ходе лабораторных исследований результаты были подтверждены укрупненным испытанием по сортировке небольших (по 200-300кг) технологических проб класса крупности $-150+40\text{мм}$ на рентгенометрическом лотковом сепараторе СРРЛ-150/40-2 фирмы «РАДОС». Всего укрупненным испытаниям было подвергнуто 18 технологических проб с содержанием в них золота от 0,34 г/т до 2,78 г/т.

Анализ полученных результатов показал, что с использованием в качестве признака разделения η_{Fe} , из кусков машинных классов бедных и забалансовых руд, можно выделить всего лишь 10-11% продукта обогащенного в 1,6-2,3 раза. Хвосты с отвальным содержанием золота по данной методике не выделяются.

Завершающим на настоящий момент этапом исследований по сортировке руд Мурунтау являются комплексные исследования по договору «Оценка возможности применения рудосортировки по технологии INTEGRA GROUP для предварительного обогащения различных сортов руд, а так же минерализованной массы месторождения Мурунтау». Для проведения этих работ в 1999 г. были сформированы эталонные коллекции кусков из технологических проб, отобранных с отвалов карьера

Мурунтау и его приёмно-погрузочного пункта, а так же отгруженных для переработки на ГМЗ-1 из-под ЦПТ рудника Мурунтау, и из руд текущей добычи. Общее количество образцов, участвовавших в обработке и оценке эффективности технологии INTEGRA GROUP, составило 6945 шт. (37 коллекций).

Комплексные исследования, в частности, включали: горстьевое опробование технологических проб, присвоение кускам кода принадлежности к одному из шести литологических типов пород, гамма-активационный анализ кусков на золото, фотометрические измерения спектров поглощения и отражения кусков, рентгенометрические промеры кусков, анализ продуктов сортировки на содержание золота и извлечение из них золота методом сорбционного цианирования.

В частности, в результате проведения всего комплекса фотометрических измерений и их математической обработки, было выделено пять классификационных признаков, каждый из которых оптимален для определенного соотношения продуктов сепарации (хвостов и концентрата).

Подводя итог работам по решению задачи предварительного обогащения руд Мурунтау с помощью критериев, полученных от фотометрических спектров вторичного излучения и поглощения, можно констатировать следующее:

1. Получить положительных результатов по обогащению балансовой руды Мурунтау не удалось. Это связано, в основном с тем, что при любых классификационных критериях всегда присутствует некоторая часть рудных кусков класса содержаний $\text{Au} > 10$ г/т, которая попадает в отвальный продукт, что негативно сказывается на эффективности сортировки.

2. Положительные результаты по обогащению спецпороды и забалансовой руды объясняются другим характером распределения золота, в сравнении с балансовой рудой, т.е. тем, что в них маловероятно обнаружение кусков, в которых $\text{Au} > 10$ г/т. Несмотря на неплохие показатели обогащения (1.17-1.6), полученные при сортировке спецпороды и забалансовой руды, говорить об ее эффективности для Мурунтау преждевременно, в отрыве от решения технологических задач разделения руд на технологические типы по вещественному составу и технологические сорта по содержанию золота.

Опыт, накопленный на основе информации полученной в результате многолетних исследований, появление новых технологий, оборудования и средств оперативной обработки результатов измерений, изменение технологических требований к сырью, позволили пересмотреть идеологические подходы к сортировке руд Мурунтау и перейти к исследованиям, называемым «Технологическая селекция», под которыми понимается разделение руд не столько по содержанию золота, сколько по их предрасположенности к используемым заводским технологиям извлечения полезных компонентов.

Решение этой технологической задачи является новым направлением в повышении рентабельности горно-рудного производства и в конкретном случае сводится к удалению из рудной массы части материала, которая пассивирует (нейтрализует и сорбирует) активные радикалы технологических растворов. Как правило, эта часть является к тому же обедненной по золоту или оно находится в трудно извлекаемой форме (упорные руды). На Мурунтау это углисто-глинистые и графитизированные сланцы (породы черносланцевой формации или черные сланцы), в которых, как правило, содержание золота низкое и в приконтурной зоне рудных тел не превышает 1 г/т.

Поскольку одним из наиболее явных отличий в физических свойствах черных сланцев и основной массы руд являются цветные характеристики, то в качестве перспективного метода технологической селекции руд может рассматриваться фотометрия, а различительным признаком может служить спектр отраженного света.

Опытно-методические работы по фотометрии были проведены на базе ОМГТП по 15 технологическим коллекциям кусков машинного класса крупности (-100+50 мм) горнорудной массы Мурунтау общим количеством 1614 шт. Соотношение кусков различных литологических типов в суммарной выборке и средневзвешенного содержания в них золота иллюстрирует табл. 8, согласно которой черные сланцы наиболее обеднены по золоту, в то время как в окварцованных разностях содержание его существенно выше.

С помощью фотометрической селекции технологических коллекций, различающихся по содержанию золота, получены следующие результаты (табл. 9).

Благодаря фотометрической селекции спецпороды и

ективизма, которая негативным образом влияет на представительность данных, принятых в качестве опорных для контроля результатов фотометрии.

Сравнение результатов ГАА кусков и пробирного анализа порошковых проб, полученных из них, показало, что ГАА кусков дает систематическое (около 0,4 г/т) завышение на низких содержаниях золота. Следовательно, в пересчете на пробирный анализ ожидается еще более высокое качество фотометрической разбраковки кусков в целях технологической селекции.

Анализ результатов, представленных в табл. 10, приводит к выводу о целесообразности разделения концентрата на две составляющие – промпродукт и обогащенный продукт (концентрат). Аппаратурные возможности рентгенорадиометрического и фотометрического оборудования, как при комплексном, так и раздельном их использовании на сепарационных установках серии РРС, позволяют решить эту задачу в одно-стадийном режиме сепарации. Контрольные показатели такой разбраковки кусков машинных классов крупности, полученные опытным путем, представлены в табл. 11.

Опуская нюансы исследований по технологической селекции руд Мурунтау, следует отметить главное, что на настоящий момент рудосортировку по технологии INTEGRA GROUP удалось адаптировать к вещественному составу породной матрицы руд Мурунтау, а именно:

1. Найти классификационные критерии позволяющие проводить технологическую селекцию различных сортов руд и минерализованной массы с выделением отвального продукта, промпродукта и обогащенного продукта. При этом полученные продукты технологической селекции различаются не только по содержанию золота, но и по вещественному составу породной матрицы. Так в отвальном продукте концентрируются породы черносланцевой формации, пассиваторы процессов извлечения золота, а различия литологического состава промпродукта и обогащенного продукта позволяют рассматривать их как различные (по схемам подготовки и переработки) технологические типы руд.

2. Провести технологические испытания и разработать технологический регламент, определяющий основные показатели технологические схемы процесса технологической селекции.

3. Провести предварительные технико-экономические расчёты Проекта использования данной технологии в практике предприятия.

3. Провести предварительные технико-экономические расчёты Проекта использования данной технологии в практике предприятия.

Таблица 8

Средние содержания золота в литологических типах и их выход по суммарной выборке (по 1614 кускам) из 15 технологических проб Мурунтау

Код	Литологический тип	Au, г/т	Выход
1	Черные сланцы	1,24	18,91
2	Серицит-хлоритовые сланцы, филлиты	1,95	16,15
1+2		1,57	35,06
3	Песчаники, роговики, металаевролиты и другие разности без видимой сланцеватости	1,88	36,46
4	Слабоокварцованные образцы, в которых кварц слагает жилки или редкие включения	6,23	17,22
5	Кварциты и чистый кварц	5,55	9,2
4+5		5,99	26,42
6	Окисленные образцы с широким развитием гидроокислов железа и марганца (красноцветы)	7,19	2,06
	Всего	2,97	100

Таблица 9

Выхода продуктов фотометрической селекции и содержание в них золота для различных технологических классов руд

Технологический класс	Au, г/т	Хвосты		Концентрат		К обог.
		Вых., %	Au, г/т	Вых., %	Au, г/т	
Спецпорода	1,1	50	0,53	50	1,65	1,50
Спецпорода	1,23	49	0,58	51	1,86	1,51
Забаланс. руда	1,58	50	0,71	50	2,46	1,56
Забаланс. руда	1,73	49	0,76	51	2,69	1,56
Руда	2,86	30	1,18	70	3,56	1,25

забалансовых руд достигается перераспределение литологических типов в сторону улучшения технологического качества руд (табл. 10). Упорные литологические типы породной матрицы отбраковываются в хвосты и составляют 92,6% от их массы, а благоприятные для цианирования (технологичные) золотосодержащие руды накапливаются в концентрате, соответствующему по содержанию золота руде (Au > 2,5 г/т).

Следует отметить, что кодирование кусков по литологическим типам проведено визуально, что не совсем корректно, если куски представлены смешением нескольких литотипов или их переходными разностями. В таких случаях профессионализм кодировщика играет важную роль, т.е. в кодировании кусков есть доля субъек-

Таблица 10
Соотношение выходов литологических типов в продуктах фотометрической селекции спецпороды и забалансовых руд

№ п.п.	Литологические типы (код согласно табл. 8)	Выход хвостов		Выход концентрата	
		Абс., %	Отн., %	Абс., %	Отн., %
1	1+2	53,0	75,7	17,0	24,3
2	3	39,6	54,3	33,3	45,7
3	1+2+3	92,6		50,3	
4	4+5	6,2	11,7	46,8	88,3
5	6	1,2	29,3	2,9	70,7
6	4+5+6	7,4		49,7	
7	Всего	100		100	

Таблица 11
Контрольные показатели разделения кусков коллекций минерализованной массы (ММ) и забалансовых руд (ЗБР) Мурунтау на три технологических типа

Тех. класс	Аи, г/т	Хвосты			Промпродукт			Концентрат		
		Вых., %	Аи, г/т	Извл., %	Вых., %	Аи, г/т	Извл., %	Вых., %	Аи, г/т	Извл., %
ММ	1,10	49,5	0,53	24,1	30,9	1,06	29,8	19,6	2,58	46,1
		Промпродукт + Концентрат						50,5	1,65	75,9
ММ	1,13	49,6	0,46	20,0	29,7	1,42	37,4	20,7	2,32	42,6
		Промпродукт + Концентрат						50,4	1,79	80,0
ММ	1,23	49,2	0,58	23,3	30,9	1,19	29,8	19,9	2,90	46,9
		Промпродукт + Концентрат						50,8	1,86	76,7
ЗБР	1,58	50,1	0,71	22,4	29,4	1,56	29,0	20,5	3,75	48,6
		Промпродукт + Концентрат						49,9	2,46	77,6

Согласно этим расчетам получена положительная оценка применения технологии INTEGRA GROUP и проведено предварительное обоснование концепции развития предприятия и роста его производительности на базе строительства рудосепарационного комплекса (РСК) для последовательной переработки на нем забалансовой руды, спецпороды, минерализованной массы, и на последней стадии деятельности предприятия – складов породы внутренней вскрыши. При этом ожидается увеличение выпуска золота в товарной продукции в период с 2005 по 2017 год, получе-

ние дополнительной прибыли предприятием. Инвестиции на строительство РСК, как показывают расчеты, окупятся в течение двух-трех лет.

В 1998–1999 гг. специалисты компании INTEGRA GROUP и НГМК проанализировали возможность увеличения выпуска золота за счёт расширения ГМЗ-2 и соответственно – увеличения мощности горнодобывающего комплекса. Многовариантные технико-экономические расчеты показали, что инвестиции, требуемые в течение первых 12 лет, составляют приблизительно 3 млн. долларов на выпуск дополнительно 1 тонны золота в год.

Рассматриваемая концепция применения рудосепарационной технологии характеризуется двукратным уменьшением этого показателя (требует вложения 1,5 млн. долларов для повышения выпуска золота на 1 тонну в год).

В заключении отметим, что полученные результаты и их технико-экономические оценки следует считать предварительными, т. к. они опираются хотя и на многочисленные, но, тем не менее, лабораторные эксперименты. Учитывая их перспективность, стало возможным уже в настоящее время перейти к полномасштабным технологическим испытаниям с целью получения более достоверных показателей технологического регламента и, затем, разработать ТЭО строительства РСК на Мурунтау.

Список литературы

1. Оценка возможности применения рудосортировки по технологии INTEGRA GROUP для предварительного обогащения различных сортов руд, а также минерализованной массы месторождения Мурунтау. Итоговый отчет. 2001 г.
2. Седых В.М., Николаев В.А., Баранов В.А. и др. «Оценка обогатимости забалансовых и бедно-товарных золотосодержащих руд месторождения «М» методом фотометрической сортировки и разделения по форме». 1971 г., фонды НГМК.
3. Петриенко В.З., Кокорин В.И., Мальгин О.Н., Латышев В.Е. «Изучение возможностей создания активационных установок для экспресс-анализа и опробования золотоносных руд в объеме самосвалов БелАЗ-548». Отчет о НИР. Фонды НГМК. 1984 г.
4. Е.А.Захаров, И.Н.Иванов, В.А.Касаткин, В.А.Машигин, Ю.В. Феоктистов, А.С.Штань. «Крупно-порционная сортировка золотосодержащих руд на основе гамма-активационного анализа». Ж. «Вопросы атомной науки и техники». Серия «Радиационная техника». Выпуск 1(36). ЦНИИАтоминформ, М., 1988г.
5. Балашов В.П., Бурмистенко Ю.Н., Иванов И.Н. и др. «Промышленная установка «Аура» для гамма-активационного определения золота и сопутствующих элементов в рудных пробах». Ж. «Вопросы атомной науки и техники». Серия «Радиационная техника». Выпуск 18, ЦНИИАтоминформ, М., 1979 г.
6. Бурмистенко Ю.Н., Гордеева Е.Н., Феоктистов Ю.В. «Разработка экспрессного высокопроизводительного фотоактивационного метода определения золота в рудных порошковых пробах». Ж. «Вопросы атомной науки и техники». Серия «Радиационная техника». Выпуск 11, ЦНИИАтоминформ, М., 1975 г.
7. Татарников А.П., Звонарев В.Н., Макаров А.Б. «Разработка установок для предварительного обогащения руд месторождения Кокпатас и некондиционных руд месторождения Мурунтау методом нейтронно-активационной сепарации». Отчет о НИР. Фонды НГМК, ВНИИХТ, 1995 г.
8. Кист А.А., Абурахманов А.Х., Андреев А.В. и др. «Исследование возможностей и оценка ожидаемых показателей покусковой сепарации бедных и убогих золотосодержащих руд месторождения Мурунтау нейтронно-активационным методом по реакции (n, n γ)». Отчет о НИР. Фонды ИЯФ АН РУз, НГМК, 1995 г.
9. Цой В.П., Тишкевич О.П., Латышев В.Е., Цуптингер А.А. «Лабораторные исследования по обогатимости забалансовых руд месторождения Мурунтау рентгенорадиометрической покусковой сортировкой». Отчет о НИР. Фонды НГМК. 1996 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СВЧ ПОЛЯ ДЛЯ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ ПРИ ПОЛУЧЕНИИ ЗОЛОТА

УДК 622.7

О А.Б. Хван, В.Г. Колесник, Г.С. Саттаров, В.Е. Латышев, Е.В. Урусова 2002 г.

А.Б. Хван, начальник ПТО ГМЗ-1 НГМК,
В.Г. Колесник, канд. техн. наук ИЯФ АН РУз,
Г.С. Саттаров, начальник бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук,
В.Е. Латышев, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. геол.-минерал. наук МАН,
Е.В. Урусова, канд. техн. наук ИЯФ АН РУз

Процесс измельчения руд является достаточно энергоёмким. Более 80% энергии, затрачиваемой на обогащение руд, приходится на измельчение. Коэффициент полезного действия мельниц составляет 1÷2%.

Снижение материальных и энергетических затрат при металлургических процессах (дробление, измельчение, флотации, разрушение концентратов, гидрометаллургия) является актуальной задачей горно-перерабатывающей

промышленности. При механическом измельчении породы на разрушение используется только 1-5 % затрачиваемой энергии (95-99 % переходит в тепло),

Рассмотрена возможность применения различных физических методов для рудоподготовки, в частности: селективная дезинтеграция, обработка золотосодержащего сырья мощными электромагнитными импульсами [1].

В 1988-90 годах горное бюро США провело исследование по влиянию СВЧ-энергии на некоторые минералы [2]. С помощью СВЧ-энергии достигается селективное разрушение минералов с удельным расходом энергии во много раз меньше традиционных способов разрушения (дробилки, шаровые мельницы и т.д.).

Проведены исследования по разупрочнению руд с помощью высокочастотной обработки перед измельчением [3]. Удельные потери энергии при высокочастотной обработке являются квадратичной функцией диаметра куска руды, поэтому, с одной стороны, выгодно увеличивать крупность обрабатываемого материала, а с другой стороны, необходимо соблюдать условия глубинного индукционного прогрева. С учётом действия обоих факторов оптимальная крупность материалов, подвергаемого электромагнитному разупрочнению, составляет – 100 мм. Техничко-экономические аспекты новых физических методов разупрочнения руд пока находятся в стадии изучения [3].

Проведены исследования по воздействию излучений СВЧ (0,01-1 см диапазоне) на рудные породы за очень короткое время (91-100 мкс). Наблюдается повышение температуры отдельных минералов до 1000⁰С [4]. Нагрев происходит на поверхности рудного минерала, при этом на границе руда-порода возникают сильные термомеханические напряжения, превышающие предел прочности и приводящие к появлению микротрещин и растрескиванию породы преимущественно по границам раздела. Изучены возможности влияния обработки СВЧ полями золотосодержащих руд [5, 6-8]. Получены практические результаты спекания вольфрамовых концентратов с использованием СВЧ поля [9].

В данной статье приводятся экспериментальные результаты исследований по оценке возможности применения СВЧ-поля СВЧ диапазона (10⁻⁴–10⁻² м) для разрушения (деструкции) крупногабаритных кусков горных пород (100-300 мм) с одновременным получением рыхлой массы различного фракционного состава (от 0,1 до 5 мм), доступной для процесса измельчения в существующих мельницах. Показана возможность одновременного разрушения сульфидных минералов в процессе разрушения крупногабаритных кусков горных пород с использованием СВЧ поля.

Методика эксперимента

Обработку образцов проводили на СВЧ-стенде, который состоит из СВЧ-камеры, рупорных переходов, СВЧ-генератора, прибора для регистрации температуры, термомпары, калориметра, регистрирующего не поглощающую СВЧ-мощность, патрубков для отвода газов и ввода датчиков для измерения параметров [5]. Кусочки руды помещали в кварцевую трубу диаметром 60 мм и длиной 200 мм. Труба помещалась в теплоизоляционный слой материала МФП-1100. Часть энергии поля поглощалась образцами минералов, а остальная часть поглощалась водой, находящейся в специальной емкости в конце камеры.

Влияние СВЧ поля на разупрочнение руд. При воздействии СВЧ поля наблюдается быстрое нагревание определённых минералов. Микроволновой эффект для различных минералов достигается при различных температурах время 0,1-10 мин. Анализ образования микроволновой температуры природных минералов показывает, что в породообразующих минералах, состоящих из диэлектрических матриц, температура может достигать 100-200⁰С. В теплопроводящих минералах (халкантит, халкопирит, галенит, магнетит, пирит) температура на поверхности минерала за счет микроволнового эффекта может достигать 800-1200⁰С. Резкое повышение температуры отдельных минералов вызывает термические напряжения в горной породе, которые приводят к образованию межзерновой и внутризерновой микротрещиноватости. Целенаправленное воздействие СВЧ поля и разрушения по границам руда-порода, создание термоудара при высокой скорости нагрева, приводит к переходу от вязкого разрушения к хрупкому.

В табл. 1 приведены результаты исследований по разрушению руд месторождение Мурунтау. Применения СВЧ поля приводит к разрушению (деструкции) крупногабаритных горных пород. Для обсуждения механизма разрушения руд были выбраны пирит и гидрогетит, содержащие золотосодержащие руды. Состав пирит содержащих руд (%): пирит - 20÷60; углеродистое вещество - 10÷15; кварц - 20÷25; халкопирит - 0,1÷0,5; арсенопирит 1%. Золото находится частично в свободном состоянии, в основном сосредоточено в структурных дефектах, в межблочных дислокациях акцепторных сульфидных вакансиях, внедрённых в кристаллическую решётку.

Золото в основном приурочено к сульфидным минералам.

Состав гидрогетит содержащих руд (%): гематит - 20÷85%, кальцит - 5÷10%, медь содержащие минералы - 0,5÷1. Золото находится в свободном состоянии. Пробы руды имели размеры 25x15x10 мм³ до 150x70x80 мм³. Вес пробы был 100÷1000 г. Все пробы предварительно взвешивались перед облучением, а также после облучения для контроля потерь.

Потери в газовой фазе или в виде раствора собирали и анализировали нейтронно-активационным и рентгено-флуоресцентными методами. На рисунке приведена зависимость потери СВЧ энергии (dP/dt) в зависимости от времени облучения (t) для пирита (обр. №1) и гидрогетита (обр. № 7) содержащих руд. Воздействие СВЧ поля

Таблица 1
Результаты исследований по разрушению руд месторождение Мурунтау

Номер и наименование испытуемого образца	Время облучения, мин	Тем-ра образца после облучения, °С	Расход электро-энергии, Вт/мин	Диаметр образца до облучения D, мм	Крупность разрушенного образца d ₈₀ , мм
1. пирит	3	800	1,6	75	0,2
2. кварц	5	440	1,6	42	1,2
3. гематит	3	750	1,6	122	5,7
4. кальцит	5	400	1,6	64	4,0
5. кварц + кальцит	3	640	1,6	73	1,0
6. гематит+лимонит+гипс	3	600	1,6	85	3,6
7. гематит + гипс	3	730	1,6	112	2,0
8. кварц +пирит + гематит	3	620	1,6	141	3,8
9. лимонит + гипс	3	680	1,6	33	2,1
10. кварц	5	620	1,6	89	4,2
11. пирит+гематит	5	860	1,6	54	0,3
12. пирит + кварц	3	710	1,6	78	0,4

проводили в воздухе.

В пирит содержащих рудах СВЧ потери характеризуются резкими скачками и колебаниями. Колебания составляют ~42,5%. Температура в конце облучения достигает 900⁰С. Развитие колебаний (dP/dt) является следствием ионообменных преобразований. Железо и сера взаимодействуют с СВЧ полем сначала в молекулярном состоянии, затем в элементарном. Сера неокисленная «вытекает» и кристаллизуется. Это наблюдается на стенках СВЧ камеры. Часть серы возгоняется в газовой фазе. При этом СВЧ камера заполняется возгонами. Доступ воздуха с кислородом к облучаемой пробе прекращается. В случае доступа кислорода сера окисляется до SO₂, температура резко повышается. Процесс идёт «в разнос». При этом температура повышается до более 1000⁰С. и в присутствии кислорода идут окислительные реакции. Возможен переход FeS₂ частично в моносльфид FeS. Далее образуется расплав железа в смеси с другими составляющими (кварц и др.). Через 5-10 минут облучения руда (камни) разрушаются. Образуются мелкая - меньше 0,5 мм, средняя - до 1 мм и крупная - до 5÷10 мм фракции. Потери в возгонах составляют 15% от массы пробы до облучения. Крупные частички содержат в основном кварц и частично углеродистое вещество. Кварц растрескивается и оплавляется. Углеродистое вещество имеет трещины. Пирит разрушается практически полностью. Небольшая часть частичек мелкой и средней фракции – магнитные. Следует заметить, что намагничивание в результате фазового перехода Fe₂O₃→Fe₃O₄ при температуре 400÷600⁰С наблюдалось частичное. Увеличение FeS₂ до 60% в пробе приводит к взрывному увеличению амплитуды dp/dt, следовательно к разрушению и дефектообразованию с освобождением ассоциированного золота в дефектах кристаллических решетках (по сравнению с пробой № 7).

После 6÷8 минут облучения в пробе происходят преобразования, фазовые переходы как первого, так и второго рода, в результате регистрируется видоизменённый пирротин, возможная примесь доломита, присутствуют кварц, графит. Содержание серы снижается в 2÷3 раза. Функция dP/dt, то есть СВЧ потери, определяется термополевыми, ионизационными преобразованиями, которые зависят от процентного содержания FeS₂, Fe₂O₃, Fe₃O₄, FeCuS₂, FeAsS₂, температуры и напряжённости электрического и магнитного полей. Среднее значение роста и

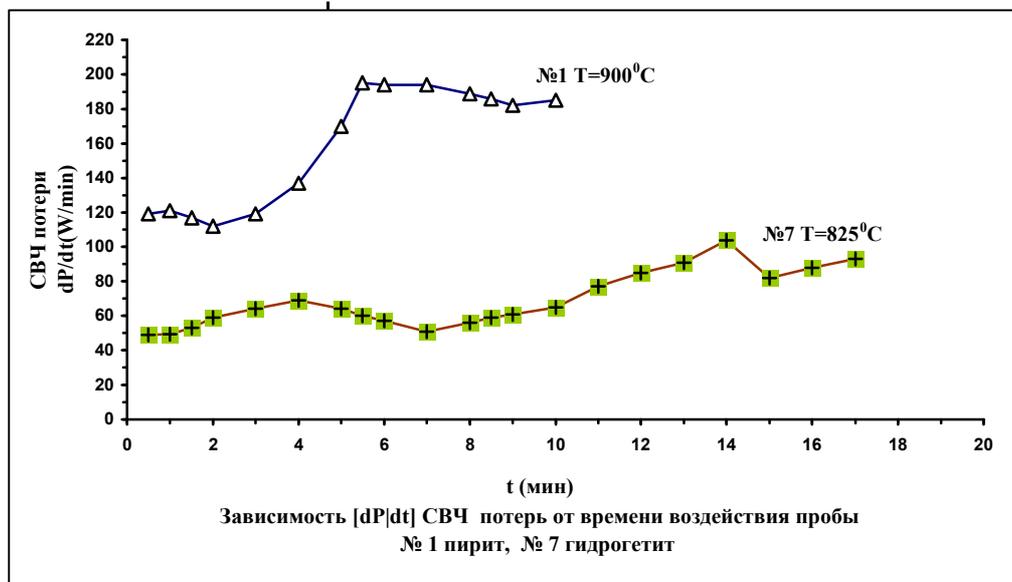


Таблица 2
Окисление руды месторождения Кокпатас с помощью СВЧ-поля

Наименование и номер испытуемого образца	t _{обл.} , мин	T _{обр.} после обл., °С	P _{обл.} образца до обл., гр.	P' _{обл.} образца после обл., гр.	Количество серы (Ps), в возгонах, гр.
1. Пирит	5	920	110	64	20
2. Пирит	4	800	50	30	10
3. Пирит	6	1100	24	17	3
4. Пирит	3	720	37	28	5
5. Пирит + арсенопирит	3	780	105	72	15
6. Пирит + арсенопирит	3	780	57	43	5
7. Пирит + гематит	3	690	89	74	12
8. Пирит+кварц	3	560	150	146	1
9. Пирит+кварц	6	870	126	118	3
10. Пирит+кварц	3	700	44	41	1

спада СВЧ потери находятся в отношении dP_{рост}/dt : dP_{спад}/dt ≈ 10, что определяет модуляцию колебательного процесса функции dP/dt. Следовательно, чтобы перейти из колебательного режима преобразований в непрерывный режим, необходимо более чем в десять раз увеличить активность термо-полевой ионизации. Сделать это удастся за счёт импульсного повышения напряжённости электромагнитного поля. При этом средняя мощность СВЧ значительно уменьшается и достигает ~2 Вт/кг. Характерно, что чем больше кальция в пробе, тем больше образуются мелкие и средние фракции в результате обработки проб СВЧ полями. Это выгодно при промышленной реализации способа. В гидрогетит содержащих рудах (обр. № 7) темп повышения температуры замедленный. Это можно объяснить отсутствием достаточной теплоизоляции и неравномерностью поля, следовательно снижается эффективность ионных преобразований, процесс удлиняется. Температура увеличивается до 750÷870⁰С, потери массы пробы после облучения составляют 13,5%.

В составе возгонов наблюдается много воды. Образец растрескался и рассыпался на мелкую и крупную фракции. Не рассыпавшиеся участки руды имеют вид сильно растрескавшихся, не развалившихся и уменьшившихся в объёме образований. Трещины по поверхности, по слоям,

в глубине в разных направлениях, в виде крупной и мелкой сетки. Крупная фракция (5÷20 мм) при слабом нажатии рассыпается. Мелкая фракция (0,1÷9 мм) представляет мелкие чешуйки окисленного железа вперемешку с мелкой пылью серого и белого цвета. Объем белого порошка, вероятно $\text{Ca}(\text{OH})_2 + \text{CaO}_2$, через несколько часов увеличивается. Идут взаимодействия с воздухом вода + кислород. Проба продолжает рассыпаться и измельчаться. Выделяется белый порошок (химический анализ показывает - кальцит). Магнитная фракция наблюдается в малых количествах. Это объясняется началом перехода гематита в магнетит в процессе воздействия СВЧ-поля.

Окисление золотосодержащих руд, минералов и флотоконцентратов.

При облучении СВЧ-излучением образец частично или полностью может спекаться, и при этом с летучими компонентами механически захваченном виде может возгоняться мелкодисперсное золото. В связи с этим исследовали изменение веса проб при облучении СВЧ излучениями и определяли потери серы при различных температурах воздействия.

В табл. 2 приведены результаты исследования руды месторождения «Кокпатас».

Были проведены исследования взаимодействия СВЧ поля на золотосодержащие флотоконцентраты. В табл. 3 приведено содержание золота, мышьяка, сурьмы и железа в различных фракциях обработки флотоконцентрата СВЧ - полями. Баланс потери веса и содержание золота в флотоконцентрате, при воздействии на него СВЧ -поля (P=0,6 кВт проба № 3а) в различных временных режимах с образованием различного физико-химического состояния образца (не спекание образца и спёк), приведены в табл. 4.

Из результатов, приведенных в табл. 4 видно, что наблюдаются потери золота, мышьяка и сурьмы. Концентрация золота в магнитной фракции увеличивается на 10–20 отн. %. В структуре FeS_2 ионы железа, обладающие магнитным моментом, отделены друг от друга немагнитными ионами серы. Между магнитными ионами, наблюдается сильное ферромагнитное обменное взаимодействие. Между собой FeS_2 связаны-антиферромагнитно. В результате элек-

Таблица 3
Содержание элементов в различных фракциях

№ п/п	Наименование операции	Содержание элементов, %			
		Au, г/т	As	Sb	Fe ⁺³
1.	Исходный флотоконцентрат	14,0	0,94	0,24	7,3
2.	Спек ф-т (обр.№3а)	10,2	0,47	0,19	-
3.	Не спек ф-т (обр №3б)	14,2	1,46	0,27	-
4.	Магнитная фракция (обр. №3с -70%)	15,0	0,94	-	7,7
5.	Не магнитная фракция (№3д- 30%)	12,0	1,0	-	6,8
6.	Магнитная фракция обр. (№1с -86%)	16,0	0,94	-	8,1
7.	Не магнитная фракция (№1д -14%)	10,0	1,0	-	6,4

Таблица 4
Поведение золота в системе спекания и не спекания образца

№ п/п	Наименование операций	Баланс веса проб		Баланс золота	
		г	отн. %	мг.	отн. %
1.	Исходная проба	200	100	2,6	100
2.	<i>Условия обработки:</i>				
	- не спекание образца	134	67	1,9	73,1
	- спекание образца	43	21,6	0,44	16,9
	- потери при обработке	23	11,4	0,26	10
3.	<i>Процесс спекания:</i>				
	- исход. обр.	64,2	100	0,87	100
	- остаток	43,3	67,4	0,44	50,6
	- возгоны	21	32,6	0,43	49,4
4.	<i>Процесс не спекания образца:</i>				
	- исход. обр.	230	100	3,11	100
	- остаток	209	91,2	2,97	94,5
	- возгоны	20,2	8,8	0,17	5,5

тронно-ионных преобразований в СВЧ поле устанавливается упорядоченное состояние в виде слоистой пористой магнитной структуры из чередующихся по направлению намагниченности слоёв. Золото из дефектов кристаллической решётки освобождается.

Из табл. 4 видно, что в процессе полного спекания образца существенная часть золота переходит в летучую пыль. В процессе образования ферромагнитного спека содержание серы зависит от dP/dt СВЧ потерь. При высоких значениях dP/dt и малом времени выдержки сера практически полностью остаётся в облучаемой пробе.

Сорбционное цианирование проводили в стандартных условиях в течение 7 часов с использованием смолы АМ-2Б (20% от объема пульпы) при концентрации NaCN – 300-400 мг/л и при $t : ж = 1:4$ (рН = 10-11, число стадий – 1). Результаты исследований приведены в табл. 5.

Таблица 5
Результаты сорбционного цианирования флотоконцентратов, облученных СВЧ – полями

№	Наименование пробы	P _{нк}	NaCN _к мг/л	Расход реагентов 40%, кг/т		Содержание золота в г/т				E, %
				NaCN	CaO	исх.	хвосты	смола мг/л	ж.ф мг/л	
1	Исх. ф/к.	10,5	320	4,3	11,5	15,7	9,0	0,4	<0,02	42,0
2	СВЧ-7	10,4	340	3,7	8,5	14,8	3,1	0,4	<0,02	79,1
3	СВЧ-8	10,4	360	3,99	11,5	15,9	2,8	0,4	<0,02	82,4
4	СВЧ-9	10,4	300	3,7	9,0	14,9	3,4	0,37	<0,02	76,2

В процессе воздействия СВЧ поля на флотоконцентрат наблюдается разрушение сульфидов (с образованием различных оксидов). Сорбционное цианирование флотоконцентратов, предварительно обработанными СВЧ-полями, позволяет увеличить степень извлечения золота до 85-90%, то есть 2,0-2,5 больше чем контрольного (35-40%).

Закключение

1. Показана возможность одновременного разрушения образца и разрушения сульфидов в рудах. Расход электроэнергии при обработке руд СВЧ полями и составляет ~2 кВт на тонну. Это экономически выгодно для промышленной реализации предложенного способа. Габариты измельчаемой руды 30x20x15 мм³, фракции разрушения: мелкая - 0,5 мм, средняя - 1 мм, крупная - 5-15 мм, потери веса в возгонах - до 15%;

2. Бесконтактный объемный способ ввода энергии в породу с высоким КПД (теоретически ~95%), малые потери энергии в пустой породе и окружающих камер облучения позволяют ожидать значительное (на 20-30%) снижение энергозатрат на измельчение, уменьшение износа мельниц, повышения раскрываемости полезного ископаемого.

3. Предварительно обработка флотоконцентратов СВЧ - полями, позволяет увеличить степень извлечения золота до 80-85%. чем контрольного (35-40%).

Список литературы:

1. Чантурия В.А. Современные проблемы обогащения минерального сырья в России. // Обогащение руд. 2000 №6. С. 3-8.
2. Walkiewicz I .W., Kazonich. G., McGill. S.L.// Minerals and metallurgical processing. 1988. v5 .№1 p19.
3. Ревнивцев В.И. Селективное разрушение минералов. - М.: «Недра». 1988 г. – 285 с.
4. Соловьёв В.И. Взаимодействие мощных СВЧ полей метрового диапазона с рудными породами различного состава. // Обогащение руд. 2001 №2, С. 13-14.
5. Колесник В.Г., Павлий В.К., Урусова Е.В. и др. Влияние СВЧ-обработки на извлечение золота из минерального сырья. // Цветные металлы. 2000 №8. С. 72-76.
6. Kolesnic V.G., Latichev V.Ye., Sattarov G., Urusova E.V., Khvan A.B. Investigation of the opportunity to apply microvave field for ore preparation of gold and other metals. //Abst. the IV-internat.conf. «Modern problems of nuclear physics.» Tashkent, 25.09.2001. p.265
7. Колесник В.Г., Смирнов А.Б., Кирич А.Г. «Способ извлечения благородных металлов из руд» // Положительное решение ВНИИГПЭ- №05023238/02/071315 от 30.09.91.
8. Колесник В.Г., Урусова Е.В., Смирнов А.Б. «Способ извлечения благородных металлов из руд» // Положительное решение Патентное ведомство Р.Уз. №JHAP, 9800644.2 от 18.09.98.
9. Колесник В.Г., Павлий В.К., Урусова Е.В., и др. Спекание вольфрамитовых концентратов с содой в полях СВЧ.// Цветные металлы, 2001 №1. С. 81-84.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ФОСФОРНЫХ УДОБРЕНИЙ ПОВЫШЕННОГО КАЧЕСТВА ИЗ ФОСФОРИТОВ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

УДК 622.7

О А.А. Кист, Г.С. Саттаров, Ф. Кадиоров, В.Е. Латышев, С.М. Таджиев 2002 г.

А.А. Кист, докт. хим. наук ИЯФ АН РУз, профессор, академик РАЕН,
Г.С. Саттаров, начальник бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук,
Ф. Кадиоров, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. геол.-минерал. наук МАН,
В.Е. Латышев, канд. техн. наук ИЯФ АН РУз,
С.М. Таджиев, канд. хим. наук ИО и НХ АН РУз

В Навоийском ГМК на базе Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов производится добыча фосфоритовой руды и получение необоженного фосмуки и обожженного фосконцентрата для заводов Узбекистана по производству простых и сложных удобрений. При получении фосфорных удобрений из фосфоритов, в конечный продукт переходит ряд примесей, в частности: фтор, уран, скандий, редкоземельные элементы (РЗЭ). Поэтому за рубежом налажено производство их выделения с целью получения удобрений высокого качества [1-6].

Практически во всех почвах республики Узбекистан содержание фтора превышает в 2-5 раза, чем C_f (200 мг/кг), за счет естественного распределения фтора и при многолетнем применении различных форм и доз фосфорных удобрений на хлопчатник [7-8]. Поэтому получение удобрений с низким содержанием фтора является актуальным направлением промышленности. Известен способ обесфторивания этилгексилфосфорной кислоты (ЭФК), путем использования кремнегеля, основанного на ускорении процесса перевода фтора в газовую фазу. Добавление солей щелочных металлов при получении ЭФК

[1], способствуют соосаждению фтора с фосфогипсом и, следовательно, к более полному выделению из ЭФК фосфогипса, но при этом получение фтор содержащего концентрата затруднительно.

Содержание урана в фосфоритных рудах Джерой-Сардаринского месторождения по данным геологоразведки – используемых в качестве фоссырья для производства удобрений, находится в пределах от 20 г/т до 100 г/т, а среднее содержание урана около 40 г/т. В распространенном типе фоссырья из зернистых фосфоритов (Марокко, Алжир, Тунис, Египет, Израиль, Сирия, Перу) содержание урана составляет от 50 до 150 г/т).

В США действует 5 установок для выделения урана из бедных фосфоритов общей годовой производительностью 1000 тонн урана /год. В Бельгии, Канаде, Испании, Тунисе действуют установки для извлечения урана из технической фосфорной кислоты. На всех действующих установках используются методы экстракции и следовательно ЭФК очищают от органики перед получением фосфорных удобрений [3-5]. Наиболее широко применяются перевод урана в четырёхвалентное состояние

железным порошком (расход железа-8 кг/м³). Недостатками экстракционного способа извлечения урана из ЭФК является большой расход металлического железа, необходимость очистки рафинада от примеси органического экстрагента и создание особых условий для обеспечения пожаробезопасности.

При производстве фосфорных удобрений применяется осадительный метод выделения урана, основанный на полугидратном способе переработки фосфоритов [3]. Исследованы возможности использования жидких мембран для попутного извлечения урана и твердых экстрагентов на основе различных органических экстрагентов, показана возможность применения способа электрохимического восстановления, но способы не доведены до промышленной реализации [6].

В данной работе рассматривается возможность выделения балластных примесей из ЭФК (фтора, кремния, урана и суммы РЗЭ) с одновременным получением товарного фторсодержащего концентрата, коллективного химического концентрата (КХК), получение аммофоса и диаммофоса высшего сорта из фосфоритов Джерой-Сардаринского месторождения. Рассмотрены агрохимические возможности полученных удобрений для выращивания хлопчатника и бахчевых культур.

Получение ЭФК и осаждение фтора

В опытном цехе Института удобрений АН РУз при Самаркандском химическом заводе проведены исследования по получению ЭФК в дегидратном режиме, включающие разложение фосфатного сырья серной кислотой с получением оборотного раствора расчётной концентрации (разложение фосфорита серной кислотой в присутствии оборотного раствора), фильтрацию фосфорнокислотной пульпы, промывку фосфогипса. Химический и фракционный состав исследованных фосфоритов приведен в табл. 1. Оптимальные технологические режимы получения ЭФК приведены в табл. 2. ЭФК получали в реакторе, выполненном из стали-943, ёмкостью 450 л.

Фильтрацию фосфорно-кислотной пульпы проводили на наливном вакуумном фильтре площадью фильтрации 0,28 м², через пропиленовую ткань при вакууме (53-56) 10⁻³ Па. Из наработанной опытной партии (160 л) ЭФК получены традиционным и предложенными способами

Таблица 1
Химический и фракционный состав фосфоритов Кызылкума

№ п/п	Наименование	Доля фракций, содержание элементов, (%)
1.	Дисперсн. состав, мм:	
	+1	0,2
	-1+0,5	2,0
	-0,5+0,315	3,5
	-0,315+0,16	34,5
2	Содержание:	
	P ₂ O ₅	16-24,2
	Al ₂ O ₃	1,5-3,0
	SiO ₂	6,0-8,0
	CaO	42-48,1
	MgO	2,5-3,5
	Fe ₂ O ₃	0,6-0,8
	SO ₃	2,8-3,0
	CO ₂	8-15
	Фтор	1,8-3,2
	SO ₃	2,5- 3,5
	H ₂ O	10,0
	U	0,003-0,008
Сумма РЗЭ	0,03-0,06	
Нераств.остаток	8,0-8,2	

аммофос и диаммофос.

Концентрация фтора в ЭФК составляет 0,6-1,5%, в аммофосе 2-3%, диаммофосе 2,3-3,1%.

Фтор в ЭФК находится в виде кремнефтористой кислоты H₂SiF₆ и содержится в количествах от 1,0 до 1,5%. С целью оптимизации процесса выделения фтора (рис. 1) были исследованы различные варианты его осаждения в виде кремнефторида щелочных металлов (табл. 3). Расчёт технико-экономических показателей использования осадителей фтора из ЭФК показывает, что из вышеуказанных соединений наиболее подходящим является NaOH, из-за низкого расхода реагента (25 г/на 1 л ЭФК), наименьшего количества образующегося осадка (3 г/100 мл), наибольшей скоростью фильтрации (1,3 л/ч в условиях лабораторной установки). Фторидный товарный концентрат с содержанием фтора не менее 30%, сушится и затаривается.

Таблица 2
Технологические режимы переработки фосфоритов

Наименование показателей	Единица измерения	Показатели
1. Концентрации серной кислоты	%	92-93
2. Норма серн.кислоты на разл.фосфорита	%	100
3. Расход H ₂ SO ₄ на 1т фосфорита	кг	806-810
4. Плотность ЭФК	г/см ³	1,24-1,25
5. Концентрации P ₂ O ₅ в оборотном ЭФК	%	12-14
6. Концентрация P ₂ O ₅ в продуктив. р-ре	%	19,6-23,7
7. Содержание SO ₄ в продуктивном р-ре	%	1,8-2,7
8. Концентрация фтора в ЭФК	%	1,0-1,5
9. Отношение Ж:Т в пульпе		(2,5-2,8):1
10. Температура процесса	°C	75-80
11. Время разложения	час	3-4
12. Коэффициент отмывки фосфорита	%	95-98
13. Коэффициент разложения фосфорита	%	94-95
14. Гипсовое число	кг фг/кг фосф	1,52-1,54
15. Скорость фильтрации пульпы P ₂ O ₅	кг/м ³ ч	842-978

Таблица 3
Условия осаждения фтора

№ п/п	Осадитель	Концентрация F в ЭФК после осаждения, %	Степень очистки ЭФК от F, %
1.	NaOH	0,22	79
2.	Na ₂ CO ₃	0,16	5
3.	KOH	0,16	85
4.	K ₂ CO ₃	0,17	84
5.	K ₂ SO ₄	0,15	86
6.	NaOH + K ₂ SO ₄	0,08	92
7.	Na ₂ CO ₃ +NaOH	0,18	83

Способ очистки ЭФК от фтора основан на ступенчатом осаждении фтора в виде Na_2SiF_6 введением в ЭФК NaOH в количестве 25 кг на м^3 ЭФК.

Извлечение урана и получение концентратов РЗЭ

Для очистки урана, его переводят в 4-х валентное состояние (см. рис. 1), путем непрерывного электрохимического восстановления и затем осаждают газообразным аммиаком при $\text{pH}=2,0-2,2$ с одновременным получением коллективного хим. концентрата (КХК). Для снижения потери фосфора в процессе очистки КХК промывают водой и её повторно используют в технологическом цикле. Для восстановления урана в 4-х валентное состояние использовался проточный электролизер с объемно-пористым рабочим электродом. Производительность установки 2 л ЭФК/ час. Анодная и катодная зоны разделены с помощью анионообменной мембраны. В качестве рабочего электрода использовали углеродный волокнистый материал марки 250. Сечение рабочей зоны - 45 мм^2 . Высота набивки в сжатом состоянии - 20 мм. С использованием данного электролизера отработано 50 л ЭФК. Наиболее оптимальным параметром при восстановлении урана (IV) является $I=1 \text{ А.}$, $V=5\text{В}$ при скорости ЭФК 2 л/ч. Процесс электрохимического восстановления контролировали спектрофотометром «Хитачи» и СФ-46 по высоте пика поглощения 620 нм. Причём, восстановление урана (IV) происходит не сразу в электролизере, а уже после электролиза, по-видимому, за счёт каталитического действия двухвалентного железа в процессе восстановления U (IV) . Предварительные эксперименты показали, что количественное восстановление урана достигается спустя примерно 1,5-2 часа после пропускания ЭФК через электролизер. Параллельные измерения окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) и спектра поглощения показали, что количественное восстановление урана достигается при условии, что потенциал прошедшего через электролизер раствора не превышает +0,150 В. относительно насыщенного хлорсеребряного электрода (НХСЭ). ОВП исходной ЭФК составляет +0,208 В. Поэтому в реальных производственных условиях удобно контролировать полностью восстановление урана путём измерения ОВП раствора, прошедшего через электролизер. ЭФК после электрохимического восстановления нейтрализовали газообразным аммиаком до $\text{pH} 2,5$ и $2,2$.

Уран можно осаждают при pH раствора 2,5-2,6 без электрохимического восстановления, но при этом потери фосфора с осадком составляет более 30%. При pH осаждения 2,5 фосфор содержащегося в ЭФК переходит в КХК в количестве 30 отн.%, а при $\text{pH} 2,2$ - 14 отн.%.
 После промывки КХК водой в осадке остается 12 и 8% фосфора соответственно. После обработки едким натрием остается 6 и 4% фосфора в КХК полученную при pH осаждения КХК 2,5 и 2,2 соответственно. Выход влажных осадков 338 и 135 г/л ЭФК при pH осаждения соответственно 2,2 и 2,5. В табл. 4 приведено распределение некоторых элементов в технологических продуктах.

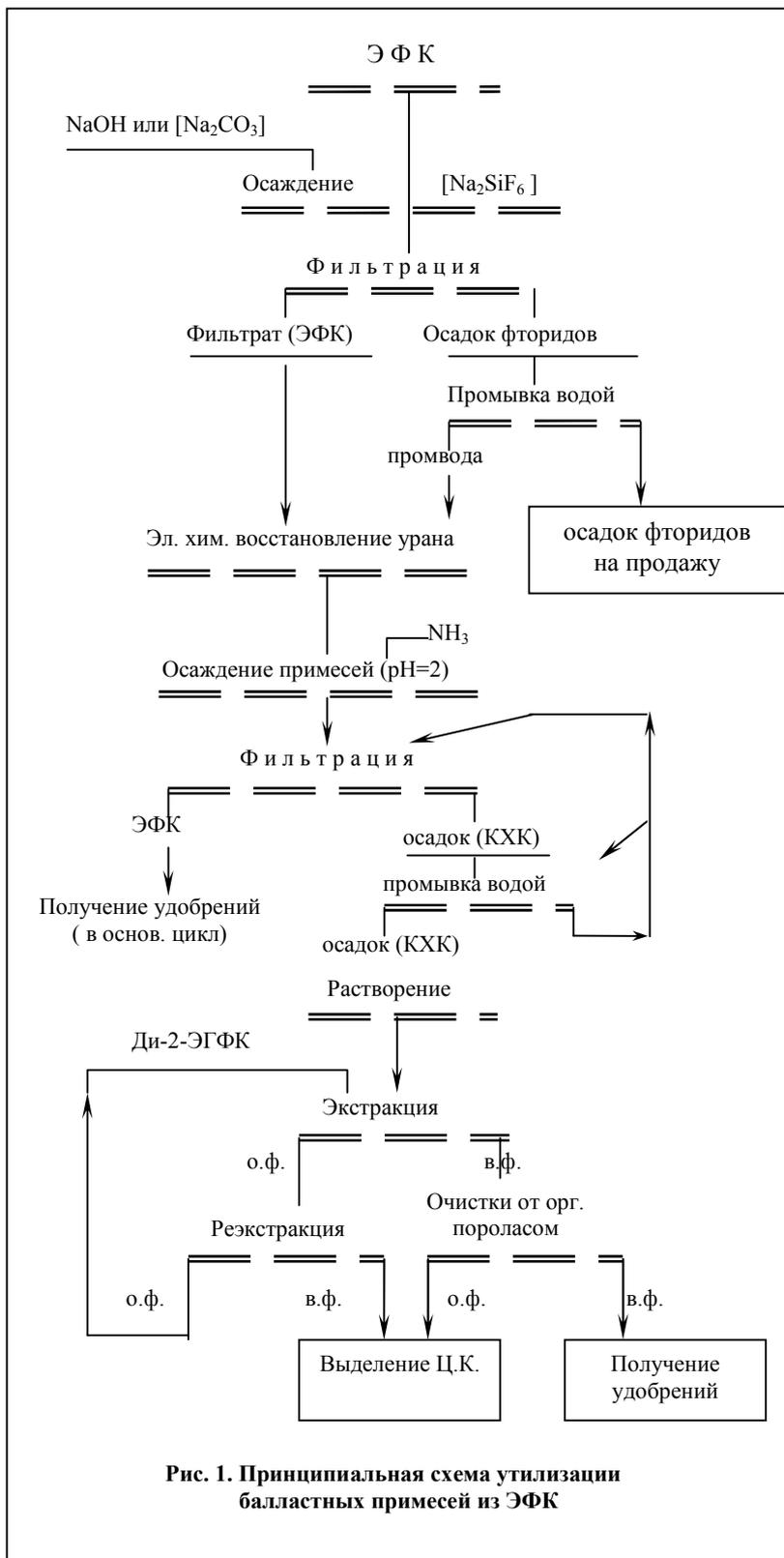


Рис. 1. Принципиальная схема утилизации балластных примесей из ЭФК

Уран и сумма редкоземельных элементов (РЗЭ), содержащихся в коллективном химконцентрате (КХК), при обработке карбонатно-щелочными или щелочными растворами не переходят в раствор, а фосфаты примесных металлов, например железа, натрия и др. разрушаются, гидроокиси металлов, а также остатки ионов натрия будут находиться в растворе. Поэтому возвращение фосфорсодержащего раствора после обработки КХК едким натрием в процесс выделения фтора оправдано не только по химико-технологическим соображениям, но и с экономической точки зрения. При этом расход едкого натрия, используемого в процессе осаждения фтора существенно снижается. Сквозная безвозвратная потеря фосфора в технологической схеме составляет не более 1-1,5%.

КХК промывают водой и промывочную воду используют в цикле для разложения фосфатов, КХК обрабатывают серной кислотой при pH 1,2-1,5. Уран и сумма РЗЭ полностью переходит в раствор. Из полученной суспензии уран нацело извлекается ионитом АМП без или с предварительной фильтрацией по существующей технологии, РЗЭ остаётся в растворе. Нейтрализация раствора аммиачной водой до pH 8,5-10, выделенного из суспензии фильтрацией, дает возможность количественно осадить сумму РЗЭ, которая является 5-7%-ным товарным концентратом РЗЭ.

Получение удобрений и оценка их агрохимических возможностей

Физико-химические показатели полученного аммофоса и диаммофоса по традиционному и предложенному способу и значение ГОСТа и ТУ приведены в табл. 5. В аммофосе полученным традиционным способом, содержание некоторых элементов (соединений) составляет (%): Ti_2O_3 -0,1; MnO -0,082; V_2O_5 -0,05; Cr_2O_3 -0,074; ZnO -0,014; Mo -0,021; Cu -0,02; TR_2O_3 -0,068.

Общее содержание P_2O_5 в аммофосе полученного традиционным способом, составляет 50,3 +0,4%, а в аммофосе полученном по предложенному способу 53+0,4%. Содержание P_2O_5 в традиционном аммофосе (в усвояемой форме) составляет 49,0 +0,5%, а в аммофосе полученном по предложенному способу 51,6 +0,4%. Таким образом, аммофос, получаемый по предлагаемому способу соответствует качеству аммофоса, получаемого из апатитов (марки А), то есть, его качество становится сопоставимым с лучшими видами аммофоса.

Степень очистки от фтора и урана по сравнению с существующей технологией не менее 90%, от скандия-40%, от редкоземельных элементов -40%. ГОСТ на диаммофос отсутствует, как на диаммофос, полученный из фосфоритов Узбекистана, так и на фосфориты других месторождений. Поэтому при аттестации мы исходили

Таблица 4
Распределение основных химических элементов в некоторых продуктах, образующихся при получении удобрений

№ п/п	Наименование продукта	P_2O_5 , %	N, %	F, %	U, г/т	Сумма РЗЭ, г/т
1.	ЭФК исходная	19,42		1,08	60,5	50
2.	ЭФК очищенная	19,35		0,12	3,1	25
3.	Аммофос исх.	50,67	10,67	1,85	121	90
4.	Аммофос очищ.	53,27	11,39	0,21	7,2	50
5.	Диаммофос очищ	53,21	20,14	0,20	7,8	45
6.	K_2SiF_6 (осадок 1)	9,6	0,15	30,1	7,5	9
7.	КХК (осадок 2)	49,78	4,0	2,99	665	360

Таблица 5
Технические показатели полученного аммофоса и диаммофоса

№ п/п	Наименование показателей	Аммофос				Базовый способ без очистки ЭФК	Предлагаемый способ	Диаммофос	
		ГОСТ:18918						ТУ: 608-191-71	Предлагаемый способ
		Марка А		Марка Б					
Выс. сорт	1-й сорт	Выс. сорт	1-й сорт						
1.	Массовая доля общего оксида фосфора, не менее					50,0 ± 0,4	53,0 ± 0,4		53,2 ± 0,4
2.	Массовая доля усвояемых фосфатов, не менее, %	52	50 ± 1	44	42 ± 1	49 ± 0,4	51,6 ± 0,4	48	51,7 ± 0,4
3.	Массовая доля общего азота, не менее %	12 ± 1	12 ± 1	11 ± 1	10 ± 1	10,5 ± 0,2	11,2 ± 0,2	19	20,1 ± 0,2
4.	Массовая доля воды, не более, %	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,9	1,0	0,8
5.	Рассыпчатость, %	100	100	100	100	100	100	100	100
<i>Ненормируемые показатели:</i>									
1.	Массовая доля F, не более, %					3,0	0,3		0,2
2.	Массовая доля суммы РЗЭ, %					0,002	0,0013		0,0013
3.	Массовая доля урана, не более, %					0,012	0,0007		0,0005

из ТУ-608-191-71 на диаммофос, полученный из технической фосфорной кислоты (табл. 3), то есть из сырья существенно более выгодного по составу, чем фосфориты Узбекистана. Как видно, и в этом случае, получаемый диаммофос по своим основным характеристикам не уступает лучшим видам диаммофоса, а содержание вредных или балластных элементов такое же, как и в очищенном аммофосе.

Для проведения сравнительной оценки агрохимические возможности неочищенного и очищенного аммофоса, а также диаммофоса, проведены вегетационные опыты на хлопчатнике в ИПиА АН РУз. Опыт проводили в 28 сосудах Митчерлиха, повторность четырёхкратная, почва - типичный серозём, сорт хлопчатника С-6524, из азотных удобрений применялась мочевины, калийный - хлористый калий. Фенологические наблюдения за ростом, развитием растений и их отбор для анализа проводили по фазам вегетации хлопчатника. Результаты исследований показали, что исходное содержание водорастворимого фтора в почве опыта составило 3,2 мг/кг. При внесении неочищенного аммофоса содержание водорастворимого фтора увеличилось на 34%. Урожайность хлопчатника в контрольном варианте (без добавления удобрения) была самой низкой 29,0-29,4 г/сосуд. Наибольший эффект дали очищенный аммофос и диаммофос, где урожайность составила 58,3 г/сосуд (в среднем), что больше, чем в варианте с неочищенным аммофосом. Таким образом, очищенные аммофос и диаммофос из фосфоритов Ташкуры дали хороший

эффект на типичном серозёме. Кроме того, необходимо отметить, что этот эффект получен при внесении на 10% меньшего количества удобрений.

Для проведения агрохимической сравнительной оценки полученных удобрений был проведён микрополевым опытом с капустой. Повторность опыта 3-х кратная, почва - типичный серозём, культура - капуста «Белокочанная». Из азотных удобрений применялась - мочевина, калийных - хлористый калий. Исходное содержание воднорастворимого фтора в почве опыта составляло 3,3 мг/кг. При внесении неочищенного аммофоса содержание воднорастворимого фтора увеличилось на 36%, т.е. составило 4,5 мг/кг. При внесении очищенного аммофоса содержание воднорастворимого фтора несколько снизилось.

Выводы:

1. Сумма P_2O_5 и азота в неочищенном аммофосе полученная базовым способом составляет 61,4%, в очищенном аммофосе 64,7% и очищенном диаммофосе 73,3%, что аммофос и диаммофос полученные по предложенному способу из фосфоритов Кызылкума соответствуют фосфорным удобрениям мирового класса (критерий по сумме азота и P_2O_5 - 64%). Степень извлечения фтора, кремния, урана составляет не менее 90%, а сумму РЗЭ- 35-40%. Сквозные потери фосфора при применении способа извлечения ценных компонентов составляет не более 1,5%, и экономически полностью покрывается за счет получения аммофоса и диаммофоса более высокого качества.

2. Внесение аммофоса и диаммофоса, полученного по предложенному способу из бедных фосфоритов дает возможность увеличить урожайность хлопчатника на 10-15% по сравнению с применяемой (в равном количестве) фосфорных удобрений, полученных базовым способом, за счет увеличения усвояемой формы P_2O_5 на 7-8 относительных процентов. Кроме того, внесенные в почву обесфторенного аммофоса и диаммофоса сохраняют нормальное агрохимическое состояние почвы по воднорастворимому фтору.

Список литературы:

1. *Технология фосфорных и комплексных удобрений.* // под ред. Эвенчика С.Д., Бродского А. -Л.: Химия, 1987. - 460 с.
2. Позин М.Е. *Технология минеральных удобрений,* - М.: Химия, 1989, - 352 с.
3. Ласкорин Б.Н., Скороваров Д.И., Гольинко З.Ш., Ульянов В.С. // *Атомная техника за рубежом.* 1980, № 7, с.16-20.
4. Ефимова З.И., Смирнов Ю.В., Соколова И.Д., Зайцев В.Г. // *Атомная техника за рубежом.* 1985, № 10, с. 3-10.
5. Ласкорин Б.Н., Скороваров Д.И., Гольинко З.Ш., Ульянов В.С. // *Атомная техника за рубежом.* 1980, № 7, с.16-20.
6. Ефимова З.И., Смирнов Ю.В. // *Атомная техника за рубежом.* №:4, 1987, с. 3-10.
7. Анарбаев М., Цой С., Вартанова О. // *Ж. Хлопок,* №6, 1990, - с 42-46.
8. Зислин Д.М., Гурская Е.Я. // *Гигиена труда и профзаболеваний,* 1971, Вып. 3, №21, с. 30-33.

ОБОСНОВАНИЕ КОМПЛЕКТА СМЕННЫХ КОВШЕЙ ДЛЯ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

УДК 622.233

© С.С. Коломников 2002 г.

С.С. Коломников, начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Изучение условий работы выемочно-погрузочного оборудования на карьере Мурунтау показало, что широкий диапазон изменения удельного сопротивления пород разрыхленного массива копанию приводит к работе экскаваторов как на пределе, так и с резервом энергетических возможностей. В этой связи нами рассмотрена возможность их оснащения комплектом сменных ковшей различной вместимости.

Одной их основных горно-технических характеристик разрабатываемых массивов является удельное сопротивление пород копанию, с которым производительность выемочно-погрузочного оборудования находится в обратной зависимости: с увеличением удельного сопротивления пород копанию производительность уменьшается.

Удельное сопротивление пород копанию определено для связно-сыпучего (коэффициент разрыхления $K_p = 1,15$; $d_{cp} = 0,08-0,15$ м; $\sigma_{сж} = 80$ МПа) и осыпавшегося (коэффициент разрыхления $K_p = 1,4$; $d_{cp} = 0,08-0,15$ м; $\sigma_{сж} = 80$ МПа) забоев. Результаты экспериментов (табл. 1) использованы для определения взаимосвязи удельного сопротивления разрушенных пород копанию со средним размером куса взорванной горной массы. При этом уч-

тено, что показатели работы экскаватора на осыпавшемся забое практически равны его технической производительности, а на связно-сыпучем - послужили отправным пунктом при построении зависимости удельного сопротивления массива копанию от среднего размера куса взорванной горной массы (рис. 1). При этом взаимосвязь производительности экскаватора ЭКГ-8И со средним размером куса взорванной горной массы (рис. 2) использована в соответствии с методикой [1] для расчетов удельного сопротивления пород копанию. В расчетах принято, что мощность привода рабочего органа экскаватора является величиной постоянной и используется полностью, а производительность экскаватора находится в обратной зависимости от удельного сопротивления разрушенной горной массы копанию.

Зависимость (рис. 1) является частным случаем, поскольку справедлива для разрыхленного массива, представленного породами с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 80$ МПа.

Изучение справочных данных [1] показало, что при прочих равных условиях между удельным сопротивлением разрушенного массива копанию и пределом прочности

пород на сжатие существует прямая зависимость линейного характера. Полагая, что при изменении среднего размера куска в разрыхленном массиве характер зависимости не изменится, была выполнена совместная обработка экспериментальных данных (рис. 1) и справочных данных, позволившая получить следующее выражение для определения сопротивления копания при различных пределах прочности пород на сжатие и степени их дробления (рис. 3) [2]:

$$K_F = 0,75 \cdot 10^{-3} \sigma_{сж} + 0,07e^{3,3d_{cp}} - 0,07 \quad (1)$$

Выражение (1) позволяет определить удельное сопротивление разрыхленной горной массы копания в реальном интервале изменения среднего размера куска практически для всего диапазона изменения предела прочности пород на сжатие, имеющего место при открытой разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями.

Комплект сменных ковшей определяется исходя из

Таблица 1
Результаты определения удельного сопротивления пород черпанию экскаватором ЭКГ-8И

Высота наполнения ковша, м	Коэффициент разрыхления массива	Площадь стружки, м ²	Усилие черпания, кН	Удельное сопротивление черпанию, МПа	Производительность экскаватора ЭКГ-8И, м ³ /ч
6,5	0,15	0,82	144	0,13	680
8,3	1,15	0,64	102	0,11	680
6,5	1,40	1,26	138	0,12	710
8,3	1,40	1,00	100	0,10	700

следующих основных положений: мощность привода рабочего органа является неизменной характеристикой конкретной модели экскаватора; оборудование работает в номинальном режиме независимо от вместимости ковша и физико-технических характеристик разрабатываемого массива; производительность экскаватора находится в прямой, а развиваемое им удельное усилие копания - в обратной зависимости от вместимости ковша; горный массив дробится до оптимального, с точки зрения энергозатрат, среднего размера куска породы.

Область целесообразного, с точки зрения энергозатрат, комплекта ковшей устанавливается следующим образом: для ковша паспортной вместимости определяется оптимальный размер среднего куска взорванной горной массы во всем диапазоне изменения предела прочности пород на сжатие; удельное сопротивление разрыхленного массива копания, соответствующее максимальному значению предела прочности пород на сжатие, принимается за граничное значение для ковша паспортной вместимости; для ковша измененной вместимости с учетом использования части мощности привода рабочего органа на перемещение дополнительной массы ковша и количества породы в нем определяется допустимое по общей нагрузке на привод рабочего органа удельное сопротивление пород копания; за границы области применения ковша паспортной вместимости принимаются максимальное и вновь установленное для ковша измененной вместимости значения удельного сопротивления пород копания, а для ковша измененной вместимости - вновь установленное и менее.

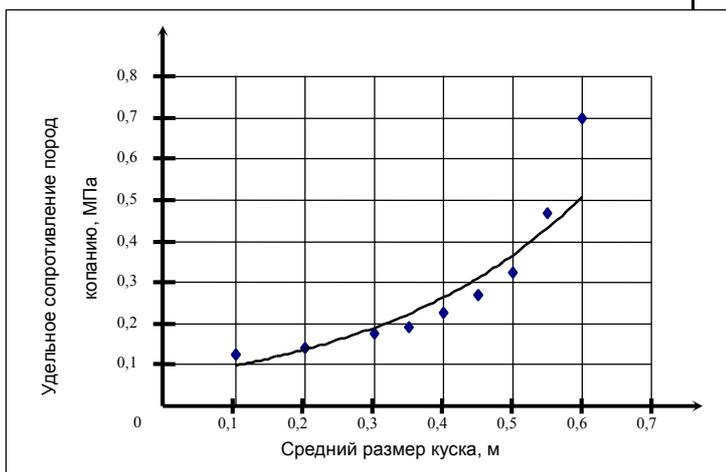


Рис. 1. Зависимость удельного сопротивления пород копания от среднего размера куска взорванной горной массы

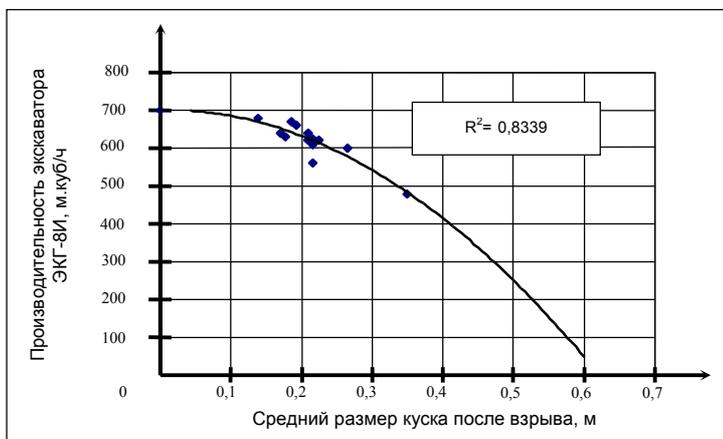


Рис. 2. Зависимость производительности экскаватора ЭКГ-8И от среднего размера куска породы после взрыва



Рис. 3. Зависимость удельного сопротивления разрыхленного массива копания от предела прочности пород на сжатие при различном среднем размере куска взорванной горной массы

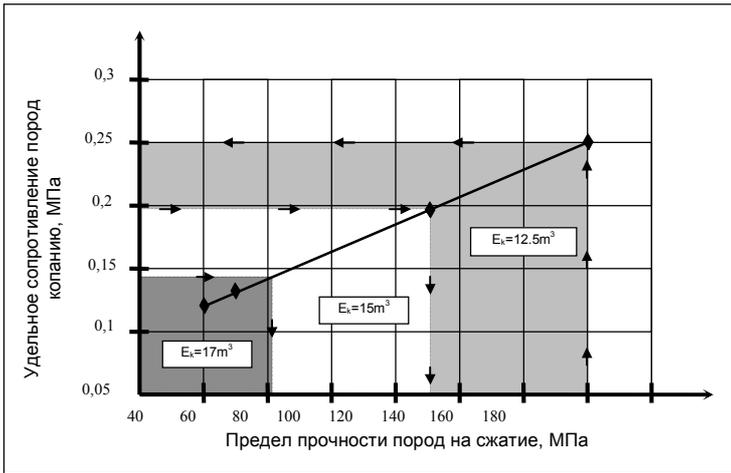


Рис. 4. Область применения комплекта сменных ковшей экскаватора ЭКГ-12,5

В общем случае удельные энергетические затраты на разработку массива соответствуют развиваемому удельному усилию копания выемочно-погрузочной машины и находятся в зависимости от мощности привода рабочего органа и производительности оборудования. При изменении вместимости ковша экскаватора его производительность и масса рабочего органа также меняются, что приводит к пропорциональному изменению затрат мощности на отделение от массива и подъем до уровня разгрузки порции горной массы. Известно [3], что удельная производительность на 1,0 м³ вместимости ковша экскаватора у различных моделей отличается только за счет продолжительности цикла, а поскольку при изменении вместимости ковша может измениться также и продолжительность цикла экскаватора, то производительность Q_n экскаватора с n -й моделью ковша может быть определена по формуле:

$$Q_n = \frac{QE_n t}{E t_n} \quad (2)$$

Поскольку масса ковша экскаватора находится в прямой зависимости от его вместимости,

то затраты мощности P_n на подъем горной массы до уровня разгрузки изменятся в той же пропорции:

$$P_n = 0,67 \cdot 10^{-2} \rho h \frac{E_n}{E} \quad (3)$$

Обозначив $k_k = \frac{E_n}{E}$, после подстановки значений Q_n

из (2), с учетом соответствующих преобразований, получаем выражение для установления предельного удельного сопротивления горного массива копанию $K_{F.пр}$ при изменении вместимости ковша с E до E_n :

$$K_{F.пр} = \frac{3,67 P_p t_n}{Q_n k_k t} \eta - 0,67 \cdot 10^{-2} \rho h k_k, \text{ МПа} \quad (4)$$

Результаты расчетов применительно к условиям карьера Мурунтау приведены в табл. 2 и иллюстрируются графически (рис. 4). Для расчетов использованы результаты установления оптимального размера куска для различных пород и экскаваторов [4].

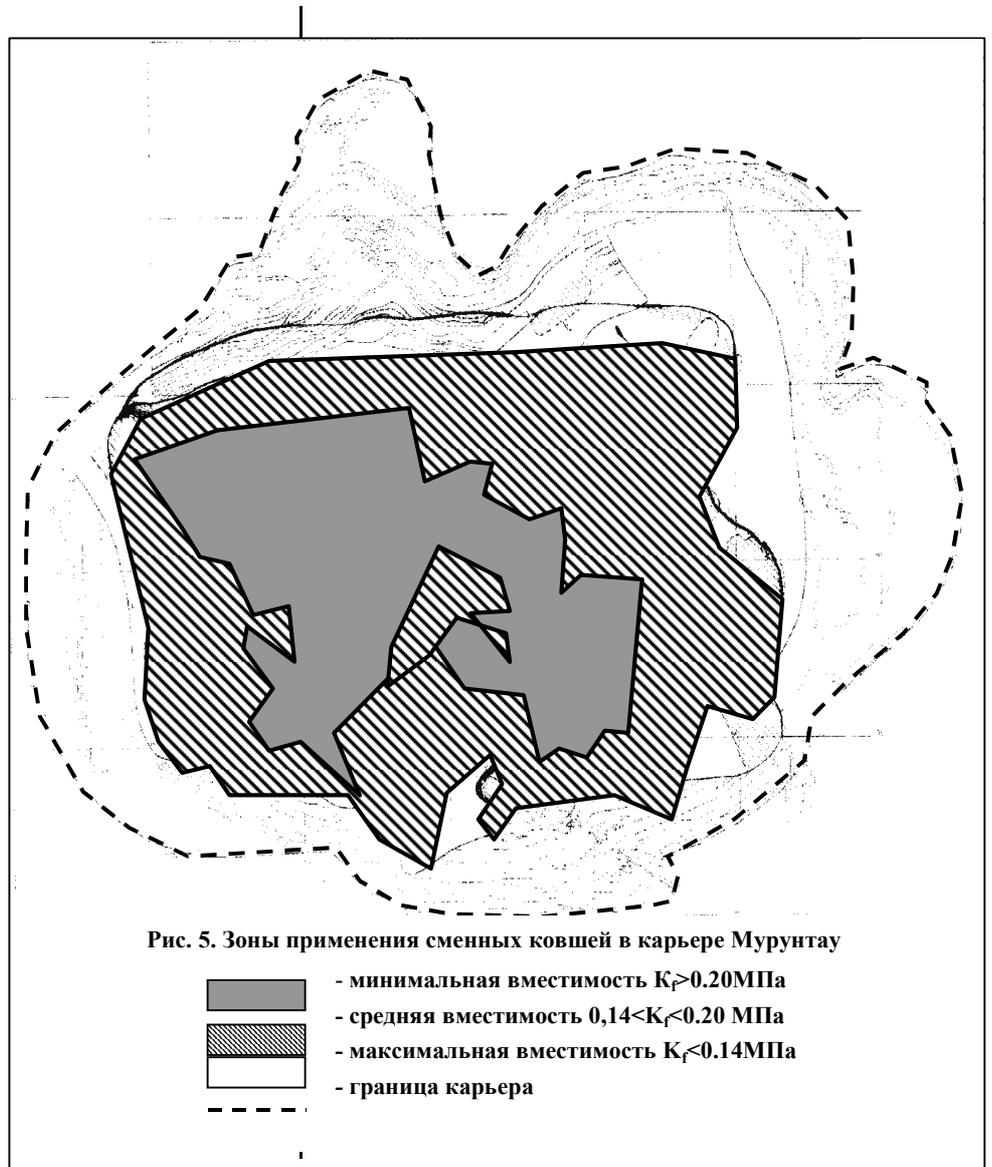


Рис. 5. Зоны применения сменных ковшей в карьере Мурунтау

- минимальная вместимость $K_r > 0,20 \text{ МПа}$
- средняя вместимость $0,14 < K_r < 0,20 \text{ МПа}$
- максимальная вместимость $K_r < 0,14 \text{ МПа}$
- граница карьера

Таблица 2

Область применения и показатели работы экскаваторов с комплектом ковшей различной вместимости для карьера Мурунтау

Показатели	Значение								
	ЭКГ-8И			ЭКГ-12,5			ЭКГ-15		
Вместимость ковша, м ³	8	10	12	12	15	17	15	17	20
Предел прочности пород на сжатие, Па	180-90	90-60	<60	180-130	130-80	<80	180-100	100-80	<80
Средний размер куска, м	0,20	0,13	<0,11	0,23	0,19	<0,15	0,23	0,19	0,15
Удельное сопротивление копания, МПа	0,23-0,15	0,15-0,11	<0,11	0,25-0,19	0,19-0,14	<0,14	0,23-0,16	0,16-0,13	<0,13
Производительность, м ³ /ч	380-580	730-990	1100	570-750	940-1270	1440	660-1010	1140-1410	1660

Анализ полученных результатов показывает, что экскаватор каждой модели целесообразно комплектовать тремя ковшами различной вместимости. Такой подход обеспечивает увеличение их производительности при полном использовании энергетических возможностей.

На рис. 5 приведено районирование разрабатываемого массива карьера Мурунтау по удельному сопротивлению копания, в результате чего, исходя из данных, приведенных в таблице, выделены зоны, в которых экскаваторы типа ЭКГ целесообразно использовать с ковшами определенной вместимости: номинальной ($\sigma_{сж} > 120$ МПа, $K_F > 0,14$ МПа); средней ($80 < \sigma_{сж} \leq 120$ МПа, $0,14 < K_F \leq 0,20$ МПа); максимальной ($\sigma_{сж} \leq 80$ МПа, $K_F \leq 0,14$ МПа).

На практике сменные ковши в карьере Мурунтау относительно широко использовались только на экскаваторах ЭКГ-8И, когда для отработки легковзрываемых

пород ($\sigma_{сж} \leq 80$ МПа, $K_F \leq 0,14$ МПа) верхних горизонтов они оснащались ковшами вместимостью 10 м³.

Список литературы:

1. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Винницкий К.Е. «Открытые горные работы» - М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
2. Сытенков Д.В. Метод формирования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. Автореф. дис. канд. техн. наук. М.: МГГА, 1998.
3. Ржевский В.В. «Процессы открытых горных работ» - М.: Недра, 1974, 520 с.
4. Шеметов П.А. Выбор параметров технологических процессов буровзрывных работ, обеспечивающих повышение эффективности горно-обогательного оборудования. Автореф. дис. канд. техн. наук. М.: ВНИПИнт, 1999 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА ИЗМЕНЕНИЯ СКОРОСТИ ВРАЩЕНИЯ БАРАБАНА МЕЛЬНИЦЫ ММС 70Х23А НА ГМЗ-2

УДК 621.926.085

© В.Н. Степура, М.Р. Юматов, У.Ю. Давранбеков, А.Ш. Сайдахмедов 2002 г.

В.Н. Степура, директор ГМЗ-2 Центрального РУ НГМК,
М.Р. Юматов, инженер 1-й категории ГМЗ-2 Центрального РУ НГМК,
У.Ю. Давранбеков, канд. техн. наук НавГГИ,
А.Ш. Сайдахмедов, канд. техн. наук НавГГИ

Предлагаемый нами способ относится к процессу измельчения руды в мельницах ММС на ГМЗ-2. Применяемый режим полусамозмельчения на мельницах ММС цеха № 2 имеет один существенный недостаток. Это завышенная скорость вращения барабана мельницы, составляющая 80% от критической скорости, что отрицательно влияет на расход шаров, долговечность футеровки, расход электроэнергии и производительность мельниц.

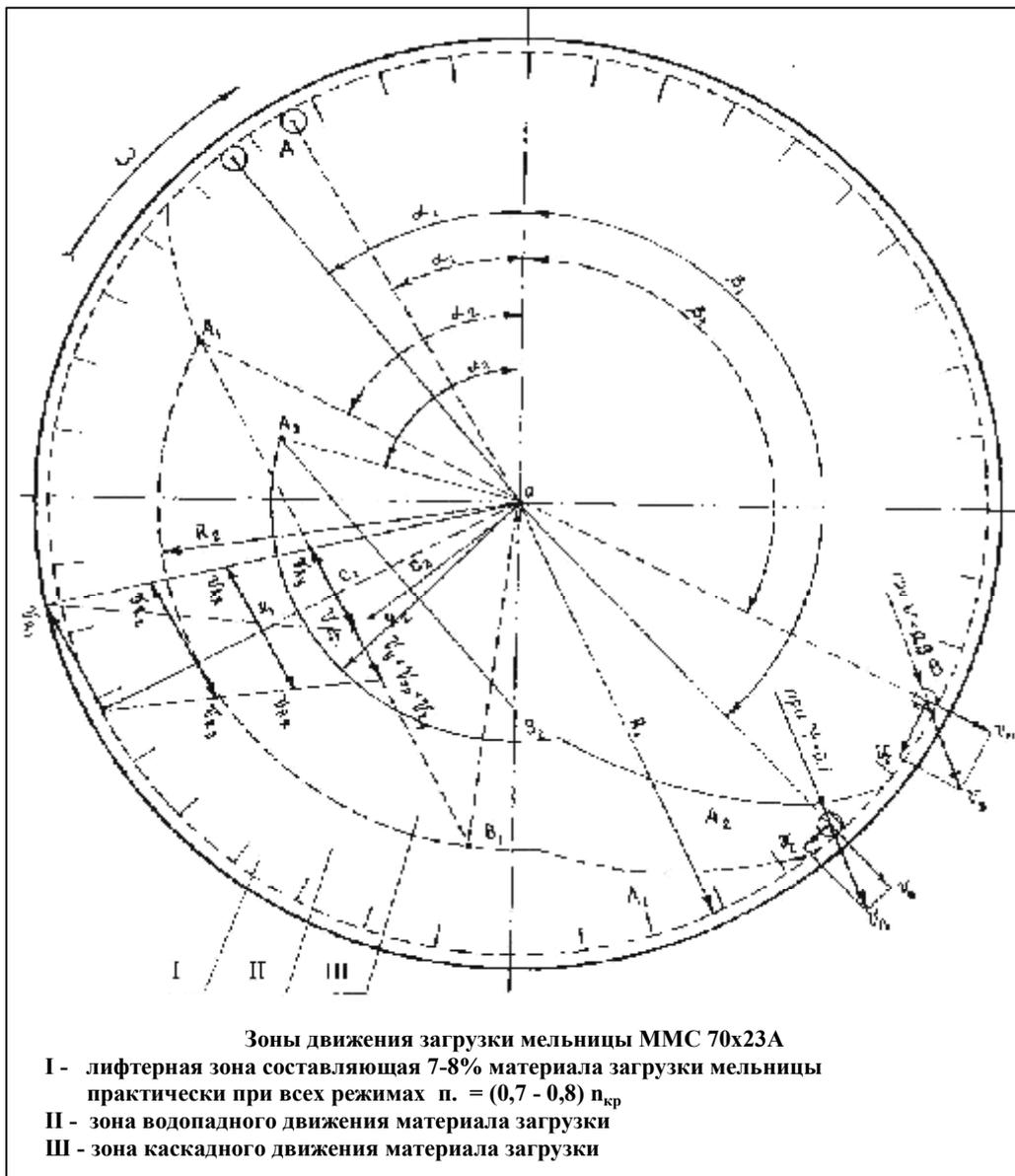
Динамика износа футеровки и шаров, а также внешнее прослушивание мельниц ММС во время работы показывает, что при скорости 80% от критической шары и куски руды (материал загрузки) лифтерной зоны забрасывается на неприкрытую рудой футеровку и в буквальном смысле слова «бомбят» её. При этом, естественно создаются реальные условия, благоприятствующие раскалыванию шаров, интенсивному износу шаров и футеровки, поскольку шары встречаются с футеровкой неприкрытой рудой под острым углом и пленкой пульпы на шарах и футеровке выполняет роль наждака.

С энергетической точки зрения забрасывания материала лифтерной зоны не позволяет эффективно использовать кинетическую энергию мелющих тел, что снижает эффективность процесса измельчения из-за «холостой» работы шаров.

Целью данного исследования является снижение скорости вращения барабана мельницы до оптимального, которая позволила бы устранить вышесказанного недостатка.

В результате целенаправленного изучения реальной работы барабана мельницы при рудоизмельчении (рисунков), всестороннего исследования и анализа полученных данных, а также поверочных расчетов установлено, что оптимальным является скорость вращения барабана 65-70% от критической, т.е. на практике при $0,65 n_{кр} \leq n \leq 0,8 n_{кр}$ реализуется смешанный режим работы мельницы.

Целью данного исследования является снижение скорости вращения барабана мельницы до оптимального,



которая позволила бы устранение вышесказанного недостатка.

В результате целенаправленного изучения реальной работы барабана мельницы при рудоизмельчении (рисунок), всестороннего исследования и анализа полученных данных, а также поверочных расчетов установлено, что оптимальным является скорость вращения барабана 65-70% от критической, т.е. на практике при $0,65 n_{кр} \leq n \leq 0,8 n_{кр}$ реализуется смещенный режим работы мельницы, процесса измельчения из-за «холостой» работы шаров.

Технико-экономические показатели работы мельницы ММС 70 x 23 А с учетом результатов исследований и соответствующих расчетов сопоставления приведены в табл. 1. Сопоставимые характеристики мельницы ГМЗ-2 с аналогичными мельницами зарубежных стран приведены в табл. 2.

Обобщая данные исследований и расчетные показатели из табл. 1 и 2 пришли к мнению, что поставленная цель выполнима без особых финансовых и материальных затрат. Для этого необходимо на мельницах ММС 70x23А, работающих с вал-шестерней $Z=27/20$, (первая цифра количество зубьев, вторая - модель), согласно на-

шим расчетам можно заменить на вал-шестерню $Z=22/20 \dots 24/20$. Тогда относительная скорость вращения барабана снизится соответственно до 65-70% от критической скорости, что позволит намного улучшить технико-экономические показатели работы мельницы.

По результатам проведенных исследований и выполненных расчетов сделаны следующие выводы:

- предлагаемые варианты вал-шестерни $Z = 22/20 \div 24/20$ улучшит технико-экономические показатели работы мельницы ММС 70x23А на 9-10%;

- с увеличением угла отрыва α уменьшится доля забрасываемого материала загрузки лифтерной зоны, тем самым уменьшится фактор раскола шаров, износ шаров и футеровки;

- уменьшение числа оборотов барабана мельницы позволит увеличить время наработки футеровки на 450-475 часов и составит 4200-4300 часов;

- сократится количество перефутеровок от 40-42 до 36-38 на мельницах ММС;

- уменьшится потребляемая мощность главного привода в 1,12 раз;

Таблица 1

№	Расчетные параметры мельницы ММС 70 x 23 А	Данные и формулы для расчета	Работающий вариант		Предлагаемые варианты	
			ММС № 8	Остальные ММС		
1.	Диаметр барабана в мм - без футеровки - с футеровкой	D_6 D_1	7000 6830	7000 6830	7000 6830	7000 6830
2.	Частота вращения главного привода в об/мин	n_d	150	150	150	150
3.	Мощность главного привода, кВт	N_d	2500	2500	2500	2500
4.	Количество зубьев и модуль вал-шестерни	$Z_{ш}$	22/20	27/20	22/20	24/20
5.	Количество зубьев и модуль венца	$Z_в$	254/20	316/20	316/20	316/20
6.	Передаточное число открытой зубчатой пары	$i = \frac{Z_в}{Z_{ш}}$	11,5454	11,7037	14,3636	13,1666
7.	Частота вращения барабана мельницы в об/мин	$n_6 = \frac{n_d \cdot Z_{ш}}{Z_в}$	12,9921	12,8164	10,4430	11,3924
8.	Критическая частота вращения барабана мельницы в об/мин	$n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D_1}}$	16,1858	16,1858	16,1858	16,1858
9.	Относительная скорость вращения барабана	$\psi = \frac{n_6}{n_{кр}}$	0,8026	0,7918	0,6451	0,7038
10.	Количество оборотов барабана мельницы за межремонтный цикл 3800 часов	$K=3800 \cdot n_6 \cdot 60$	$2,962 \cdot 10^6$	$2,922 \cdot 10^6$	$2,381 \cdot 10^6$	$2,597 \cdot 10^6$
11.	Крутящий момент на вал-шестерни в кгс·м	$M_1 = 97400 \cdot \frac{N_d}{n_d}$	$1,623 \cdot 10^6$	$1,623 \cdot 10^6$	$1,623 \cdot 10^6$	$1,623 \cdot 10^6$
12.	Крутящийся момент на венцовой шестерне	$M_2 = M_1 \cdot i \cdot \eta$	$18,738 \cdot 10^6$	$19,011 \cdot 10^6$	$23,312 \cdot 10^6$	$21,369 \cdot 10^6$
13.	Теоретический угол отрыва шаров и кусков руды лифтерной зоны	$\cos \alpha = \psi^2$ при $K=1$	$\cos \alpha = 0,6441$	$\cos \alpha = 0,6269$ $\alpha = 51^\circ$	$\cos \alpha = 0,4161$ $\alpha = 65^\circ$	$\cos \alpha = 0,4953$ $\alpha = 60^\circ$

Таблица 2

№	Предприятия	Размер мельницы ДхВ	Мощность привода кВт	Частота вращения барабана об/мин
1.	«Вобуш» (Канада)	7,32 x 2,44	1300	11,50
2.	«Импайр» (США)	7,32 x 2,44	1250	11,50
3.	«Шерман» (США)	8,4 x 3,00	2 x 1200	10,5 – 11,5
4.	«Гасмания» (Австрия)	9,75 x 3,66	2 x 2540	10,40
5.	«Гриффитс» (Канада)	9,75 x 4,27	2400	10,40
6.	«ГМЗ-2» (Узбекистан)	7,00 x 2,30	2500	12,99; 12,81

- на зарубежных фабриках мельницы работают на относительных скоростях вращения барабана в целом 70% от критической;

- внедрение предложенного варианта по скоростному режиму позволит добиться уменьшения расхода шаров, электроэнергии, повышения производительности и снижение себестоимости перерабатываемой руды, а также повышения производительности труда.

К ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

УДК 622.734

© А.Б. Хван, В.И. Киченко 2002 г.

А.Б. Хван, начальник ПТО ГМЗ-1 НГМК,
В.И. Киченко, начальник ЦКБ НГМК

Мельницы полусамозмельчения - это барабанные мельницы, где измельчающей средой являются крупные куски руды и металлические шары. Наличие нескольких видов измельчающих сред в мельнице ведет к сочетанию, по крайней мере, такого же количества способов измельчения. Практика процесса полусамозмельчения показывает, что данный процесс нельзя рассматривать как процесс «чистого» самоизмельчения (измельчение кусками руды) или шарового измельчения. Изучение процесса измельчения в мельницах полусамозмельче-

ния видимо, должно основываться на взаимосвязи процессов самоизмельчения и шарового измельчения, происходящих в этих мельницах. В данной работе предлагается рассмотреть процесс полусамозмельчения с позиции сочетания процессов самоизмельчения и шарового измельчения.

Для работы в режиме полусамозмельчения мельницы самоизмельчения обычно загружаются металлическими шарами на 3...20% объема барабана мельницы. Предлагаемый порядок расчета производительности

мельниц полусамоизмельчения основан на методе расчета мельниц по Ф. Бонду, т.е. по энергозатратам на измельчение:

а) выбирается типоразмер мельниц полусамоизмельчения и на основе исходных данных, условий измельчения рассчитывается удельный расход электроэнергии;

б) определяется потребляемая мельницей мощность;

в) по рассчитанным потребляемой мощности и удельному расходу электроэнергии, определяется производительность мельницы по руде.

Данный порядок расчета полностью соответствует общепринятому для шаровых и стержневых мельниц [1], различие состоит в исполнении каждого пункта порядка. Формулы для расчета приведены в табл. 1. При определении удельного расхода электроэнергии в мельнице полусамоизмельчения (а) предполагается, что энергия расходуется на измельчение шарами $W_{ш}$ и на самоиз-

мельчение W_p . Расчет данных показателей базируется на формуле, предложенной в [2]:

$$W = W_i \cdot \left[\lg \frac{D_{80}}{d_{гр}} + \left(\frac{11,02}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11,02}{\sqrt{d_{гр}}} \right) \right], \quad (1)$$

где W - удельный расход электроэнергии на измельчение, кВт.час/т;

W_i - индекс Бонда, кВт.час/кор.т.мкм^{0.5};

D_{80} - исходная крупность руды, мкм;

d_{80} - конечная крупность измельчения, мкм;

$d_{гр}$ - граничная крупность руды, измельчаемая шарами или кусками руды, мкм.

Индекс Бонда рассчитывается по методике автора - по результатам испытаний измельчаемости руды. Данная формула представляет собой сочетание двух законов измельчения, Кика-Кирпичева и Бонда, и удовлетворительно соответствует практическим результатам [2]. В отличие от известной формулы Бонда, здесь используется новый показатель - граничная крупность измельчения ($d_{гр}$), которая зависит от вида измельчающей среды и ее крупности. Граничная крупность измельчения - это максимальный диаметр куска руды, разрушаемый измельчающей средой (шары или большие куски руды).

Потребляемая мельницей мощность $N_{общ}$ (б) определяется по формуле В.П. Яшина [3] и складывается из мощности, расходуемой на перемещение металлических шаров $N_{ш}$ и мощности, расходуемой на перемещение кусков руды N_p .

Производительность мельницы по руде $Q_{общ}$ (в) определяется как сумма производительности по руде, полученной при измельчении шарами $Q_{ш}$, и производительности по руде, полученной при измельчении кусками руды Q_p .

Условные обозначения:
 $d_{ш}$ - восьмидесятипроцентная крупность шаров, мкм.;
 d_p - диаметр кусков руды, мкм. $d_p = 0.75 \cdot D_{80}$;
 δ_p - плотность руды, т/м³;
 ψ - скорость вращения барабана, доли ед.;
 D_m - диаметр барабана мельницы в свету, м.;

$\gamma_{ш}$ - насыпной вес шаров, т/м³;
 γ_p - насыпной вес руды, т/м³;
 $\Phi_{ш}$ - степень заполнения мельницы шарами, доли ед.;
 $\Phi_{общ}$ - общая степень заполнения мельницы, доли ед.;

Φ_0 - степень заполнения мельницы при полном самоизмельчении, доли ед. ($\Phi_0 = 0.3 \dots 0.4$);

V - рабочий объем барабана мельницы на момент определения производительности, м³.

Таблица 1

Порядок расчета мельниц полусамоизмельчения

№ формулы	Наименование определяемого показателя	Формула
а) расчет удельного расхода электроэнергии		
2	Удельный расход электроэнергии на измельчение шарами, кВт/т.	$W_{ш} = W_i \cdot \left[\lg \frac{D_{80}}{d_{грш}} + \left(\frac{11,02}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11,02}{\sqrt{d_{грш}}} \right) \right],$
3	Граничная крупность руды, измельчаемая шарами, мкм.	$d_{грш} = \left[\frac{d_{ш}}{7,55 \cdot \left(\frac{W_i \cdot \delta_p}{\psi \cdot \sqrt{D_m}} \right) 0,33} \right]^2,$
4	Удельный расход электроэнергии на измельчение кусками руды, кВт.	$W_p = W_i \cdot \left[\lg \frac{D_{80}}{d_{грп}} + \left(\frac{11,02}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11,02}{\sqrt{d_{грп}}} \right) \right],$
5	Граничная крупность руды, измельчаемая кусками руды, мкм.	$d_{грп} = \left[\frac{d_p}{10,72 \cdot \left(\frac{W_i \cdot \delta_p}{\psi \cdot \sqrt{D_m}} \right) 0,33} \right]^2,$
б) расчет потребляемой мощности		
6	Общая потребляемая мощность (из сети), кВт.	$N_{общ} = \left(1 + \frac{\gamma_{ш} - \gamma_p \cdot j_{ш}}{\gamma_p \cdot j_{общ}} \right) \cdot N_0$
7	Мощность, потребляемая при полном самоизмельчении (из сети), кВт.	$N_0 = 6,12 \cdot D_m^{0,3} \cdot (3,2 - 3 \cdot j_0) \cdot \psi \cdot V \cdot \gamma_p \cdot j_0$
8	Мощность, потребляемая шарами (шаровая составляющая), кВт.	$N_{ш} = 6,12 \cdot D_m^{0,3} \cdot (3,2 - 3 \cdot j_{ш}) \cdot \psi \cdot V \cdot \gamma_{ш} \cdot j_{ш}$
9	Мощность, потребляемая кусками руды (рудная составляющая), кВт.	$N_p = N_{общ} - N_{ш}$
в) расчет производительности мельницы по руде		
10	Производительность мельницы по руде (шаровая составляющая), т/час.	$Q_{ш} = \frac{N_{ш}}{W_{ш}}$
11	Производительность мельницы по руде (рудная составляющая), т/час.	$Q_p = \frac{N_p}{W_p}$
12	Общая производительность мельницы по руде, т/час.	$Q_{общ} = Q_{ш} + Q_p$

Таблица 2
Сравнение расчетных и практических результатов работы мельниц ММС-70-23

$j_{ш}$ (степень заполнения шарами), доли ед.	$Q_{ш}$ (расчетная), т/час	Q_p (расчетная), т/час	$Q_{общ}$ (расчетная), т/час	$Q_{практ}$ (практическая производитель- ность мельницы), т/час	Расход- ление, %
0	0	31,1	31,1	28	+ 11,0
0,027	11,69	27,5	39,2	40	- 2,0
0,054	22,86	22,8	45,6	48	- 5,0
0,086	35,3	17,94	53,2	55	- 4,0
0,123	48,4	13,2	61,6	65	- 5,5
0,163	61,45	8,95	70,4	72	- 5,4
0,19	70,95	5,53	76,5	80	-4,4

$d_{ш}=100$ мм; $\gamma_{ш} = 4.8$ т/м³; $\gamma_p = 1.8$ т/м³. В табл. 2 приведены результаты расчетов и практические данные производительности мельниц ММС-70-23 при различных степенях заполнения барабанов металлическими шарами.

Из табл. 2 видно, что предлагаемый порядок расчета производительности мельниц полусамоизмельчения с достаточной точностью позволяет прогнозировать практические показатели данных мельниц.

Данный порядок расчета производительности мельниц полусамоизмельчения был опробован в условиях НГМК для мельниц ММС70-23. Исходная крупность руды - $D_{80}=100000$ мкм.; конечная крупность измельчения - $d_{80} = 74$ мкм; $W_i = 12,9$ кВт/кор.т.мкм^{0.5}; $\phi_{ш} = 0,2$; $\psi = 0,8$;

Список литературы:

1. Баранов В.Ф., Захваткин В.К. О методе расчета стержневых и шаровых мельниц по энергозатратам. - Цветные металлы, 1978, №6, с. 75...82.
2. Хван А.Б., Лукин И.Г., Киченко В.И., Филипов А.А., Определение удельного расхода электроэнергии в мельницах самоизмельчения (ММС). - Цветные металлы, 1994, №7, с. 66...67.
3. Яшин В.П., Бортников А.В. Теория и практика самоизмельчения. М., «Недра», 1978, с. 246.

ПРЕИМУЩЕСТВА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СГУСТИТЕЛЕЙ SUPAFLO

УДК 622.752.4

© Е. Нечаева, С. Проккола, Э. Саастамойнен 2002 г.

Е. Нечаева, ЗАО «Минерал Процессинг Инжинирс», Санкт-Петербург, Россия,
С. Проккола, Оутокумпу Минтек Оу, Финляндия,
Э. Саастамойнен, Оутокумпу Минтек Оу, Финляндия

Первые сгустители были сконструированы в начале XX в. расчет размера сгустителя-осадителя основывался и до сих пор основывается на определении необходимой площади осаждения путем выполнения опытов по осаждению в градуированных цилиндрах [1, 2], при этом самые тонкие и легкие частицы определяют размер сгустителя.

К концу XX в. мощности обогащательных фабрик в мире значительно выросли и наибольший диаметр сгустителей, сконструированных к тому моменту, достигал 200 м. В бывшем СССР повышение эффективности оборудования, предназначенного для свободного разделения твердой и жидкой фаз, осуществлялось путем увеличения количества ярусов сгустителей. Позднее, когда стало ясно, что технологический выигрыш от применения таких сгустителей не так уж и велик, а эксплуатация их значительно сложнее, чем обычных сгустителей, началось строительство одноярусных сгустителей с большой поверхностью осаждения. Таким образом, назревала необходимость поиска новых, более эффективных методов разделения твердое-жидкое.

В экономически развитых странах в то время шло параллельное развитие оборудования и флокулянтов для процессов сгущения. Идея высокопроизводительного сгустителя (High Rate) была впервые запатентована в 1968 г. сахарной промышленности и за последние 30 лет получила широкое распространение в обогащении полезных ископаемых, химической и других отраслях промышленно-

сти. Успешная работа высокопроизводительных сгустителей обычно обеспечивается использованием флокулянтов высокой молекулярной массы полиэлектролитного типа, поэтому сгустители высокой производительности были разработаны сразу после появления в промышленности данных флокулянтов.

Основным отличием сгустителей высокой производительности (High Rate) от традиционных сгустителей является время осаждения. В традиционном сгустителе время осаждения может составлять несколько часов и даже дней, а в высокопроизводительном - порядка одного часа. Следовательно, высокопроизводительные сгустители сгущают пульпу в 3-10 раз быстрее традиционных. Типичная скорость восходящего потока для высокопроизводительного сгустителя 2-10 м/ч. Диаметр высокопроизводительного сгустителя обычно в 2-3 раза меньше обычного сгустителя при одинаковой производительности.

За последние несколько лет Оутокумпу провела широкие исследования процесса сгущения. Диапазон эксплуатационных проблем оказался гораздо шире предполагаемого и первоначально не считался связанным с работой сгустителя. Только после отклонения многочисленных вариантов решения проблемы находилась настоящая ее причина, и оказывалось, что она заключается в самом сгустителе.

Таблица 1

Проблемы, встречающиеся при сгущении

Область	Проблема	Результат	Пример в отрасли	Традиционное решение
Экология	Наличие токсинов в хвостах Необходимость в большей мощности хвостохранилища	Вынос в грунтовые воды Гибель живой природы Остановка Ограничения в использовании земли Опасность прорыва и вред окружающей среде	Ионы CN в золоте Любой рудник	Разрушение CN Фильтрация хвостов
Технология	Недостаток мощности фильтрации Нехватка технологической воды Неэффективность цикла противоточной декантации Наличие ядовитых веществ в процессе	Ограничение выпуска продукции Проблемы плавки из-за большого содержания влаги в концентрате Возможная остановка завода Задержки запуска установок промывки песка Недопустимые потери в растворах Невозможность оборота Низкая производительность последующих операций Избыточное использование реагентов Необходимость в дополнительных реагентах обратного действия	Производство цветных металлов Любой засушливый район Производство Au, Cu, U Флотационные реагенты, препятствующие цианированию золота	Увеличение мощности фильтрации Увеличение перекачки воды насосами Сокращение производительности Дополнительный сгуститель Увеличение объема промышленного раствора Дополнительный фильтр или две дополнительные стадии противоточной декантации
Материал для закладки	Хвосты непостоянной и невысокой плотности	Закупорка трубопровода Высокое давление Необходимость в стадии фильтрации	В любой области, где может успешно применяться	Дополнительная фильтрация

Перечень установленных к данному моменту проблем представлен в табл. 1 [3].

Проблемы подразделяются на три основные категории: экология, технология и материалы для закладки, именно в этих областях требуется максимальная плотность сгущенного продукта.

Большинство предприятий, эксплуатирующих сгустители, в разное время пытались добиться или даже добились нужной им плотности сгущенного продукта, но в дальнейшем им пришлось отказаться от работы при высоких плотностях по ряду причин:

- 1) неэффективная конструкция сгустителя приводит к значительному увеличению дозировки флокулянта;
- 2) отсутствие стабильной системы контроля не позволяет видеть границ безопасной работы сгустителя. Эти ограничения могут быть в самом сгустителе, в системе откачки сгущенного продукта или в процессе осадения;
- 3) отсутствие необходимого крутящего момента на приводе граблин при высоких плотностях сгущенного продукта, т.е. возможность блокировки граблин.

По этим причинам предприятия вынуждены были эксплуатировать сгустители в консервативном режиме и искать другие пути решения технологических проблем.

Конструкция сгустителей SUPAFLO высокой производительности (High Rate) и сгустителей высокой степени сжатия (High Compression)

В последние 20 лет велась работа по оптимизации конструкции с целью повышения эффективности использования площади горизонтального сечения сгустителя и снижения таким образом капитальных затрат. Результатом явилось повсеместное использование сгустителя SUPAFLO высокой производительности во всех отраслях промышленности.

Сгустители SUPAFLO

Сгуститель типа SUPAFLO имеет ряд принципиально новых конструктивных решений:

- питающий колодец, заглубленный до уровня оживленного слоя;
- деаэрация питания;
- «автоматическое разжижение питания»;
- автоматическая система контроля и регулирования подачи флокулянта и уровня постели в сгустителе;
- граблины «низкого гидравлического сопротивления»;
- гидравлический привод.

Сгуститель SUPAFLO высокой производительности (High Rate)

В высокопроизводительных сгустителях SUPAFLO флокуляция исходной пульпы происходит в питающем колодце в регулируемых условиях, после чего она подается в уже образованную постель (рис. 1).

Ожиженная постель работает как фильтр и как создатель флокул, улавливая тонкие частицы, которые не были сфлукулированы в питающем колодце. Так как выше

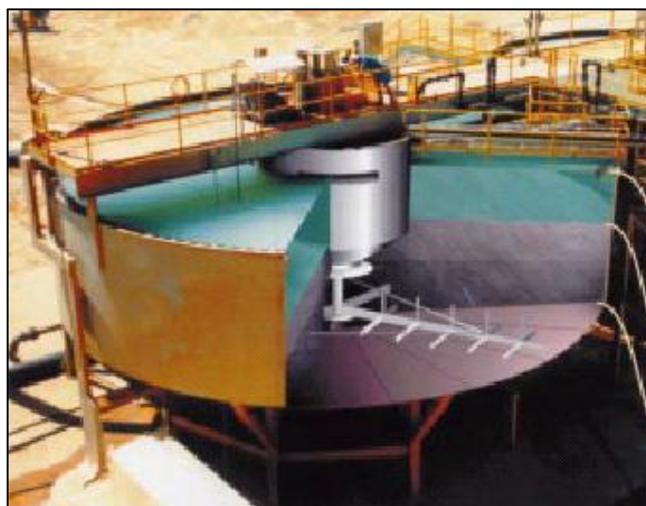


Рис. 1. Сгуститель SUPAFLO

ожиженной зоны нет свободных тонких частиц, скорость восходящего потока жидкости может быть значительно выше, чем в обычном сгустителе.

Сгуститель SUPAFLO высокой степени сжатия (High Compression)

В последние годы усилия Оутокумпу были направлены на оптимизацию вертикальной зоны сжатия в сгустителе, что одновременно с использованием конструктивных особенностей высокопроизводительного сгущения послужило основой для создания сгустителя высокой степени сжатия.

Для повышения давления на сгущенный продукт в разгрузочном конусе и увеличения таким образом уплотнения был использован эффект повышения высоты стенок, который используется в сгустителе высокой степени сжатия (НСТ). Эффект уплотнения еще более усилен вертикальными пластинами, установленными на гребках граблин, которые разрыхляя постель, удаляют внутрипоровую влагу.

Эффективная флокуляция и стратегия контроля

Как в высокопроизводительных, так и в сгустителях высокой степени сжатия установлен питающий колодец SUPAFLO, использующий принцип автоматического разбавления пульпы для образования однородных флокул при минимальном расходе флокулянта. Избыточная дозировка флокулянта ведет к захвату влаги флокулами и таким образом ухудшает процесс разделения жидко-твердое в зоне сжатия. Основными причинами избыточной дозировки флокулянта является отсутствие контроля за изменением плотности пульпы, поступающей в сгуститель. Для преодоления этих проблем в сгустителях используют питающие колодцы типа SUPAFLO с авторазбавлением и стратегию контроля SUPAFLO.

Питающий колодец SUPAFLO с авторазбавлением

Большая часть пульп, поступающих на сгущение, имеет плотность 30-40%. Их необходимо разбавлять для обеспечения хорошей флокуляции в питающем колодце. Запатентованный питающий колодец с авторазбавлением типа SUPAFLO разжижает исходную пульпу и сглаживает различия в плотности исходного питания, создавая таким образом оптимальные условия для флокуляции. Как видно из рис. 2, в системе используется естественная разница напора в питающем колодце и остальной части сгустителя, обеспечивающая свободное попадание слива

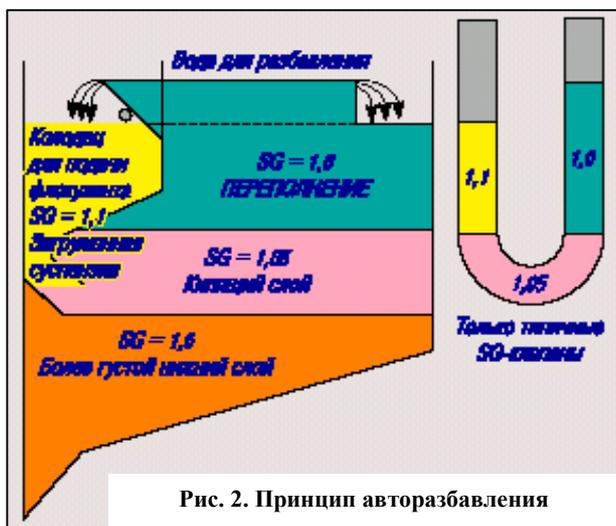


Рис. 2. Принцип авторазбавления

в питающий колодец. Расход слива не зависит от производительности по твердому, а регулируется плотностью исходного продукта в питающем колодце.

Система контроля SUPAFLO. Разработанная система контроля заключается в контроле массы твердого в сгустителе и уровня постели. Датчик массы постели устанавливается в разгрузочном конусе сгустителя в прямом контакте с пульпой, из него выходящей (рис. 3).

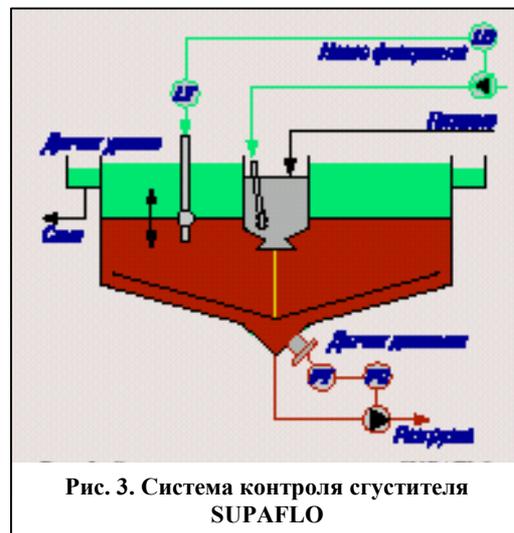


Рис. 3. Система контроля сгустителя SUPAFLO

Поскольку высота столба пульпы над датчиком постоянна, изменения его давления прямо пропорциональны массе твердого в сгустителе. При изменении заданного значения изменяется скорость разгрузки сгущенного продукта таким образом, чтобы поддерживать постоянную массу твердого в сгустителе.

Второй цикл контроля регулирует дозировку флокулянта, подаваемого в исходную пульпу. Так как количество твердого в сгустителе контролируется, любое изменение уровня постели указывает на изменение соотношения осаждения сфлокулированных частиц и в соответствии с этим меняется дозировка флокулянта. Так, если уровень постели поднимается, дозировка флокулянта увеличивается для того, чтобы повысить скорость осаждения частиц и довести уровень постели до нормального положения.

Примеры использования сгустителей

Mount Leyshon Gold Mine (Квинсленд, Австралия). В 1988 г. на руднике был установлен высокопроизводительный сгуститель SUPAFLO диам. 15 м для сгущения хвостов процесса «уголь в пульпе». К 1992 г. производительность сгустителя достигла 350 т/ч (при проектной 250 т/ч), при этом крупность помола была достаточно высокой (80% класса – 140 мкм). В районе часто бывали засухи. Перекачка воды из имеющихся скважин стала дорогой, и возникла крайняя необходимость получать больше воды из сгустителя, иначе пришлось бы закрыть предприятие.

Система откачки должна была перекачивать сгущенный продукт на расстояние 4 км, максимальное давление в линии равнялось 1800 кПа, возможное при содержании твердого в сгущенном продукте – 63%. Работа системы при данной плотности сгущенного продукта обеспечивала увеличение объема оборотной воды на 33%, что было достаточно для поддержания работы предприятия в

периоды самой сильной засухи. Плотность сгущенного продукта часто достигала необходимого значения, но в среднем составляла всего 58%. Двумя главными причинами, препятствующими достижению и поддержанию требуемой плотности, были:

- недостаточный крутящий момент;
- первоначально установленная плохая система контроля, приводящая к сильным вариациям плотности сгущенного продукта.

Поскольку речь шла о действующем сгустителе, на нем был установлен более мощный привод и система контроля типа SUPAFLO, что обеспечило поддержание необходимой плотности сгущенного продукта, равной 63% твердого. Так же были реконструированы два последующих сгустителя.

Falconbridge Ltd, Kidd Creek Operation (Онтарио, Канада). На предприятии существовала проблема недостаточного объема хвостохранилища. Рассматривали 3 возможных варианта решения проблемы:

- закрыть фабрику;
- увеличить высоту дамбы хвостохранилища;
- найти способ увеличения уклона дамбы по крайней мере на 2,0% путем увеличения плотности самой пульпы либо ее вязкости за счет химических добавок (например, извести).

Предпочтительным оказался третий вариант, и E.I. Rubinski Associates в Торонто определила детали реологических требований. было рассмотрено 3 способа увеличения плотности хвостов до 63%:

- увеличение дозировки извести в конце хвостовой линии с целью повышения вязкости;
- фильтрация части сгущенного продукта и добавка его с целью увеличения плотности хвостов;
- ведение процесса сгущения на сгустителе высокой степени сжатия.

Первый способ уже использовался и был признан дорогостоящим. Второй не окупался, поэтому было принято решение исследовать способ сгущения на сгустителе высокой степени сжатия. На месте были проведены лабораторные и полупромышленные испытания. Сгуститель SUPAFLO высокой степени сжатия обеспечивал плотность сгущенного продукта в среднем на 5% больше, чем Eimco, и более требуемых 63% твердого при устойчивых показателях работы.

В результате в 1995 г. компания купила сгуститель SUPAFLO высокой степени сжатия (НСТ) диам. 35 м, который полностью заменил старый 110 м сгуститель обычного типа (табл. 2, рис. 4).

Barrick Gold Strike Mines Inc. (Невада, США). На этом руднике для выщелачивания золота из руды используется окисление под давлением. Критическим фактором для данного процесса является необходимость достаточно высокой плотности исходного питания (более 52% твердого), поступающего в реакторы. Содержание твердого в сгущенном продукте двух существующих сгустителей, стоящих перед окислением, не превышало в среднем 50% из-за ряда взаимосвязанных причин:

- исключительно разнообразное рудное тело, дающее разное содержание глины и твердого в исходном продукте;
- различные значения pH, влияющие на флокуляцию;
- несоответствующий крутящий момент;

Таблица 2
Сравнительные технические параметры сгустителей диам. 365 фут (110 м) и сгустителей SUPAFLO высокой степени сжатия (НСТ) диам. 115 фут (35 м)

Параметры	Eimco	SUPAFLO	Разница
Сгущенный продукт, % твердого:			
среднее	59,7	63,2	+3,5
летом	60,4	64,4	+4,0
зимой	59,0	62,7	+3,7
Площадь, кв. фут	$1,04 \times 10^5$	$1,04 \times 10^4$	
Необходимая уд. площадь сгущения, фут ² /(т/сут)	10,4	1,04	

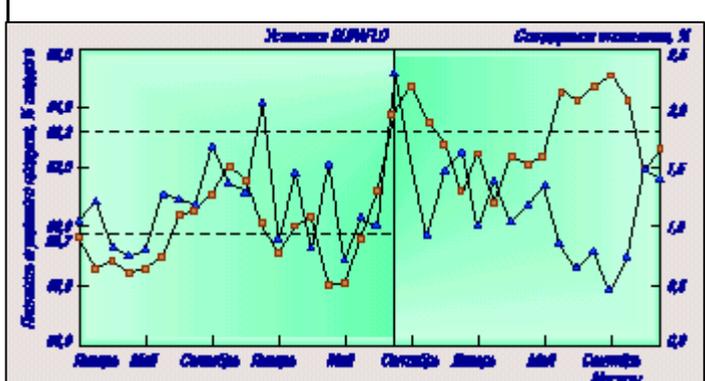


Рис. 4. Параметры работы системы сгущения хвостов на фабрике Falconbridge в течение последних трех лет

- несоответствующая система контроля параметров исходного питания.

В июне 1994 г. фирма Оутокумпу провела на месте полупромышленные испытания сгустителя высокой степени сжатия с целью определения возможности достижения содержания твердого в сгущенном продукте 52% и возможности поддержания данной плотности при изменении параметров исходного питания, нагрузки и pH.

Результаты испытаний показали, что необходимое значение вполне реально получить при внесении некоторых модификаций в сгуститель высокой степени сжатия (НСТ):

- установить систему авторазбавления для сглаживания различий в плотности исходного питания и влияния глины с получением ~15% твердого в исходном продукте для всех рудных тел;
- увеличить крутящий момент на приводе, так как при содержании твердого 52% материал становится очень вязким;
- использовать граблины низкого профиля для понижения величины необходимого крутящего момента;
- установить вертикальные пластины на гребках для повышения эффективности «зоны сжатия»;
- перейти на стратегию контроля и регулирования типа SUPAFLO для поддержания постоянного питания в автоклавы;
- поддерживать pH выше 9,5.

Впоследствии было решено установить совершенно новый сгуститель SUPAFLO высокой степени сжатия диам. 30 м для параллельной работы с двумя существующими сгустителями. Сгуститель был запущен в 1995 г. и сейчас работает в соответствии с заданными требованиями (табл. 3).

Таблица 3
Итоги работы первого года сгустителя SUPAFLO на фабрике Barrick Gold Strike Mines Inc.

Параметры	Высокопроизводительный сгуститель № 2, 125 фут	Сгуститель SUPAFLO высокой степени сжатия № 3, 100 фут	Разница, %
Сгущенный продукт, % твердого	49,7	52,9	+3,1
Площадь, кв. футов	12271	7853	-36
Удельная нагрузка	230	330	+43
Удельная площадь сгущения, фут ² /(т·сут)	2,22	1,0	+120

Таблица 4
Сравнительные показатели установки одного сгустителя SUPAFLO диам. 12 м и двух сгустителей Ц-50

Показатели	SUPAFLO	Ц-50
Производительность по питанию, т/ч	60	60
Содержание твердого в исходном питании, %	22-25	22-25
Содержание в питании класса – 20 мкм, %	60-65	60-65
Требуемая площадь осаднения, м ²	1×113	2×1962
Удельная нагрузка, т/(м ² ·ч)	0,531	0,015
Расход флокулянта, г/т	10	20
Содержание твердого в сливе, мг/л	До 100	До 1000

Установка «системы авторазбавления» (Калтейлз, Австралия). Для сгущения пульпы, полученной в результате проекта утилизации хвостов, использовался сгуститель диам. 90 м.

Заказчик был озабочен большим расходом флокулянта, а результаты испытаний показали, что разбавление исходного питания может значительно его сократить. Слив сгустителя, использующийся для разбавления, содержал некоторое количество растворенного золота и пропускался через колонны для отгонки. Если бы вода

просто добавлялась извне, то колонны не смогли бы справиться с увеличенным потоком жидкости.

Идеальным решением данной проблемы оказался питающий колодец SUPAFLO с авторазбавлением, что исключило подачу дополнительной воды и существующие колонны смогли эффективно работать.

Результаты показали улучшение чистоты слива, увеличение плотности сгущенного продукта, более стабильную работу сгустителя и небольшое сокращение расхода флокулянта.

Барсучий Лог, Россия. При строительстве новой медно-цинковой фабрики Барсучий Лог (Южный Урал) стоял вопрос об установке сгущения для сгущения пиритосодержащих хвостов производительностью 60 т/ч по твердому. Для сгущения такого количества пульпы в ТЭО предлагались два отечественных сгустителя диам. 50 м. Испытания на лабораторной установке SUPAFLO показали возможность получения требуемых показателей по сливу и сгущенному продукту на высокопроизводительном сгустителе SUPAFLO диам. 12 м, который был установлен на фабрике в 1988 г. Сравнительные технические

показатели приведены в табл. 4.

Список литературы:

1. Talmage W.P., Fich E.B. *Indust. Enging. Chem.* 1955. V. 47. N 1. P. 38-41.
2. Dalstrom D.A., Fich E.B. *SME Miner. Proc. Handbook.* V. 1. 9-2...9-4.
3. Gordon M. *Canad. Miner. Proc. CPM.* 1995. N 1.

НОВЫЕ ПРИНЦИПЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 577

О П.И. Копач 2002 г.

П.И. Копач, канд. техн. наук ИПГЭ НАНУ

Рассмотрены методические подходы к экологической оценке производственных процессов, технологий и производств, исходя из требований их экологической оптимизации; обоснован критерий оценки – интегральная экологическая ресурсоемкость.

Каждая цивилизация в определенный период своего развития становится перед необходимостью новой оценки благ изымаемых или получаемых у природы. Это объясняется постоянно изменяющейся ситуацией в природопользовании, новыми возможностями техники и технологий. Начало нового столетия отмечается более пессимистическими, чем оптимистическими взглядами на перспективы развития существующих технологий природопользования. Современный человек недоволен имеющимися у него технологиями и хотел бы обладать другими. Это связано, прежде всего, с существованием некоторых видов ущерба, которые могут быть серьезными, но полностью принципиально неустраиваемыми. Вторым мотивом является злоупотребление технологиями,

так как кто обладает техническими средствами и методами, тот обладает властью. И эта власть столь велика, как и велико искушение ею воспользоваться. Зачастую обладающий этой властью по своему моральному, интеллектуальному и профессиональному уровню не соответствует уровню технологий.

Оценка эффективности технологий природопользования в своей основе базируется на необходимости обеспечения безопасности жизнедеятельности человека, населения, человечества. Эта оценка имеет междисциплинарный характер. Различные специалисты могут подходить к проблемам оценки эффективности природопользования с различных теоретических позиций, из различных сфер знания с разнообразными мировоззренческими

или научными установками и, соответственно, полагают в основу этой оценки разные ее стороны: экономическую, экологическую, прагматическую, технологическую, социальную и т.п. Мы полагаем, что все подходы весьма полезны, так как отражают, или уровень научного или теоретического анализа, или определенные материальные, научные или социальные связи в природно-техногенной системе природопользования, или его культурный контекст. Любые попытки создания методик оценки в рамках какой-либо дисциплины не могут отразить сущности данного вопроса исчерпывающе. Причина этого заключается, прежде всего, в относительной неисчерпаемости самих возможностей природопользования и способности человека с помощью новых познавательных средств выявлять новые стороны, содержательные связи, возможности и ограниченности природопользования.

В настоящее время хорошо разработаны и научно обоснованы технические критерии, отражающие, главным образом, количественные и качественные потребительские эффекты. К ним относятся следующие критерии: объём производства продукции, производительность технологических процессов, мощность энергетических установок и систем, экономичность установок, технологий, конструкции и др. Экологические критерии в явном виде не связаны с приведенными выше критериями и в большинстве случаев применяются только на последних, кризисных стадиях развития природно-технологических систем, когда наблюдается прямой ущерб человеку и созданным им материальным ценностям. Естественно, что такое положение не может быть признано правильным.

Одним из показателей, в интегральной форме учитывающим экологическое состояние природно-технологической системы, можно было бы принять показатель «влияние на здоровье человека» или показатель «влияние на здоровье населения». В системе социальных ценностей здоровье человека занимает наиболее видное место. Оно служит показателем, как уровня экономического развития, так и социальной организации общества [1]. Основные особенности и недостатки применения данного показателя в качестве критерия заключаются в том, что, во-первых, в разных климатогеографических условиях физиологическая и биологическая структура здоровья населения различна. Во-вторых, в организации условий жизни (санитарно-гигиенические, производственные) существует эффект запаздывания (6-8 лет и более) между воздействием и откликом системы, который усиливается в период быстрых научно-технических преобразований. В-третьих, данный показатель является завершающим звеном длинной цепи причин и следствий при освоении природных ресурсов, не может учитывать всех предшествующих особенностей этого процесса.

Важным показателем может быть энергоёмкость производств, технологий, отдельных видов продукции. Существует несколько методик определения энергоёмкости горнодобывающего промышленного производства. Традиционная методика заключается в определении удельной энергоёмкости, т.е. в установлении количества энергетических ресурсов на добычу одной тонны угля. Представленным в настоящей работе целям более соответствует используемый в последнее время показатель сквозной энергоёмкости [2], так как он в опосредствованном виде характеризует и экологические параметры производств или технологий, поскольку в конечном виде энер-

гия изымается все-таки из природной среды. Однако, данный параметр в своем прямом виде отражает только состояние техногенной составляющей.

Следует отметить, что энергия - это лишь один из ресурсов, необходимых для функционирования природно-техногенной системы. Расширяя сферу охвата составляющих систему компонентов, приходим к идее разработки критерия, учитывающего весь комплекс задействованных в процессе хозяйственной деятельности ресурсов.

Основной чертой функционирования горнодобывающего производства является взаимодействие между собой природных и техногенных компонентов путем изъятия, перемещения или привнесения различного вида ресурсов. Ресурсы - это любые источники получения необходимых материальных и духовных благ, которые можно реализовать при существующих технологиях и социально-экономических отношениях. Ресурсы принято делить на три основные группы: материальные, трудовые (в том числе интеллектуальные) и природные.

На любом горнодобывающем предприятии расходуется большое количество различных видов ресурсов. Очень трудно охарактеризовать ресурсоёмкость производства путем подробного учета затрат всех ресурсов. Поэтому затраты ресурсов по какому-либо общему признаку объединяются в ограниченное число групп. Наиболее приемлемым является способ классификации по целевому их назначению в производственном процессе. В этом случае не имеет значения где, и с какой целью расходуются те или иные виды ресурсов. Необходимо только, чтобы ресурсные затраты, включенные в одну группу, имели одинаковую природу. Так, затраты трудовых ресурсов, несмотря на то, что они используются в различных сферах производства, объединяются в одну группу. То же самое можно отметить, например, применительно к электроэнергии, которую можно использовать для технологических нужд, освещения, транспорта и т.п., это использование отражает расход одного вида ресурсов - энергии.

В промышленности принята единая, как и для всех отраслей, группировка затрат. Несмотря на то, что данная группировка служит для денежного выражения себестоимости, а мы конструируем систему в натуральных ресурсных показателях, принятая структура однородных элементов затрат хорошо соответствует нашим задачам. Несколько укрупнив единую классификацию ресурсов, примем ее для использования при расчете сквозной ресурсоёмкости в следующем виде: сырье, основные и вспомогательные материалы, топливо, энергия всех видов, амортизация основных фондов, трудовые ресурсы, прочие расходы ресурсов. Первые три элемента отражают затраты ресурсов в виде предметов труда. Затраты ресурсов в виде средств труда отражаются в амортизации основных фондов. Основные фонды, применяемые в производственном процессе, играют неодинаковую роль. В экономической литературе также производится их группировка по признаку участия в производственном процессе. Основные производственные фонды нами разделены на две группы по показателю среднегодовой величины изнашивания: а) здания, сооружения и передаточные устройства; б) машины, оборудование, транспортные средства и инструмент. Затраты живого труда учитываются в виде величины, обратной производительности труда, представленной в натуральном выражении и характеризуют количество человек, задействованных

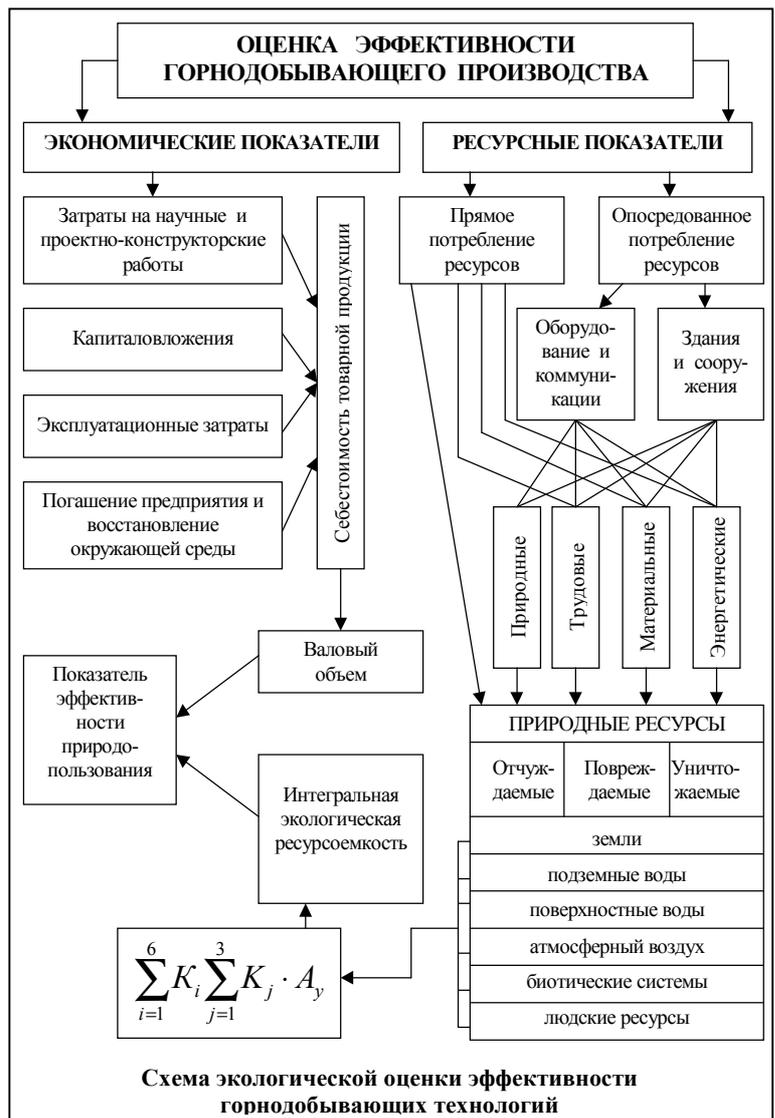
на производство единицы продукции. Все прочие расходы ресурсов, относительно небольшие, но неизбежные в производственно-хозяйственной деятельности предприятия, обычно относятся к статье «прочие расходы». Применительно к условиям минерально-сырьевого комплекса они незначительны, и в случае, когда их размер не выходит за пределы точности расчета, ими пренебрегают или пропорционально распределяют по основным статьям, участвующим в модели.

Приведенная выше структура затрат ресурсов относится к техногенному компоненту природно-техногенной системы, каким является любое горнодобывающее предприятие. Затраты природных ресурсов при функционировании данной системы включают отчуждение земель на размещение производственных и других объектов, уничтожение земель в выработанных пространствах карьеров, зонах провалов шахт, использование земель по их прямому назначению в зонах рекреации и коммунальном хозяйстве, уничтожение или повреждение подземных гидрогеологических систем, поверхностных орогидрологических систем, нарушение целостности литосферы, нарушение биоценозов. Такие затраты природных ресурсов имеют место при производстве основных и вспомогательных материалов, топлива, энергии, а также строительных материалов на сооружение зданий, металла на создание машин и оборудования и т.д.

Таким образом, учитывая приведенные выше соображения, можно воссоздать процесс ресурсопотребления при функционировании горнодобывающего предприятия и который, в общем виде, будет характеризоваться полной ресурсоемкостью, под которой подразумевается общее количество ресурсов, используемых для добычи и обогащения одной тонны полезного ископаемого [3].

Полная сквозная ресурсоемкость, учитывает как ресурсы, используемые непосредственно при изготовлении единицы продукции, так и амортизируемую часть ресурсов, задействованных на изготовление средств труда (оборудования, зданий, сооружений, транспортных устройств), а также задействованных в социальной сфере на основном производстве и других отраслях промышленности, обслуживающих данное производство. Однако, источником любого вещественного или энергетического ресурса является природная среда - экотоп. В результате изъятия из природной среды того или иного вида ресурса нарушается в различной степени почва, подземные или поверхностные воды, атмосфера, биота, литосфера. В этой связи, критерием оценки эффективности хозяйственной деятельности человека может быть сквозная полная ресурсоемкость конкретного вида деятельности, приведенная к природным ресурсам или более точно - к антропо-экологическим ресурсам. Для краткости приведенный термин нами обозначается как «интегральная экологическая ресурсоемкость», учитывающая затраты ресурсов как прямые, так и опосредованные (в виде оборудования, зданий и сооружений, социальной инфраструктуры).

Установлению интегральной экологической ресурсоемкости предшествует перечень задействованных в процессе угледобычи и технологического освоения природных ресурсов, которые классифицируются по характеру



использования (отчуждаемые, повреждаемые, уничтожаемые) и по типу компонента природной среды (земли, подземные и поверхностные воды, атмосферный воздух, биотические системы, людские ресурсы). Таким образом, задействованные в процессе освоения природных ресурсы представляют в виде матрицы из 18 элементов. Данную матрицу приводят к одному показателю - интегральной экологической ресурсоемкости. Такое приведение осуществляется на основании научно обоснованного методологического принципа, базирующегося на глубоком анализе природной среды территории. При угледобыче определенным образом деформируется природная региональная среда, изменяются способы ее функционирования, перестраиваются внутренние ее связи. Эти перестройки не должны нарушить способность природных систем территории к их устойчивому существованию. Роль каждого из компонентов природной среды в обеспечении ее устойчивости различна. Методологической основой установления «весов» природных компонентов принят метод, синтезирующий два способа оценки – экспертной оценки и математического моделирования. Принципы определения количественных параметров воздействия на природные системы рассмотрены выше и проиллюстрированы на схеме, приведенной на рисунке.

При определении экологической ресурсоемкости добычи полезного ископаемого важную роль играет ранжирование природных ресурсов, т.е. определение наиболее важных (средообразующих) и менее важных, для данной территории, природных ресурсов, т.к. различные компоненты природной среды имеют различную значимость для обеспечения стабильного ее состояния и стабильного состояния социума данной территории. Приведение к единому показателю осуществляется с использованием нормировочной функции. Данная функция должна быть непрерывной и изменяется от некоторого установленного верхнего предела (верхнего балла) до минимального, не ограниченного снизу при достаточно большом номере ранжирования. Приведение используемых или повреждаемых природных ресурсов целесообразно осуществить к ресурсам, которые имеют хорошо разработанную методику стоимостной их оценки. Такими ресурсами могут быть земельные ресурсы. В этом случае коэффициент ранжирования для верхнего уровня принимается равным единице. И по отношению к почвам выстраивается ранжировочный ряд.

Используемые при экологической оценке функционирования горнодобывающих предприятий подходы применимы для выбора способа разработки, систем комплексной механизации горных работ, оценки других технологических решений. Для того, чтобы показать значимость и перспективу совершенствования технологических решений приведем пример, насколько изменение технологии, если она существенно меняет ресурсопотребление, скажется на итоговом показателе. Нами рассмотрены два варианта отработки Анновского карьера СевГОКа. При традиционной разработке, какой она была запроектирована, землеемкость составляет 3,27 га на один млн. т руды. Если применить технологию с внутренним отвалообразованием, землеемкость составит 2,29 га/млн.т, т.е. она уменьшилась на 30%. Потребление других ресурсов также уменьшилось: дизтоплива

Сравнительная оценка технологий открытой разработки

Показатели	Традиционная схема	Схемы с внутренним отвалообразованием
Землеемкость, га/млн.т	3,27	2,29
Расход ВВ, т/млн.т	1328,6	1280,8
Потребление электроэнергии, квт.ч/млн.т	10,26·10 ⁶	6,4·10 ⁶
Трудозатраты, чел. см./млн.т	23,1·10 ³	21,6·10 ³
Потребление металла, т/млн.т	287,0	193,8
Расход дизтоплива, т/млн.т	4578,3	3914,5
Интегральная экологическая ресурсоемкость, га / млн.т (%)	6629 (100)	5305 (80)

на 15 %, ВВ на 4%, электроэнергии на 38%, металла на 32%. Показатель интегральной ресурсоемкости по варианту с внутренним отвалообразованием уменьшился на 20% (см. таблицу).

Таким образом, из приведенных выше примеров очевидно, какую важную роль играет применение экологически ориентированных технологий на общие показатели эффективности природопользования. Особенно важно то, что предлагаемая методология оценки наиболее тонко реагирует на уменьшение потребления природных ресурсов, изъятие которых оказывает наибольшее влияние на состояние окружающей среды.

Список литературы:

1. Моисев Н.Н. Человек и ноосфера. – М. «Молодая гвардия», 1990. 351 с.
2. Назаретян А.П. Термодинамическая кибернетика и методологические проблемы экологии // «Система и общество – природа». – М.: ВНИИСИ. 1988. С. 11-22.
3. Шапарь А.Г., Копач П.И. Минеральные ресурсы, их исчерпаемость, целесообразность и условия ввода в эксплуатацию // Открытые горные работы. 2000, № 4. С. 57-62.

СРАВНЕНИЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НОВОЙ КОНВЕЙЕРНОЙ СИСТЕМЫ «ROCKETLIFT®» КОМПАНИИ «METSOMINERALS» И БОЛЬШЕГРУЗНОГО АВТОТРАНСПОРТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КАРЬЕРОВ

УДК 338.4

Ó R.D. Stoll, H.Y. Tudeshki, F. Rese, P. Vossen, U. Steinert, J.W. Paelke 2002 г.

R.D. Stoll, профессор, начальник Горного отдела III Технологического Университета Aachen, докт. техн. наук,
 H.Y. Tudeshki, старший инженер Горного отдела III, докт. техн. наук,
 F. Rese, инженер проекта в Горном отделе III,
 P. Vossen, горный инженер,
 U. Steinert, президент компании Svedala Deutschland GmbH, Ratingen, Germany,
 J.W. Paelke, технический менеджер компании Metso Minerals GmbH

Представлена новая система крутонаклонного конвейера ROCKETLIFT® производства компании Metso Minerals, предназначенного для применения в разработке месторождений скальных горных пород открытым способом. Рассмотрение системы предваряется исторической справкой о развитии технологии крутонаклонных конвейеров. В представленной системе была предпринята попытка совмещения различных удачных решений технологии крутонаклонной транспортировки. Целью данной работы было проведение сравнительного анализа

данной конвейерной технологии как полностью состоявшейся альтернативы обычным транспортным средствам. Для сравнения экономической эффективности новой конвейерной системы и большегрузного автотранспорта была построена модель работы карьера. Данная работа дает убедительные доказательства возможности значительного снижения транспортных затрат при замене обычного большегрузного автотранспорта системами непрерывного транспорта, описываемыми в данной публикации.

Экономические показатели добычи скальных пород и известняка открытым способом в большой степени зависят от оборудования, применяемого для загрузки, транспортировки и первичного измельчения сырья. Особое значение имеет затратный характер транспортировки насыпного материала.

Проводимая параллельно с оптимизацией технологических аспектов транспортного оборудования рационализация систем транспортировки привела к формированию тенденции доставки насыпного сырья по более вертикальной траектории на меньших горизонтальных расстояниях.

Изначально применяемые при организации непрерывного транспорта на разработках рыхлых несцементированных пород, лен точные конвейеры стали позже также применяться в карьерной разработке месторождений и твердых скальных пород.

Впоследствии, на карьерах малого и среднего размера, где раньше в основном применялась доставка разрозненными партиями отдельными транспортными средствами, стали приобретать популярность системы непрерывного транспорта (ленточные конвейеры).

На втором этапе оптимизации конвейерной технологии, задача которого была обеспечить доставку насыпного материала на большую высоту при меньшем горизонтальном пути, были разработаны так называемые крутонаклонные конвейеры. Однако до сегодняшнего времени, использование последних в карьерной и открытой разработке месторождений было весьма ограничено.

После освещения истории развития крутонаклонных конвейеров в данной статье рассматриваются возможности применения новой разработки компании Metso Minerals Fordersysteme GmbH, Moers в карьерной и открытой разработке месторождений. Кроме того, приводятся результаты компьютерного анализа экономической эффективности данной конвейерной системы, проведенного с целью оптимизации транспортной системы карьерных разработок твердых скальных пород с большой высотой доставки, на которых раньше применялись отдельные средства доставки. Для моделирования рабочего цикла карьера использовалась компьютерная программа планирования работы рудника и координации оборудования. Программа модели была разработана в отделе Institut für Bergbaukunde III в Технологическом Университете Aachen (RWTH) в рамках исследовательского проекта по оптимизации транспортных систем и установок первичного дробления, организованного Forschungsgemeinschaft Naturstein-Industrie e.v., Bonn, Germany.

История развития технологии крутонаклонных конвейеров

Механические принципы крутонаклонных конвейеров использовались еще в древнем мире египтянами. Они привязывали пеньковыми веревками к мельничным колесам кувшины, в которых доставлялась вода.

Попытки предотвратить сползание транспортируемого материала с наклоненной под большим углом поверхности конвейера привели к разработке различных систем с принудительным и свободным механическим захватом материала. В дальнейшем решения по принудительному захвату привели к развитию технологии крутонаклонной транспортировки.

Изначально, в стремлении увеличить угол наклона ленточного конвейера, разработчики пошли по пути замены гладкой поверхности конвейерной ленты на рельефную.

Первый успех в увеличении угла транспортировки пришел с внедрением ленты с профильной несущей поверхностью. При благоприятных условиях, применение лент с профилем «елочкой», с пластинами или с поперечными насечками, уже позволяло увеличить угол транспортировки до 30°.

После этого основным направлением в увеличении угла транспортировки стала разработка лент с прикрепляемыми к ним различного вида «карманами». Лента, на которой вдоль поперечной секции без крепления устанавливаются два или три транспортирующих башмака, позволяет производить доставку груза под углом до 60°. Данная конструкция применялась довольно часто, начиная с 1958 года (среди прочих применений она использовалась для загрузки кокса в доменные печи).

Следующим шагом в развитии технологии крутонаклонной транспортировки стало соединение ленты с системой независимых ковшей. Данное решение было воплощено в создании вертикального конвейера, в котором тяговая и несущая системы были разделены. Такая система ковшового элеватора использовалась для вертикальной транспортировки в различных сферах человеческой деятельности на протяжении нескольких веков. В ней использовались тяговые цепи, к которым крепились металлические ковши, в которых и доставлялся материал.

Однако, это обычная конструкция ковшового элеватора обнаруживает массу недостатков, которые ограничивают возможность ее выгодного использования на серьезных объектах. Она дает невысокие скорости транспортировки, хотя ее детали быстро снашиваются и при этих скоростях. В результате особенностей геометрии системы, в точке отклонения возникают перебои в транспортировке и повышенный шум. Кроме того, ковшовые элеваторы обычной конструкции быстро выходят из строя.

В течение 60-х и 70-х годов нашего столетия появилось множество научных публикаций, посвященных повышению производительности ковшовых элеваторов. В них говорилось о возможности обойти все существовавшие ранее недостатки ковшовых элеваторов путем применения в тяговой системе резинотканевых лент. Начиная с 1973 года в тяговых системах стали в основном применяться ленты со стальным кордом. Форма и материал несущих элементов ковшовой системы выбирались исходя из характеристик транспортируемого сыпучего материала, в основном, его подверженности слеживанию. Наиболее часто применяются стальные ковши, которые часто футеруются резиной, пластиком и покрываются эмалью.

В то время как обычные ковшовые элеваторы имеют скорость транспортировки не более 1,5 м/сек., современные ленточные подъемники (рис. 1) могут при непрерывной высокопроизводительной транспортировке обеспечить скорость до 2 м/сек., а в отдельных случаях – и до 4 м/сек. Современные ленточные подъемники имеют номинальную мощность привода 550 кВт при производительности доставки на высоту до 120 м до 2000 кубометра материала в час.

Потребность в вертикальной транспортировке высокоабразивных материалов привело к разработке ленточно-ковшовых конвейеров (рис. 2). В этих конвейерах силовая система представлена двумя узкими металло-тросовыми лентами.

Особенностью такой конфигурации является то, что тяговая система несет гораздо меньший вес конструкции,

чем в системе ленточного подъемника. Ленты соединены между собой стальными поперечинами, которые крепятся на металлотросовых (со стальным кордом) лентах через куски вулканизированной резины, что снижает износ ленты. Проблемы, обычно возникающие в узлах крепления ковшей на ленточных подъемниках, на ленточно-ковшовых конвейерах не возникают. Ковши изготавливаются из бесконечно сложенной в профиль ленты из мягкой резины, в которую устанавливаются поперечины. Эта резиновая оболочка усиливается по бокам стальными стенками. Еще одной особенностью, которая отличает данные конвейеры от обычных ковшовых транспортеров, является то, что транспортируемый материал не зачерпывается, а насыпается в открытые ковши, что имеет большие преимущества для подачи и транспортировки как мелкой фракции так и крупной фракции сыпучих материалов.

Как правило, привод ленточно-ковшового конвейера осуществляется от асинхронного двигателя, устанавливаемого в головной части. Ленточно-ковшовые конвейеры имеют максимальную производительность 750 т в час или 500 кубом в час при расстоянии вертикальной доставки 60 м. К началу 1992 года в мире было установлено более 500 ленточно-ковшовых конвейеров для транспортировки различных материалов, например, в литейной промышленности для подачи формовочного песка, на электростанциях для транспортировки угля, а также на песчано-гравийных карьерах.

В 60-е годы развитие резинотехнических технологий позволило начать производство лент с гофрированными стенками.

Данная лента делится поперечными переборками, слегка наклоненными по направлению транспортировки, на карманы, имеющие форму ковшей, в которых переносится насыпной материал. Ленты данного типа с гофрированными стенками, ничем не ограниченные с обеих сторон, без проблем проходят траекторию поворота на натяжном барабане. В зависимости от высоты подъема, тяговая функция выполняется плетеными тканевыми лентами со стальным кордом, имеющими поперечный профиль. По сравнению с обычными ковшовыми элеваторами несущая лента данной конструкции имеет меньший собственный вес.

Продолжение в 80-х годах

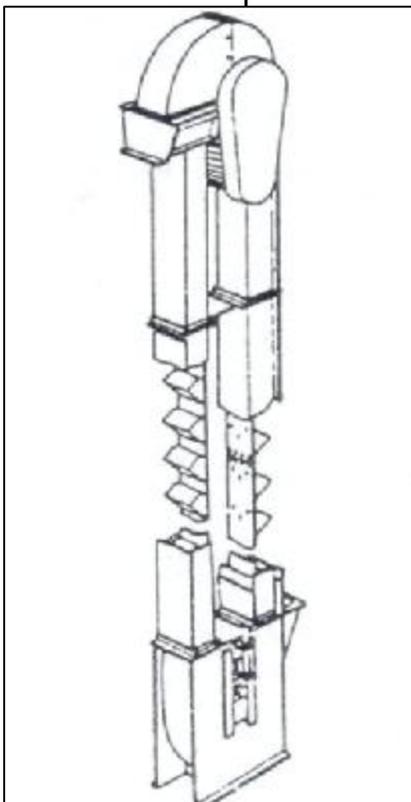


Рис. 1. Эскиз принципиальной конструкции ленточного подъемника [5]

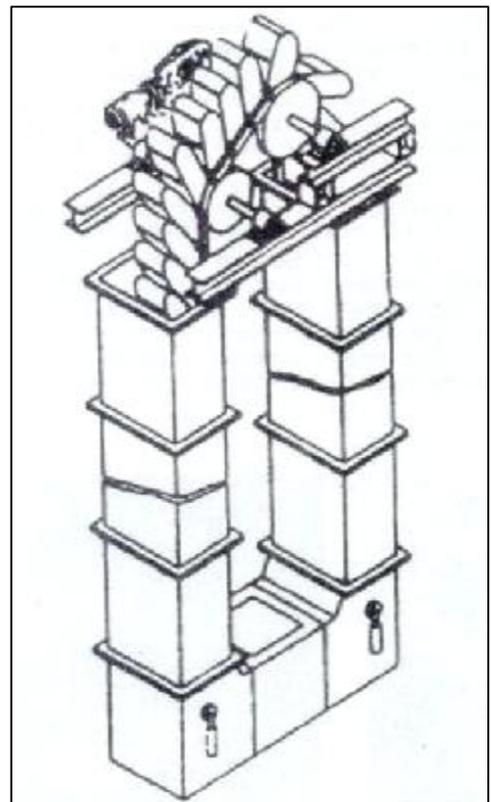
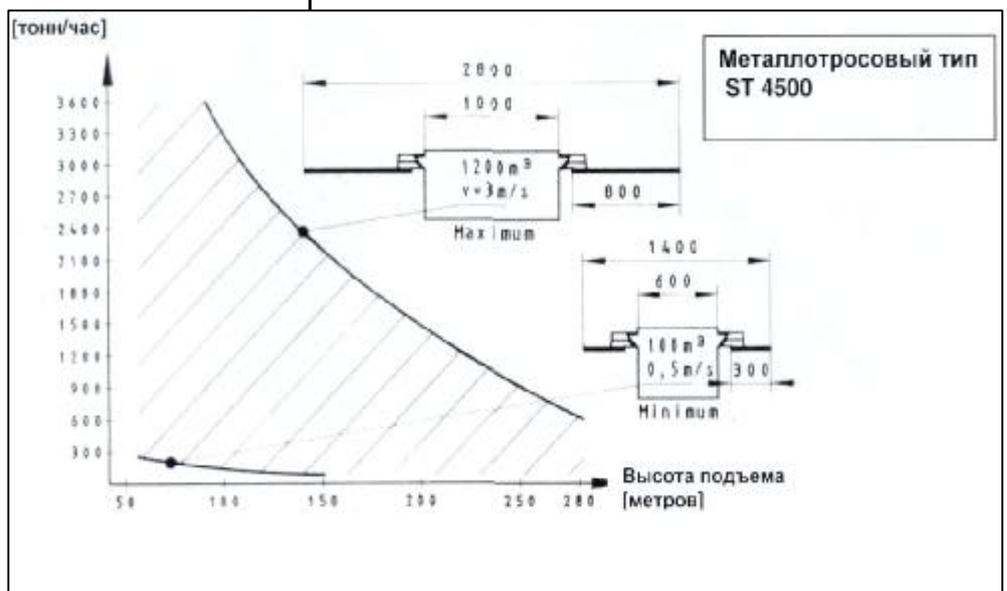


Рис. 2. Эскиз принципиальной конструкции ленточно-ковшового конвейера [5]

изысканий в области вертикальной транспортировки вывело в лидеры по производительности ленточный конвейер Metso Minerals®. В горнодобывающей промышленности известны системы вертикальной доставки с производительностью более 500 т в час на высоту более 200 м со скоростью движения ленты до 3 м в секунду. При обработке сыпучих грузов ленточные конвейеры Metso Minerals® позволяют производить их доставку на высоту до 40 м при скорости движения ленты до 4 м в секунду с производительностью свыше 6000 т в час.



Система «ROCKETLIFT®» компании Metso Minerals

Система конвейера ROCKETLIFT® была разработана компанией Metso Minerals путем совмещения конструкции конвейера с гофрированными стенками с конструкцией высокопроизводительного ковшового элеватора.

В системе воплощены различные достижения технологии крутонаклонного конвейера, что позволяет, в числе прочих ее преимуществ, расширить сферу ее применения при разработке карьеров и месторождений открытым способом.

Две узкие металлотросовые ленты (со стальным кордом), ширина которых сравнима с шириной боковин ленты конвейера Metso Minerals®, соединены между собой жесткими поперечинами треугольного сечения. Эти две ленты выполняют только тяговую функцию. Транспортируемый материал подхватывается резиноканевыми карманами-ковшами, которые крепятся болтами по центру армированных сталью поперечин, которые также выполняют функцию направления ленты и могут сниматься и устанавливаться индивидуально.

Запатентованная форма ковшей позволяет обойтись без шарнирных соединений. Лента может отклоняться в обоих направлениях при скоростях до 6 м/сек. Разнообразие вариантов конфигурации контура транспортировки (S-образные и С-образные вертикальные конвейеры, конвейеры с произвольными углами наклона) позволяют использовать ROCKETLIFT® в различных ситуациях.

Эксплуатационные характеристики системы ROCKETLIFT® компании Metso Minerals позволяют достигать высокой производительности транспортировки даже при большой высоте подъема (рис. 3). Например, применяя узкую металлотросовую ленту типа ST 4500, можно выполнять транспортировку на высоту 100 м с производительностью более 3000 т в час. По графику видно, что даже при высоте транспортировки, равной 200 мм, производительность остается на уровне примерно 1500 т/ч.

Одним из последних применений системы ROCKETLIFT® стала ее установка в октябре 1996 года в Нью-Йорке в качестве конвейера вертикальной шахты. Куски гранитной породы максимальной крупностью 250 мм от машины горизонтального бурения (ТВМ), прошедшие измельчение в дробилке первичного дробления, транспортировались на поверхность с глубины 208 м с производительностью 625 т/ч.

Сравнение экономических показателей эксплуатации конвейерной системы «ROCKETLIFT®» компании Metso Minerals и большегрузного автотранспорта по результатам моделирования

Кроме аспектов эксплуатационной надежности, простоты технического обслуживания и т.д., основополагающим показателем для внедрения новой транспортной системы в карьерной разработке скальных пород является ее экономическая эффективность. При определенных условиях эксплуатации применение нового крутонаклонного конвейера ROCKETLIFT® компании Metso Minerals® на открытых разработках может дать значительное снижение расходов по сравнению с использованием машин доставки отдельными партиями.

Для использования системы ROCKETLIFT® в качестве основного транспортного оборудования на открытых разработках необходимо, чтобы сырье перед подачей на конвейер измельчалось на установке первичного

дробления. В условиях разработки карьеров/добычи открытым способом возможны следующие варианты построения транспортной цепочки:

- Дробилка первичного дробления – передвижной ленточный конвейер изменяемой конфигурации – ленточный конвейер рабочей площадки уступа - система ROCKETLIFT®.

Таблица 1
Исходные данные разработки карьера, глубина добычи 40 м

Минерал	Коренная порода
Объемная плотность	1,8 т/м ³
Рабочих часов в год	1600 (при работе в одну смену)
Годовой объем добычи	550000 т
Площадь добычи	Примерно 15 га
Тип разработки	В глубину
Текущая глубина добычи	40 м
Высота уступа	20 м

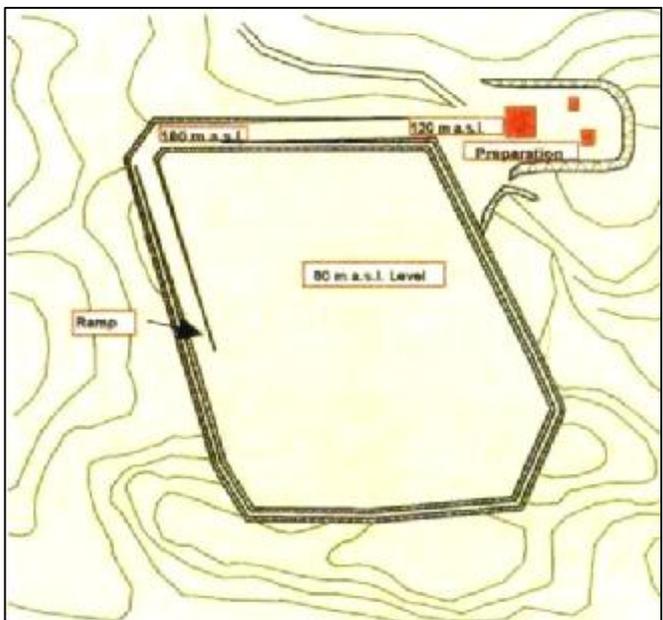


Рис. 4. Исходная схема карьера
R_{аmр} – наклонный подъездной путь
Preparation - подготовка

Таблица 2
Характеристики и выбор оборудования при транспортировке большегрузным автотранспортом при достижении глубины добычи 60 м

Глубина	60 м
Стационарная дробилка первичного дробления	Средняя производительность примерно 350 т/ч
Максимальные расстояния транспортировки	360 м до уступа 600 м с уклоном 10% 70 м до уступа
Рабочий цикл конвейера	696,6 сек. = 11,61 мин.*
Количество рабочих циклов конвейера	5,17 в час
Средняя производительность одного грузовика	130,233 т/ч
Необходимое количество ходок грузовика	2,64, то есть 3

*Расчет эксплуатационных характеристик выполнен с помощью программы моделирования «SOFT» (System Optimierung Festgesteins Tagebau), разработанной для Forschungsgemeinschaft Naturstein-Industrie e.v., Бонн)

- Колесный погрузочный транспорт – полуперемещаемая дробилка первичного дробления на дне карьера – ленточный конвейер рабочей площадки уступа - система ROCKETLIFT®.
- Большегрузные грузовики – полуперемещаемая дробилка первичного дробления на дне карьера – ленточный конвейер рабочей площадки уступа - система ROCKETLIFT®.
- Большегрузные грузовики – стационарная дробилка на дне карьера – система ROCKETLIFT®.

В случае доставки отдельными партиями, когда сырье транспортируется к стационарной дробилке первичного дробления на периферии карьера, дробилка первичного дробления находится в конце транспортной цепочки. При использовании системы ROCKETLIFT® дробилка стоит либо в начале, либо в середине транспортной цепочки. Поэтому для сравнения эффективности применения конвейера ROCKETLIFT® и большегрузного автотранспорта должны рассматриваться варианты конфигурации транспортной системы как с дробилкой, так и без нее.

Для обеспечения совместности, транспортная система с использованием большегрузного автотранспорта сравнивается с первой цепочкой из приведенных выше – «Дробилка первичного дробления – передвижной ленточный конвейер – ленточный конвейер рабочей площадки уступа - система ROCKETLIFT®». Выбранная

комбинация оборудования привлекательна тем, что позволяет сравнить непрерывный и порционный способы транспортировки.

Далее, после описания исходных условий модели, построения на реальных данных, проводится сначала отдельное сравнение только систем транспортировки. После этого, рассматриваются результаты моделирования с включением в систему дробилки первичного дробления. Затем производится обобщение результатов.

Модель построена на следующих исходных данных:

Рассматривается реальная открытая разработка скальных пород с рабочей площадью примерно 15 га. Месторождение разрабатывается в глубину с годовым объемом добычи 550000 т. Добытое сырье транспортируется двумя большегрузными автомобилями грузоподъемностью 35 т с глубины 40 м ниже уровня поверхности земли к стационарной дробилке первичного дробления, установленной на периферии рабочей площадки. Исходные данные сведены в табл. 1. Рассматриваемый карьер показан на рис. 4.

Таблица 3
Оборудование для использования конвейера ROCKETLIFT® при глубине добычи 60 м

Передвижная дробилка первичного дробления	Средняя производительность примерно 350 т/ч
Передвижной ленточный конвейер переменной конфигурации	3 единицы общей длиной 108 м и шириной 1000 мм
Стационарный ленточный конвейер рабочей площадки уступа	Максимальная общая длина: 300 м
Конвейерная система ROCKETLIFT®	Высота подъема: 60 м
Ленточный конвейер ROCKETLIFT®	Угол наклона: 70°
	Рабочая длина: 70 м
	ширина: 1000 м
	Наклон 1:3

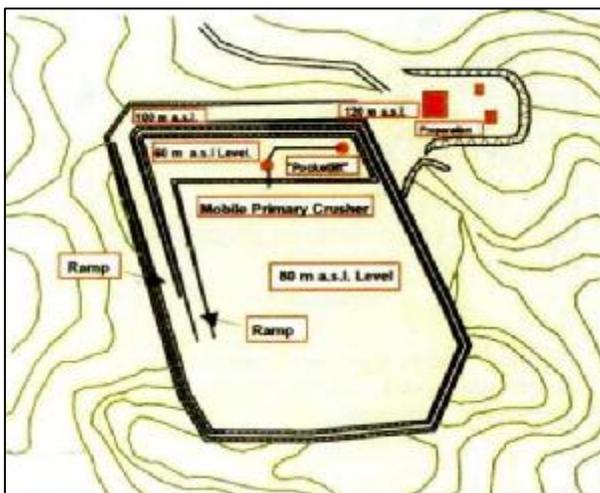


Рис. 5. Схема карьера при высоте рабочей площадки уступа 60 метров выше уровня моря
Mobile primary crusher – передвижная дробилка первичного дробления

Таблица 4
Основные данные для расчета экономической эффективности

Зарплата и связанные с ней расходы	50 DM/час
Стоимость дизельного топлива	1,01 DM/час
Тариф на электроэнергию	0,175 DM/кВтч
Ставка по капиталу	7%

Таблица 5
Расчет экономической эффективности большегрузного автотранспорта при полной глубине карьера 60 м

Вложение в транспорт 55000 DM (на единицу)		
Плановые затраты	69,32 DM/ч =	0,60 DM/т
Зарплата и связанные с ней расходы	50,00 DM/ч =	0,44 DM/т
Эксплуатационные расходы	47,80 DM/ч =	0,42 DM/т
Техобслуживание и ремонт	14,50 DM/ч =	0,13 DM/т
Расходы на шины	15,74 DM/ч =	0,14 DM/т
Всего	197,36 DM/ч =	1,72 DM/т

Таблица 6
Расчет экономической эффективности применения системы ROCKETLIFT® при общей глубине 60 м

Передвижной конвейер изменяемой конфигурации		
Вложение	686400 DM	
Плановые затраты	57,92 DM/ч =	0,17 DM/т
Эксплуатационные расходы	15,36 DM/ч =	0,04 DM/т
Техобслуживание и ремонт	5,14 DM/ч =	0,01 DM/т
Всего	78,42 DM/ч =	0,23 DM/т
Стационарный ленточный конвейер рабочей площадки уступа		
Вложение	420000 DM	
Плановые затраты	35,44 DM/ч =	0,10 DM/т
Эксплуатационные расходы	28,35 DM/ч =	0,08 DM/т
Техобслуживание и ремонт	9,45 DM/ч =	0,03 DM/т
Всего	73,24 DM/ч =	0,21 DM/т
Система ROCKETLIFT®*		
Вложение	855522 DM	
Плановые затраты	72,19 DM/ч =	0,21 DM/т
Эксплуатационные расходы	21,00 DM/ч =	0,06 DM/т
Техобслуживание и ремонт	6,25 DM/ч =	0,02 DM/т
Всего	99,44 DM/ч =	0,29 DM/т
Общие удельные затраты	251,10 DM/ч =	0,73 DM/т
*По данным компании Svedala Flexowell Fordersysteme GmbH		



Рис. 6. Схема карьера при высоте рабочей площадки уступа 20 м выше уровня моря (глубина добычи 100 м)

Таблица 7
 Характеристики и выбор оборудования при транспортировке большегрузным автотранспортом при достижении глубины добычи 100 м

Глубина	100 м
Стационарная дробилка первичного дробления	средняя производительность примерно 350 т/ч
Максимальные расстояния транспортировки	350 м до уступа 100 м с уклоном 10% 70 м до уступа
Рабочий цикл транспорта	948,8 сек.=15,73 мин.*
Количество рабочих циклов	3,81 в час
Средняя производительность одного грузовика	96,12 т/ч
Необходимое количество ходок грузовика	3,6, т.е. 4 автомобиля
*Расчет эксплуатационных характеристик выполнен с помощью программы моделирования «SOFT» (System Optimierung Festgesteins Tagebau), разработанной для Forschungsgemeinschaft Naturstein-Industrie e.v., Бонн)	

При выработке карьера до перегиба 80 м выше уровня моря (MSL) нарезка следующего более глубокого уступа на уровне 60 м выше уровня моря потребует введение третьего грузовика грузоподъемностью 35 т, как видно из расчетов, приведенных в табл. 2.

Сравним использование большегрузного автотранспорта по схеме, описанной выше, с использованием новой системы ROCKETLIFT® для выбранной конфигурации оборудования. Получается набор оборудования, характеристики которого приведены в табл. 3. Соответствующая схема карьера показана на рис. 5.

Для сравнения двух описанных транспортных систем (большегрузного автотранспорта и системы ROCKETLIFT®) был проведен сравнительный анализ их экономической эффективности, который также входит в программу SOFT (Оптимизации системы карьерной разработки месторождений скальных пород). Экономический анализ проводился по основным показателям, приведенным в табл. 4.

В табл. 5 приведены данные по экономической эффективности большегрузного автотранспорта. При использовании для доставки сырья с рабочей площадки к стационарной дробилке первичного дробления трех автомобилей грузоподъемностью по 35 т, удельные транспортные расходы по результатам моделирования составили 1,72 DM/т.

В табл. 6 приведены результаты расчетов экономической эффективности применения системы конвейера ROCKETLIFT® со смежным конвейерным оборудованием.

Результаты моделирования для этого случая показывают, что удельные расходы здесь составляют 0,73 DM/т, что значительно ниже расходов при использовании трех большегрузных автомобилей (1,72 DM/т). Эффективность замены большегрузного автотранспорта на конвейер ROCKETLIFT® возрастает при увеличении глубины добычи. Убедительные доказательства этому дает приводимое ниже сравнение результатов модельного анализа экономической эффективности для большегрузного автотранспорта и системы ROCKETLIFT® при глубине добычи 100 м (Горизонт: 20 м над уровнем моря) (рис. 6).

По результатам компьютерного моделирования, приведенным в табл. 7 видно, что при достижении глубины разработки 100 м понадобится четвертая машина грузоподъемностью 35 т. При использовании системы ROCKETLIFT® при достижении глубины разработки 100 м состав оборудования остается тем же, что и при глубине 60 м, только конвейер удлиняется для обеспечения большей высоты подъема добываемого материала. Это проиллюстрировано в табл. 8.

Сравнение двух транспортных систем по удельным транспортным затратам дает результаты, приведенные в табл. 9 (большегрузный автотранспорт) и табл. 10 (ROCKETLIFT®).

При глубине рабочей площадки 100 м при нахождении ее на горизонте 20 м над уровнем моря, удельные транспортные затраты при использовании трех большегрузных автомобилей составят 2,36 DM на тонну сырья.

Таблица 8
 Оборудование для использования конвейера ROCKETLIFT® при глубине добычи 100 м

Передвижная дробилка первичного дробления	средняя производительность примерно 350 т/ч
Передвижной ленточный конвейер переменной конфигурации	3 единицы общей длиной 108 м и шириной 1000 мм
Стационарный ленточный конвейер рабочей площадки уступа	Максимальная общая длина 300 м ширина 1000 м
Система крутонаклонного конвейера ROCKETLIFT®	Высота подъема 100 м Угол наклона 70°

Таблица 9
 Расчет экономической эффективности большегрузного автотранспорта при полной глубине карьера 100 м

Вложение в транспорт 55000 DM (на единицу)		
Плановые затраты	69,32 DM/ч =	0,81 DM/т
Зарплата и связанные с ней расходы		
Эксплуатационные расходы	50,00 DM/ч =	0,58 DM/т
Техобслуживание и ремонт	14,50 DM/ч =	0,13 DM/т
Расходы на шины	14,50 DM/ч =	0,17 DM/т
Всего	203,03 DM/ч =	2,36 DM/т

А система конвейера ROCKETLIFT® Компании Metso Minerals® позволит транспортировать сырье со средними затратами всего 0,90 DM на тонну. Ниже, для обеспечения сравнимости результатов, в дополнение к соответствующим транспортным затратам были добавлены расходы на дробилку первичного дробления. Для существующих производств возможны две ситуации:

Ситуация 1: На карьере имеется полностью работоспособная стационарная дробилка первичного дробления без износа, установленная на периферии производственной площадки.

Ситуация 2: Существует необходимость в приобретении новой дробилки первичного дробления.

В первом случае корректность сравнения обеспечивалась только при добавлении к уже рассчитанным транспортным затратам конвейерной системы ROCKETLIFT® расходов на необходимую передвижную дробилку первичного дробления и расходов на полностью работоспособную стационарную дробилку первичного дробления без износа. Для простоты анализа предполагается, что эксплуатационные расходы соответствующих дробилок примерно одинаковы, то есть их можно не учитывать. Поэтому, для системы ROCKETLIFT® добавляются плановые затраты на новую передвижную дробилку и на существующую стационарную дробилку. При анализе экономической эффективности большегрузного автотранспорта учитываются только текущие плановые затраты на стационарную дробилку первичного дробления.

Во втором случае к экономическим показателям соответствующей системы добавляются только плановые затраты на соответствующую дробилку первичного дробления.

Результаты подсчетов для полной группы карьера 60 и 100 м приведены в табл. 11 и 12 соответственно.

Результаты данных расчетов показывают, что для модели, представленной в данной работе, применение системы ROCKETLIFT® компании Metso Minerals вместо большегрузного автотранспорта может привести к снижению транспортных расходов. Экономическая выгода этой замены не изменяется при изменении расположения дробилки первичного дробления и увеличивается с увеличением глубины разработки карьера. Для представленной модели годовая экономия от замены большегрузного автотранспорта конвейерной системой ROCKETLIFT® составляет DM 225500,00-484000,00 относительно DM 649000,00-907000,00 в зависимости от глубины разработки и расположения дробилки первичного дробления.

Выводы:

В последовательности «добыча - погрузка – транспортировка» последняя операция является наиболее затратной из всех операций, производимых при разработке месторождений открытым способом. В последние десятилетия предпринимались попытки модернизации и улучшения существующих конвейерных систем, а для обеспечения непрерывного транспорта стали применяться ленточные конвейеры, у же доказавшие свои преимущества для использования в горнодобывающей промышленности. В дальнейшем, для решения задачи подъема материала на большую высоту на меньшем горизонтальном расстоянии, стали развиваться крутонаклонные системы, ранее применявшиеся на карьерных работах чрезвычайно редко.

В данной работе, после приведения обзора развития технологии крутонаклонных конвейеров, была описана новая система крутонаклонного конвейера для применения на открытых разработках, - конвейер ROCKETLIFT® компании Metso Minerals. В конвейере ROCKETLIFT® тяговая функция выполняется двумя металлотросовыми лентами со стальным кордом, которые соединены между

Таблица 10

Расчет экономической эффективности применения системы ROCKETLIFT® для полной глубины карьера 100 м

Передвижной конвейер изменяемой конфигурации			
Вложение	686400 DM		
Плановые затраты	57,92 DM/ч =	0,17 DM/т	
Эксплуатационные расходы	15,36 DM/ч =	0,04 DM/т	
Техобслуживание и ремонт	5,14 DM/ч =	0,01 DM/т	
Всего	78,42 DM/ч =	0,23 DM/т	
Стационарный ленточный конвейер рабочей площадки уступа			
Вложение	420000 DM		
Плановые затраты	35,44 DM/ч =	0,10 DM/т	
Эксплуатационные расходы	28,35 DM/ч =	0,08 DM/т	
Техобслуживание и ремонт	9,45 DM/ч =	0,03 DM/т	
Всего	73,24 DM/ч =	0,21 DM/т	
Система ROCKETLIFT®*			
Вложение	1405275 DM		
Плановые затраты	118,57 DM/ч =	0,34 DM/т	
Эксплуатационные расходы	29,75 DM/ч =	0,09 DM/т	9,38
Техобслуживание и ремонт	DM/ч =	0,03 DM/т	
Всего	157,70 DM/ч =	0,46 DM/т	
Общие удельные затраты	309,36 DM/ч =	0,90 DM/т	

*По данным компании Metso Minerals Fordersysteme GmbH

Таблица 11

Расчет экономической эффективности рассматриваемой системы с учетом использования дробилки первичного дробления при полной глубине 60 м

	Большегруз. автотранспорт (Ситуация 1)	Система ROCKETLIFT® (Ситуация 1)	Большегруз. автотранспорт (Ситуация 2)	Система ROCKETLIFT® (Ситуация 2)
Удельные транспортные затраты	1,72 DM/т	0,73 DM/т	1,72 DM/т	0,73 DM/т
Первичная дробилка первичного дробления				
Вложение		2 млн. DM		2 млн. DM
Плановые затраты		200 DM/ч = 0,58 DM/т		200 DM/ч = 0,58 DM/т
Стационарная дробилка первичного дробления				
Вложение	5 млн. DM		5 млн. DM	
Плановые затраты	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т
Всего	2,49 DM/т	2,08 DM/т	2,49 DM/т	1,31 DM/т

Таблица 12

Расчет экономической эффективности рассматриваемой системы с учетом использования дробилки первичного дробления при полной глубине 100 м

	Большегруз. автотранспорт (Ситуация 1)	Система ROCKETLIFT® (Ситуация 1)	Большегруз. автотранспорт (Ситуация 2)	Система ROCKETLIFT® (Ситуация 2)
Удельные транспортные затраты	2,36 DM/т	0,90 DM/т	2,36 DM/т	0,90 DM/т
Первичная дробилка первичного дробления				
Вложение		2 млн. DM		2 млн. DM
Плановые затраты		200 DM/ч = 0,58 DM/т		200 DM/ч = 0,58 DM/т
Стационарная дробилка первичного дробления				
Вложение	5 млн. DM		5 млн. DM	
Плановые затраты	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т	265,63 DM/ч = 0,77 DM/т
Всего	3,13 DM/т	2,25 DM/т	3,13 DM/т	1,48 DM/т

собой жесткими поперечинами треугольного сечения. Транспортируемый материал подается в резиноканевые ковши, которые прикреплены по центру поперечин и устанавливаются и снимаются индивидуально. Эксплуатационные характеристики системы ROCKETLIFT® позволяют достигать высокой производительности при подъеме материала на большую высоту. Например, при установке металлотросовой ленты PLST 4500 со стальным кордом, можно достичь производительности более 3000 т в час при транспортировке материала на высоту 100 м. При транспортировке на высоту 200 м производительность остается высокой и составляет примерно 1500 тонн в час.

На основе модели карьера был проведен анализ экономической эффективности новой крутонаклонной системы по сравнению с большегрузным автотранспортом. Для системы ROCKETLIFT® было подобрано оборудование цепочки, непрерывного транспорта, что позволило провести сравнение с вариантом доставки добываемого материала большегрузным автотранспортом отдельными партиями.

При транспортировке добытого материала отдельными партиями он должен быть доставлен на периферию карьера, где установлена дробилка первичного дробления, находящаяся в данном случае в конце транспортной цепочки. При использовании системы ROCKETLIFT® дробилка интегрируется в транспортную систему в начале цепочки доставки. Поэтому при анализе были рассмотрены транспортные системы как с дробилкой первичного дробления, так и без нее. Для учета влияния высоты доставки материала из карьера на затратность транспортных систем различной конфигурации расчеты экономических показателей были выполнены для различных глубин карьера. Суммируя изложенное выше, можно сделать вывод о том, что внедрение новой системы крутонаклонной транспортировки на карьерных разработках скальных пород при определенных технических и эксплуатационных условиях может дать значительное снижение транспортных расходов по сравнению с использованием большегрузного автотранспорта.

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ТЕХНОГЕННОГО ВЛИЯНИЯ ХВОСТОХРАНИЛИЩ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

УДК 622.807

© А.М. Музафаров, Г.С. Саттаров, Ф. Кадиоров, В.Е. Латышев 2002 г.

А.М. Музафаров, инженер ЦНИЛ НГМК,
Г.С. Саттаров, начальник бюро ЦНИЛ докт. техн. наук,
Ф. Кадиоров, канд. техн. наук ИЯФ АН РУз,
В.Е. Латышев, начальник ЦНИЛ НГМК, докт геол. минерал. наук МАН

Для оценки техногенного влияния хвостохранилища промышленных предприятий на окружающую среду, анализ состояния хвостохранилища, проводится путем изучения состояний почвы, воздуха и миграции элементов в жидкой фазе в наблюдательных скважинах, пробуренных вокруг хвостохранилища. Для определения элементного состава почв, вод и воздуха применяются различные методы анализа: химические, физико-химические и ядерно-физические [1]. Ядерно-физические методы анализа обладают рядом преимуществ, таких как высокая чувствительность, возможность одновременного определения ряда элементов, возможность автоматизации процесса анализа и экспрессность при анализе элементов по короткоживущим радионуклидам. Содержание элементов в почве, жидкой фазе промышленных стоках, подземных и питьевых водах регламентируются нормативными документами, согласно их Кларковыми содержаниями (или средними содержаниями в изучаемых объектах) [2-5].

Для определения формы нахождения элементов в водах применяются сорбционные, электродиализные методы исследования с использованием мембранных фильтров [6]. Известны получение ядерных фильтров различных пор на основе лавсановых пленок, но их применимость для изучения форм нахождения элементов в сточных и подземных водах мало изучена.

Вокруг хвостохранилища ГМЗ-2 находится водоносные комплексы на различном расстоянии от хвостохранилища: Кызилкак (13 км), Джангельды (15-17 км), Таскудук (9км). Развитие ореолов техногенного загрязнения в направлении Кызилкак, Джангельды не выявлена и не

прогнозируется, так как имеется поток воды со стороны водозабора в сторону хвостохранилища. Размеры прогнозируемого ореола загрязнения от хвостохранилища №3 составляет 1,5 км в направлении водозабора питьевой воды Таскудук [8].

Настоящая работа посвящена разработке нейтронно-активационных методик определения валового содержания элементов в почвах и водах (промышленные, подземные, питьевые) и методики определения форм нахождения элементов в подземных водах с использованием метода электродиализа с применением ядерных фильтров. Приведены возможные варианты оценки техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду с использованием выше перечисленных методик.

Методика исследований

Концентрации элементов определяли нейтронно-активационным методом с использованием реактора типа ВВР-СМ с выходом нейтронов $5 \cdot 10^{13}$ нейтр/сек·см². Анализ проводят в двух режимном времени облучения и измерения. Для анализа элементов (As, La, Sm, W, Au, U) по среднеживущими радионуклидами время облучения составляет – 1 час, и время «остывания» 3 дня. При анализе элементов (Sc, Fe, Co, Ni, Rb, Ag, Sb, Cs, Ce, Eu, Tb, Lu, Hf, Hg) по долгоживущими радионуклидами время облучения составляет 10 часов, время «остывания» - 20 дней. Вес сухой измельченной пробы составляет -50 мг. Жидкие пробы к анализу подготовили путем упаривания растворов до сухого остатка в водяной бане по традиционной методике. Для легколетучих элементов применяли методы предварительного концентрирования.

Концентрация элементов определяли гамма спектрометрическим измерением наведенной активности с использованием эталонов с известными содержаниями исследуемых элементов. Гамма-спектрометр состоит из Ge (Li) – детектора с разрешающей способностью 2,7 кэВ по линии 1170 кэВ ⁶⁰Со и многоканального программируемого анализатора типа LP-4900В. Исследование воспроизводимость методики путем 4-х кратного повторения однотипных проб на примере сурьмы. Найдено, что при этом среднеквадратическое отклонение средних результатов составляет не более 10 относительных процентов.

Жидкие пробы отобрали из наблюдательных трех скважин вокруг хвостохранилища №1 пробуренные на расстояние 0,3; 0,6 и 1,0 км от хвостохранилища. Вокруг хвостохранилища №2 пробурена 4 скважины на расстояние 50-100 м от границы хвостохранилища.

Для определения формы нахождения элементов в жидких пробах исследуемый раствор разбавляют дистиллированной водой до суммарного содержания солей ~1г/л, вносят в него радиоактивный изотоп исследуемого элемента. Раствор с «меткой» контактирует 24 часа для достижения изотопного равновесия.

Измеряют удельную наведенную активность исходного раствора (в импульсах за единицу времени) и заливают его в среднюю камеру трех камерного электроанализатора. В боковые камеры наливают 0,001 молярный раствор NaCl. В качестве анода используют электроды из платины и в качестве катода - нержавеющей сталь. Раствор из средней камеры сообщается с растворами боковых камер с помощью ядерных фильтров на основе полиэтилентерефталатной пленки с крупностью пор 0,16 -0,2 мкм. Время электролиза- 24 часа. В процессе электролиза происходит разделение ионов, величины которых определяют путем радиометрического определения удельной активности растворов в камерах электроанализатора с использованием сцинтилляционных детекторов. Напряжение постоянного тока в электродах составило 30 В.

Таблица 1
Содержание элементов в почве и сравнение их с Кларковыми содержаниями

№ п.п	Элемент	Содержание, г/т		
		Кларк [2]	Интервал факт. содержание элементов	Порог обнаружения
1.	Sc	5-10	2-15	0,001
2.	Fe	46000	5000-50000	4
3.	Co	18	4-13	0,04
4.	Ni	58	50-400	0,5
5.	As	1,7	20-1000	0,1
6.	Rb	150	300-360	3
7.	Ag	0,07	2-5	0,1
8.	Sb	0,5	0,5-10	0,3
9.	Cs	3,7	3,7-5	0,8
10.	Ba	650	650-1080	0,6
11.	La	29	29-52	2
12.	Ce	70	30-70	3
13.	Eu	1,3	0,4-2,0	0,1
14.	Tb	4,3	0,3-1,3	0,4
15.	Lu	0,8	0,1-0,85	0,10
16.	Hf	1-3	3-12	0,1
17.	W	1,3	9-120	0,05
18.	Au	0,004	0,03-0,2	0,028
19.	Hg	0,083	0,1-1,5	0,1
20.	Th	13	3,8-11	0,3
21.	U	5	3-15	0,5

Анализ почвы

Определены валовые содержания 22 элементов (табл. 1) в обширных территориях с площадью 375 кв. км. Общее количество отобранных проб- 580. Частота отбора (проб за кв. км) составила в районе карьера -10, хвостохранилища -15 и в и прилегающих районах (Тамдыбулак, Зарафшан - 1). Проведены более 12 тыс. элементоопределений. Составлена карта распределения исследованных элементов.

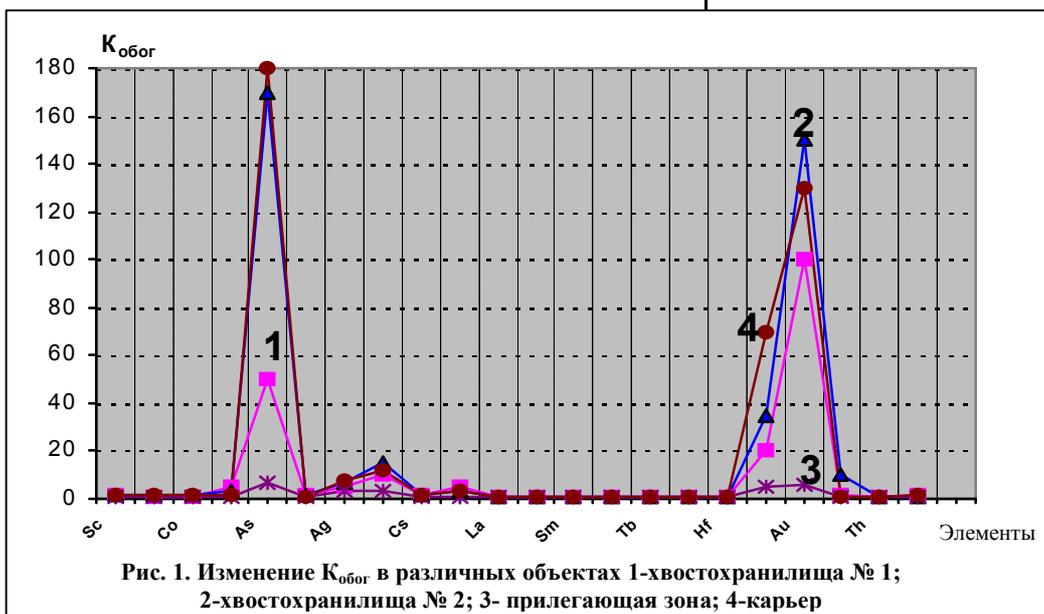
На рис. 1 приведена зависимость (среднее значение) коэффициента обогащения некоторых элементов в почвах, отобранных в районе хвостохранилища первой и второй очереди, карьера и прилегающих районах.

Значение коэффициента обогащения определяли по формуле [9]:

$$K_{об} = \frac{C_x \cdot K_{оп}}{C_{оп} \cdot K_x}$$

где C_x - содержание исследуемого элемента, C_{оп} - содержание опорного элемента, K_x – Кларк исследуемого элемента, K_{оп} - Кларк опорного элемента (скандия).

Коэффициент обогащения 0,5 - 2,0 наблюдаются у рубидия, бария, лантана, церия, самария, европия, тербия, лютетия, гафния, ртути, тория и



урана в районе хвостохранилищ №1,2, карьера, и близкорасположенных районах (Тамды-Булака и Рахматкудука). Выше перечисленные элементы относятся к «реперным», что означает их природное происхождение. На всех участках наблюдаются нижекларковые содержания железа и кобальта. Околокларковые содержания железа наблюдаются в районе хвостохранилища №2.

Несмотря на нижекларковые содержания кобальта в отобранных пробах юго-западной части хвостохранилищ №1-2 и карьере, найдены концентрации кобальта выше, чем его ПДК в почве. Найденные вышекларковые содержания никеля (2 раза) вокруг хвостохранилищ № 1-2 и карьера. Найденны вышекларковые содержания скандия (2 раза) в районе карьера и хвостохранилищ.

На остальных обширных территориях наблюдаются нижекларковые содержания скандия, характерные природному происхождению. На обширных территориях присутствие гафния с концентрацией, превышающей кларковое содержание в 2-4 раза, видимо, объясняется его природным происхождением. Найденны вышекларковые содержания европия и бария (2 раза), который, в основном, находится в районе хвостохранилища №2 и карьера, и в отдельных локальных участках вдоль пульпопровода что, вероятно, связано с поступлением переработанной руды в хвостохранилище №2 за последние годы, за счет увеличения глубины переработки месторождения «Мурунтау» и, следовательно, с изменением элементного состава руды. Наблюдаются вышекларковые содержания цезия (2 раза) в правой части карьерного отвала, хвостохранилища № 1 и вокруг хвостохранилища № 2. Характеры распределения бария, рубидия, цезия и европия очень близки друг к другу.

Распределение мышьяка показывает четкий техногенный характер его происхождения, так как, в основном, он находится в поверхностном слое почвы. Вокруг хвостохранилищ № 1-2 наблюдается повышенное содержание мышьяка на глубине 30 см. Между карьером и пульпопроводом выявлен ореол повышенного содержания мышьяка (более 20 г/т). В районе Таскудука, Тамдыбулака и других участков наблюдается содержание мышьяка ниже 10-20 г/т, которое характеризует его природное происхождение, так как содержание мышьяка в поверхностном слое и на глубине 30 см приблизительно одинаковы. На массивных территориях в направлении севера, юга, востока и северо-запада найденные концентрации сурьмы (в пределах ПДК в почве), которые характеризуются природным происхождением.

Сурьма с концентрацией выше ПДК в почве (в 10 раз) наблюдается в районе карьера, вдоль пульпопровода и хвостохранилищ №1-2, что характерно для их техногенного происхождения.

Высокое содержание золота (0,1–0,3 г/т), обнаруженное в 10 точках вокруг хвостохранилища, объясняется его природным происхождением, что подтверждается пробами, отобранными на глубине 30 см. Повышенное содержание

золота (0,03 - 0,2 г/т), обнаруженное во многих позициях вокруг хвостохранилищ №1-2, карьера и на отдельных локальных участках, что означает золотоносность региона и его техногенное происхождение. В районе хвостохранилищ №1-2, карьера и вдоль пульпопровода наблюдается корреляция между концентрациями и локальным распределением золота и мышьяка, что свидетельствует об их техногенном происхождении, вследствие переработки руд месторождения «Мурунтау». Повышенные содержания серебра (6-8 раз), обнаруженные в верхней части карьера, вокруг хвостохранилища №2 и в отдельных локальных участках вдоль пульпопровода объясняются его техногенным происхождением.

Анализ содержания вольфрама в почвах, отобранных на обширной территории, показал его вышекларковые содержания (2-3 раз). Высокие содержания вольфрама (20-100 раз) наблюдаются в районе карьера, хвостохранилищ №1-2, а также пульпопровода, что характерно для техногенной миграции вольфрама в системе «карьер-завод-пульпопровод-хвостохранилище».

Повышенные содержания ртути (2-10 раз) наблюдаются в хвостохранилищах №1-2, что вероятно, объясняется локализацией природных минералов, обогащенных ртутью.

На основании проведенных исследований можно сказать, что имеется возможность применения разработанной методики для оценки техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду.

Анализ подземных вод

Изучены величины потерь элементов при хранении жидких проб в посудах из различных материалов. Найдено, что для большинства элементов подходящей является посуда из полиэтилена, где наблюдаются минимальные величины адсорбции элементов на стенках посуды. В экспериментах для хранения растворов нами была использована посуда из полиэтилена. Исследованы потери элементов при получении сухого остатка. Найдено, что ртуть, бром, йод практически улетучиваются при упаривании жидких проб.

Таблица 2
Содержание элементов (мг/л) в подземных водах

№ п/п	Элемент	С _{сред} [3]	Интерв. факт. содерж. элементов	С _{сред.} в пром. стоках [5]	ПДК в питьевой воде [5]
1.	Sc	0,5	0,001-0,03	нет	нет
2.	Fe	500	2,4-94	3-12	0,3
3.	Se	0,5	0,002-0,5	119	0,15
4.	Sb	1	0,004-0,5	0,001-0,1	0,05
5.	Ce	3	0,002-0,09	0,008-2,5	0,001
6.	Eu	нет	0,002-0,01	нет	нет
7.	W	0,5	0,01-0,4	0,02-0,06	0,7
8.	Au	0,04	0,005-0,06	0,7	0,004
9.	Cs	нет	0,002-0,02	нет	нет
10.	La	50	0,02-0,09	нет	нет
11.	As	3	0,01-0,3	0,5-0,8	0,05
12.	Na	нет	47-160	27-368	50
13.	U	0,2	0,01-0,8	нет	1,7

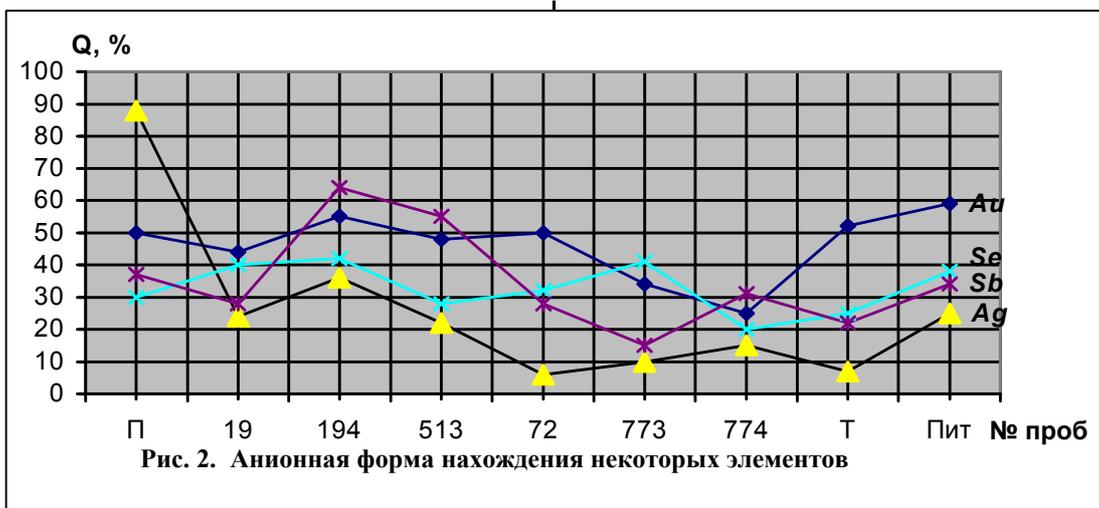


Рис. 2. Анионная форма нахождения некоторых элементов

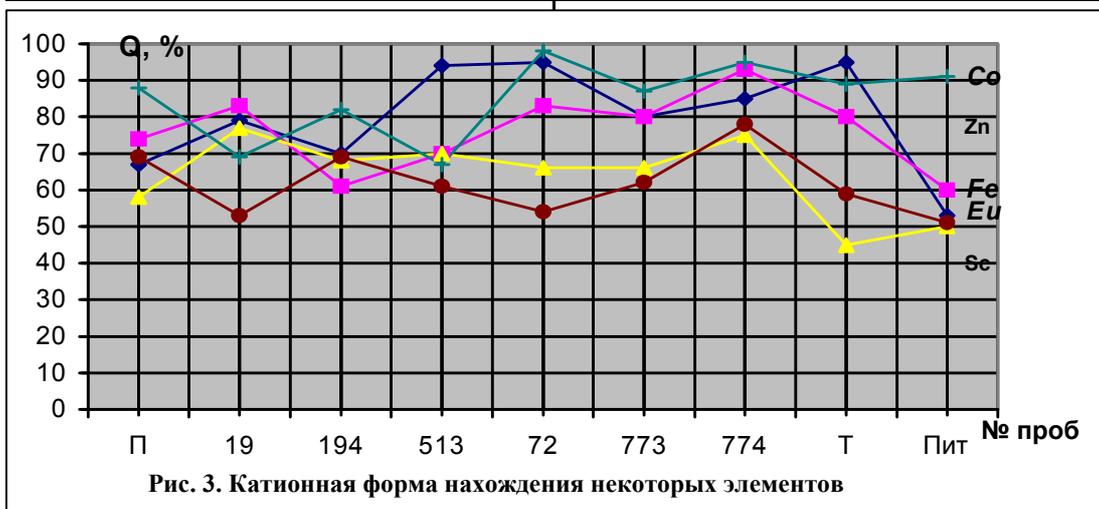


Рис. 3. Катионная форма нахождения некоторых элементов

Определено валовое содержание скандия, хрома, железа, кобальта, цинка, селена, серебра, сурьмы, селена, европия, и золота в подземных водах, отобранных из наблюдательных скважин, пробуренных вокруг хвостохранилища № 1-2. В табл. 2 приведен интервал фактических содержаний элементов в подземных водах, отобранных из наблюдательных скважин. Повышенное содержание элементов в подземных водах проявляется за счет техногенного влияния промышленных предприятий, а также за счет естественного растворения элемент содержащих пород в подземных водах.

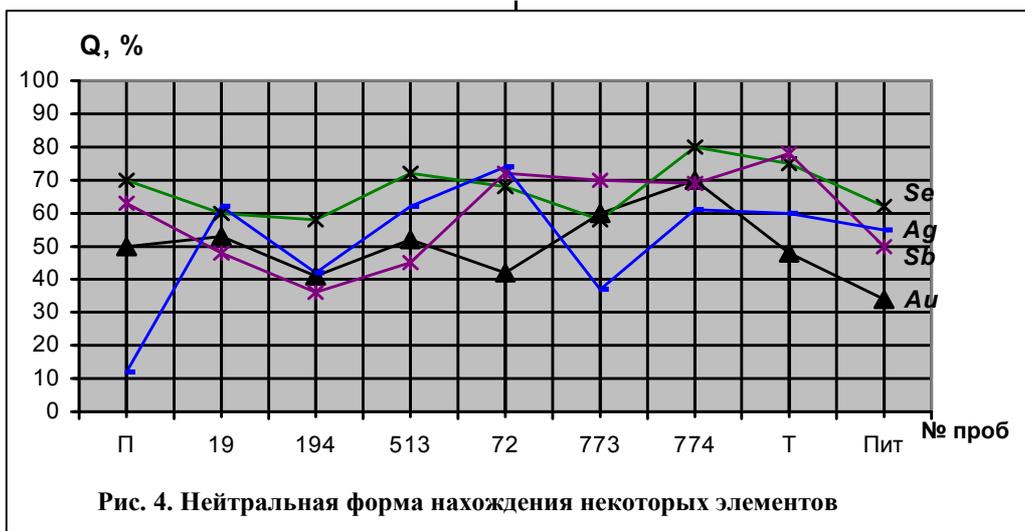
Изучено изменение валового содержания элементов в подземных водах, которые отбирались из наблюдательных скважин ежеквартально в течение двух лет. Сравнение результатов анализа показывают, что изменения концентрации Cr, Fe уменьшается в водах наблюдательных скважин на 30-50 % в зависимости удаления от хвостохранилища № 1. Во всех наблюдательных скважинах хвостохранилища № 1 наблюдается увеличение содержания золота, селена, сурьмы (на 50-60 отн.%), что является техногенным фактором влияние растворов хвостохранилища № 1. В наблюдательных скважинах вокруг хвостохранилища № 2 фиксируется уменьшение содержания скандия, железа, на 20-40 отн.%, что объясняется природными фильтрационными процессами. Наблюдается увеличение содержания сурьмы, селена и золота на

50-90 отн. %, что объясняется техногенным фактором влияния хвостохранилища № 2 на окружающую среду.

Исследование форм нахождения элементов позволяет сделать заключение, что ряд элементов, например, золото, сурьма, хром могут служить индикаторами-мигрантами при изучении техногенного влияния хвостохранилищ на окружающую среду. Определение валового содержания элементов не дает исчерпывающей информации при исследовании технологического состояния хвостохранилища промышленных предприятий. Это связано с разнообразием подземных пластов, где в той или иной форме находятся исследуемые элементы. Для оценки миграции элементов в подземных водах в районе хвостохранилища изучена анионная, катионная, нейтральная и коллоидная форма нахождения элементов с помощью электродиализа с использованием ядерных фильтров.

Для контроля для величины форм нахождения золота и железа использовали ионообменные способы с использованием смол типа АМ-26 и Ку-2. Наблюдается идентичное поведение элементов. В табл. №3 приведена преимущественная форма нахождения некоторых элементов.

Из проведенных исследований (рис. 2-4, табл. 3) видно, что в катионной форме находится Fe, Se, Eu, в анион – катионной форме – Cr, анион - нейтральной форме- Cr, Se, Ag, Sb, Au, катион – нейтральной форме Sc, Cr, Co, Zn.



Выводы:

1. Исследована возможность изучения техногенного влияния хвостохранилищ промышленного предприятия на окружающую среду (почва, подземные воды). Разработанная методика определения валового содержания 22 элементов в почвах и 13 элементов в водах с использованием нейтронного активационного анализа, позволила выявить элемент индикаторов техногенного (As, Ag, Sb, W, Au), промежуточного (скопление локальных минералов, например Mo, Ba, Hg) и природного происхождения (Sc, Fe, Co, Ni, Rb, Cs, P3Э, Hf, Th, U).

2. Разработана методика определения форм нахождения 11 элементов в сточных, подземных водах, отобранных из наблюдательных скважин, которые пробурены вокруг хвостохранилища, а так же в питьевой воде. По концентрации ионов (исследуемых элементов) в водах,

Таблица 3

Вероятные формы нахождения элементов в подземных водах

№	Элемент	Формы нахождения			Преимущественная форма
		Катионная	Анионная	Нейтральная	
1.	Скандий	Sc(OH) ²⁺ Sc(OH) ₂ ⁺		Sc(OH) ₃ ⁰	Sc(OH) ²⁺ Sc(OH) ₂ ⁺
2.	Хром	Cr(OH) ₂ ⁺	CrO ₄ ²⁻	Na ₂ CrO ₄	Cr(OH) ₂ ⁺ CrO ₄ ²⁻
3.	Железо	Fe ³⁺			Fe ³⁺
4.	Кобальт	Co ²⁺		CoSO ₄	Co ²⁺
5.	Цинк	Zn ²⁺		ZnSO ₄	Zn ²⁺
6.	Селен		SeO ₃ ²⁻	Na ₂ SeO ₃	Na ₂ SeO ₃
7.	Серебро		Ag(CN) ₂ ⁻	Na(Ag(CN) ₂)	Na(Ag(CN) ₂)
8.	Сурма		Sb(OH) ₆ ⁻	Na(Sb(OH) ₆)	Na(Sb(OH) ₆)
9.	Церий	Ce ³⁺			Ce ³⁺
10.	Европий	Eu ³⁺			Eu ³⁺
11.	Золото		Au(CN) ₂ ⁻	Na(Au(CN) ₂)	Au(CN) ₂ ⁻ Na[Au(CN) ₂]

отобранных из наблюдательных скважин находящихся на различных расстояниях от хвостохранилища, можно судит об их миграционной способности.

Список литературы:

1. Шульц В., Уинкер Ф. Радиоэкологические методы. - М.: «Мир» 1985. -312 с.
2. Перельман А.И «Геохимия». М.: Высшая школа 1979. -418 с.
3. Войткевич Г.В., Мирошников А.Е., Поваренных А.С. Краткий справочник по геохимии. - М.: Недра, 1977. -183 с.
4. Беус А.А., Грабовская Л.И., Тихонова Н.В. Геохимия окружающей среды. - М.: Недра. 1976. -248 с.
5. Исмаилов Э.Е, Кулматов Р.А, Кист А.А. // Водные ресурсы. 1988. №4. 103-109 с.
6. Грушко Я.М. Вредные неорганические соединения в промышленных сточных водах. - Л.: Химия, 1979. -160 с.
7. Кузнецов В.И., Апель П.Ю, Самойлова Л.И. // В сб.: Ядерные микрофильтры. - Дубна: 1982. с.129-137.
8. Кочетов А.В., Давранбеков Р.У. // Горный вестник Узбекистана. 2001. №2, с.94-97.
9. Кист А.А. Феноменология биохимии и биоорганической химии. - Ташкент, Фан, 1987. – 236 с.

ИСТОРИЧЕСКИЙ ПУТЬ СТАНОВЛЕНИЯ ЗОЛОТОРУДНОЙ БАЗЫ В КЫЗЫЛКУМЕ

УДК 622.0

© А.П. Беленко, А.Г. Лузановский 2002 г.

А.П. Беленко, главный геолог Центрального РУ НГМК,
А.Г. Лузановский, ведущий инженер геолог Центрального РУ НГМК, канд. геол.-минерал наук

Древние письменные источники Индии и Китая, трактаты Плиния Старшего и Теофраста (II-I века до н.э.) свидетельствующие о крупном сдвиге конца IV – начала II тысячелетия до н.э. в развитии государственности, науки и ремесел. И первые цивилизованные государства появились в долинах рек, в частности, Амударьи, Сырдарьи, Зеравшана и их горных притоков. Бассейн Амударьи в среднем и верхнем течении принадлежал Бактрии. Междуречье Кашкадарьи и Зарафшана именовалось Согдианой или Согдом. Ферганская котловина с ее предгорьями называлась Парканой, долина Мургаба-Маргианой, а дельту Амударьи с Южным Приаральем занимала Хорезмия. Все эти государства на территории сегодняшнего Узбекистана объединила огромная держава Ахеменидов, населенная в основном массагетами, а севернее Сырдарьи располагались земли кочевников – саков и других скифских племенных союзов.

Скифский мир, очевидно, так или иначе связан с золоторудными горными промыслами в наших краях в далекой древности.

Археологические открытия в землях древней Бактрии, ставшие научной сенсацией благодаря раскопкам царского могильника Тилля-теле («Золотой холм») в Северном Афганистане, а затем и Дальверзинского клада на правом берегу Сурхандарьи, позволили датировать найденные золотые изделия так называемого скифского «звериного стиля» IV-II веками до н.э. Искусными ремесленниками отображались натуралистические культовые и военные «зарисовки» с иранскими, китайскими, азиатскими мотивами. Влияние сопредельных культур на культуру бактрийцев наглядно.

В Согдиане, по соседству с Бактрией, в одной из могил Саразма, древнего поселения конца IV- начала II тысячелетий до н.э., обнаружены золотые и серебряные нити камнесамоцветных бус, металлические изделия эпохи «бронзы». Раскопы в районе современного города Бухары, Самарканда, Карши, судя по найденным монетам, датируемым IV-III веками до н.э., с портретом согдианского царя с надписью «Государь Асвар», свидетельствуют о собственном производстве чеканки. Скифские золотые украшения изображали образцы животных-хищников, птиц, оленей, - преобразованных мифологической фантазией художников. Поэтому они и отнесены к так называемому скифскому «зверинному стилю».

Скифы – кочевники и воины – переправляли из Азии изделия из золота на значительные расстояния. Раскопы скифских курганов от Предкавказья и Тамани, Северного Причерноморья и Дона до Южного Приуралья – Оренбурга и Орска – показывают характер широкой миграции золотых изделий южных цивилизаций далеко на север.

Практически одновременно изготовления и идентичность золотых изделий скифских курганов и египетских пирамид (III-II века до н.э.) позволили обратить

внимание на то, что спинка кресла фараона Тутанхамона инкрустирована золотыми пластинами, кованными из золотого порошка. Значит, в древности был известен методковки металлокерамики.

На фоне многочисленных находок в бассейне Амударьи озадачивает отсутствие наглядных свидетельств о древнем золоторудном промысле. Среди амударьинских кладов золотых изделий привлек внимание горный козел – архар, принятый горнорудной компанией «Oxus» (Великобритания), приступающей к освоению золоторудного месторождения Амантайтау, в качестве символа – талисмана узбекистанского «золотого руна».

К слову, неспроста уже в 60-е годы при геологической службе Узбекистана были созданы археолого-геологические подразделения. Появились интересные результаты. Вблизи города Ангрена буровая установка вскрыла древнюю выработку, с помощью которой в начале века была отработана верхняя часть золоторудной кварцевой жилы. На этой основе было открыто промышленное золоторудное месторождение Кочбулак. Интенсивные совместные работы археологов и геологов в Центральном Кызылкуме позволили выявить рудники эпохи «бронзы», где производилась добыча киновари и бронзы. Широкое развитие получило древнее меднорудное производство. Так из 27 рудников эпохи бронзы, обнаруженных только в Центральном Кызылкуме, 13 отнесено к меднорудным, остальные к бирюзово-каменным. И покуда ни одного не отнесено к золотым, что ожидать как раз следовало, если верить античному историку Геродоту, который подметил, что золота у местных племен «в изобилии».

На металлургических стоянках найдены предметы, связанные с обогащением и плавкой руды: дробильные ступы, песты, обломки стенок плавильных печей, металлические тигли, остатки литейных форм.

Археологические данные указывают, что меднорудные промыслы на Джаманкынгыре, в Коктау и ряде других мест Центрального Кызылкума связаны с эпохой «бронзы».

На территории Навоийского комбината велось изучение петроглифов в горах Букантау, Тамдытау, Кульджуктау, в Южном Нуратау, но оно также не приблизило исследователей к разгадке древних горных промыслов и местам возможной переработки золотых руд.

Что стоит за легендой о древних золотых копях на территории Кызылкумов?

В 4-томной рукописной монографии «Золото Средней Азии», составленной геологами знаменитой Таджикско-Памирской экспедиции в конце 30-х годов, охвачен период деятельности золотоискателей от II века до н.э. вплоть до 1936 года. Информация ограничивается только

старинными сведениями о россыпном золоте Нуратинских гор. О коренном же золоте на территории Узбекистана в монографии нет никаких указаний.

Надо иметь в виду, что история разработки золотосодержащих жил и россыпей не укладывается в общепринятые рубежи бронзового и железного веков. Поэтому находки на территории Центральной Азии кладов с золотыми изделиями более ранних времен (V-IV века до н.э.) свидетельствуют о недоизученности проблемы времени и мест зарождения древнего золоторудного промысла в Кызылкуме.

Поиск следов деятельности древних золотодобытчиков продолжается. Еще не восстановлены периоды жизнедеятельности местного населения от «железного» века и времени Амира Темура до ранней государственности Бухары, Хивы и Коканда. Здесь следует напомнить, что легенды о золоте Бухары имеют реальную основу, потому, что Бухарское ханство простиралось от предгорий Памира и Дарваза, в горных реках которых золото намывалось в больших количествах (по оценкам специалистов в горных реках Южного Таджикистана, Южного Узбекистана и Северного Афганистана еще содержится не менее 4000 тонн россыпного золота).

С первых десятилетий XX века геологи в Кызылкумах стали обнаруживать видимое коренное золото в кварцевых жилах в восточных отрогах гор Букантау (Тахтатау), вблизи аула Бессапан, в горах Тамдытау. Историческая центрально-азиатская геологическая конференция по золоту, состоявшаяся в 1940 году в Ташкенте, выявила прямо противоположные взгляды ученых на «наличие-отсутствие» золота в Кызылкумах.

В середине 50-х годов на территории Кызылкумов практически завершилась геологическая съемка масштаба 1:200000. Типовой геологический отчет содержал 90% информации по стратиграфии, 5-8% по тектонике и 1-2% по полезным ископаемым региона. Но в конце 50-х и начале 60-х вернулись геолого-съемочные работы масштаба 1:50000, сопровождаемые геофизическими и буровыми работами. В керне встречались золото и мышьяк. Концентрация золоторудных тел, представляющих собой в основном кварцевые жилы и зоны окварцевания, позволила предварительно оконтурить площадь месторождения Мурунтау. Геологосъемочные и геологоразведочные работы проводились практически параллельно.

Составление геологических карт месторождения Мурунтау масштаба 1:1000 и Мурунтауского рудного поля масштаба 1:10000 было поручено экспедиции Главного управления геологии республики. Геологоразведочные работы осуществлялись Тамдытауской ГРП Самарканской ГРЭ. Состояние тогдашней изученности месторождения документально отражено в служебной записке начальника партии Н. Крылова начальнику главного управления геологии Х. Туляганову от 2 октября 1963 года. Вот выдержка из этого документа, исторического по значению: «О золоторудной минерализации Мурунтау. На всей площади месторождения все три типа золоторудной минерализации, имеют взаимные переходы... Сюда относятся условно выделенные рудные тела 42, 42-а, 40. 41. 45. 78. 79 и др... Не представляется возможным оконтурить промышленное рудное тело, приуроченное к строго определенной геологической позиции, что дало

возможность предсказать поведение этого тела на глубину и по простиранию. Это заставляет выделить всю площадь, насыщенную рудными телами, и рассматривать ее как единый объект геологоразведочных работ... Рудный узел погружается в восточном направлении. Размер его определяется цифрой порядка 3,5-4,0 км²».

Из сказанного следовало, что Мурунтауское месторождение из тех, что является большой редкостью во всем мире. Далее в отчете Крылова говорится, что для «перевода запасов с условно оконтуренных с поверхности рудных тел в более высокие промышленные категории необходимы дополнительные пересечения этих тел горными выработками. При этом, очевидно, целесообразно применять горизонтальное подземное колонковое бурение. Рудные тела выявленные за пределами рудного узла (штокверка), необходимо картировать, опробовать с поверхности и проследивать на глубину горными выработками и буровыми скважинами. Методика изучения этих рудных тел будет зависеть от конкретной геологической позиции каждого отдельно взятого рудного тела».

Первый геологический отчет о разведке месторождения Мурунтау с подсчетом запасов был принят в 1965 году. Тогда же выездной комиссией ГКЗ (Госкомитета по запасам) в Самарканде в 1969 году было рекомендовано правительству, в порядке исключения, дать указание о строительстве горнорудного предприятия еще до завершения генерального подсчета запасов золота.

Интенсивный разворот геологических и горнорудных работ на месторождении Мурунтау создал ряд сложных теоретических и практических проблем. Среди теоретических – возрастная датировка рудовмещающих толщ в связи с масштабом месторождения, сопоставимым с крупнейшими объектами мировой практики: Витватерсранд (ЮАР), Колар (Индия), Бендигго, Баларат (Австралия). Все названные месторождения связаны с докембрийскими метаморфическими толщами. Мурунтау же находится в стратиграфически вышележащем слое земной коры – лландоверийской толще силура, в которой ранее не было известно крупных месторождений золота.

...Спустя почти 40 лет со времени открытия месторождения Мурунтау набирает силу направление геодинамических исследований, рассматривающее происхождение золота региона в аспекте теории тектоники литосферных плит.

Становление рудника и сооружение гидрометаллургического завода осуществлялось параллельно с главной прикладной задачей – обогащения бедных руд, - свойственной всем крупнейшим и уникальным месторождениям. Эта задача была успешно решена благодаря принятой на вооружение технологии академика Б. Ласкорина.

Однако ставшая за прошедшие 35 лет «традиционной» сорбционная технология не универсальна. Поэтому начало развиваться биохимическое направление, основанное на создании условий размножения микроорганизмов, концентрирующих золото в естественных растворах. Это направление в Навоийском комбинате прорабатывается пока на близлежащих месторождениях, отличающихся от Мурунтау малыми значениями свободного золота и преобладанием золотосульфидных «связанных» агрегатов.

В настоящее время золоторудная промышленность Республики Узбекистан продолжает базироваться на разрабатываемом более 35 лет месторождении Мурунтау. В 1995 году вовлечена в разработку серия малых карьеров на месторождении Кокпатас в горах Букантау. Завершаются подготовительные работы к началу открытых горных работ на участках месторождений Даугызтау и Амантайтау в одноименных горах, в Кызылкуме.

Узбекистан на исходе столетия выдвинулся в первую десятку стран с развитой золотодобычей. Но геологи идут дальше, мечтая об открытии Мурунтау-2. Прирост запасов на долгую перспективу – главный вектор работы геологов Республики.

Какие мы имеем фактические обоснования концепции уверенного развития Кызылкумской золоторудной провинции?

Сопоставление и анализ региональных и локальных прогнозных построений позволяют надежно аргументировать отнесение Кызылкумской золоторудной провинции к масштабному, геохимически специализированному Урало-Тяньшань-Монголо-Охотскому золоторудному поясу, простирающемуся через всю Азию. На этом континентальном поясе прогнозируются крупные золоторудные месторождения. Примеры: Березовское на Урале, Таушан в Узбекистане, Кумтор в Киргизии. В России к «мурунтаускому эталону» привязывается крупное рудное месторождение Сухой Лог. Высокие перспективы выявления залежи, подобной Мурунтау, в КНР.

Локальный прогноз золотого оруденения по опыту работ в Кызылкумском звене Азиатского золоторудного пояса должно базироваться на приоритетах минералогического картирования, позволяющего селективно расчлнить окисленные руды со свободным золотом и отделить их от переходных, более трудно обогащаемых руд, и, наконец, от первичных золотосульфидных и золото-колчеданных «упорных» руд.

Мурунтау, на наш взгляд, - лишь первая глава золотой эпопеи в Кызылкумах. Благодаря ряду факторов – климатических, геоморфологических и экономических – добыча здесь и впредь пойдет в гору из-за возможности практически круглогодичных работ, несмотря на жаркий климат и безводье. Развитость инфраструктуры в Кызылкумах – энерго-, водоводных, и транспортных систем, не требующих новых крупных капитальных затрат, имеет важное значение для инвестиций.

Современная золоторудная промышленность Республики Узбекистан базируется в основном на уникальном месторождении Мурунтау. Этот исполинский рудник открытой добычи в Центральном Кызылкуме поражает своим размахом. Диаметр карьера – более 3 км, глубина – более 450 м.

Статистика свидетельствует о том, что сегодня Узбекистан (в основном на базе месторождения Мурунтау) на 4 месте в Мире по запасам золота и на 9- по добыче из недр. Если собрать воедино все золото, добытое на Земле во все века, то получится 120 000 тонн, или «кубик» с ребром около 20 м – маленький памятник усилиям всех поколений земных цивилизаций. По данным Г.П. Волларовича золото, добытое человечеством распределялось во времени по следующим странам:

Периоды	Главные страны – продуценты	золото, т.
Древний мир до 500 года, 3000-4000 лет	Египет, Судан, Испания, Индия	10 000
Средние века (501-1500 гг.) 1000 лет	Судан, Индия, Перу, Центр. Америка	5 000
Новое время (1500-1800 гг.) 300 лет	Гана, ЮАР, Колумбия, Бразилия	5 000
XIX век, 100 лет	Россия, США, Австралия, ЮАР	15 000
XX век, 100 лет	ЮАР, Россия (СССР, Узбекистан, Казахстан), США, Австралия, Канада	85 000

Распределение добытого золота на каждого жителя Земли оценивается в 25 грамм, исходя из популярной и не всегда конкретной информации. Считается, что резервы и запасы банков составляют меньше половины добытого человечеством металла, много золота потоплено на кораблях - между Португалией и Америкой, захоронено в кладях. Известно, что Колчак вывез из России в Японию несколько сотен тонн золота, 1500 тонн СССР передало США по ленд-лизу за помощь во время Великой Отечественной войны, большое количество золота тезаврировано в частных владениях. В целом картина распределения золота выглядит так:

Резервы и запасы банков	50 000 т
Тезаврировано	35 000 т
У населения	20 000 т
В промышленности	3 000 т
У ювелиров в работе	1 000 т
Предметы культа, регалии монархов	1000 т
Всего	120 000 т

В XXI веке в Центральном Кызылкуме одновременно с развитием гиганта – Мурунтау, очевидно, произойдет и освоение многих десятков средне- и мелкомасштабных месторождений золота в пределах территории деятельности концерна «Кызылкумредметзолото».



**Расценки на размещение рекламы
в научно-техническом и производственном журнале
"Горный вестник Узбекистана" в 2002 году**

*Цветная обложка, вкладка
Формат А4*

*Цветная обложка, вкладка
Формат 70x108 1/16*

800\$	450\$		
	250\$	150\$	
		80\$	

600\$	350\$		
	150\$	80\$	
		40\$	

*При условии размещения рекламы в нескольких номерах журнала
предоставляются следующие скидки:*

Объем и виды публикаций	Формат	Скидка, %
I. В основном номере журнала: - в двух номерах - в трех номерах - в четырех номерах - более чем в четырех номерах	A4, бумага лакированная 250 гр., дигитальная четырехцветная печать	10% 15% 20% 25%
II. В приложении к журналу: - в одном номере - в двух номерах	70x108 1/16 бумага лакированная 250 гр., дигитальная четырехцветная печать	- 10%
III. Одновременно в основном номере журнала и в приложении к журналу: - в четырех номерах - более чем в четырех номерах	A4, бумага лакированная 250 гр., дигитальная четырехцветная печать 70x108 1/16 бумага гляцевая 135 гр., дигитальная четырехцветная печать	25% 35%

При размещении рекламы заказчику предоставляется право бесплатной публикации статьи (объемом до 3-х журнальных страниц) по оборудованию и материалам, выпускаемым фирмой. Возможно также размещение информационных статей без рекламных страниц. Стоимость размещения статьи 200 долл. США за журнальную страницу.

Для резидентов Республики Узбекистан возможна оплата в сумах по курсу ЦБ РУз на день оплаты.

Контактный телефон: (436) 572-17-67, 572-10-03

