

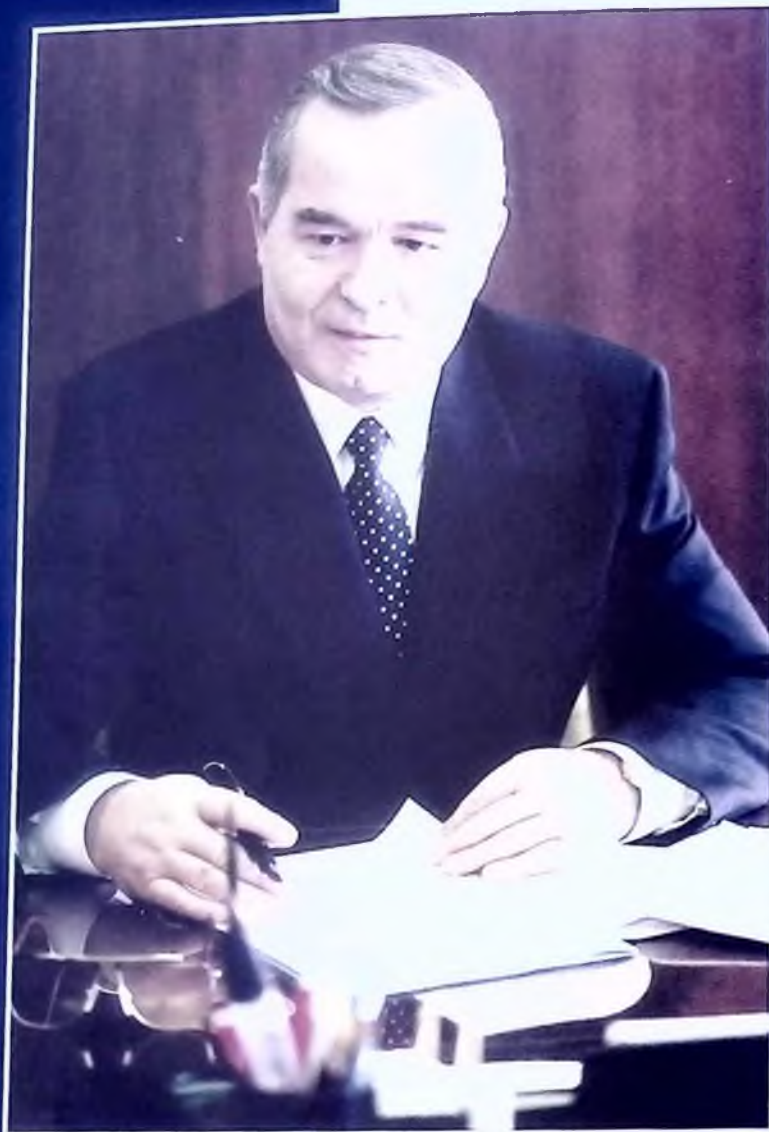
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Специальный выпуск

2002

**Горно-металлургический комплекс —
основа экономического развития
Узбекистана**





Учитывая важное значение горно-металлургической промышленности в развитии и укреплении экономического потенциала страны, отмечая вклад многотысячных коллективов Навоийского горно-металлургического комбината, ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», АПО «Узметкомбинат», золотодобывающих предприятий, республиканской организации «Спецсплав», других предприятий по добыче и переработке полезных ископаемых в развитие горно-металлургической отрасли и подготовку кадров, в Узбекистане принят закон об установлении **Дня работников горной и металлургической промышленности Республики Узбекистан.**

**Закон Республики Узбекистан
Об установлении Дня работников горной и металлургической
промышленности Республики Узбекистан**

Олий Мажлис Республики Узбекистан постановляет:
Установить Днем работников горной и металлургической промышленности
Республики Узбекистан третье воскресенье мая.

Президент Республики Узбекистан **И. Каримов**

г. Ташкент
12 мая 2001 г.
№ 221-II



ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

2002
спецвыпуск



Основан в 1825 году
Ежемесячный научно-технический
и производственный журнал

УЧРЕДИТЕЛИ ЖУРНАЛА:

Акционерная компания «АПРОСА»,
ОАО «Апатит»,
ОАО «Горно-металлургическая компания «Норильский никель»,
ОАО «Механобр-Техника»,
Московский государственный горный университет,
ОАО «Нитро-Взрыв»,
Санкт-Петербургский государственный горный институт
(технический университет),
ФГУП «Издательский дом «Руда и металлы»

РЕДАКЦИЯ:

главный редактор Л. А. Пучков,
первый заместитель главного редактора Л. А. Вайсберг,
заместитель главного редактора А. А. Добрынин,
ответственный секретарь редакции С. Ф. Нестеренко,
ведущие редакторы И. Г. Герасимова, И. В. Полянцева,
менеджер по производству и распространению Е. В. Давыдова,
менеджер по рекламе Н. И. Кольхалова

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

Л. К. Антоненко, В. А. Арсентьев, В. И. Борщ-Компониец, В. Ф. Бызов,
Л. А. Вайсберг, А. П. Величко, С. А. Гончаров, А. В. Григорьев,
В. П. Грицаев, А. А. Добрынин, Н. И. Дядечкин, А. В. Зберовский,
И. В. Зырянов, С. А. Ильин, С. Л. Иофин, В. В. Истомин, Д. Р. Каплунов,
Ю. Г. Карасев, Е. А. Козловский, А. П. Коновалов, Л. В. Корнеева,
Е. А. Котенко, А. А. Кулешов, Б. Н. Кутузов, В. Г. Лернер,
В. С. Литвиненко, А. Б. Макаров, О. Н. Мальгин, В. Н. Мосинец,
О. С. Мякота, С. Ф. Нестеренко, А. А. Новиков, М. Е. Певзнер,
А. И. Перепелицын, Г. Ф. Пивень, В. М. Попов, Л. А. Пучков,
Ю. В. Разовский, М. Г. Седлов, Р. И. Семигин, Б. И. Смирнов,
А. И. Сухорученков, Е. М. Титиевский, К. Н. Трубецкой, А. Ф. Цеховой,
В. А. Чантурия, Е. Е. Шешко, Ю. В. Шувалов, М. И. Щадов, Р. Б. Юн,
В. Л. Яковлев

Адрес редакции:

119991, Москва, ГСП-1, Ленинский просп., 6, МГУ, комн. Г-563,
тел./факс: 236-97-48, 236-97-18
E-mail: colormet@aha.ru
Internet: www.rudmet.ru

Подписано в печать с оригинала-макета 17.06.02. Формат 60x90/8
Бумага мелованная. Печать офсетная. Печ. л. 18,5
Тираж 2000 экз.

Журнал зарегистрирован в Комитете РФ по печати,
рег. № 77-9847 от 24.09.01
ЛР № 04517 от 12.04.01

Компьютерный дизайн и верстка — В. В. Укладова

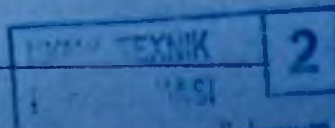
Отпечатано в типографии ООО «Информполиграф», г. Москва
© ФГУП «Издательский дом «Руда и металлы»,
«Горный журнал», 2002

Номер посвящен
горной
и металлургической
промышленности
Республики
Узбекистан

ISSN 0372-2929



9 770372 292006 >



Ведущие предприятия горной и металлургической промышленности Узбекистана

- Кучерский Н. И.* Основные направления развития производства на Навоийском горно-металлургическом комбинате 4
- Прохоренко Г. А., Санакулов К. С., Халматов М. М.* ОАО «Алмалыкский ГМК» с оптимизмом смотрит в будущее 12
- Клименко А. И., Рахимов В. Р., Кяро В. А.* Угольная промышленность Узбекистана: этапы становления и пути развития 20

Сырьевая база

- Ахмедов Н. А.* Минерально-сырьевая база народного хозяйства Узбекистана и перспективы ее развития ... 28
- Толстов Е. А., Кустов А. М., Иноземцев С. Б.* Современные технологии добычи и обогащения фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения 32

Экономика

- Абдуллаев А. И.* Инвестиционное обеспечение цветной металлургии Узбекистана 36
- Цыплягин Ю. К., Таджи Р. Х.* Проблемы акционирования Алмалыкского горно-металлургического комбината 39
- Гуров А. С., Воробьев А. Г.* Инвестиционные возможности металлургической промышленности Узбекистана 43

Разработка месторождений

- Сытенков В. Н., Абдуллаев У. М.* Разработка сценария развития карьера «Мурунтау» на длительную перспективу 46
- Мальгин О. Н., Иоффе А. М., Шеметов П. А., Зайков В. Г., Кабиров А. Р.* Интенсификация горных работ в сложных горно-геологических условиях карьера «Мурунтау» 50
- Раммз В. Ю., Ярошевич В. В., Косимов М. О.* Горные работы на карьере «Кальмакыр» 56
- Силкин А. А., Кольцов В. Н.* Геомеханический анализ и системы контроля деформаций бортов карьера «Мурунтау» 60
- Шеметов П. А., Коломников С. С.* Развитие выемочно-транспортного комплекса карьера «Мурунтау» 65
- Зинько Н. А., Филь В. И., Кочегаров Е. Н.* Оптимизация очередности отработки запасов окисленных руд месторождения Кокпатас 70
- Червяк Е. А., Бредихин А. А., Шабанов М. Р.* Эксплуатация шин большегрузных самосвалов в карьере «Мурунтау» 72
- Сытенков В. Н., Наимова Р. Ш.* Формирование высоких отвалов на основаниях с ослабленными участками 76
- Шеметов П. А.* Управление качеством рудного потока при циклично-поточной технологии разработки сложноструктурных месторождений 80
- Золотарев Ю. П., Федянин С. Н.* Системы управления качеством руд при разработке Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов 83

Совершенствование буровзрывных работ

- Мухамедов А. К., Раммз В. Ю., Чередниченко Н. Г., Аранович В. А.* Буровзрывные работы на карьерах Алмалыкского ГМК 88
- Шлыков А. Г., Мальгин О. Н., Зинько Н. А., Филь В. И., Бибики И. П.* Интенсификация буровых работ на карьерах Навоийского ГМК 90
- Рубиов С. К., Гончаров В. В., Салихов Р. Р., Бибики И. П.* Применение простейших и эмульсионных ВВ собственного изготовления на карьере «Мурунтау» 94

СОДЕРЖАНИЕ

- Рубцов С. К., Кулешов А. Ю., Бирик И. П.* Технологические особенности взрывания высоких уступов на карьере «Мурунтау» 98
- Мосинец В. Н., Рубцов С. К.* Уменьшение вредного воздействия массовых взрывов на приконтурную зону карьера «Мурунтау» 100

Комплексное использование минеральных ресурсов

- Клименко А. И., Рахимов В. Р., Екатерининский В. А.* Перспективы комплексного использования ресурсов угольных месторождений Узбекистана 105
- Шакаров Т. И., Салимов З. С., Мкртчян Р. В.* Алюмосиликатные огнеупоры для металлургической промышленности на основе сырья Узбекистана 109

Переработка и извлечение полезных ископаемых

- Степура В. Н.* Завод — моя гордость 112
- Пашков А. А., Лаврентьев К. Н.* Интенсификация процесса сгущения 116
- Санакулов К. С., Ким К. Ф., Василенок О. П., Черевко С. И.* Полупромышленные испытания флотореагентов фирм Saytec и Klariant 117
- Пашков А. А., Лой В. В.* Управление концентрацией цианида при выщелачивании золота 119
- Толстов Е. А., Першин М. Е.* Совершенствование технологии добычи урана способом подземного выщелачивания 121
- Никсон Г., Толстов Д. Е.* Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера «Мурунтау» на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт» 125
- Сагдиева М. Г., Борминский С. И., Санакулов К. С., Варавин А. А., Василенок О. П.* Бактериально-химическое выщелачивание меди из хвостов флотации медной обогатительной фабрики Алмалыкского ГМК 128
- Санакулов К. С., Халматов М. М., Ким К. Ф., Сагдиева М. Г., Борминский С. И.* Комбинированная технология переработки хвостов медной обогатительной фабрики Алмалыкского ГМК 130
- Толстов Е. А., Глотов Г. Н.* Проектирование технических и технологических показателей при скважинном подземном выщелачивании урана 131

Автоматизация

- Дабижа С. И., Айрапетян Б. А.* Опыт создания и использования баз данных для обработки геологоразведочной информации на горных предприятиях Алмалыкского ГМК 134
- Саттаров Г., Камилов Ж., Музаффаров А., Кадилов Ф., Латышев В. Е.* Информативные и оперативные ядерно-физические методы контроля технологического процесса 137

Экология

- Груцинов В. А.* Природоохранная деятельность Навоийского горно-металлургического комбината 140

История горного дела

- Сариев Н. Т., Каршиев Р. М.* Развитие горного дела на территории Узбекистана 143

Наши юбиляры

- Владимир Николаевич Мосинец* (к 70-летию со дня рождения) 145

Содержание и рефераты статей на английском языке

- Contents and abstracts in English 146

На первой странице обложки: город горняков и металлургов — Навои

Основные направления развития производства на Навоийском горно-металлургическом комбинате



Н. И. Кучерский,
директор Навоийского
горно-металлургического комбината,
председатель государственного
концерна «Кызылкумредметзолото»,
д-р техн. наук,
Герой Республики Узбекистан

НГМК сегодня

Комбинат входит в первую десятку лидирующих мировых компаний по производству золота и урана, является крупнейшим горно-металлургическим предприятием в Узбекистане, обладает развитой промышленной и социальной инфраструктурой, мощным технологическим и кадровым потенциалом (в НГМК работают около 60 тыс. чел.).

Золото и уран составляют основу, на которой строится вся жизнедеятельность комбината как промышленного предприятия, осуществляющего завершённый цикл производства от поисково-разведочных работ, добычи руды и ее переработки до получения закиси-оксида урана, чистого (999,9) золота. Кроме того, комбинатом 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 четырех областях республики, на базе которых построены города Навои, Учкудук (Северное РУ), Зарафшан (Центральное РУ), Нурабад (Южное РУ), Зафарабад (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, и имеют автономные системы жизнеобеспечения, включая централизованное тепло-, водоснабжение, современный жилищный фонд, объекты социальной сферы.

Предоставление экономической самостоятельности позволило 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 но-

Установление Дня работников горной и металлургической промышленности Республики Узбекистан — свидетельство высокой оценки труда работников этой ведущей структурообразующей отрасли народного хозяйства страны. На Навоийском горно-металлургическом комбинате введение этого праздника было воспринято с чувством законной гордости и признательности Правительству и Президенту Республики Узбекистан И. А. Каримову за повседневное внимание и помощь в решении сложных задач комбината, ставшего ныне флагманом горно-металлургической промышленности республики.

В первый год независимости Республики Узбекистан на базе Навоийского горно-металлургического комбината (далее — НГМК или комбинат) был создан государственный концерн «Кызылкумредметзолото» со статусом республиканской независимой хозяйственной единицы, образование которого сыграло решающую роль в стабилизации работы комбината, создании новых производств, расширении номенклатуры и росте объемов выпускаемой продукции.



Здание управления Навоийского ГМК

вых 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, Orenstein & Koppel AG, Thyssen Krupp, Orica Germany GmbH. НГМК является одним из инициаторов и учредителей американо-узбекской Торговой палаты. Внешнеэкономическая и производственная деятельность НГМК отмечена рядом международных наград.



Город Навои

Добыча золота

За годы независимости республике комбинатом обеспечен устойчивый рост выпуска золота. Объем производства металла 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 повысившие эффективность ведения горных работ и гидрометаллургического производства.

Зарафшанский золотоизвлекательный комплекс комбината является сегодня вторым (после предприятия «Грасберг» в Индонезии) среди ведущих в мире золотодобывающих

предприятий. Входящий в его состав карьер «Мурунтау» уже сейчас имеет глубину 430 м, которая в перспективе возрастет до 900–1000 м. Высокая концентрация горных работ в карьере и значительные годовые объемы вскрыши вызвали необходимость решения ряда сложных научно-технических проблем, 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 (фирм Hitachi, Caterpillar, Orenstein & Koppel). Осуществлен переход на 136-тонные автосамосвалы CAT-785B (фирмы Caterpillar) и 170-тонные автосамосвалы R-170 (фирмы Euclid), рабочие характеристики которых позволяют использовать эти машины в сложных горно-технических условиях.

Бурение скважин осуществляется модернизированными шарошечными станками глубокого бурения, оснащенными новыми типами долот; внедрены методы взрывной отбойки, увеличивающие эффект взрывного разрушения породы-рудного массива с одновременным сохранением его структуры, что позволило существенно уменьшить потери и разубоживание руды, снизить затраты на буровзрывные работы.

Выполнена модернизация существующего комплекса циклично-поточной технологии, в результате чего его производительность возросла по сравнению с 1994 г. в 1,4 раза. Проведены исследования и обоснована циклично-поточная технология с применением крутонаклонных конвейеров. Их использование принято в стратегии развития карьера «Мурунтау». Ухудшение условий естественного воздухообмена с увеличением глубины разработки предопределило интенсивное внедрение комплексной системы нормализации атмосферы на рабочих местах.

Создан комплекс уникальных компьютерных технологий, сыгравших решающую роль в повышении эффективности работы карьера «Мурунтау». Для оптимизации развития карьера «Мурунтау» используется математическая модель месторождения, и на ее базе строятся оптимальная по критерию прибыли форма карьера в конечных контурах и календарный график развития горных работ на основе новых методов управления сложными динамически-



Зарафшан — город золотодобытчиков



Погрузка руды на карьере «Мурунтау»

ми процессами. В результате получена надежная оценка сырьевой базы месторождения Мурунтау, а объем карьера IV очереди снизился в конечных контурах 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 млрд долл. США. График-календарь карьера IV очереди, построенный с использованием компьютерных технологий, позволил перераспределить объемы работ по извлечению горной массы, снизить их в первые годы строительства 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).

Реализована программа повышения производительности гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2) по переработке руды, в соответствии с ней 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 системы централизованного контроля и автоматического регулирования основных технологических параметров. Постоянное совершенствование узлов мельничного оборудования позволило увеличить коэффициент его использования. При

довольно низком содержании золота в перерабатываемой руде повышено его извлечение и уменьшен 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 2001 г. стало возможным достичь производительности ГМЗ-2 по переработке руды в 24 млн т (1991 г. — 20 млн т) и обеспечить устойчивый рост выпуска золота Зарафшанским золотоизвлекательным комплексом.

Специалистами НГМК и INTEGRA GROUP (США) на стадии укрупненных лабораторных исследований удалось положительно решить проблему технологии обогащения 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 недорогостоящего обогащения руд трудно переоценить.



Гидрометаллургический завод № 2

В 1993 г. на ГМЗ-1 в г. Навои на освободившихся мощностях по производству урана создана технологическая линия по переработке золотосодержащих забалансовых руд месторождения Мурунтау производительностью 700 тыс. т руды в год. Ввод этой линии позволил одновременно решить две задачи: перерабатывать забалансовую руду месторождения Мурунтау и, что особенно важно, осуществить консервацию хвостохранилища уранового производства путем экранирования его поверхности нейтральными отходами от переработки золотосодержащей руды.

В 1995 г. введена в эксплуатацию первая очередь Учкудукского золотоизвлекательного комплекса (гидрометаллургический завод № 3 и карьеры на месторождении Кокпатас) по сорбционной технологии переработки 2,5 млн т в год окисленных руд. На карьерах этого месторождения внедрены импортные гидравлические экскаваторы с вместимостью ковша 6 м³ германской фирмы Orenstein & Koppel и буровые станки шведской фирмы Atlas Copco. В 2001 г. началась разработка месторождения Даугызтау и отгрузка 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 конечных форм карьеров и графиков их отработки, что позволяет на 35–40 % снизить объем вскрышных работ и соответствующих затрат;

применение прогрессивной технологии предварительного механи-

ческого обогащения руд автоматическими методами порционной и покусковой сортировки на месте добычи, что позволяет сразу исключить из процессов транспортирования 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 золотосульфидных месторождений Центральных Кызылкумов получил совершенно новое концептуальное решение, что дало возможность резко увеличить его эффективность. Оценка технико-экономических показателей проекта свидетельствует о его высокой рентабельности, а проведенный сравнительный анализ позволяет считать его конкурентоспособным в условиях современного состояния золотодобывающей промышленности мира.

Следует отметить, что комбинат уже приступил к освоению технологии рудосортировки, в основном определяющей рентабельность проекта. Для отработки в промышленных масштабах этой технологии построен и введен в эксплуатацию пусковой минимум опытно-промышленного рудосепарационного комплекса рентгенорадиометрической сортировки золотосодержащих руд месторождения Кокпатас; на проектную производительность в 1200 тыс. т в

год по исходной руде комплекс будет выведен в середине 2002 г. В марте 2001 г. на этом же месторождении введена в эксплуатацию новая модификация рудоконтрольной станции (РКС) посамосвальной рентгенорадиометрической сортировки бедных руд, являющаяся важным звеном в технологии рудосортировки. В первом квартале текущего года введена в эксплуатацию аналогичная РКС на месторождении Даугызтау.

Одним из путей развития производства золота является вовлечение в переработку отвалов вскрышных пород карьера «Мурунтау». Объем этих отвалов превосходит 1 млрд т, а запасы находящегося в них золота составляют 500 т. По существу, эти отвалы — крупное, уникальное по запасам техногенное месторождение, которое размещается на поверхности и не требует создания специального рудника. Его освоение планируется с использованием автоматической порционной и покусковой сортировки.

Добыча урана

В 1995 г. в связи с низкой рентабельностью производства были закрыты последние урановые шахты и карьеры, и с этого момента добыча урана в НГМК полностью ведется более экономичным и экологически эффективным способом скважинного подземного выщелачивания (ПВ). Переход на добычу урана способом



Погрузка горной массы на карьере месторождения Кокпатас

ПВ принципиально изменил и значительно увеличил урановую сырьевую базу Центральных Кызылкумов, позволив вовлечь в рентабельную эксплуатацию месторождения, непригодные для отработки традиционными горными способами.

Прочные позиции Узбекистана на мировом рынке урана и рост спроса на последний являются благоприятными факторами для дальнейшего развития уранодобывающей промышленности. В течение последних лет комбинат активно наращивает объемы добычи урана и производства готовой продукции (закись-окись урана). Проводятся модернизация и техническое перевооружение действующих производств. Осваиваются новые конструкции технологических скважин, внедряются более эффективные способы добычи продуктивных растворов и совершенствуется технология их переработки.

Введены в эксплуатацию собственные заводы по изготовлению обсадных труб из поливинилхлорида и полиэтилена, что полностью удовлетворило потребность в них рудников ПВ, в том числе и на перспективу. Построены и введены в эксплуатацию два новых рудника подземного выщелачивания урана на месторождениях Кендыктубе и Лявлякан. Начаты опытно-промышленные работы по добыче урана способом ПВ на месторождениях Сугралы и Тохумбет.

Расширяется область применения разработанной специалистами комбината более эффективной мини-регентной схемы добычи урана с предварительным окислением урановых минералов кислородом воздуха и выщелачиванием урана слабыми растворами, что позволяет в итоге существенно снизить себестоимость готовой продукции. В качестве наиболее экономичного применяется насосный способ добычи 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 от-



Полигон подземного выщелачивания урана

работки эксплуатационных блоков и оперативного планирования добычных и горно-подготовительных работ, учета движения металла в процессе отработки месторождения.

Переоснащается парк каротажных станций на микропроцессорные программно-управляемые комплексы для автоматизации процесса геофизических исследований скважин, в результате чего повысились информативность и производительность работ. Расширяется область применения прямого метода определения урана по нейтронам мгновенного деления, что увеличило эффективность геофизических исследований на месторождениях со сложной радиологической характеристикой.

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 существенного увеличения активной, рентабельной для отработки ураново-рудной базы комбината как путем доразведки прогнозных ресурсов месторождений вблизи действующих добычных предприятий, так и за счет выявления новых урановых месторождений. Для восполнения выбывающих запасов урана государственным геологичес-

ким предприятием «Кызылтепагеология» с 2001 г. увеличены объемы 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 своевременно адаптировать добычу урана к его цене на мировом рынке с одновременным обеспечением роста объемов выпуска готовой продукции.

Диверсификация производства

Активное внедрение в жизнь законодательных актов Республики Узбекистан в области привлечения иностранных инвестиций обеспечило возможность создания в 1995 г. первого по коммерческой добыче золота совместного (СП) узбекско-американского предприятия «Зарафшан-Ньюмонт», учредителями которого являются НГМК, Госкомгеологии РУз и 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 т. С начала деятельности СП с 1995 по 2001 г. в штабели для ручного выщелачивания уложено 84 млн т руды и получено 82 т золота. Сырьевая база СП обеспечивает его рентабельную работу, как минимум, до 2011 г., которая при благоприятной рыночной конъюнктуре может быть продолжена еще на 10–15 лет за счет вовлечения в процесс ручного выщелачивания минерализованной массы с более низким содержанием золота.

Создано совместное предприятие «Амантайтау-Голдфилз», учредителями которого являются компания ОКСУС (Великобритания), НГМК и Госкомгеологии РУз. Сырьевой базой его являются запасы золотосульфидных месторождений Амантайтау, Асаукак, Сарыбатыр, Высоковольное, Узунбулак. В проекте предприятия реализуется этапный подход к освоению этих месторождений. На первой стадии проекта будут добываться открытым способом и перерабатываться методом ручного выщелачивания окисленные руды, а во втором — осуществляться добыча и гидрометаллургическая переработка сульфидных руд. В феврале 2003 г. ожидается выход предприятия (первой стадии) на проектную производительность в 1 млн т руды в год.

Особое внимание уделяется на комбинате развитию экспортноориентированных и импортозамещающих производств. Создано дочернее предприятие «Агама», которое специализируется на производстве модных и особо модных изделий верхнего трикотажа различного стиля. За десять лет его работы в различных городах республики созданы девять дочерних предприятий и пять фирменных магазинов. Построена первая очередь Зарафшанского прядельно-трикотажного комбината; освоено производство нового вида пряжи из хлопка и акрила. Совместное предприятие по производству ювелирных изделий, учредителями которого были НГМК и американская фирма Eurotrade International Ltd, в 1996 г. стало собственностью комбината; с этого момента началась коренная модернизация предприятия, ведется постоянная работа по совершенствованию технологических процессов.

Созданы и наращиваются мощности по добыче мраморных блоков. Введены в эксплуатацию современные технологические линии по рас-

пиловке блоков и производству мраморных плит, которые удовлетворяют всем требованиям в качестве облицовочного строительного материала. Осваивается месторождение габбро Беляуты для производства высококачественной декоративной плитки.

Совместно с Госкомгеологии РУз и АПО «Узметкомбинат» комбинат приступил к реализации программы поэтапного создания в республике собственной железорудной базы на запасах месторождения Сюрената. Планируется освоение Тебинбулакского месторождения вермикулита, ресурсы которого оцениваются в 1 млн т вермикулита-сырца, для организации производства в Узбекистане теплоизоляционных материалов. В настоящее время разрабатывается ТЭО строительства предприятия для производства вспученного вермикулита, который сейчас в количестве 50 тыс. м³ завозится из России.

С привлечением иностранных партнеров осваивается производство сорбента для очистки масел, вина, соков, светлых нефтепродуктов и минеральных масел из бентонитовых глин Тамдыбулакского месторождения. Ведутся переговоры с иностранными компаниями по созданию совместных предприятий на базе вольфрамового месторождения Саутбай и ураноредкометалльных месторождений Алтынтауского рудного поля. Организованы опытно-промышленная добыча и производство из баритовых руд месторождения Карагашлы баритового концентрата, исполь-

зуемого в качестве утяжелителей при бурении глубоких скважин на нефть и газ.

В производственном объединении «Навойский 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. Налажен выпуск погружных насосов, фрезерных и токарных станков, 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.

Освоение Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов

Особо следует остановиться на реализации крупного инвестиционного проекта — промышленного освоения Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритовых руд.

Решением Кабинета Министров республики в 1997 г. комбинату было поручено строительство Кызылкумского фосфоритного комплекса (КФК) на базе уникального по запасам и ресурсам Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов в Центральных Кызылкумах. Запасы сырья этого месторождения до глубины 40–50 м оцениваются в количестве 303,6 млн т руды и 57,7 млн т



Совместное предприятие «Зарафшан-Нидмонт»



Кызылкумский фосфоритный комплекс

пятиоксида фосфора, их хватит для обеспечения сельского хозяйства республики фосфорными удобрениями более чем на 100 лет.

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 % P_2O_5 , с проектной производительностью 300 тыс. т в год. Ввод I очереди КФК в эксплуатацию был осуществлен в рекордно короткий срок, и уже в апреле 1998 г. на ОАО «Кокандский суперфосфатный завод» началась планомерная отгрузка фосфоритной муки для производства простого аммонизированного суперфосфата.

Также 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 геологические характеристики месторождения, особенности вещественного состава фосфоритовой руды и предусматривает сочетание нескольких новых методов добычи и обогащения. К числу последних относятся: селективная послойная отработка рудных пластов фрезерными комбайнами с опережающим радиометрическим контролем процесса добычи; посамосвальная радиометрическая сортировка добываемой горной массы с выделением отвалных продуктов и руд разных тех-

нологических 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 2001 г., помимо необогащенной фосфоритной муки, начал производство обожженного фосфоритного концентрата, содержащего 26–28 % P_2O_5 , с отгрузкой его на Самаркандский химический завод и Алмалыкское ПО «Аммофос». К концу 2001 г. производство обожженного фосфоритного концентрата выведено на проектную мощность в 430 тыс. т.

В целях дальнейшего роста эффективности промышленного освоения Джерой-Сардаринского месторождения, повышения качества и увеличения объемов фосфоритной продукции комбинат разработал комбинированную технологическую схему обогащения фосфоритовых руд, которая объединяет рациональные элементы «сухой» технологии с глубокими промывочными способами обогащения. С учетом современных достижений 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 второго этапа

расширения и реконструкции I очереди КФК, и в 2002 г. комбинат приступил к реализации этого проекта. К концу 2003 г. планируется ввод в эксплуатацию объектов, входящих в состав проекта, и, начиная с 2004 г. технологическая линия по комбинированной схеме обогащения будет выведена на проектную производительность по добыче и переработке 1500 тыс. т руды и выпуску 1150 тыс. т в год кондиционных фосфоритных концентратов для получения из них разных видов фосфорных удобрений, включая высококонцентрированные новые виды минеральных удобрений.

В 2007 г. производительность карьеров по горной массе на КФК будет доведена до 35–40 млн m^3 , объемы добычи и переработки фосфоритовой руды составят 3600 тыс. т, а выпуск фосфоритных концентратов достигнет 2500 тыс. т.

Реализация программы поэтапного, комплексного освоения Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов позволит уже в ближайшие несколько лет создать в Центральном Кзылкумах современное крупное горно-обогатительное предприятие по выпуску фосфоритных концентратов.

Перспективы развития комбината

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». При этом для поддержания достигнутого уровня выпуска золота Зарафшанским золотоизвлекательным комплексом поставлена задача увеличения производительности ГМЗ-2 с возрастанием объемов переработки забалансовых руд и соответствующим уменьшением нагрузки по добыче балансовых руд на карьере «Мурунтау».

Для реализации этой задачи разработаны мероприятия, согласно которым в 2002–2003 гг. предусматривается расширение ГМЗ-2 с частичной его реконструкцией и техническим перевооружением. В результате производительность завода по переработке руды достигнет

2002 г. 26 млн т и будет увеличена в 2004 г. до 27 млн т. На карьере «Мурунтау» в течение 2003–2007 гг. предусматриваются реконструкция транспортной схемы путем модернизации комплекса циклично-поточной технологии, а также внедрение крутонаклонных конвейеров. В 2002 г. будет введен в эксплуатацию завод по производству эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) для обеспечения взрывных работ на карьерах НГМК.

По Учкудукскому золотоизвлекательному комплексу предусматривается поэтапное наращивание выпуска золота на основе объединенной сырьевой базы золотосульфидных месторождений Кокпатас и Даугызтау. На первом этапе в период с 2002 по 2004 г. 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 г. 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 г. планируется увеличение мощностей ГМЗ-3 до проектной производительности в 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.

Реализация данной программы позволит обеспечить устойчивый выпуск золота в целом по НГМК в 2002–2004 гг. на достигнутом уровне 2001 г., с увеличением выпуска к 2010 г. на 15–20 %.

Резюмируя вышеизложенное, можно сформулировать основные направления развития комбината на перспективу:

поддержание достигнутого уровня выпуска золота Зарафшанским зо-

лотоизвлекательным комплексом на возможно больший срок путем увеличения производительности ГМЗ-2 с вовлечением в переработку в возрастающих объемах забалансовых руд и минерализованной массы, а также за счет повышения эффективности горных работ при строительстве IV очереди карьера «Мурунтау», освоения новых золоторудных месторождений;

увеличение выпуска золота Учкудукским золотоизвлекательным комплексом путем вовлечения в переработку упорных золотосульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау;

прирост добычи урана способом подземного выщелачивания за счет технического перевооружения действующих и строительства новых производств;

увеличение объемов и расширение номенклатуры фосфоритной продукции на Кызылкумском фосфоритном комплексе при поэтапном освоении Джерой-Сардаринского месторождения;

создание в республике собственной железорудной базы за счет промышленного освоения месторождения Сюрената;

расширение действующих и создание новых производств, в том числе и с иностранными партнерами, на базе месторождений строительных материалов, облицовочного камня и других нерудных полезных ископаемых;

создание нового производства по выпуску урана, ванадия и элементов иттриево-редкоземельной группы на базе месторождений Алтынтауского рудного поля.

Одновременно с реализацией этих направлений получат дальнейшее развитие новейшие технологии, обладающие высокими адаптационными свойствами применительно к изменяющейся себестоимости продукции и цене золота и урана на мировом рынке, в том числе и те, что сыграли значительную роль в обеспечении стабильной работы НГМК в течение последних лет. К числу приоритетных относятся компьютерные технологии проектного и информационного обеспечения горных работ (математическое моделирование недр, расчеты оптимальных форм карьеров и календарного графика развития горных работ, автоматизированное управление качеством добываемого сырья и рудопотоком на основе спут-

никовой навигационной системы GPS и др.).

Наука, экология, социальная сфера

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

За годы независимости Республики Узбекистан резко повысилась роль научных учреждений страны в деятельности комбината. Кроме Среднеазиатского научно-исследовательского и проектного института промышленной технологии, большой объем научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ для комбината выполнили Институт ядерной физики АН РУз, ГПП «Кызылтепагеология», Институт микробиологии АН РУз, НПО «Технолог», Ташкентский государственный технический университет, Ташкентский автотранспортный институт, Институт общей и неорганической химии АН РУз, Институт удобрений АН РУз, Навоийский государственный горный институт и др.

По мере развития производства Навоийский горно-металлургический комбинат все большее внимание стал уделять вопросам экологии 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, получали полную информацию по всем интересующим их вопросам и высоко оценили принимаемые комбинатом меры по охране окружающей среды на всех, особенно урановых объектах.

Объекты социально-промышленной инфраструктуры комбината занимают территорию в сотни тысяч квадратных километров сегодня уже далеко не безжизненной пустыни. Здесь живут и трудятся более 250 тыс. 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 Узбекистана и других стран СНГ. Хозяйственное содержание медсанчастей, пансионатов, домов и баз отдыха, профилакториев, спортивных комплексов, детских дошкольных учреждений и летних оздоровительных лагерей осуществляется полностью за счет комбината.

Четкая и детальная программа

социальной защиты изложена в коллективном договоре, который с обретением Узбекистаном независимости превратился в главный механизм социальной поддержки людей и сохранения согласия в многотысячном коллективе комбината. На удовлетворение духовных потребностей тружеников работают пять культурных комплексов. Действуют 113 творческих коллективов, 86 кружков художественной самодеятельности, 16 — прикладного технического творчества. С приобретением нового оборудования спутникового телевидения и созданием собственного телецентра во многом решены про-

блемы приема и трансляции программ из стран СНГ и дальнего зарубежья.

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

УДК 65.011.1:622.012

© Г. А. Прохоренко, К. С. Санакулов, М. М. Халматов, 2002

ОАО «Алмалыкский ГМК» с оптимизмом смотрит в будущее



Г. А. Прохоренко,
генеральный директор,
канд. техн. наук



К. С. Санакулов,
технический директор,
канд. техн. наук
(Алмалыкский ГМК)



М. М. Халматов,
начальник ПТО,
канд. техн. наук

пуск цинкового завода, и 24 сентября был получен первый катодный цинк. В последующие годы были запущены шламово-купоросный цех медьзавода, вельц-цех, а цех выщелачивания перешел на трехстадийную медно-кадмиевую очистку. В 1974 г.

вошел в строй карьер «Сары-Чеку». Развитие производственных объектов комбината продолжалось и в 80-е годы.

Три года тому назад коллектив комбината торжественно отметил пятидесятилетний юбилей. В настоящее время Алмалыкский ГМК — это сложный промышленный комплекс, объединяющий рудники с открытой добычей руд, обогатительные фабрики, металлургические заводы, ТЭЦ, ремонтно-механические, автотранспортные и железнодорожные

В целях крупномасштабного освоения богатейших запасов полиметаллических руд Кураминских гор в 1949 г. было начато строительство Алмалыкского горно-металлургического комбината, которое велось очередями.

В 1953–1955 гг. были введены в строй рудники «Кургашинкан» и «Алтын-Топкан», а также свинцово-цинковая обогатительная фабрика. В те же годы начались работы на крупнейшем карьере «Кальмакыр». В 1961 г. введена в эксплуатацию обогатительная фабрика по переработке медно-молибденовых руд, а в 1963 г. было завершено строительство медеплавильного завода, и 31 декабря выдана первая черновая медь. В августе 1970 г. состоялся



Административное здание Алмалыкского ГМК



Карьер «Кальмакыр»

подразделения. Объекты социальной сферы включают несколько баз отдыха, спортооружения со стадионом и плавательным бассейном, Дворец культуры и библиотеки, детские сады и ясли, санаторий-профилакторий, медико-санитарную часть, предприятие по производству сельхозпродукции, молочно-товарную ферму, участки по выпуску товаров народного потребления.

Извлекая из руд 13 химических элементов, комбинат выпускает разнообразную продукцию: медь, цинк, кадмий, золото, серебро, серную кислоту, медный и молибденовый концентраты, селен, теллур, медный и цинковый купорос и др. Ведутся работы по извлечению рения и осмия из молибденового концентрата и промывной серной кислоты.

Сырьевая база

Производственные мощности Алмалыкского ГМК (далее — АГМК или комбинат) базируются на запасах медно-молибденовых и свинцово-цинковых месторождений, расположенных в Ташкентской и Джизакской областях Узбекистана. Медно-молибденовые месторождения Кальмакыр и Сары-Чеку обеспечивают сырьем медное производство комби-

ната. Свинцово-цинковые руды залегают на месторождении Уч-Кулач. Для обеспечения технологического процесса известью открытым способом обрабатывается месторождение известняков Саук-Булак. Строительные материалы добывают на гравийно-галечниковых карьерах «Алмалык» и «Транспортный».

Сырьевую базу комбината характеризуют не только запасы обраба-

тываемых месторождений, но и техногенные ресурсы: отвалы рудников, хвосты обогащения, отходы металлургического производства. Запасы сырья, сконцентрированные в техногенных минеральных объектах, исчисляются сотнями миллионов тонн и могут служить дополнительным источником получения металлов и другой продукции.

В непосредственной близости от месторождения Кальмакыр расположено месторождение Дальнее, немногим уступая первому по значимости, что дает право рассматривать его как вторую после Кальмакыра сырьевую базу комбината. По составу полезных компонентов в рудах месторождение Дальнее аналогично Кальмакырскому. Запасы месторождения могут рассматриваться как резерв для восполнения выбывающих мощностей Кальмакырского и Сары-Чекинских карьеров ориентировочно в начале 30-х годов XXI века. В целом можно сделать вывод, что медно-порфировые месторождения Алмалыкского рудного района в состоянии обеспечить сырьем медное производство комбината на многие десятилетия.

Все отработываемые ныне месторождения отличаются друг от друга масштабами, составом полезных компонентов и их качеством, условиями залегания и многим другим. Действуя в столь разнообразной горно-геологической и производственной обстановке, горные подразделения АГМК накопили значительный опыт в решении возникавших технологических проблем.



Массовый взрыв в карьере



Железнодорожные пути карьера «Кальмакыр»

Горные работы

Месторождение Кальмакыр

Добыча руды ведется открытым способом. Карьер «Кальмакыр», построенный на базе одноименного месторождения, по своей величине выделяется не только в Узбекистане, но и среди родственных предприятий других стран СНГ. Строительство рудника начато в 1954 г. по проекту института Гипроруда. Первый

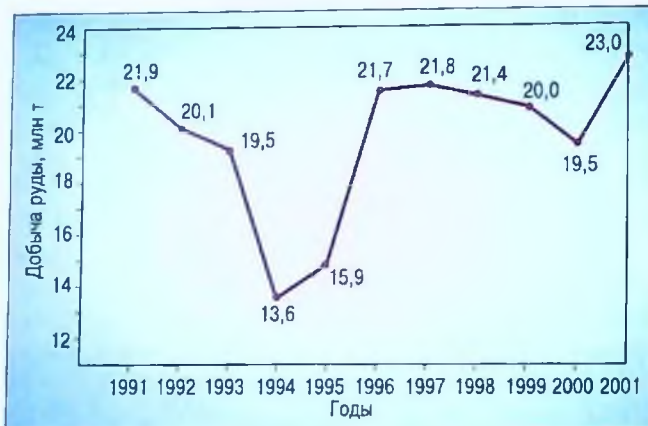


Рис. 1. Динамика добычи руды на карьере «Кальмакыр»



Погрузка горной массы на автотранспорт

проект неоднократно корректировался институтом Гипроцветмет.

По действующему проекту (1985 г.) годовая производительность карьера по руде составляет 27 млн т, по горной массе — 35 млн м³. Параметры карьера: длина — 3750 м, ширина — 2000 м, максимальная глубина — 660 м. Углы наклона бортов 32–38°. Приток подземных вод — 500–650 м³/ч. Карьеры отработывают уступами высотой 15–22,5 м.

Применяется транспортная система разработки с вывозкой пород вскрыши на внешние отвалы. Исходя из рельефа местности, вскрытие верхних горизонтов произведено полутраншеями. Каждый рабочий уступ имеет самостоятельный железнодорожный заезд по тупиковой схеме. Нижние горизонты карьера вскрываются разрезными траншеями с транспортированием горной массы автосамосвалами на внутрикарьерные перегрузочные пункты, от них горная масса вывозится железнодорожным транспортом.

Рудник оснащен современным горнотранспортным оборудованием, производимым в основном в странах СНГ. Основной объем горной массы выдается из карьера электрифицированным железнодорожным транспортом. Парк буровой техники представлен станками СБШ-250МН и станками нового поколения РД-10 Воронежского завода. Зарядание скважин до 1997 г. велось рассыпными тротилсодержащими ВВ практически вручную. После пуска в августе 1997 г. завода по производству эмульсионных ВВ на оборудовании, приобретенном у канадско-американских фирм, и закупки специальных зарядных машин зарядание скважин было полностью механизировано.

Добыча руды в карьере была начата в 1956 г.; объем добычи достиг своего максимума — 26 млн т в 1987 г., а объем вскрышных пород (14,5 млн м³) — в 1989 г. За период 1956–2001 гг. добыто 783 млн т руды, из которой извлечено 4018,6 тыс. т меди, вывезено 420,5 млн м³ вскрышных пород.

В работе карьера были свои трудности, обусловленные как внутренними, так и внешними (в большей мере) причинами: отставанием в строительстве и реконструкции рудника.



Карьер «Сары-Чеку»

ника, неритмичной поставкой материалов и оборудования, нехваткой подвижного состава, неудовлетворительным состоянием путевого хозяйства. В 1993–1995 гг. объем годовой добычи руды снизился до 50–60 % от ранее достигнутого уровня. Несмотря на сложность обстановки, коллектив рудника нашел в себе силы пережить этот тяжелый период и к 2001 г. довести объемы добычи до уровня, близкого к достигнутому в лучшие годы (рис. 1).

Месторождение Сары-Чеку

Сары-Чекинское медно-молибденовое месторождение по своим масштабам значительно уступает Кальмакырскому, тем не менее это ощутимая прибавка в производстве меди. Руда месторождения по составу полезных компонентов аналогична кальмакырской, но содержит значительно меньше золота и больше меди в расчете на тонну. Месторождение нагорно-глубинного типа расположено в 23 км юго-восточнее г. Алмалыка и связано с ним железнодорожной и шоссейной дорогами.

Широкомасштабные разведочные работы проведены в 1955–1968 гг. Первый проект разработки месторождения составлен институтом Гипроруда в 1965 г. Первоначальный проект разработки неоднократно корректировался в сторону увеличения производственной мощности карьера. В основу действующего в настоящее время проекта (Гипроцветмет, 1995 г.) положены запасы, подсчитанные по новым кондициям. Это позволило значительно расши-

рить границы карьера и вовлечь в отработку дополнительные запасы руды.

Применяемое оборудование: буровые станки СБШ-250МН; экскаваторы ЭКГ-5; ЭКГ-8; ЭКГ-10; автосамосвалы БелАЗ грузоподъемностью 80 т. Карьер обрабатывается уступами высотой 15 м. Вскрытие нагорных горизонтов осуществлено полутраншеями с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы автотранспортом. Нижние горизонты вскрываются внутренними траншеями со спиральной формой трассы. В дополнение к действующему проекту в 1997 г. разработана схема складирования пород вскрыши в ранее отработанную часть карьера. Руду транспортируют автосамосвалами на расстояние 4 км до перегрузочного пункта, откуда ее железнодорожным транспортом доставляют на обогатительную фабрику комбината.

Добыча руды в карьере была начата в 1974 г. Месторождение обрабатывалось весьма интенсивно с перекрытием проектных мощностей по руде в 1,3–1,4 раза. Максимальный объем добычи руды в 5635 тыс. т был достигнут в 1986 г. После глубокого спада в 1995 г. добыча руды в карьере стабилизировалась на уровне 2,25 млн т в год (рис. 2). Карьер отличается высокой ритмичностью в работе, эффек-

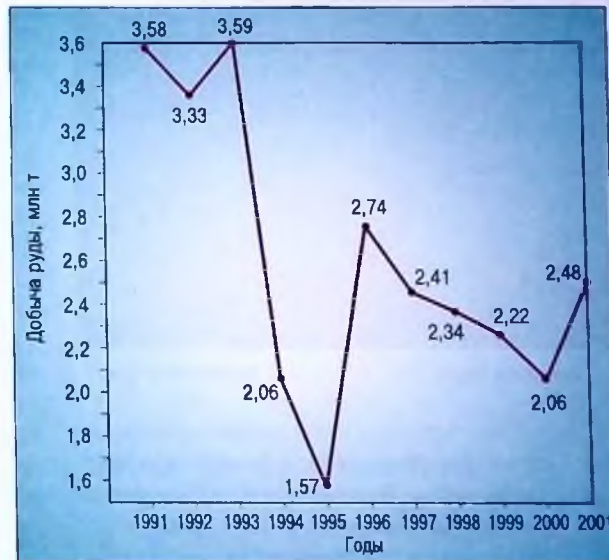


Рис. 2. Динамика добычи руды на карьере «Сары-Чеку»



В рабочей зоне карьера



Железнодорожные пути карьера «Кальмакыр»

Горные работы

Месторождение Кальмакыр

Добыча руды ведется открытым способом. Карьер «Кальмакыр», построенный на базе одноименного месторождения, по своей величине выделяется не только в Узбекистане, но и среди родственных предприятий других стран СНГ. Строительство рудника начато в 1954 г. по проекту института Гипроруда. Первый

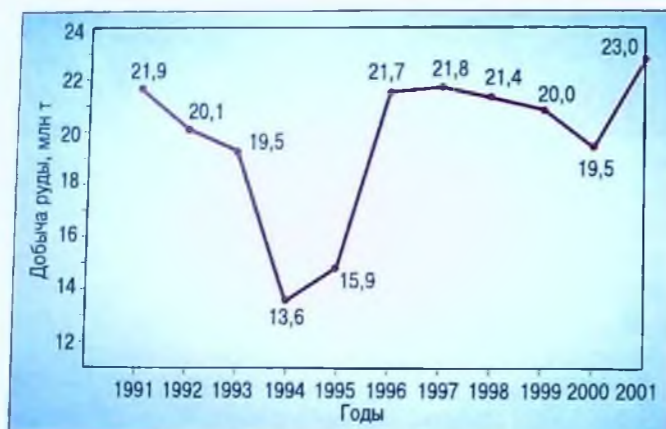


Рис. 1. Динамика добычи руды на карьере «Кальмакыр»



Погрузка горной массы на автотранспорт

проект неоднократно корректировался институтом Гипроцветмет. По действующему проекту (1985 г.) годовая производительность карьера по руде составляет 27 млн т, по горной массе — 35 млн м³. Параметры карьера: длина — 3750 м, ширина — 2000 м, максимальная глубина — 660 м. Углы наклона бортов 32–38°. Приток подземных вод — 500–650 м³/ч. Карьер отработывают уступами высотой 15–22,5 м.

Применяется транспортная система разработки с вывозкой пород вскрыши на внешние отвалы. Исходя из рельефа местности, вскрытие верхних горизонтов произведено полутраншеями. Каждый рабочий уступ имеет самостоятельный железнодорожный заезд по тупиковой схеме. Нижние горизонты карьера вскрываются разрезными траншеями с транспортированием горной массы автосамосвалами на внутрикарьерные перегрузочные пункты, от них горная масса вывозится железнодорожным транспортом.

Рудник оснащен современным горнотранспортным оборудованием, производимым в основном в странах СНГ. Основной объем горной массы выдается из карьера электрифицированным железнодорожным транспортом. Парк буровой техники представлен станками СБШ-250МН и станками нового поколения РД-10 Воронежского завода. Зарядание скважин до 1997 г. велось рассыпными тротилсодержащими ВВ практически вручную. После пуска в августе 1997 г. завода по производству эмульсионных ВВ на оборудовании, приобретенном у канадско-американских фирм, и закупки специальных зарядных машин зарядание скважин было полностью механизировано.

Добыча руды в карьере была начата в 1956 г.; объем добычи достиг своего максимума — 26 млн т в 1987 г., а объем вскрышных пород (14,5 млн м³) — в 1989 г. За период 1956–2001 гг. добыто 783 млн т руды, из которой извлечено 4018,6 тыс. т меди, вывезено 420,5 млн м³ вскрышных пород.

В работе карьера были свои трудности, обусловленные как внутренними, так и внешними (в большей мере) причинами: отставанием в строительстве и реконструкции руд-



Карьер «Сары-Чеку»

ника, неритмичной поставкой материалов и оборудования, нехваткой подвижного состава, неудовлетворительным состоянием путевого хозяйства. В 1993–1995 гг. объем годовой добычи руды снизился до 50–60 % от ранее достигнутого уровня. Несмотря на сложность обстановки, коллектив рудника нашел в себе силы пережить этот тяжелый период и к 2001 г. довести объемы добычи до уровня, близкого к достигнутому в лучшие годы (рис. 1).

Месторождение Сары-Чеку

Сары-Чекинское медно-молибденовое месторождение по своим масштабам значительно уступает Кальмакырскому, тем не менее это ощутимая прибавка в производстве меди. Руда месторождения по составу полезных компонентов аналогична кальмакырской, но содержит значительно меньше золота и больше меди в расчете на тонну. Месторождение нагорно-глубинного типа расположено в 23 км юго-восточнее г. Алмалыка и связано с ним железнодорожной и шоссейной дорогами.

Широкомасштабные разведочные работы проведены в 1955–1968 гг. Первый проект разработки месторождения составлен институтом Гипроруда в 1965 г. Первоначальный проект разработки неоднократно корректировался в сторону увеличения производственной мощности карьера. В основу действующего в настоящее время проекта (Гипроцветмет, 1995 г.) положены запасы, подсчитанные по новым кондициям. Это позволило значительно расши-

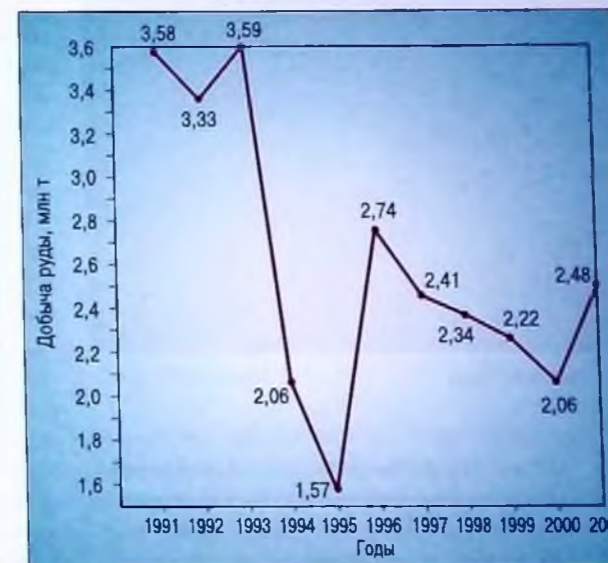


Рис. 2. Динамика добычи руды на карьере «Сары-Чеку»



В рабочей зоне карьера

рить границы карьера и вовлечь в отработку дополнительные запасы руды.

Применяемое оборудование: буровые станки СБШ-250МН; экскаваторы ЭКГ-5; ЭКГ-8; ЭКГ-10; автосамосвалы БелАЗ грузоподъемностью 80 т. Карьер отработывается уступами высотой 15 м. Вскрытие нагорных горизонтов осуществлено полутраншеями с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы автотранспортом. Нижние горизонты вскрываются внутренними траншеями со спиральной формой трассы. В дополнение к действующему проекту в 1997 г. разработана схема складирования пород вскрыши в ранее отработанную часть карьера. Руду транспортируют автосамосвалами на расстояние 4 км до перегрузочного пункта, откуда ее железнодорожным транспортом доставляют на обогатительную фабрику комбината.

Добыча руды в карьере была начата в 1974 г. Месторождение отработывалось весьма интенсивно с перекрытием проектных мощностей по руде в 1,3–1,4 раза. Максимальный объем добычи руды в 5635 тыс. т был достигнут в 1986 г. После глубокого спада в 1995 г. добыча руды в карьере стабилизировалась на уровне 2,25 млн т в год (рис. 2). Карьер отличается высокой ритмичностью в работе, эффек-



Готовая продукция медеплавильного завода — катодная медь

тивным использованием оборудования и высокой культурой ведения горных работ.

За период 1974–2001 гг. в карьере добыто 105,6 млн т руды, из которой извлечено 678,7 тыс. т меди; заскладировано в отвалы 122,7 млн м³ вскрышных пород.

Месторождение Уч-Кулач

Уч-Кулачское свинцово-цинк-баритовое месторождение расположено на территории Джизакской области Узбекистана, в 75 км от г. Джизака и в 300 км от г. Алмалыка. Рельеф местности — слабо всхолмленная равнина с абсолютными отметками +240...+310 м. Запасы месторождения представлены двумя участками: Центральный — с весьма низкой ценностью руд и Дальний — наиболее перспективный и пригодный для разработки. Основные полезные компоненты — свинец, цинк, барит, попутные — серебро, кадмий, сера пиритная.

Техническим проектом Средазнипроцветмета (1979 г.) предусмотрена комбинирован-

ная разработка месторождения: верхние горизонты отрабатываются открытым способом, нижние — подземным. Проектные размеры карьера 1240x600x 325 м (отметка дна -20 м), высота уступов 10 м, производительность по руде 1,1 млн т в год. Срок существования карьера 20 лет. Вскрытие рабочих

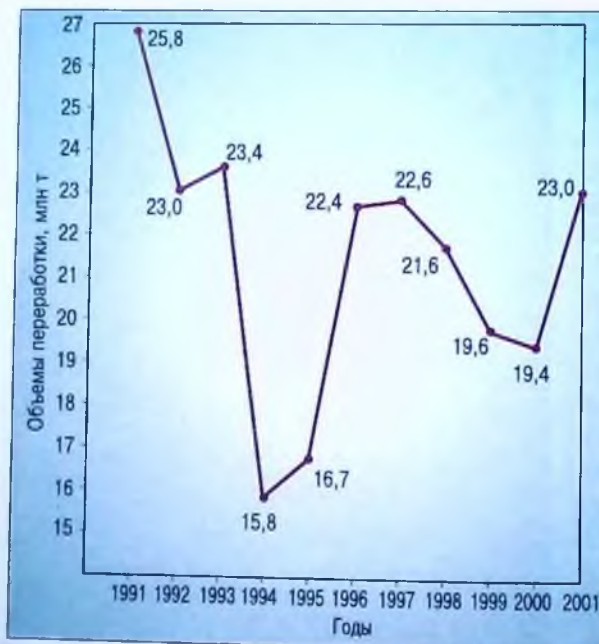


Рис. 3. Динамика объемов переработки руд на медной обогатительной фабрике

горизонтов — внутренними траншеями со спиральной формой трассы. Основное оборудование: буровые станки СБШ-250МН, экскаваторы ЭКГ-5 и ЭКГ-10; технологический транспорт — автосамосвалы БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т. Вскрышные породы и некондиционные руды вывозятся во внешние отвалы, часть вскрышных пород, пригодных для производства щебня, складирована в специальные отвалы.

Строительство рудника начато в 1979 г., первые мощности по руде на 500 тыс. т в год были введены в 1982 г. За 1983–1997 гг. добыто и отгружено на СОФ 12 млн т руды, из нее получено свинца — 187,6 тыс. т и цинка — 186,1 тыс. т; выдано из карьера 44,3 млн м³ вскрышных пород. Разработка месторождения велась с перекрытием проектной производительности по руде на 20–25 %, и уже в 1988 г. возникла необходимость восполнения в 2000–2002 гг. выбывающих мощностей путем вовлечения в отработку подземным способом запасов нижних горизонтов; в том же году было принято решение о строительстве подземного рудника.

Институтом Средазнипроцветмет составлен проект вскрытия месторождения, глубина подземной разработки определена в 340 м ниже дна карьера (до отметки -360 м). Строительство рудника начато в 1991 г. проходкой трех вертикальных стволов: скипового, вспомогательного и вентиляционного глубиной 710, 728 и 515 м соответственно, а также наклонного съезда длиной 2900 м для доставки самоходного оборудования в горные выработки.

Это месторождение сыграет в будущем ведущую роль в обеспечении Узбекистана собственным сырьем для производства свинца, цинка, кадмия.

Переработка руд

Медная обогатительная фабрика

Запроектированная институтом Механобр фабрика пущена в эксплуатацию в 1961 г. для переработки медно-молибденовых руд Кальмакырского и Сары-Чекинского месторождений. В настоящее время она работает в основном на рудах карьера «Кальмакыр» (рис. 3).

В составе фабрики два драбильных отделения: крупного

дробления, оснащенное тремя конусными дробилками ККД-1500/180 производительностью до 15 млн т руды в год каждая, и мелкого и среднего дробления с числом средних КСД-2200 и КСД-3000 и мелких КМД-2200 и КМД-3000 дробилок (34 шт.) общей производительностью до 29 млн т руды в год. В главном корпусе фабрики имеется 10 технологических секций, оснащенных шаровыми мельницами размером 3,6x4; 3,6x5 и 4,5x6 м, а также флотационными машинами с вместимостью камер 6,3, 12,5 и 16 м³. Измельченная руда обогащается флотацией. Коллективный концентрат подвергается селективной флотации с получением медного концентрата и молибденового промпродукта.

Медный концентрат после сгущения, обезвоживания и сушки направляется на собственный медеплавильный завод. Молибденовый промпродукт отгружается на Чирчикский комбинат тугоплавких и жаропрочных металлов. Отходы фабрики — хвосты направляются с помощью гидротранспорта на хвостохранилище, расположенное на расстоянии 12 км от фабрики.

Свинцово-цинковая обогатительная фабрика

Фабрика пущена в эксплуатацию в 1954 г. для обогащения свинцово-цинковых руд Алтын-Топканского, Кургашинканского и впоследствии Уч-Кулачского месторождений. Оно велось по коллективной схеме флотации с получением



Золото Алмалыка

свинцово-цинкового концентрата с последующей селекцией его на свинцовый и цинковый концентраты. Цинковый концентрат после сгущения подавался по пульпопроводу и перерабатывался на цинковом заводе АГМК, свинцовый концентрат являлся товарной продук-

цией и направлялся для окончательной переработки в г. Шымкент (Казахстан).

На фабрике имеются следующие подразделения: дробильный цех, оборудованный двумя щековыми дробилками для среднего и мелкого дробления; цех измельчения и флотации, состоящий из шести технологических секций и отделения селективной коллективной свинцово-цинкового концентрата, в цехе установлено 16 шаровых мельниц размером 3,2x3,8 м и действуют флотомашин с камерами объемом 3,2 м³; фильтровальное отделение для фильтрации ранее получаемого свинцового концентрата, состоящее из четырех вакуумных дисковых фильтров с площадью фильтрации 30 м² каждый. Отвальные хвосты складываются в хвостохранилище, находящееся на расстоянии 12 км от фабрики.

В последние годы фабрика переведена на переработку медных руд Сары-Чекинского месторождения (рис. 4). Получаемый коллективный медно-молибденовый концентрат направляется для селективной переработки на медную обогатительную фабрику АГМК.



Свинцово-цинковая обогатительная фабрика

Металлургический комплекс

Медеплавильный завод

Завод пущен в эксплуатацию в 1964 г. и в настоящее время имеет следующие подразделения:

металлургический цех — оснащен отражательной печью мощностью до 50 тыс. т черновой меди в год, печью кислородно-факельной плавки мощностью 65 тыс. т в год, четырьмя горизонтальными поворотными конвертерами вместимостью 75 т каждый, двумя анодными поворотными печами вместимостью 200 т каждая;

медеелектролитный цех, оснащенный электролитными ваннами производительностью 147 тыс. т катодной меди в год;

цех аффинажа золота и серебра (а также селена и теллура);

шламово-купоросный цех с годовой производительностью 7 тыс. т медного купороса;

два сернокислотных цеха для утилизации отходящих металлургических газов мощностью 540 тыс. т серной кислоты в год.

Объемы производства меди на заводе показаны на рис. 5.

Цинковый завод

Завод пущен в эксплуатацию в 1970 г. Производственная мощность завода по выпуску металлического цинка — до 120 тыс. т в год. Завод был рассчитан на производство 20–25 тыс. т цинка из месторождений, обрабатываемых комбинатом, и 100 тыс. т цинка из привозных концентратов. В настоящее время, в связи с переводом свинцово-цинковой обогатительной фабрики на переработку только медно-молибденовых руд, завод на условиях толлинга перерабатывает привозные цинковые концентраты из стран СНГ и других государств. Кроме металлического цинка, выпускаются металлический кадмий, серная кислота, свинец и медь в полуфабрикатах, цинковый купорос.

Завод состоит из обжигового цеха, оборудованного четырьмя печами кипящего слоя; цеха выщелачивания, включающего 22 реактора и 18 сгустителей; цеха электролиза и плавильного отделения для получения чушкового цинка; вельц-цеха для вельцевания цинковых кеков

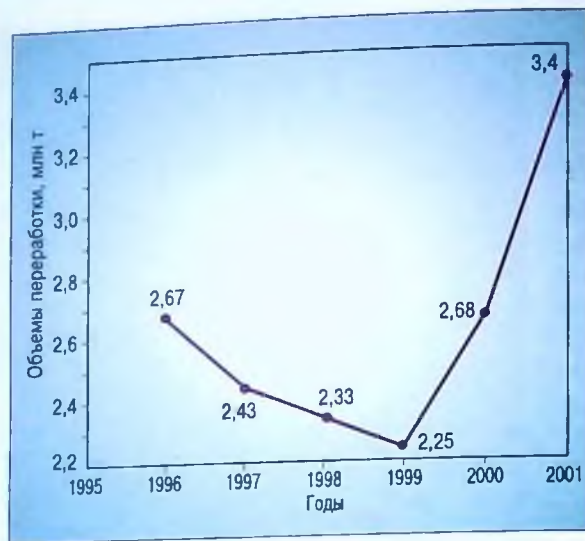


Рис. 4. Динамика объемов переработки медно-молибденовых руд на свинцово-цинковой обогатительной фабрике

и получения возгонов; сернокислотного цеха, работающего на отходящих газах, производительностью 140 тыс. т серной кислоты в год; кадмиевого цеха с годовой производительностью 560 т кадмия и 5 тыс. т цинкового купороса.

Перспективы развития комбината

В 1994 г. институт Гипроцветмет по заданию АГМК выполнил работу «Технико-экономические расчеты развития Алмалыкского горно-металлургического комбината на основе применения передового опыта и высокоэффективного оборудования на горных работах, обогащении и металлургии (концепция развития медного производства на период 1995–2015 гг.)». На базе этого документа была разработана программа комплексного и эффективного развития производства экспортно-ориентированной продукции ОАО «Алмалыкский ГМК» на 2002–2006 гг. Она предусматривает наращивание производства медной продукции с повышенной добавлен-

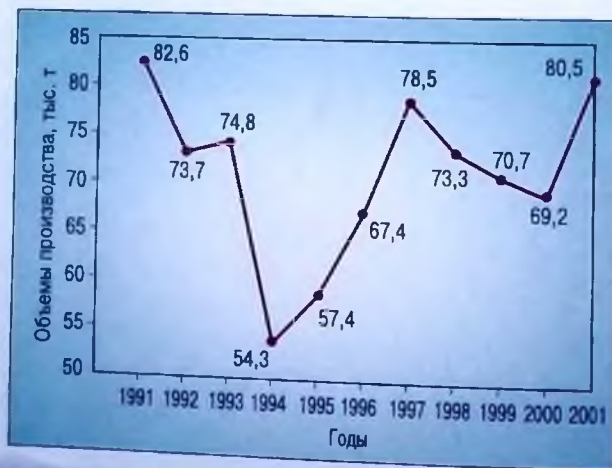


Рис. 5. Динамика производства черновой меди на медеплавильном заводе

ной стоимостью, а также ценных и драгоценных металлов. Формирование базы металлургического производства свинца металлургического, улучшение экологии в Ташкентском регионе путем модернизации и технологического обновления производства. В программе охарактеризовано сырьевое, технологическое и техническое состояние производств, определены перспективы развития комбината.

Медное производство

Базовыми инвестиционными проектами здесь являются: строительство дробильно-конвейерного комплекса на карьере «Кальмакыр»;

установка мельницы полусамоизмельчения объемом 455 м³ и флотомашин большей единичной мощности;

перевод производства на современную автогенную плавку и реконструкция медеплавильного завода с комплексом природоохранных мероприятий;

капитально-восстановительный ремонт с обновлением основного и вспомогательного технологического действующего оборудования;

модернизация и техническое перевооружение энергетических и инженерных объектов.

Строительство дробильно-конвейерного комплекса на карьере «Кальмакыр». Технология разработки Кальмакырского месторождения проектировалась в 50-е годы, и дальнейшее наращивание производительности карьера при сохранении существующей транспортной схемы невозможно, так как уход горных работ на глубину приводит к превышению предельно допустимого уклона и сужению радиуса поворота железнодорожных путей.

С целью сокращения затрат на транспортирование горной массы и улучшения экологической ситуации предусматривается реконструкция транспортной коммуникаций и сооружение на карьере высокопроизводительного дробильно-конвейерного комплекса. Для дробления горной массы непосредственно на карьере предусматриваются полумобильные (передвижные) дробильно-погрузочные агрегаты, перемещение которых ведется по обычным карьерным автодорогам специально

ничным транспортом с автономным приводом.

Ввод в действие данного объекта позволит увеличить добычу медной руды на 10 млн т ежегодно. Строительство I очереди дробильно-конвейерного комплекса намечено завершить к 2007 г.

Установка мельницы полусамозмельчения объемом 455 м³ и флотационных машин большей единичной мощности. В 2001 г. на медной обогатительной фабрике переработано 23 млн т руды, производственные мощности использовались на 79%. На 2002 г. предусмотрено переработать 23,58 млн т руды.

Фабрика построена в три очереди. Первые две очереди были сданы в составе девяти секций со своим дробильным цехом и третья очередь — в составе одной секции в виде отдельного дробильно-обогательного комплекса (ДОК). Последний подлежит реконструкции на основе импортного высокопроизводительного оборудования. Предусматривается использовать мельницы полусамозмельчения (объемом 455 м³) компании «Сведала» (Швеция) и песковые насосы «Варман» (Германия). При этом будут применены конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180 и — на первом этапе — действующие шаровые мельницы МШЦ-4,5х6. Это позволит вывести из эксплуатации малопроизводительное оборудование отделения среднего и мелкого дробления, отделение грохочения, а также 40 единиц ленточных конвейеров.

Помимо реконструкции дробильно-обогательного комплекса предполагается реконструировать флотационное отделение второй очереди фабрики на базе флотационных машин с вместимостью камер 127 м³. Ведется технологическая и проектная проработка вопроса углубленной переработки молибденового концентрата. Завершение реконструкции ДОК и флотационного отделения позволит довести проектную мощность фабрики по переработке медной руды до 36 млн т в год. Завершение реконструкции намечено на 2006 г.

Перевод производства на современную автогенную плавку и реконструкция медеплавильного завода с комплексом природоохранных мероприятий. В металлургическом производстве медной продукции работает морально устаревшая отражательная печь. В настоящее время проводится реконструкция металлургичес-

кого цеха на базе внедрения автогенной плавки медных концентратов, при этом неэффективно действующая плавка концентратов в отражательной печи будет прекращена. Ввод процесса автогенной плавки позволит повысить извлечение серы в серную кислоту с 60 до 95% и включить в переработку оборотные продукты (клинкер цинкового завода, технологическую пыль, конвертерные шлаки, медьсодержащие продукты), при этом выбросы сернистого ангидрида снизятся. Завершение работ ожидается в 2006 г.

Капитально-восстановительный ремонт с обновлением основного и вспомогательного технологического оборудования является обязательным условием поддержания производственных мощностей предприятия. Капитально-восстановительный ремонт будет проводиться ежегодно в течение 5 лет с завершением в 2006 г.

Модернизация и техническое перевооружение энергетических и инженерных объектов. В настоящее время годовое потребление электроэнергии всеми объектами комбината составляет 1,8 млрд кВт. Электроснабжение реконструируемой медной обогатительной фабрики — основного потребителя электроэнергии — обеспечивается действующими главными понижающими подстанциями ГПП-110/6 кВ № 1, 2, 3 и вновь строящейся ГПП-110/6 кВ у новых корпусов. Развитие электроснабжения комбината в целом предусмотрено программой расширения производства медной и сопутствующей продукции АГМК. В программе также решаются вопросы теплоснабжения комбината.

Предусмотрен ряд мер по энергетическим и инженерным объектам, обеспечивающим основное производство. Так, намечена реконструкция ремонтно-механического завода. С вводом его в эксплуатацию увеличится выпуск стального и чугунного литья, нестандартного оборудования и металлоконструкций. Благодаря расширению и техническому перевооружению теплоэнергоцентрали улучшится обеспечение энергоносителями промышленных цехов комбината и населения г. Алмалыка. Расширение и реконструкция известкового завода позволят довести годовую переработку известняка до 75 тыс. т и обеспечить известью новые мощности.

Свинцово-цинковое производство

Существенных изменений в технологии цинкового завода не предусматривается, планируются проведение капитально-восстановительного ремонта, модернизация и техническое перевооружение.

Одним из приоритетных направлений развития комбината является организация производства металлического свинца. В этом направлении американской фирмой INTEGRA GROUP разрабатывается ТЭО комплекса рудосортировки свинцово-цинковых руд. Предварительные исследования эффективности обогащения Уч-Кулачских руд методом, предложенным указанной фирмой, дали положительные результаты; при этом повышается содержание металлов в руде, что позволяет уменьшить объем транспортирования руд на свинцово-цинковую обогатительную фабрику в два раза. Фирма «Механобр-Инжиниринг» (г. Санкт-Петербург) прорабатывает шесть вариантов ТЭО строительства свинцово-цинк-баритовой обогатительной фабрики как непосредственно на площадке карьера «Уч-Кулач», так и на пристройке к существующей свинцово-цинковой фабрике в г. Алмалыке; по результатам анализа этих вариантов будет принято окончательное решение о месте расположения фабрики. Институтом Гипроцветмет (г. Москва) ведется разработка ТЭО строительства свинцового завода. Проектирование, строительство и ввод в эксплуатацию завода намечается в 2004 г.

Программой комплексного развития АГМК предусматриваются ведение вскрышных работ на карьере «Уч-Кулач», капитально-восстановительный ремонт для поддержания карьера в рабочем состоянии. Начиная с 2004 г. намечается осуществлять добычу свинцово-цинковых руд с дальнейшей переработкой и выпуском свинца и цинка металлического.

Для коллектива Алмалыкского ГМК переход к рыночным отношениям, складывался далеко не просто. Однако в результате усилий многочисленного коллектива предприятия, благодаря поддержке Президента Республики Узбекистан И. А. Каримова и возглавляемого им Кабинета Министров, успешно реализуется долгосрочная программа, которая позволит выйти комбинату в ближайшие годы на высокие рубежи, и поэтому мы с уверенностью и оптимизмом смотрим в будущее.

УДК 622.33(575.1)

Угольная промышленность Узбекистана: этапы становления и пути развития



А. И. Клименко,
генеральный директор
АО «Уголь»,
канд. техн. наук



В. Р. Рахимов,
зав. кафедрой
ТашГУ, академик
АН РУз, проф.,
д-р техн. наук



В. А. Кяро,
начальник
технического
управления
АО «Уголь»

Общая ситуация в отрасли

Устойчивое снабжение народного хозяйства Узбекистана энергией и топливом является одним из важнейших факторов успешной реализации экономических и социальных преобразований, осуществляемых в стране. Стабильный рост потребности в энергоносителях предопределен экономическим развитием республики.

Уголь относится к числу основных энергоносителей органического происхождения после природного газа и нефти. В последние годы угольная промышленность Узбекистана полностью обеспечивает потребность республики в угле, исключен его завоз извне, годовой объем добычи составляет около 3 млн т. Однако ориентация энергетики страны на увеличение доли угля в топливном балансе требует роста добычи угля до 9,4 млн т в 2010 г.

Уголь в республике потребляют электроэнергетика, другие отрасли промышленности, 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 (рис. 1). Ангренское месторождение бурого угля отрабатывают

четыре предприятия: открытым способом — разрезы «Ангренский» и «Апартак», подземным — шахта № 9, способом подземной газификации угля (ПГУ) — станция «Подземгаз» (рис. 2). Разработка Шаргунского и Байсунского месторождений каменного угля ведется подземным способом, соответственно шахтами «Шаргунская» и «Байсунская». Стабильной работе и возможностям дальнейшего прогресса угледобывающей отрасли республики благоприятствует развитая инфраструктура районов добычи. Как правило, это промышленно развитые районы с высокой плотностью населения, квалифицированной рабочей силой и разветвленной сетью транспортных коммуникаций.

Угольная отрасль страны в своем развитии претерпела три этапа. Становление угольной отрасли Узбе-

кистана ознаменовалось началом промышленного освоения Ангренского месторождения — крупнейшего в Центральной Азии, открытого до начала Второй мировой войны. Эксплуатация месторождения началась в 1940–1943 гг. подземным способом с заложением шести шахт. Строительство угольного разреза было начато в 1941 г. В качестве землеройной техники использовались несовершенные и малопродуктивные паровые экскаваторы на железнодорожном ходу с ковшом вместимостью 1–1,25 м³ фирмы «Марион» (США), транспортные средства отечественного производства грузоподъемностью 1,5–2 т с ручной разгрузкой.

В 1948 г. Ангренский разрез был сдан в эксплуатацию, и эту дату считают началом развития угольной промышленности Узбекистана, так как разрез является основным и крупнейшим угледобывающим пред-



Административное здание АО «Уголь» в г. Ташкенте

Листая страницы истории...

- 1932 г. Получены первые сведения о наличии запасов угля на Ангренском месторождении.
- 1940 г. Начаты геологоразведочные работы на уголь; пройдена скважина, вскрывшая угольную залежь. Принято правительственное решение о строительстве в г. Ангрене угольных предприятий.
- 1941–1943 гг. Осуществлена закладка шести шахт — № 1, 2, 3, 8, 9, 2-бис.
- 1941 г. Принято постановление «О строительстве угольного разреза в Ангренском угольном бассейне». Открыто Шаргунское месторождение каменного угля. Добыто за год около 15 тыс. т угля.
- 1942 г. Сдана в эксплуатацию шахта № 1 — первое в Узбекистане действующее предприятие по добыче угля. Отправлен в Ташкент первый эшелон с углем. Добыто за год 29,5 тыс. т угля.

приятием республики. В этом же году была введена в эксплуатацию шахта № 9. Разрез с момента сдачи в эксплуатацию (1948–2001 гг.) дал свыше 180 млн т угля, более 30 млн т добыто на шахте № 9.

Первый этап технического перевооружения угольного разреза приходится на 1954–1965 гг. В работе к тому времени находились первые отечественные экскаваторы СЭ-3 (УЗТМ) и шагающие экскаваторы. В этот период обновился парк экскаваторов; на разрез поступили мехлопаты с удлиненным оборудованием; были заменены конвейерные линии доставки угля на более мощные конвейеры КРУ-350, КРУ-300, КЛ-150, ЛКУ-250; внедрены высокопроизводительные буровые станки ВТО-2, УШВТ-М, СВБ-2, СБШ-250. Было создано новое отвальное хозяйство, на железнодорожном транспорте паровая тяга заменена электровозной. Все это позволило за период с 1959 по 1965 г. 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 грузоподъемности. Это позволило довести объем добычи угля в 1990 г. до 5,77 млн т с объемом вскрышных работ 50 млн м³.

С обретением страной независимости АО «Уголь» разработало программу дальнейшего поэтапного технического перевооружения угольной отрасли, включающую замену морально и физически устаревшего



Рис. 1. Географическое положение месторождений угля и попутных полезных ископаемых Узбекистана

оборудования и внедрение 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 компаниями, которые более грамотно, тщательно, а главное, комплексно подходят к решению вопросов в горнодобывающей промышленности. Это концерны «Тиссен Крупп» и «МАН ТАКРАФ» — производители и поставщики горнотранспортного оборудования.

Реально оценивая ситуацию в отрасли, можно с уверенностью сказать, что она обладает значительным потенциалом по выпуску конкурентоспособной продукции, в том числе и на экспорт. Страна располагает разведанными запасами угля

в количестве 1900 млн т, в том числе бурого — 1853 млн т, каменного — 47 млн т. Прогнозные ресурсы составляют свыше 7 млрд т, из них каменного угля — 5718 млн т. Большие запасы каменного угля находятся в южных регионах республики — в Сурхандарьинской и Кашкардарьинской областях.

В соответствии с постановлениями Кабинета Министров Республики Узбекистан для обеспечения страны твердым топливом определены направления развития угледобывающей отрасли, приоритетным является добыча угля открытым способом. Ниже они рассмотрены применительно к предприятиям отрасли.

Угольные разрезы

Здесь главным является техническое перевооружение разреза «Ан-

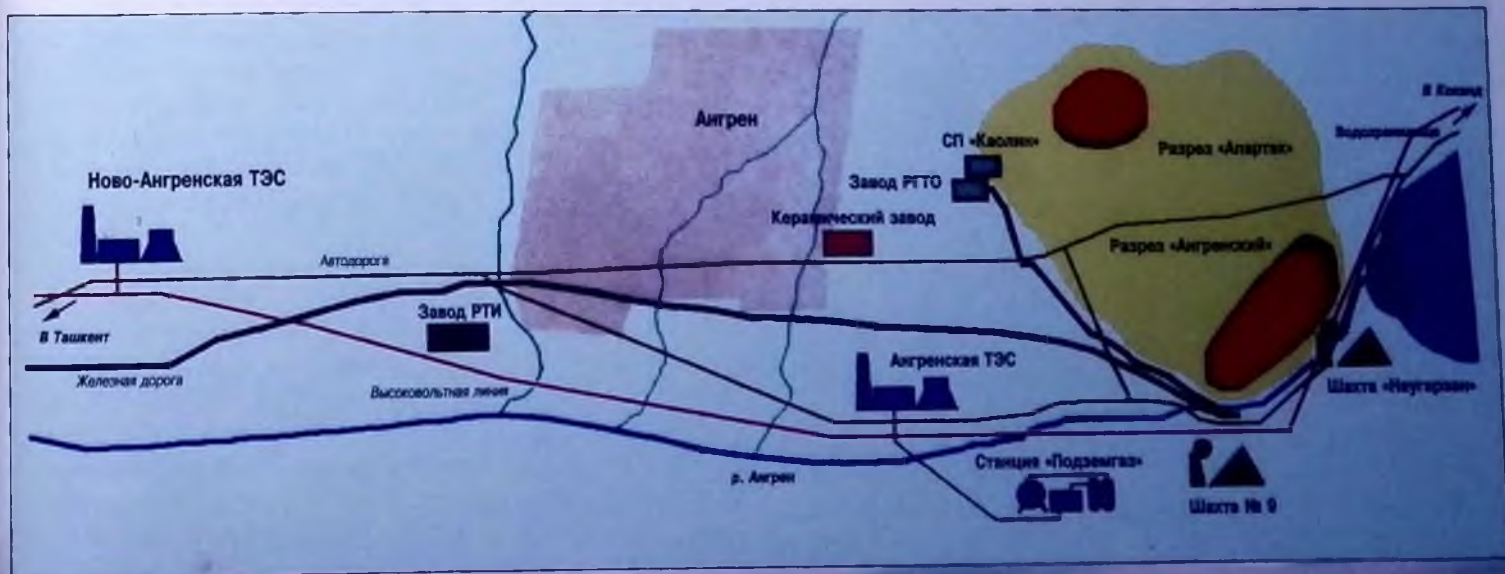


Рис. 2. Схема Ангренской промышленной зоны



Ангренский угольный разрез в начале 50-х годов



Испытание роторного экскаватора на Ангренском разрезе (1960 г.)

Ангренский» с применением поточной и циклично-поточной технологии и современной техники за счет иностранных инвестиций. Проектом технического перевооружения предприятия предусмотрена замена циклической технологии на поточную при отработке 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 от-

работку трех уступов высотой по 11 м на один забойный конвейер и транспортировать породу от забоя до места складирования во внутренний отвал. При этом снизятся затраты на монтаж, демонтаж и передвижку участковых транспортных систем. Кроме того, уменьшение затрат произойдет за счет организации безвзрывной выемки пород и угля. Установка забойных конвейеров на четырех уровнях позволит разделить потоки угля и породы, обеспечить раздельное транспортирование и складирование серых и пестроцветных каолинов во внутренний отвал. Магистральные конвейерные линии, расположенные на южном

борту разреза, сократят протяженность транспортных коммуникаций от забоя до места складирования породы и перегрузки угля на станции Джигиристан.

Уступы, расположенные выше гор. +1010 м и сложенные галечником, намечено обрабатывать по циклично-поточной технологии. Вскрышные породы (галечник) обрабатываются одноковшовыми экскаваторами с погрузкой в автосамосвалы, с вывозкой до полумобильных дробильных установок и с последующим транспортированием конвейерами во внешний отвал, размещаемый к северу от разреза. При складировании породы в отвалы используются отвалообразователи. Применение циклично-поточной технологии позволяет использовать существующий парк экскаваторов и самосвалов, увеличить их производительность и снизить затраты на транспортирование породы и отвалообразование.

Учитывая мировой опыт освоения угольных месторождений, при планировании горных работ на разрезе «Ангренский» предусмотрено максимальное использование выработанного пространства под внутренние отвалы. За время работы разреза с 1947 по 2001 г. вынута свыше 2 млрд м³ породы и угля. Во внутренние отвалы заскладировано около 100 млн т вторичных каолинов, а всего внутри разреза можно разместить около 400 млн м³ вскрыши. Основным сдерживающим фактором в настоящее время является применение железнодорожного транспорта, при котором 40 % площади разреза отведено под транспортные пути и станции.



Ангренский разрез сегодня



Внутренние отвалы разреза

Для использования новых технологий и оборудования на предприятии требуется постепенная замена железнодорожного транспорта на конвейерный. Предусмотрено несколько этапов реконструкции разреза. Все они позволят обеспечить замену циклической технологии на поточную и циклично-поточную технологию для отработки пестроцветных каолинов, серых каолинов, угольных комплексов «Верхний» и «Мощный», галечников, вскрышных пород верхнего яруса северо-западного участка.

АО «Уголь» с 1996 г. решает проблемы обновления технологического оборудования для производства горнодобывающих работ. Как отмечено

выше, в 1996–2000 гг. проведены переговоры с различными компаниями: «Интерконтиненталь Комерс корп.» (США); «Крупп» (Германия); «Сумитомо Корпорейшн» (Япония); «МАН ТАКРАФ», FАM (Германия). По предложению каждой из фирм были разработаны соответствующие ТЭО. В тендере на поставку оборудования для первого этапа технического перевооружения разреза «Ангренский» выиграла фирма «Крупп».

Кроме снижения материальных затрат, техническое перевооружение угольной отрасли позволит улучшить экологическую ситуацию в районе добычных работ. Предусматриваются ежегодное уменьшение отвода земли под возведение внешних отвалов, ежегодное восстановление нарушенной земли за счет отсыпки

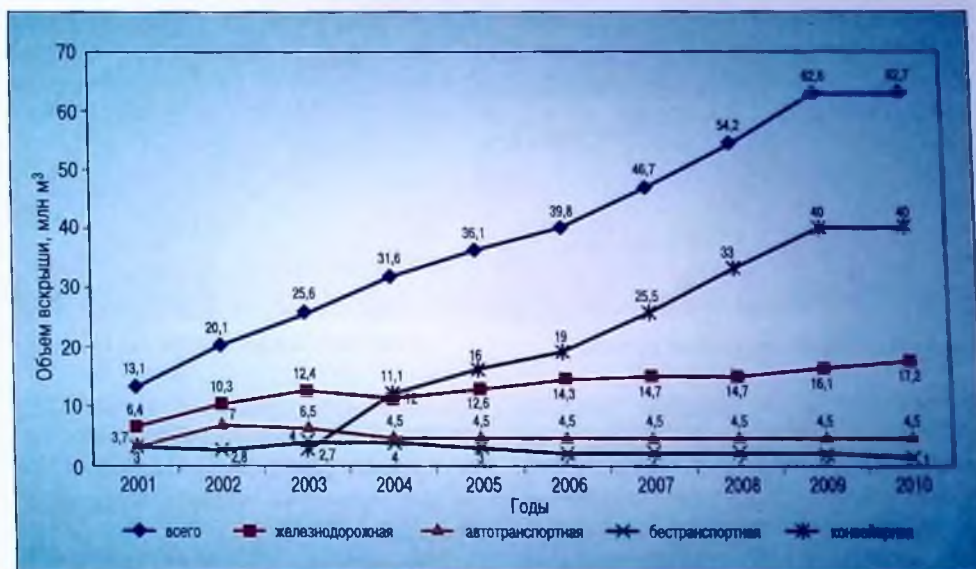


Рис. 3. Прогноз объемов вскрыши по ее видам на период до 2010 г.



Шагающий экскаватор на перевалке вскрышных пород

во внутренние отвалы, снижение выбросов вредных газов и пыли от производства взрывных работ, снижение загрязнения поверхностных вод продуктами ГСМ.

Важен вопрос сохранения и прироста производственной мощности по добыче угля на разрезе. В период его реконструкции для недопущения спада производства требуется замена изношенного парка машин и оборудования, поддержание в рабочем состоянии железнодорожного и конвейерного транспорта, обеспечение устойчивого энергоснабжения разреза. Реконструкция разреза требует большого объема подготовительных работ (перенарезка уступов, монтаж оборудования) и времени на постепенное освоение проектной мощности. Учитывая, что эти работы начались в 2001 г., лишь в



Погрузочный пункт Ангренского разреза

2004 г. будут добыты первые 450 тыс. т угля по новой технологии.

Увеличение объемов добычи угля должно обеспечиваться на действующих участках с использованием существующей технологии, лишь с 2008 г. вся добыча угля на разрезе будет вестись по новой технологии. Ввиду критического состояния горного хозяйства разреза необходимо немедленно приступить к выполнению комплекса мер по остановке падения объемов добычи угля, стабилизации производственной обстановки и наращиванию добычи до 3690 тыс. т к 2005 г. При этом выполняемые работы должны быть увязаны с проектом технического перевооружения.

Предусмотрены структурные изменения в использовании транспорта для вывозки вскрышных пород с сокращением доли автомобильного транспорта с 15 до 2 %, железнодорожного — с 55 до 12 %. Для удаления пород конвейерным транспортом необходимо начать внедрение новой технологии с 2003 г. и дове-

сти объемы конвейерной вскрышной массы до 40 млн м³; бестранспортная вскрыша остается на уровне 2 млн м³ в год, что определено технологией горных работ (рис. 3). Таким образом, на вскрыше и добыче угля предпочтение отдается конвейерному транспорту как наиболее производительному с существенным сокращением затрат на перевозку горной массы.

Развитие конвейерного транспорта будет осуществлено по этапам, в основном за счет кредита иностранного банка. Протяженность конвейерных линий на вскрыше возрастет до 22560 м, начиная с 2002 г. (в 2001 г. она составила 4000 м только на выдаче угля). Внедряемые мероприятия полностью исключают использование автотранспорта на перевозке угля и увеличат производительность труда на добычных работах.

Несмотря на уменьшение доли вскрыши, вывозимой железнодорожным транспортом, объемы перевозок этим видом транспорта составят 6–9 млн м³. При любом виде транспорта угля от забоя до погрузочного пункта разреза его перевозка до станции Ангрен будет осуществляться только по железной дороге. Поэтому предусмотрены приведение в рабочее состояние всего железнодорожного хозяйства, а также реконструкция действующих и строительство новых объектов, способствующих увеличению нагрузки на железнодорожный транспорт.

В 2002–2005 гг. будут осуществлены следующие работы: строительство новых железнодорожных путей, переукладка путей на уступах, реконструкция станции Штольня, строительство путепровода для перевозки породы с верхних вскрышных уступов на дальние отвалы. Необходимо ввести в эксплуатацию дополнительные

Листая страницы истории...

1943 г. Введены в эксплуатацию шахты № 2 и 3. Добыто за год 55 тыс. т угля.

1944 г. Добыто около 100 тыс. т угля.

1947 г. Завершено строительство шахты № 9 и Ангренского угольного разреза.

1948 г. Этапная веха становления угольной промышленности Узбекистана — ввод в эксплуатацию угольного разреза мощностью 1,5 млн т угля в год и шахты № 9 (совместно с шахтой № 2-бис) мощностью 480 тыс. т угля в год.

1954–1957 гг. Проведена первая реконструкция угольного разреза.

1958 г. Введена в эксплуатацию шахта «Шаргуньская» мощностью 400 тыс. т угля в год.

1964 г. Объем добычи угля на шахте № 9 составил более 1 млн т.

1978–1990 гг. Проведена вторая реконструкция разреза «Ангренский».

1990 г. На разрезе «Ангренский» добыто 5,77 млн т угля.

но три внутренних отвала и иметь их в работе не менее пяти. Это вызвано тем, что по новой технологии объем вскрыши, размещаемой во внутренних отвалах, возрастет втрое к 2010 г.

Существующая схема энергоснабжения разреза, состояние электропитающего хозяйства не обеспечивают устойчивой работы машин и механизмов. Большая протяженность и перегруженность линий электропередач приводят к потерям напряжения в сетях и частым отключениям фидеров. Требуется меры, позволяющие уменьшить протяженность воздушных линий, упростить схему и повысить надежность электроснабжения предприятия.

Наращивание объемов добычи угля в период освоения проектной производственной мощности разреза «Ангренский» предусмотрено и за счет реконструкции разреза «Апартак», где имеются благоприятные условия для увеличения добычи угля с 0,2 млн т в 2001 г. до 1,5 млн т в 2010 г. Для этого намечены ежегодное увеличение объемов вскрышных работ с доведением их в 2010 г. до 15 млн м³, а также совершенствование системы энергоснабжения разреза с учетом возрастающей нагрузки. Прирост объемов намечено обеспечить в основном благодаря использованию автомобильного и железнодорожного транспорта. С помощью автотранспорта предусмотрено увеличить вывозку вскрыши с 1,5 млн м³ в 2001 г. до 3,5 млн м³ в 2010 г. Решение этой задачи планируется путем наращивания парка самосвалов и увеличения коэффициента выхода автомашин на линию.

Наряду с развитием автомобильного транспорта на разрезе намечено ввести дополнительно и железнодорожный транспорт с доведением объемов вывозки им вскрыши до 11,5 млн м³ в 2010 г. Для этого предусматривается строительство железнодорожных путей протяженностью 6 км, станции Апартак и соединительных путей с существующими путями широкой колеи протяженностью 7 км в 2002–2004 гг., развитие железнодорожных путей на участках и отвалах длиной 17 км в 2002–2010 гг.

Для обеспечения надежного питания электроэнергией производственных объектов разреза предусмотрены строительство трех линий ВЛ-6 кВ общей протяженностью 6 км, рекон-



Насосная установка станции «Подземгаз»

струкция подстанции Апартак с установкой трансформаторов мощностью 16 тыс. кВ·А, строительство тяговой подстанции.

Угольные шахты

Немаловажной задачей является поддержание производственной мощности на подземных работах.

Шахта № 9 располагает производственными и техническими условиями для сохранения достигнутого уровня добычи угля. Объем подготовительных работ обеспечивает выполнение программы на 2002 г. и на перспективу до 2010 г. Имеется возможность вовлечь в отработку дополнительные запасы угля с низкой его себестоимостью, продлить срок службы предприятия.

На шахте «Шаргуньская» главная задача — подготовка устойчивых запасов угля на гор. +1340 м. Для выполнения ее намечено возобновить проходку штольни № 12 и подготовить участок по добыче угля к 2005 г. Для поддержания производственной мощности шахты в 100 тыс. т в год до подготовки ос-

новного горизонта предусмотрено вовлечение в отработку дополнительных участков шахтного поля.

Учитывая, что основным видом продукции предприятия служат каменноугольные брикеты, намечены дальнейшее совершенствование технологии брикетирования с использованием местного сырья; сокращение завоза связующих материалов из-за пределов области. Это позволит снизить себестоимость производимых брикетов, улучшить качество, повысить их покупательную способность. Другим 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». Поддержание предприятия вызвано необходимостью обеспечения Байсунского района топливом. До настоящего времени рост добычи угля сдерживался удаленностью шахты от железной дороги. Сейчас появились



Скрубберы очистки газа

реальные перспективы развития предприятия в направлении поставки топлива за пределы района в основном для бытовых нужд, а также организации производства активированного угля. Промышленные испытания показали возможность получения этой ценной продукции высокого качества, и целесообразность поставки угля для частичной замены кокса на Бекабадском металлургическом комбинате.

Предприятие подземной газификации угля

Имея в виду, что современная электроэнергетика развивается с учетом Европейской энергетической хартии и Рамочной Конвенции ООН об изменении климата, подписанных большинством стран, в том числе Республикой Узбекистан, и то, что существующие способы сжигания угля на ТЭС не обеспечивают требований экологической безопасности, все передовые угледобывающие страны ориентируются сейчас на производство из угля обогороженного, экологически чистого топлива. В связи с этим разрабатываются долгосрочные программы по энерготехнологиям, предусматривающие кооперацию угледобывающей промышленности и энергетики для создания энергоустановок на месте добычи или переработки угля. При

этом рассматриваются два варианта получения синтетического газа на месте добычи угля: путем его газификации в наземных газогенераторах или путем его подземной газификации (рис. 4).

Подземная газификация угля (ПГУ) является единственным способом безлюдной добычи путем превращения твердого топлива в газообразный энергоноситель непосредственно на месте залегания угольного пласта. Кроме того, ПГУ не только имеет большое социальное значение (освобождение человека от тяжелого подземного труда), но и сопровождается существенными экологическими, энергетическими и экономическими преимуществами по сравнению с традиционными способами разработки угольных месторождений.

Действующая в г. Ангрене с 1961 г. и входящая в состав АО «Уголь» станция «Подземгаз» (с 1995 г. АО «Еростигаз») — самый мощный промышленный объект такого рода, не имеющий на сегодняшний день аналогов в мировой практике. Главное назначение предприятия — переработка бурого угля в энергетический газ с последующим его использованием на Ангренской ТЭС.

Предприятие обрабатывает юго-восточную часть Ангренского бурого угольного месторождения, которая

по технико-экономическим соображениям и горно-геологическим условиям непригодна для отработки открытым и подземным способами. Запасы бурого угля в горном отводе предприятия обеспечивают его работу при объеме производства 300–350 млн м³ газа в год на срок около 150 лет.

Проектная мощность предприятия составляет 2,3 млрд м³ газа в год, или 0,6 млн т в пересчете на уголь. Максимальная производительность достигнута в 1965 г. в объеме 1,4 млрд м³. В последние 8 лет объем производства газа составляет около 300 млн м³ в год (80 тыс. т в пересчете на уголь).

Сорокалетний опыт работы предприятия показал, что способ подземной газификации угля позволяет надежно получать энергетический газ в промышленных масштабах и обеспечивать бесперебойную поставку его потребителю. Вместе с тем, несмотря на ряд, казалось бы, благоприятных факторов (производство и транспортирование удобного вида топлива, потребность энергетики в энергоносителях, близость к потребителю, высокие экономические и экологические характеристики), происходит спад объемов производства продукции. Вызвано это, отчасти, изначальной непригодностью котлоагрегатов Ангренской ТЭС для сжигания газа ПГУ (котлы предназначены для сжигания твердого топлива). Кроме того, значительный износ энергетического оборудования на электростанции не позволяет в течение последних лет потреблять газ ПГУ в объеме более 300 млн м³.

С учетом того, что наращивание производства газа ПГУ обусловлено способностью электростанций потреблять этот вид топлива, возможны следующие варианты развития предприятия. Первый — производство газа ПГУ на действующей станции «Подземгаз» в объеме 300 млн м³ (80 тыс. т в пересчете на уголь) под топливопотребление Ангренской ТЭС на существующих котлоагрегатах. Второй — доведение производства газа ПГУ на станции «Подземгаз» с 300 до 800 млн м³ (200 тыс. т) при техническом перевооружении предприятия под топливопотребление Ангренской ТЭС с учетом ее реконструкции. В дополнение к предыдущему, третий вариант предусматривает производство газа ПГУ на новой станции «Подземгаз».

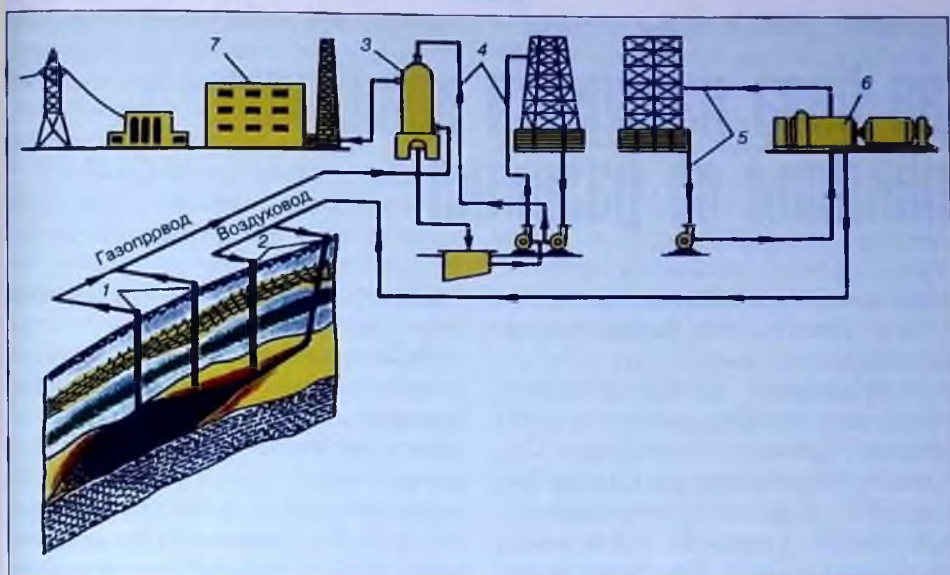


Рис. 4. Схема станции подземной газификации угля:

1 — газотводящие скважины; 2 — дутьевые скважины; 3 — установка для очистки и охлаждения газа; 4 — скрубберный цикл; 5 — цикл охлаждения воздуходувной машины; 6 — воздуходувная машина; 7 — ГРЭС (ТЭС)

на участке Апартак в объеме 6 млрд м³ (1,5 млн т в пересчете на уголь) под топливопотребление Ангреной или Ново-Ангреной ТЭС на парогазовых установках. Итого по третьему варианту производство газа составит 6,8 млрд м³, что эквивалентно добыче 1,7 млн т угля.

В случае невозможности осуществить реконструкцию электростанций с заменой существующих котлоагрегатов на современные парогазовые установки, способные потреблять газ калорийностью 850–950 ккал/м³, может быть рассмотрен вопрос осуществления в отрасли структурных преобразований по выпуску продукции, обладающей более высокими потребительскими свойствами, конкретно — электроэнергии из газа ПГУ путем создания собственного газозлектрического комплекса (станция или несколько станций «Подземгаз» плюс ведомственная электростанция).

В результате интеграции двух потоков производимого газа на единую ведомственную генерирующую мощность 9–11 % энергии будет использовано на нужды предприятий объединения, оставшийся же объем реализован в энергетическую сеть. Значительный спрос на электроэнергию ввиду ее высоких потребительских свойств позволит существенно улучшить экономическое положение отрасли. При должном подходе к способу ПГУ электроэнергетика рес-

публики в перспективе вполне может ориентироваться на использование газового энергоносителя из угля.

Другие предприятия объединения

Следует отметить мероприятия по увеличению производства, организации выпуска новой импортозамещающей продукции, расширению сферы услуг предприятиями объединения. В последние годы значительно сократилась возможность обновления парка изнашиваемого горно-транспортного и горношахтного оборудования, уменьшились поставки и приобретение запасных частей. В результате были превышены установленные нормативы срока службы машин, механизмов, оборудования. Программой развития отрасли на 2001–2010 гг. предусмотрено строительство литейного цеха на заводе РГО. Это позволит увеличить номенклатуру запасных частей, узлов, деталей на заводе, расширить виды и объемы ремонта горнотранспортного и горношахтного оборудования.

Горные работы на открытых и подземных работах ведутся в основном буровзрывным способом. Как отмечалось, внедрение новой технологии и техники позволит сократить объемы взрывных работ. Однако этот способ еще длительное время сохранится на разрезах «Апартак» и «Ангреной» как до полного

внедрения новой технологии, так 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. Ангрено завода по производству этих материалов. Технология производства взрывчатых материалов имеется, она согласована с контролирующими органами, имеется проект завода. Организация собственного производства взрывчатых материалов и средств взрывания в объединении сократит их стоимость против приобретаемых в республике и за ее пределами на 25–30 %.

Перечисленные выше направления не охватывают всех вопросов деятельности объединения. Предусмотрен ряд мер по экономии затрат на производство. Основное снижение затрат на добычу угля в 2001–2010 гг. предусмотрено обеспечить за счет технического перевооружения отрасли, которое позволит уменьшить издержки на единицу продукции по открытому способу добычи в 2010 г. на 25 % по сравнению с 2001 г. Кроме того, имеются возможности дополнительного снижения затрат на добычу угля при решении вопросов использования потребителями республики угля с зольностью, превышающей установленные нормативы (более 25 %), и отгрузке угля для Ангреной ТЭС в железнодорожных вагонах, арендованных у ГАЗК «Узбекистон темир йуллари». Намечено селективное извлечение и использование попутных полезных ископаемых (каолин, галечник, известняк, лёсс) для собственных нужд и реализации сторонним организациям — эта тема более подробно рассмотрена в отдельной статье данного номера.

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

Минерально-сырьевая база народного хозяйства Узбекистана и перспективы ее развития



Н. А. Ахмедов,
председатель
Государственного
комитета Республики
Узбекистан
по геологии
и минеральным
ресурсам,
канд. геол.-минерал.
наук

В Республике Узбекистан выявлен большой комплекс рудных полезных ископаемых, включающий в себя различные виды металлов, широко используемых во всех отраслях народного хозяйства. Установлены многочисленные новые месторождения и перспективные рудопроявления благородных, цветных, редких, радиоактивных и черных металлов, открытых и разведанных в основном в конце XX в. и за годы не-

зависимости, хотя отдельные их проявления известны уже более трех тысяч лет.

Геологическая служба превратилась в одну из базовых отраслей народного хозяйства республики. Сегодня в Узбекистане разведано более 100 рудных месторождений, включающих свыше 30 видов минерального сырья: 51 месторождение благородных, 41 — цветных, редких и радиоактивных металлов, 4 — черных металлов, 7 месторождений плавикового шпата (рис. 1). Это объясняется широким разнообразием геологического строения и рудоносных структур, высокой изученностью территории. Все это достигнуто благодаря упорному труду многих поколений геологов. Наличие устойчивой минерально-сырьевой базы особенно важно именно сейчас, когда рес-

публика самостоятельно строит свою рыночную экономику.

Узбекистан находится в первой пятерке стран мира по подтвержденным запасам золота и урана, в первой десятке — по добыче золота и меди, а по общему потенциалу запасов и прогнозу ресурсов золота занимает второе место в мире. В СНГ Узбекистан занимает второе место по запасам и добыче золота, третье — серебра и меди.

Историческими явились открытие уникального, крупнейшего в Евразии месторождения золота штокверкового типа (Мурунтау), разведка широко известных комплексных меднопорфирировых объектов (Кальмакыр, Сары-Чеку, Дальнее), месторождений редких щелочных металлов (Шавазсай — лития, рубидия, цезия), вольфрама (Лянгар, Ингичке, Саут-



Рис. 1. Размещение месторождений металлических полезных ископаемых (2002 г.)

бай), создание мощных минерально-сырьевых баз золота, меди, вольфрама, свинца, цинка, серебра и редких элементов в Кызылкумах и Приташкентском районе и др.

На базе разведанных запасов золота, меди, серебра, урана и других полезных ископаемых функционируют такие крупные предприятия, как Навоийский и Алмалыкский горно-металлургические комбинаты.

За годы независимости основные производственные мощности геологической отрасли были сконцентрированы на самых важных направлениях, в наиболее перспективных районах и рудных полях, в первую очередь, в Кызылкумском, Самаркандском и Приташкентском районах, где функционируют ведущие отечественные добывающие предприятия. Повышение научно-методической обоснованности прогнозных рекомендаций, опирающихся, с одной стороны, на новую отечественную и зарубежную технологию прогнозно-поискового процесса и, с другой, — на обширный материал целенаправленных геологоразведочных работ, помогли повысить эффективность открытия и оценки новых крупных объектов.

Динамично развивающиеся отрасли национального хозяйства республики выдвигают перед геологами-производственниками новые задачи.

В этой связи Кабинет Министров Республики Узбекистан в 2000 г. утвердил Подпрограмму развития геологоразведочных работ до 2005 г., которая рассматривается как часть общей Комплексной программы технического перевооружения и дальнейшего развития базовых отраслей экономики Республики Узбекистан.

Задачами Подпрограммы являются: обеспечение горнодобывающих предприятий надежной сырьевой базой; подготовка сырьевой базы собственной железорудной промышленности и нетрадиционных для республики видов минерального сырья с целью импортозамещения; модернизация и техническое обновление геологической отрасли; создание новых рабочих мест; укрепление топливно-энергетической независимости страны; активизация деятельности с привлечением иностранных инвестиций.

Золото. По подтвержденным запасам золота республика занимает четвертое, а по уровню его добычи

— девятое место в мире. Открыто 48 месторождений золота, в том числе 39 собственно золоторудных и 9 комплексных. Установлено четыре геолого-промышленных типа золоторудных месторождений: золото-кварцевый; золото-сульфидно-кварцевый; золото-сульфидный; золото-серебро-кварцевый; известен также золото-россыпной тип экзогенного происхождения.

Основные объемы геологоразведочных работ по отрасли (более 60 %) в настоящее время направлены на золото, так как восполнение минерально-сырьевой базы по золоту отстает от его добычи. Удалось остановить отмечаемое с 1994 г. падение прироста его запасов. С 2000 г. начался их рост, который к 2005 г. предполагается довести до уровня добычи.

За счет усиления прогнозно-поисковых и геологоразведочных работ в Западном Узбекистане выявлены 14 новых перспективных объектов, а в Восточном Узбекистане — 25 объектов со значительными прогнозными ресурсами, что обеспечит наращивание запасов золота и после 2005 г. Часть этих площадей находится на перекрытых территориях, и их изучение будет связано с необходимостью применения нового научного подхода и высокочувствительных современных геофизических, геохимических методов и дальнейшего совершенствования методики прогноза.

Промышленные концентрации золота в Узбекистане (собственные месторождения коренного золота) к настоящему времени известны на 17 рудных полях. Добыча металла ведется на месторождениях десяти рудных полей: пять — в Приташкентском; три — в Самаркандском; два — в Кызылкумском геолого-экономических районах.

В республике разведаны и оценены значительные запасы и ресурсы **серебра**. Подготовлены к отработке золото-серебряные месторождения Высоковольное, Окжетпес и Косманачи в Навоийской области, месторождение Актеле в Наманганской области. Крупные запасы серебра сосредоточены в комплексных медно-порфировых месторождениях Алмалыкского района.

Основные запасы **меди** сосредоточены в комплексных медно-порфировых месторождениях Алмалыкского горнорудного района.

Наряду с медью, в рудах Алма-

лыкского района присутствуют крупные запасы золота, серебра, серы, теллура, селена, молибдена и рения. При достигнутых уровнях технологии извлечения попутных компонентов их «товарная» ценность составляет более 40 % стоимости производимой продукции. Задача состоит в необходимости совершенствования технологии извлечения попутных компонентов из отработываемых комплексных руд.

Вольфрам. В Узбекистане разведано шесть месторождений вольфрама скарнового типа со значительными запасами, однако из-за низких содержаний и сложных горно-геологических условий в настоящее время они не отработываются.

В 2001 г. в Кызылкумах завершена разведка нового месторождения вольфрама полевошпат-кварцевого типа (Саутбай) с весомыми промышленными запасами триоксида вольфрама при его содержании 0,49 %. Технико-экономическими расчетами доказана рентабельность отработки месторождения. Прорабатывается вопрос его освоения, что позволит частично обеспечить УзКТЖМ собственным сырьем. Для расширения минерально-сырьевой базы предприятия усилены геологоразведочные работы на других первоочередных площадях.

Уран. Узбекистан в последние годы занимает прочные позиции на мировом рынке урана. С 1996 г. отмечается тенденция увеличения добычи урана, при этом прирост запасов отстает от добычи в 1,8 раза. Запасы, подготовленные к освоению, могут обеспечить стабильную работу предприятий Навоийского ГМК на 15, а с учетом разведки прогнозных ресурсов — на 20 лет.

Исследованиями обоснованы значительные перспективы нетрадиционных геологических позиций на уран. В связи с этим с 2001 г. Госкомгеологией принято решение о выделении из госбюджетных средств, а также средств, получаемых от внешнеэкономической деятельности, ассигнований на усиление прогнозных и поисковых работ на уран. Это позволит соразмерно с добычей прогнозировать увеличение прироста запасов по промышленным категориям до 2005 г. и на перспективу.

Железо. В Узбекистане отсутствует собственная железорудная база. АПО «Узметкомбинат» работает

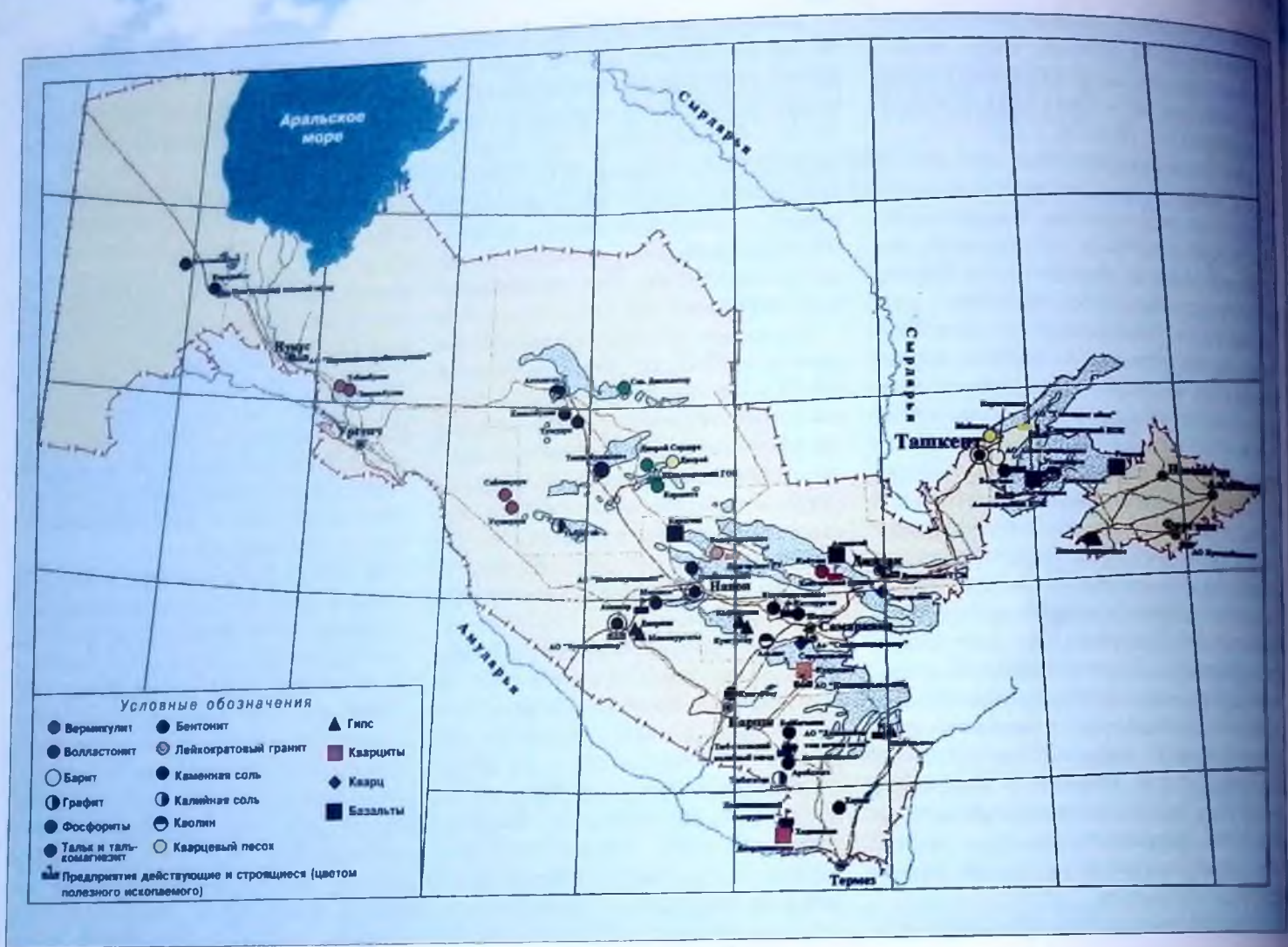


Рис. 2. Размещение месторождений неметаллических полезных ископаемых (2002 г.)

на вторичном сырье. В 2002 г. Госкомгеологией завершается оценка первоочередных участков месторождения железа Сюрената в Ташкентской области. Их запасы оцениваются в 16 млн т руды и 5,4 млн т железа при среднем его содержании 34 %.

В апреле 2000 г. совместно с концерном «Кызылкумредметзолото» и АПО «Узметкомбинат» подписан протокол по изучению возможностей производства продукции на базе Сюрената. Предполагается, что с вовлечением в отработку выявленных запасов производительность «Узметкомбината» может возрасти на 200–250 тыс. т в год. В настоящее время с целью наращивания запасов на флангах месторождения продолжаются геологоразведочные работы.

Обнаружены проявления железа в нетрадиционных геологических позициях в пределах Навоийской, Джизакской и Ферганской областей, пригодные для использования в качестве корректирующей железосодержащей добавки в цементном производстве; их разведка позволит

заменить импорт в объеме 400 тыс. т в год.

Марганец. В 1999 г. впервые начата оценка новых участков (Ираль, Шиварсай, Школьный Западный) Дауташского месторождения марганца в Кашкадарьинской области. На базе их ресурсов организовывается СП. Оно предполагает добывать 40 тыс. т руды в год, из которой возможно производство 15 тыс. т товарного концентрата. Это позволит удовлетворить имеющуюся потребность действующих предприятий республики в марганецсодержащих продуктах и экспортировать часть продукции.

В последнее время возобновлены работы по детальному изучению сырьевой базы различных **редких и рассеянных элементов**, пользующихся устойчивым высоким спросом на мировом рынке. Усиление научно-исследовательских прогнозных работ на нетрадиционные виды минерального сырья и новые промышленные типы месторождений также обещает реальную практическую отдачу в ближайшем будущем.

Успешно разворачиваются работы по **алмазам**. На основе разработанной в республике методики поисков и оценки месторождений алмазов с учетом опыта австралийских геологов, в 2002 г. завершится оценка участков Карашохо и Коксай в Навоийском вилояте. Их прогнозные ресурсы значительны. Выявлены алмазы размером до 2–3 мм (0,2–0,4 карата), которые могут быть использованы в ювелирной и абразивной промышленности.

Важное значение в экономике республики имеют **неметаллические полезные ископаемые**, рассматриваемые в качестве горно-химического, горнорудного и камнесамоцветного сырья, а также строительных материалов (рис. 2). В Центральном Кызылкумах разведаны месторождения **фосфоритов** марокканского типа — Джерой-Сардара. Подготовленные запасы составляют 57,7 млн т фосфорного ангидрида. В настоящее время завершено строительство Кызылкумского фосфоритного комбината и начато промышленное освоение месторождения. Производство фосфоритного

центра позволит загрузить действующие мощности Алмалыкского и Самаркандского химзаводов. С целью укрепления сырьевой базы предприятия начата разведка запасов близрасположенных месторождений Караката и Северный Джетынтау.

Узбекистан располагает сырьевой базой для производства калийных удобрений (Тюбегатанское месторождение *калийных солей* на юге Узбекистана). Его разведанные запасы составляют 200 млн т сырых солей с содержанием хлористого калия 36,8 %.

Запасы месторождений *каменной соли* (Ходжаиканского) в Южном Узбекистане и Барсакельмеского в Республике Каракалпакстан обеспечивают потребность в пищевой соли и позволяют наладить производство кальцинированной и каустической соды.

Сырье Суппаташского месторождения *плавикового шпата* в Наманганской области с запасами 5147 тыс. т пригодно для производства не только традиционных концентратов, но и высокочистых для изготовления сварочных электродов особого назначения — люминофоров, шлифовальных кругов, автотракторных запальных свечей. Ресурсы Тасказганского месторождения *графита* в Навоийской области (6,1 млн т) могут являться сырьевой базой для налаживания выпуска ряда продуктов: электродов (в том числе авиационных); графитопластов; антифрикционных изделий; гальванических элементов; щелочных аккумуляторов; противопожарных красок и др.

Серьезные научные изыскания проведены по созданию сырьевой базы *агрехимических руд* для нужд сельского хозяйства. На юге Узбекистана подготовлены к освоению месторождения бентонитовых глин Хаудаг и Арабдашт с запасами 20,6 млн т. Их применение повышает урожайность хлопчатника на 2–4 ц/га, снижает использование традиционных удобрений до 20 %, улучшает свойства орошаемых почв, сохраняет влагу. В Республике Каракалпакстан и на юге Узбекистана оценены ресурсы глауконита (21 млн т), изучаются мел-

кие месторождения фосфоритов, которые предполагаются использовать без обогащения как местное сырье.

Создана сырьевая база *теплоизоляционных материалов*. Разведанные запасы вермикулита-сырца Западного участка Тебинбулакского месторождения в количестве 173 тыс. т обеспечат в течение 25 лет производство 25 тыс. м³ вспученного вермикулита в год. Ведутся оценочные работы на Восточном участке, что укрепит минерально-сырьевую базу вермикулита. Ведется разведка запасов базальтовых пород в Джизакской области для производства супертонкого волокна, используемого в теплоэнергетике.

Для покрытия потребностей национального хозяйства в последние годы в республику ежегодно ввозится более 20 наименований минеральной продукции.

Госкомгеологии РУз на базе нового научно-методического подхода выработаны предложения по локализации производства на базе местного сырья с привлечением в разработку 20 объектов. Из них более 15 намечены для полной замены ввозимого в республику сырья. Основными из них являются: кальцинированная сода, огнеупоры, калийные удобрения, волластонит, барит. Кроме того, в предложении включены: создание производства железа, вольфрама; требования по замене ввозимых флотореагентов для обогащения руды собственными, изготавливаемыми из отходов местных предприятий и др. В 2002 г. намечается проведение полупромышленных испытаний флотореагентов на Ингичкинской ОМТЭ ГПП «Самаркандгеология». От реализации данных предложений ожидается значительный экономический эффект.

В заключение необходимо подчеркнуть, что труженики геологоразведочной отрасли свою деятельность по расширению и укреплению минерально-сырьевой базы горнодобывающей и перерабатывающей промышленности проводят в соответствии с Подпрограммой развития геологоразведочных работ до 2005 года, утвержденной Кабинетом Министров в качестве составляющей

части Комплексной программы технического перевооружения и дальнейшего развития базовых отраслей экономики, разработанной в соответствии с постановлением № 296 Кабинета Министров Республики Узбекистан от 10 июня 1999 г.

Для повышения эффективности геологоразведочных работ необходимо:

усилить поисковые работы на закрытых площадях для обеспечения притока запасов на длительную перспективу;

поднять уровень взаимосвязей с добывающими и перерабатывающими предприятиями для повышения эффективности вовлечения в промышленное освоение новых видов минерального сырья;

приступить к созданию сырьевой базы редких и рассеянных элементов, высокая конъюнктура которых на мировом рынке привлекает инвесторов;

приобрести современное горно-буровое и шахтное оборудование, геофизическую аппаратуру, спецтранспорт за счет увеличения поступлений средств от внешнеэкономической деятельности;

расширить оказание услуг заинтересованным странам в проведении работ по поискам и разведке месторождений полезных ископаемых;

установить регламент рассмотрения и согласования заинтересованными министерствами и ведомствами ТЭО, составленных иностранными инвесторами для сокращения сроков подготовки к эксплуатации месторождений полезных ископаемых с привлечением иностранных инвестиций.

Решение вышеотмеченных практических задач во многом тесно переплетается с успешной реализацией научных проблем, стоящих перед учеными отраслевых и академических исследовательских институтов. Они недавно обсуждались на конференциях «Современные проблемы развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан» в Институте минеральных ресурсов и «Актуальные проблемы освоения месторождений полезных ископаемых» в Институте геологии и геофизики АН РУз.

Современные технологии добычи и обогащения фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения



Е. А. Толстов,
главный инженер
комбината,
д-р техн. наук



А. М. Кустов,
директор
Центрального РУ

(Навоийский ГМК)



С. Б. Иноземцев,
главный геолог
комбината,
канд. геол.-минерал.
наук

руккудук. Утвержденные геологические запасы руд по этим участкам при глубине отработки до 50 м составляют 223,9 млн т со средним содержанием в руде фосфорного ангидрида 19,42%.

На участке Ташкура, принятом в качестве первоочередного к промыш-

в том числе и расположенным в пустынных и безводных регионах (Иордания, Израиль, Египет, Тунис и др.). Производство из них фосфоритных концентратов по традиционным технологиям, применяемым в мировой практике, по результатам многократно (с момента утверждения запасов в 1985 г.) выполненных технико-экономических расчетов может быть низкорентабельным или даже убыточным. Таким образом, вопрос о промышленном освоении Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов до последнего времени не находил положительного ответа.

Известно, что производственные мощности по выпуску фосфорных минеральных удобрений в Республике Узбекистан создавались с целевой ориентацией на переработку сырья месторождения Каратау (Казахстан). С переходом на рыночные условия хозяйствования ситуация коренным образом изменилась. Учитывая остроту проблемы применения минеральных удобрений для сельского хозяйства и экономики страны, Президентом и Кабинетом Министров Республики Узбекистан принято решение о форсированном освоении Джерой-Сардаринского месторождения с целью организации собственного производства фосфоритных концентратов, а НГМК поручена реализация программы его поэтапного промышленного освоения. Стратегической задачей данной программы является получение из сравнительно бедных по содержанию полезного компонента фосфоритовых руд дешевых и качественных фосфоритных концентратов разных сортов, пригодных для производства на заводах химической отрасли республики простых и сложных фосфорсодержащих минеральных удобрений в количествах, покрывающих потребности сельского хозяйства, а также новых видов минеральных удобрений и продукции, имеющих экспортную ориентацию. При этом этапность освоения месторождения по предложениям НГМК определена, исходя из широко используемого в мировой практике принципа «от простого и дешевого к более сложному и дорогостоящему».

На территории Узбекистана фосфоритовые проявления приурочены к отложениям палеогена, мела, девона, силура и докембрия. Практическую ценность представляют зернистые фосфориты среднего эоцена, промышленные запасы которых сосредоточены в Центральном Кызылкумах и представлены Джерой-Сардаринским и Каракатинским месторождениями разной степени разведанности с суммарными запасами (категории В+С₁+С₂) 90 млн т Р₂О₅. Потенциальным объектом промышленного значения может служить Джетымтауское проявление (участки Северный Джетымтау и Джахау) зернистых фосфоритов с запасами Р₂О₅ по категории С₂ — 44,7 млн т и прогнозными ресурсами Р₁ — 23,8 млн т.

Выявленные месторождения фосфоритов относятся к широко распространенному зернистому карбонатному типу и по минеральному составу являются аналогами крупнейших месторождений фосфоритов Африкано-Аравийской провинции, но отличаются относительно низким содержанием в руде полезного компонента. Перерабатываемые на действующих предприятиях (Марокко, Алжир, Тунис, Иордания, Израиль, Египет, Иран) фосфориты подобного типа содержат 20–30% Р₂О₅, а товарные фосфоритные концентраты — до 30–35%.

В пределах Джерой-Сардаринского месторождения, переданного Навоийскому горно-металлургическому комбинату для промышленного освоения, детально разведаны участки Ташкура, Джерой Южный и Ку-

ленной эксплуатации, как и по всему месторождению, фосфориты приурочены к отложениям среднего эоцена, представленных глинами, известняками и мергелями мощностью до 40 м. В этой толще выделено пять пластов фосфоритов, среди которых только два имеют промышленное значение. Это так называемые I и II фосфоритовые пласты (ФП), которые разделены пачкой мергелей мощностью 8–12 м. Пласты сравнительно выдержаны по мощности, их ритмично-слоистое строение обусловлено чередованием прослоев зернистых фосфоритов различной сортности и фосфатизированных мергелей.

Эксплуатационные запасы фосфоритовой руды I и II пластов участка Ташкура составляют 79,6 млн т (13,9 млн т Р₂О₅). Среднее содержание Р₂О₅ в эксплуатационных запасах составляет, %: в первом пласте — 14,83, во втором — 19,28, общее — 17,43. Средняя мощность пластов — 0,62–0,63 м. Соотношение количества Р₂О₅ в пластах I и II составляет 1:2. Между пластами залегают мергели глинистые и глины известковистые мощностью от 8 до 15 м (внутренняя вскрыша). Породы внешней вскрыши имеют мощность от 5 до 30 м и представлены лёссовидными суглинками с прослоями песчано-гравелитистой смеси, известковистыми глинами и слабофосфатизированными мергелями.

По горнотехническим параметрам добычи и качественному составу кызылкумские фосфориты значительно уступают зарубежным месторождениям зернистых фосфоритов,

В 1997 г. в составе Центрального РУ НГМК был создан рудник открытых горных работ «Фосфориты», который приступил к разработке участка Ташкура. В этом же году нача-



Кызылкумский фосфоритный комплекс

то строительство I очереди Кызылкумского фосфоритного комплекса (КФК) для производства необогащенной фосфоритной муки, содержащей 16–18% P_2O_5 , с проектной производительностью 300 тыс. т в год. Для комплектации дробильно-измельчительного цеха использовано технологическое оборудование фирмы Svedala (Швеция). Ввод I очереди КФК в эксплуатацию был осуществлен в апреле 1998 г., и с этого момента в ОАО «Кокандский суперфосфатный завод» началась планомерная отгрузка фосфоритной муки для производства простого аммонированного суперфосфата.

С началом эксплуатации участка Ташкура на комбинате была развернута программа научно-исследовательских и крупномасштабных опытно-промышленных работ, направленная на разработку эффективных технологий добычи и обогащения фосфоритовых руд. К участию в выполнении этих работ комбинатом привлечен ряд специализированных организаций: СредазНИПИ-промтехнологии, ИОНХ АН РУз, УзНИИХ (РУз), ГИГХС, НИУИФ, Гипрохим, «Горнозаводчик-плюс», НИИ-проектасбест (РФ), KRUPP POLYSIUS, MAN TAKRAF (Германия) и др.

По результатам выполненных исследований разработана технологическая схема сухого обогащения фосфоритовой руды участка Ташкура. Ее сущность заключается в следующем.

Геостатистический анализ результатов эксплуатационной разведки и добычных работ на участке Ташкура позволил установить закономерное слоистое распределение фосфата в

разрезе ФП. В средних слоях пластов концентрируются в основном рыхлые зернистые фосфориты с высоким содержанием P_2O_5 (на 2,5–3,5% абс. выше, чем в целом по пластопересечению) и, соответственно, с более низким загрязнением вредными компонентами. Их разубоживание при отработке пластов тонкими слоями фрезерным комбайном минимальное.

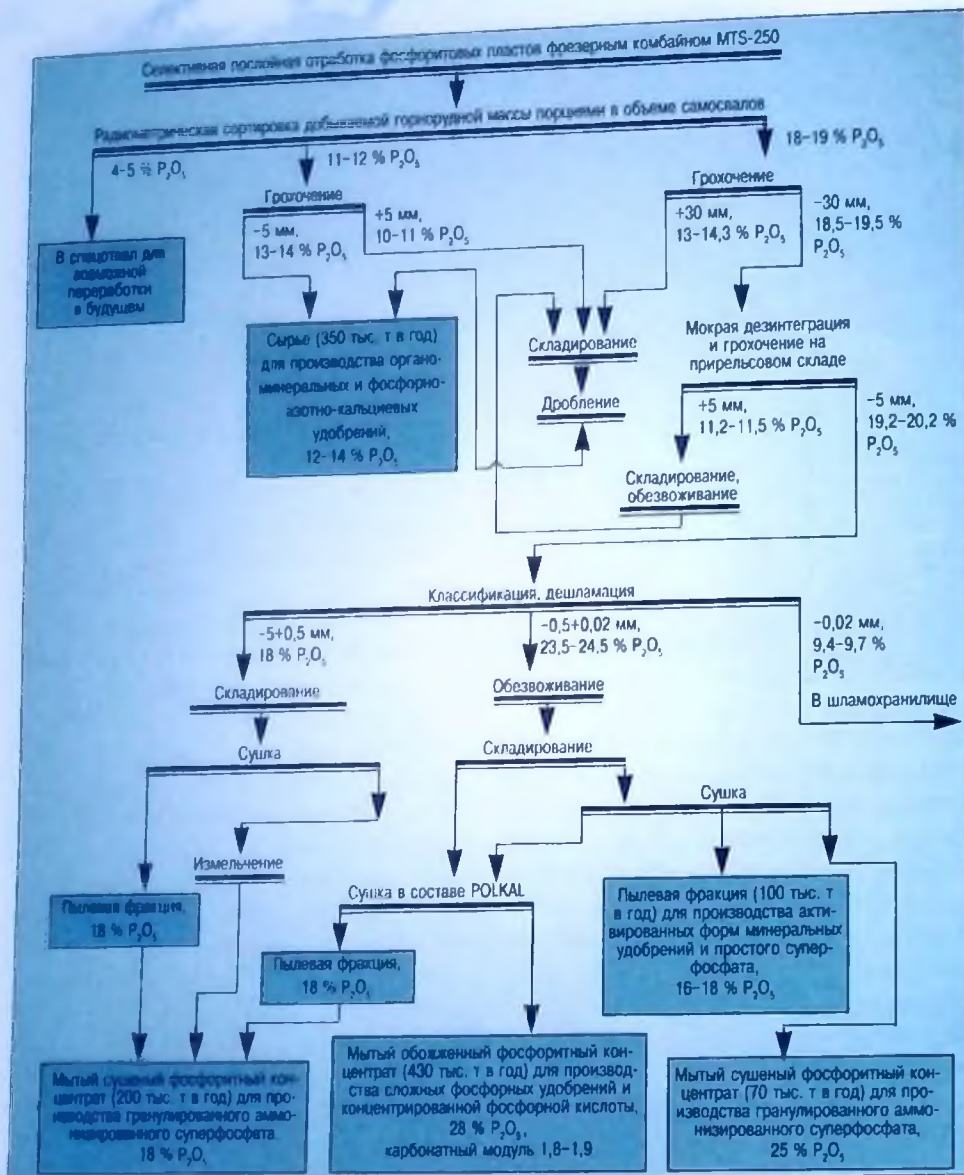
В верхней и особенно в нижней частях ФП сосредоточены более бедные фосфориты на глинисто-кальцитовом цементе. При отработке этих слоев руда разубоживается вмещающими фосфатизированными мергелями и глинами, и ее качество становится еще более низким. В руде, добытой из верхней и нижней частей ФП, существенно выше содержание вредных примесей: карбонатов Fe, MgO, суммы R_2O_3 и нерастворимого остатка. Минимизация потерь и разубоживания, а также селективность выемки достигаются при отработке ФП подступами мощностью 15–20 см, поскольку среднестатистические мощности ФП и слоев фосфоритовых руд разных технологических сортов преимущественно кратны 15–20 см. Выявленные природные особенности слоистой концентрации фосфата позволяют осуществлять селективную добычу отдельных технологических сортов фосфоритовой руды с их последующим обогащением по разным технологическим схемам.

Специалистами комбината были изучены предложения крупнейших компаний, владеющих передовыми технологиями эксплуатации аналогич-

ных месторождений полезных ископаемых. Поставленной задаче наиболее полно соответствовали технологии компании MAN TAKRAF Fördertechnik GmbH (Германия), занимающей одно из лидирующих мест в мировой практике проектирования и производства горнотранспортных машин, в том числе фрезерных горных комбайнов серии MTS, которые применяются для селективной отработки маломощных угольных пластов с прослоями твердых породных включений. По предложению и техническому заданию комбината компанией MAN TAKRAF разработан проект и изготовлен фрезерный горный комбайн MTS-250 производительностью 250 м³/ч в целике, отвечающий специфическим условиям технологии селективной выемки фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения. Важной конструктивной особенностью комбайна является наличие устройств, предназначенных для экспресс-анализа рудной массы в отработываемом слое и в потоке, транспортируемом по ленточному питателю. Такие устройства хорошо себя зарекомендовали на комбайнах фирмы, эксплуатируемых на угольных разрезах. Они достаточно эффективно распознают прослойки кварцитов, карбонатов, углей и зольных пород. К настоящему времени проведены заводские ползловые испытания комбайна. Предполагается во втором квартале текущего года после всесторонних производственных испытаний ввести комбайн в эксплуатацию.

Технико-экономические расчеты показывают, что селективная добыча разных технологических сортов фосфоритовых руд позволит существенно снизить затраты на дальнейшее их обогащение с получением товарной продукции.

Помимо послонной неоднородности фосфоритов в сечении ФП для



Комбинированная технологическая схема получения фосфоритных концентратов из руды участка Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения

них характерна и площадная фациальная изменчивость. Вследствие этого на уровне одного пласта могут находиться руды разных технологических сортов. Эти особенности (при условии предотвращения перемешивания руд разных сортов в процессе селективной выемки) обуславливают радиометрическую порционную контрастность руд, достаточную для их эффективной посамосвальной сортировки. Поскольку экспрессное прямое определение содержания фосфора в руде забойной крупности не представляется возможным, в качестве признака классификации использована величина естественной гамма-активности.

Посамосвальное радиометрическое опробование руды сводится к измерению специальным стационарным радиометром (предварительно проградуированным по результатам измерений) суммарного гамма-излучения по двум боковым поверхностям самосвалов с рудой. Посамос-

вальная сортировка фосфоритовых руд производится на введенной в эксплуатацию в 1997 г. на карьере участка Ташкура передвижной автомобильной рудоконтрольной станции (РКС), оснащенной сцинтилляционными блоками детектирования большого объема. В результате посамосвальной сортировки в отвал удаляется до 10-15% хвостов, представленных бедными фосфатизированными породами, и существенно уменьшается содержание вредных примесей. Помимо этого, сортировка позволяет разделять добываемую руду на технологические сорта (по признаку содержания P_2O_5 и вредных примесей) для их последующего обогащения в оптимальных условиях.

Предельное содержание P_2O_5 в хвостах сортировки, а также критерий деления на технологические сорта зависят от конкретной технологии обогащения. В связи с увеличением рудопотока в настоящее

время ведется строительство второй РКС, радиометрической программный комплекс для которой разработан компанией INTEGRA GROUP LLC.

Технология обогащения фосфоритовых руд избирательной дезинтеграцией, сухим грохочением и обеспыливанием в полной мере учитывает особенности вещественного состава сырья:

наибольшее содержание P_2O_5 (22-30%) наблюдается во фракции -1+0,1 (+0,05) мм; в ней сосредоточены фосфоритные фаунистические образования (зерна);

во фракции -0,1(-0,05) мм концентрируются кальцитовый цемент и глинистые алюмосиликаты; здесь же находятся наиболее мелкие фосфатные раковины и их обломки;

материал крупностью +1(+0,5) мм представлен кусками сцементированных фосфоритов и обломками разубоживающих пород.

Содержание P_2O_5 в указанных мелких и крупных фракциях существенно ниже, чем в исходной руде.

Важной подготовительной технологической операцией в схеме обогащения является избирательная дезинтеграция-сушка руды в сушильном барабане. Одновременно с сушкой, за счет избирательного дробления, а также оттирки примесей с поверхности фосфатных зерен происходит перераспределение фосфата по классам крупности. При этом повышается и контрастность фракций по содержанию в них фосфата. Благоприятные изменения гранулометрического состава способствуют последующему эффективному обогащению просушенной руды методами классификации по крупности. В процессе сушки максимальная крупность кусков снижается с 30 до 5-10 мм в зависимости от сорта исходной руды. Одновременно содержание P_2O_5 в крупных фракциях уменьшается до 7-10%.

Вторым после грохочения разделительным процессом в схеме обогащения руды является обеспыливание. Его применяют на разных стадиях сухого обогащения с целью отделения части кальцитовых и глинистых примесей и получения фосфоритного сырья требуемого гранулометрического состава. Обеспыливание осуществляется также попутно путем аспирации воздуха из различных точек технологической схемы. Обеспыливание позволяет повысить качество фосфоритного

концентрата, предназначенного для производства экстракционной фосфорной кислоты (ЭФК) и аммофоса как по содержанию P_2O_5 , так и по гранулометрическому составу.

Уловленную пылевую фракцию присоединяют к товарной фосфоритной муке, предназначенной для производства суперфосфата. В перспективе предусматриваются другие варианты утилизации пылевой фосфоритовой фракции (производство органоминеральных удобрений и ее активированных форм, применяемых в качестве удобрений).

В результате сухого обогащения фосфоритовой руды методами радиометрической сортировки и классификации по крупности получается продукт крупностью $-1(-0,5)$ мм, содержащий 23–25 % P_2O_5 , при соотношении $CaO:P_2O_5$ (карбонатный модуль) не более 2.

После обжига содержание P_2O_5 в фосфоритном концентрате повышается до 26–28 % за счет удаления связанной влаги, частичной декарбонизации (удаления CO_2) и выгорания органики.

Обоженный концентрат становится более пригодным для производства ЭФК и аммофоса, так как при этом не происходит вспенивание в экстракторе и улучшается фильтруемость фосфогипса. По своим показателям концентрат превышает качество фосфоритного сырья Каратау (кроме содержания CaO). Получаемый из концентрата Ташкура аммофос также выше качеством по содержанию P_2O_5 и усвояемости растениями в почве.

Фирмой KRUPP POLYSIUS с целью дообогащения концентрата, содержащего 23–25 % P_2O_5 , рекомендовано применять процесс «мгновенного» (до 5 с) обжига в вертикальной печи при температуре 850–950 °С.

Институт СредазНИПИпромтехнологии на основании сухой схемы обогащения фосфоритов в 1999 г. разработал ТЭО расширения и реконструкции I очереди КФК, а генеральный подрядчик — Зарафшанское управление строительства — одновременно с проектированием приступил к строительству промышленных и вспомогательных объектов, входящих в его состав.

Строительство КФК было осуществлено менее чем за 2 года. В апреле 2001 г. осуществлен ввод в эксплуатацию технологической линии обогащения руды по сухой схеме и

вертикальной обжиговой печи POLKAL. С вводом КФК в эксплуатацию помимо фосфоритной муки, содержащей 16–18 % P_2O_5 , начато производство обожженного фосфоритного концентрата (26–28 % P_2O_5), предназначенного для получения аммофоса на Самаркандском химическом заводе и Алмалыкском ПО «Аммофос». К концу 2001 г. производство обожженного фосфоритного концентрата достигло проектной производительности 430 тыс. т в год.

Следует отметить, что при сухой схеме обогащения фосфоритов образуется большое количество отходов, содержащих 12–14 % P_2O_5 . Учитывая это обстоятельство, по предложению НГМК и ГАК «Узхимпром», развернуты работы по организации производства из забалансовых фосфоритовых руд, содержащих 12–14 % P_2O_5 , органоминеральных удобрений и фосфорно-азотно-кальциевых минеральных удобрений. К настоящему времени КФК является структурным подразделением Центрального РУ НГМК с практически завершенным циклом производства — от эксплуатационной разведки до выпуска фосфоритного сырья.

Известно, что в мировой практике применяют различные методы обогащения фосфоритов зернистого типа (сухие и мокрые). На многих зарубежных предприятиях получают несколько видов фосфоритного сырья для разных потребителей (до 5–6 товарных продуктов с содержанием P_2O_5 от 20 до 35 %).

С целью решения задачи поэтапного наращивания мощностей КФК и повышения эффективности освоения сырьевых ресурсов Джерой-Сардаринского месторождения, в НГМК с участием института ГИГХС проведены дополнительные исследования, в результате которых разработана комбинированная схема обогащения фосфоритовых руд (см. рисунок). Схема рассчитана на выпуск при минимальных затратах мытого обожженного концентрата, содержащего 28 % P_2O_5 , при карбонатном модуле 1,8–1,9, отвечающего требованиям, предъявляемым к фосфатному сырью при производстве сложных удобрений, а также фосфоритной муки и двух сортов мытых просушенных концентратов, содержащих соответственно 18–19 и 25 % P_2O_5 , для производства простых фосфорных удобрений. Она предусматривает селективную полойную добычу руды и ее последую-

ющую радиометрическую посамовальную сортировку. Это позволяет удалить в отвал некондиционную руду, содержащую около 5 % P_2O_5 , повысить технологические и экономические показатели последующего обогащения кондиционной руды достаточно дорогими и энергоемкими методами.

Следует отметить, что комбинированная технология обогащения фосфоритовой руды Ташкура (см. рисунок), последовательно сочетающая сухие приемы рудоподготовки и обогащения с мокрыми процессами дообогащения промпродуктов, более экономична в сравнении с технологией мокрого обогащения всей руды валовой добычи.

Преимущества комбинированной схемы заключаются в следующем:

- снижаются эксплуатационные затраты на обогащение за счет уменьшения объема подвергаемого промывке материала, расхода свежей воды и затрат на хвостовое хозяйство;
- повышается эффективность промывки по сравнению с промывкой валовой исходной руды, что соответственно улучшает качество фосфоритного концентрата и повышает извлечение в него фосфата;

- увеличивается суммарное извлечение P_2O_5 за счет выделения товарной сухой пылевой фракции (фосфоритной муки) и использования промпродукта для производства органоминеральных и фосфорно-азотно-кальциевых удобрений.

Разработанная комбинированная схема обогащения фосфоритной муки легла в основу ТЭО расширения и реконструкции I очереди КФК, и в 2002 г. комбинат одновременно с проектированием приступит к его строительству. Оно должно быть завершено к концу 2003 г. и, начиная с 2004 г. технологическая линия по комбинированной схеме обогащения фосфоритов будет выведена на проектную производительность. В 2007 г. производство фосфоритного сырья на КФК будет доведено до 2,5 млн т в год.

Таким образом, разработанные технологии добычи и обогащения фосфоритовых руд уникального по запасам Джерой-Сардаринского месторождения позволили перевести его в разряд рентабельных и организовать в возрастающих объемах производство фосфоритного сырья, крайне необходимого для получения фосфорных удобрений на заводах химической отрасли республики.

УДК 622.33.(575.1)

Инвестиционное обеспечение цветной металлургии Узбекистана



А. И. Абдуллаев,
директор
по координации
внешне-
экономической
деятельности
и маркетингу
ОАО

«Алмалыкский ГМК»

Важная проблема оптимизации процесса воспроизводства в государствах с экономикой переходного периода — определение источников экономического роста национального хозяйства в целом, его отдельных сфер и отраслей и, в первую очередь, материального производства. Известно, что темпы экономического роста любого государства определяются валовыми инвестициями в экономику, и чем больше возможностей для внутреннего инвестирования, тем выше темпы экономического роста и эффективность расширенного воспроизводства.

Сегодня, на новом этапе рыночных преобразований, проблема привлечения инвестиций в национальную экономику Узбекистана является одной из наиболее актуальных, что обусловлено двумя основными объективно сложившимися обстоятельствами: отсутствием у большинства отечественных предприятий собственных средств на цели технического перевооружения и реконструкцию производства и недостатком у государства средств для осуществления широкомасштабных инвестиционных программ. Достаточно сказать, что если за период с 1994 по 2000 г. доля государственных капиталовложений в экономику страны, по данным Минмакроэкономстата Республики Узбекистан, стабилизировалась на уровне 27% (в 1991 г. она составляла около 60%), то в этот же период постепенно снижалась доля собственных средств предприятий и средств населения, привлекаемых посредством приватизационных инвестиционных фондов (ПИФов) с 58,4 до 34,1%, а также доля кредитов отечественных банков с 13,1 до 7,5%, тогда как доля ино-

странных инвестиций неуклонно возрастала. В итоге, увеличение объемов капитальных вложений в национальную экономику Узбекистана происходило в основном за счет привлечения зарубежных инвестиций. Это свидетельствует о том, что рост иностранных капиталов становится позитивным фактором экономического роста в Узбекистане. Но уповать только на иностранные инвестиции конечно же нельзя. Как правило, иностранные инвесторы в меньшей мере обеспокоены решением насущных проблем структурных преобразований в ходе рыночного реформирования национальной экономики, приоритетного развития капиталоемких отраслей, крайне необходимых для ее жизнеобеспечения, но не дающих больших и скорых прибылей. Поэтому актуальной становится задача изучения инвестиционной привлекательности отраслей национальной экономики и использования маркетинговых исследований при решении вопросов привлечения в них инвестиций.

Инвестиционная привлекательность зависит от ресурсного потенциала конкретной отрасли, скоро-

сти оборачиваемости ресурсо- рентабельности того или иного инвестиционного проекта и ряда других факторов. При повышенных показателях рентабельности капиталов в условиях недостаточного насыщения рынка наиболее привлекательными, как правило, являются инвестиционные проекты в сферы финансов, торговли, легкой и пищевой промышленности, отличающиеся высокими показателями рентабельности и быстрой окупаемостью капитальных вложений. Однако инвестиции в вышеназванные секторы не в полной мере соответствуют целям вывода национальной экономики на передовые позиции научно-технического прогресса, а преследуют лишь конъюнктурные финансово-экономические цели. В этой связи следует обратиться к опыту высокоразвитых стран, в частности США на рубеже 80-х годов, когда наметилось отставание этого государства от динамично развивающихся индустриальных стран Западной Европы и Японии. Общественное мнение и пресса искали причины такого отставания в энергетическом кризисе, а также в вытеснении с рынка продаж американских товаров более дешевыми японскими и западноевропейскими товарами. Но фундаментальные исследования ряда американских ученых (Д. Секстон, Р. Смилар и другие) показали, что глубинные причины кризиса связаны с отсутствием долгосрочной стратегии экономического развития и подменой ее интересами сиюминутных выгод.

В подобной ситуации, сложившейся в Узбекистане, целесообразно привлечь внимание органов государственного управления, узбекских и зарубежных предпринимателей к проблеме инвестирования в те отрасли национальной экономики республики, которые обладают большим потенциалом, способствуют ее устойчивому и поступательному развитию, определяют научно-технический прогресс. К таким отраслям в Узбекистане в первую очередь относятся базовые отрасли — энергетика, нефтяная и газовая промышленность, цветная металлургия.



Руда Алмалык



Административное здание АГМК



Карьер «Кальмакыр»

шиностроение, химическая промышленность. Остановимся на одной из них — цветной металлургии, ресурсный потенциал которой имеет решающее значение для инвесторов, особенно зарубежных.

Узбекистан обладает значительными разведанными запасами цветных металлов (медь, свинец, цинк, вольфрам и др.). Медным рудам сопутствуют более 15 видов цветных и редких металлов — золото, серебро, молибден, кадмий, индий, теллур, селен, рений, кобальт, никель, осмий и др. Добыча руды в республике ведется в основном открытым способом, что обеспечивает относительно высокую рентабельность рудников. Действующие карьеры способны обеспечить производство меди и сопутствующих металлов, а также цинка и свинца на десятки лет вперед.

Большие запасы руд цветных металлов сосредоточены в Алмалыкском рудном поле. Уникальным является месторождение *Кальмакыр*, которое по добыче медно-молибденовых руд значительно превосходит зарубежные аналоги. Переработкой руд этого месторождения занимает-

ся Алмалыкский горно-металлургический комбинат — одно из крупнейших предприятий цветной металлургии не только в Узбекистане, но и в мире. Разведано перспективное медное месторождение *Дальнее* с большими запасами меди, молибдена, золота, серебра, рения, теллура, селена и серы, которое по разведанным запасам, себестоимости добываемой руды, степени извлекаемости полезных ископаемых является уникальным и не имеет аналогов в странах СНГ. В процессе разработки данного месторождения (с участием иностранного капитала) и внедрения производств по добыче меди и извлечению сопутствующих металлов предполагается строительство новой обогатительной фабрики. При этом обеспеченность фабрики рудным сырьем рассчитана на 200 лет.

Свинцово-цинковые руды в основном сосредоточены на месторождениях *Уч-Кулач* (Джизакская область) и *Хандиза* (Сурхандарьинская область). На последнем попутно со свинцом и цинком присутствуют медь, серебро, кадмий, селен, золото и индий. С ростом конъюнктуры

этих металлов на международном рынке возможно расширение их добычи в Узбекистане. При относительно небольших объемах инвестиций в техническое и технологическое оборудование действующего производства из руд этого и ряда других месторождений возможно получение редких металлов (попутно извлекаемых при переработке медных руд) высокой чистоты, с содержанием основного металла до 99,99 %.

Часть *редких и рассеянных металлов* сконцентрирована в самостоятельных месторождениях (например, литий), часть извлекается в качестве попутных компонентов из месторождений меди, полиметаллов, урана и других полезных ископаемых. Особое значение имеет производство селена и теллура, используемых в полупроводниках, солнечных батареях, термогенераторах, специальных сортах стали и стекла.

Узбекистан располагает уникальными запасами рения, связанного с медными рудами месторождений Алмалыкского рудного поля. По содержанию рения в молибденовом концентрате этим месторождениям нет аналогов в мировой практике. Рений



Главный корпус медной обогатительной фабрики



Пульт управления «кляпачего» слоя цинкового завода

используется в производстве жаропрочных сплавов для авиационной и космической техники, электронных приборов, катализаторов для крекинга нефти. В отличие от других естественных источников (в России, в ряде стран Африки, в Швейцарии), где присутствие изотопа осмия ¹⁸⁷Os в семействе других его изотопов составляет не более 1,6%, в ренийсодержащих медно-молибденовых рудах месторождений Узбекистана доля стабильного изотопа значительно выше, а запасы исходного сырья в 3 раза превышают запасы известного Норильского месторождения, что обуславливает целесообразность производства осмиевой продукции на промышленной основе.

Уникальность редкоземельных и рассеянных металлов, широкий диапазон их использования открывают огромные возможности и перспективы для создания ряда совместных предприятий цветной металлургии Узбекистана с привлечением иностранных инвесторов.

В целом же структурная политика в отечественной цветной металлургии в условиях рыночной реформы должна быть направлена как на увеличение производства цветных металлов на экспорт, что является важным источником поступления в госбюджет валютных средств (экспортрасширение), так и на расширение производства тех видов продукции (высоконапорные трубы, изделия из латуни, бронзы и др.), которые до настоящего времени импортируются из стран СНГ (импортозамещение).

Нельзя не отметить тот факт, что удельный вес меди, подвергающейся дальнейшей обработке на предприятиях цветной металлургии Узбекистана, составляет лишь 16,5–17%, а ряд редких металлов, производимых в отрасли, пока не отвечает по качеству мировым стандартам. Поэтому значительная доля конечной продукции предприятий цветной металлургии реализуется в виде полуфабрикатов, что, естественно, не соответствует ее высокому потенциалу. В настоящее время продукция этой отрасли занимает лишь около 10% в общем объеме промышленной продукции государства, тогда как может (и должно) быть намного больше! Для того чтобы отрасль смогла в полной мере реализовать свой огромный потенциал, необходимо широкое привлечение масштабных инвестиций в ее развитие.

При условии же ограниченности внутренних инвестиционных источников (госбюджета, частных капиталов отечественных предпринимателей, собственных средств предприятий) речь, в первую очередь, должна идти об иностранных инвесторах.

По мнению автора статьи, вышесказанное полностью согласуется с задачей, поставленной Президентом Республики Узбекистан И. А. Каримовым в выступлении на заседании Межведомственного координационного совета по реформированию и инвестициям 11 января 2001 г., а именно с необходимостью «рационального и комплексного использования богатейших минерально-сырьевых ресурсов, которыми располагает наш край. Привлечение здесь иностранного капитала, организация добычи и комплексной переработки полезных ископаемых в долгосрочных интересах страны остаются одними из важнейших приоритетов нашего развития».

О целенаправленности инвестиционной деятельности в Узбекистане свидетельствует ежегодно (начиная с 1996 г.) принимаемая и реализуемая Государственная инвестиционная программа, цель которой — обеспечение структурной перестройки национальной экономики путем активизации инвестиционной деятельности отечественных предприятий и организаций, а также широкого привлечения иностранных инвестиций. Причем законодательством Республики Узбекистан установлен ряд дополнительных налоговых, таможенных и других льгот для иностранных инвесторов, участвующих в реализации инвестиционных проектов в рамках данной программы. Анализ отраслевого распределения иностранных инвестиций и кредитов, поступивших в Узбекистан за 1996–2000 гг. в рамках проектов, включенных в годовые задания программы, показывает, что цветная металлургия — одна из важнейших базовых отраслей национальной экономики Узбекистана не была «удостоена чести» быть выделенной отдельной строкой, а присутствует в разделе «Другие отрасли промышленности» (хотя за это время иностранные инвестиции в строительство новых, реконструкцию и модернизацию действующих предприятий и производств цветной металлургии привлекались). Думается,

что выделение цветной металлургии наряду с другими базовыми отраслями в ежегодной Государственной инвестиционной программе Узбекистана самостоятельным разделом способствовало бы поднятию «инвестиционного статуса» данной отрасли, обеспечило бы более широкий приток иностранного капитала, столь необходимого на сложном этапе рыночных преобразований для развития экспортного потенциала отрасли и нахождения своего места на мировом рынке. Видимо не случайно, Президент Республики Узбекистан И. А. Каримов в выступлении на вышеупомянутом заседании отметил, что «... к сожалению, инвестиционные программы еще не стали главным инструментом, влияющим на осуществление структурных преобразований в экономике, инструментом, обеспечивающим опережающее развитие тех приоритетных отраслей, которые мы называем локомотивами развития экономики страны. В результате, реализация инвестиционных программ, привлечение иностранных инвестиций, надо признать, идет без учета и увязки с теми структурными преобразованиями, которые для нас являются абсолютно актуальными».

Инвестиционная привлекательность определяется не только конъюнктурой отечественной экспортной продукции на мировом рынке, но и политической конъюнктурой, а также особенностями социально-экономического развития страны. Все это оказывает существенное влияние на инвестиционную активность и формирует ее темпы и объемы.

Для современного этапа социально-экономического и политического развития Узбекистана как раз характерна общественно-политическая и экономическая стабильность. Именно она и предсказуемость политики являются отличительной чертой Республики Узбекистан как независимого государства и, одновременно, основой для крупномасштабных рыночных преобразований, широкой инвестиционной деятельности с привлечением как отечественных, так и зарубежных инвесторов. Несомненно, цветная металлургия Узбекистана как одна из важнейших базовых отраслей национальной экономики, обладающая огромным потенциалом, может достойное место.

Проблемы акционирования Алмалыкского горно-металлургического комбината



Ю. К. Цыплягин,
начальник отдела
ценных бумаг



Р. Х. Таджи,
ведущий инженер
отдела ценных бумаг,
канд. экон. наук,
доцент

(Алмалыкский ГМК)

ства с Узбекистаном, защиты их интересов и капитала.

Общая концепция акционирования Алмалыкского горно-металлургического комбината была определена постановлением правительства республики, в соответствии с которым унитарное предприятие преобразовывается в открытое акционерное общество ОАО «Алмалыкский ГМК», акции которого должны быть проданы иностранным инвесторам путем проведения международного тендера за свободно конвертируемую валюту. При этом 50 % средств, вырученных от реализации акций инвесторам, подлежит передаче акционерному обществу в виде долгосрочного льготного кредита для целевого использования на развитие производства, техническое перевооружение и реконструкцию.

В 1997 г. Экспертный центр Госкомимущества Республики Узбекистан произвел оценку имущества и определил величину уставного фонда на основании данных баланса АГМК. При определении оценочной стоимости имущества были применены дополнительные коэффициенты, учитывающие реально складывающиеся рыночные цены на основные средства на момент оценки имущества.

Принимая во внимание необходимость привлечения иностранных инвестиций через продажу акций АГМК, специалисты комбината подвергли критическому анализу методике оценки имущества по балансовой стоимости, проведенной Экспертным центром, основываясь на том, что иностранного инвестора вряд ли устроит сам метод оценки. Более целесообразной была оценка методом капитализации доходов с дисконтированием денежных потоков. Этот метод дает наиболее полное представление о рыночной стоимости АГМК. Для оценки акционизируемых активов ОАО «Алмалыкский ГМК», определения цены реализуемых акций и проведения экспертизы подготовленной тендерной документации привлекли группу американских компаний — «Атлантик Галф Ассосиэйтс, Инк.» (АГА), «Инделен-

дент Майнинг Консалтантс, Инк.» (ИМК) и «Паттон Боггс, ТОО», обладающих высоким международным авторитетом, что должно было повысить привлекательность АГМК и содействовать успешному проведению международного тендера.

Уставный капитал ОАО «Алмалыкский ГМК» на момент объявления международного тендера (15.12.1998 г.) составлял 69766666 тыс. сум, или 1029050 тыс. долл. США (по курсу на момент оценки). При этом пакеты акций распределили следующим образом: 51 % — доля государства; 46,5 % — доля, подлежащая реализации иностранным инвесторам на тендерной основе; 2,5 % — доля членов трудового коллектива.

Первоначальная стоимость 46,5%-ного пакета акций, предназначенного для иностранного инвестора, была оценена вышеназванной компанией АГА при участии фирмы ИМК суммой 478 млн долл. США. В 1999 г. (в первом полугодии) в процессе акционирования АГМК был проведен международный тендер по реализации именно этого пакета акций, который, к сожалению, не дал желаемых результатов. Поступили всего две заявки на участие в тендере, т. е. мировой инвестиционный рынок практически не прореагировал на указанное событие. При этом тендерные оферты не поддержали каких-либо серьезных предложений.

Анализ процесса приватизации АГМК и опыта проведения международного тендера по продаже акций иностранным инвесторам дает основание считать, что в настоящее время, во-первых, инвестиционная привлекательность комбината недостаточна и, во-вторых, в мире нет фирм, компаний и корпораций, которые были бы готовы единовременно вложить около 500 млн долл. США в проект приватизации и акционирования комбината. В связи с этим для участия в акционировании АГМК необходимо объединение усилий и средств двух и более компаний путем создания консорциума. Учитывая изложенное выше, а также

Экономическая политика, проводимая в Узбекистане на современном этапе, характеризуется либерализацией экономической жизни, открытостью стратегии и тактики реформы, преследующей целевое привлечение иностранных инвестиций. Госкомимущество Республики Узбекистан системно осуществляет приватизацию крупных объектов по индивидуальным проектам. Для Алмалыкского горно-металлургического комбината — это также возможность привлечения инвестиций в твердой валюте и претворение в жизнь программы реконструкции и технического перевооружения. Поэтому особенно важно сформировать благоприятный инвестиционный климат, способный обеспечить привлечение в экономику Узбекистана зарубежного капитала, современных технологий и управленческого опыта, а также создать соответствующую организационно-экономическую среду, подкрепленную нормативно-правовой базой. В республике приняты законы «Об иностранных инвестициях», «О гарантиях и мерах защиты прав иностранных инвесторов», «О защите прав инвесторов на рынке ценных бумаг», «Об инвестиционной деятельности», Указ Президента Республики Узбекистан «О дополнительных мерах по стимулированию создания и деятельности предприятий с иностранными инвестициями» и другие нормативно-правовые акты. Таким образом, иностранным партнерам созданы благоприятные условия для сотрудниче-

опыт сотрудничества с зарубежными компаниями, можно сделать определенные выводы:

процесс акционирования предприятий, подобных АГМК, достаточно сложный и длительный, необходима серьезная предприватизационная подготовка;

без создания правительством республики благоприятных условий для реализации проекта приватизации АГМК с участием иностранного инвестора, без эффективной помощи на начальном этапе осуществить этот проект с выгодой для АГМК и экономики Узбекистана невозможно.

С другой стороны, в последние 3-4 года на мировом рынке цветных и драгоценных металлов получили развитие негативные тенденции, отрицательно сказавшиеся на инвестиционном процессе в добывающих и металлургических отраслях. Нарастание конкуренции со стороны более дешевых субститутов (заменителей) привело к стагнации спроса на медь, цинк, свинец и другие цветные металлы, снижение потребления — к превышению предложения над спросом, что обусловило падение цен, а это, в свою очередь, кардинально изменило в худшую сторону отношение деловых и банковских кругов к участию в реализации инвестиционных проектов в цветной металлургии, характеризующихся высокой капиталоемкостью и длительными сроками окупаемости. Многие международные компании в конце 1998-го и 1999 г. объявили о замораживании своего участия в новых проектах, а в ряде случаев и о приостановке уже построенных действующих предприятий цветной металлургии. Это касалось даже стран, традиционно считавшихся наиболее привлекательными для международных инвестиций. Контрпродуктивным в отношении притока международных инвестиций в реальный сектор экономики был и мировой финансовый кризис 1998 г., вызвавший переориентацию инвестиционных фондов на вложения в сферы с меньшими сроками окупаемости.

По мнению западных экспертов, уровень цен на основные цветные металлы в 2002 г. зависит от положения в экономике США — крупнейшего в мире потребителя металлов.



Экскаватор ЭКГ-12 в забое (карьер «Кальмакыр»)

Журнал «Metal Bulletin» отмечает, что в последнее время появились признаки ухудшения ситуации: замедление темпов экономического роста в США происходит быстрее, чем предполагалось ранее. В наибольшей степени спад затронул отрасли обрабатывающей промышленности и производство средств транспорта, являющихся крупными потребителями цветных металлов. При этом угрозой углубления спада нарастает. Вызывает беспокойство и то, что в условиях падения банковских ставок происходит снижение цен на основные цветные металлы.

Ожидают, что в Азии положение производителей цветных металлов также может ухудшиться под влиянием замедления темпов роста в экономике США. Этот процесс уже привел к уменьшению спроса на азиатские металлы со стороны американских потребителей и сокращению их поставок в США. На внутренних рынках стран Азии спрос на цветные металлы со стороны местных потребителей пока не достиг предкризисного уровня. Кроме того, новые крупные проекты в данной отрасли не внедряются, и мировые темпы роста добычи медной руды в ближайшие несколько лет будут сравнительно низкими. Мировое производство рафинированной меди в 2001 г. возросло примерно на 3%. Спрос на медь в США понизился.

Прогноз цен на основные цветные металлы на 2002 г. не очень оптимистичен. Это обусловлено замедлением темпов роста в промышленности в странах «Большой семерки», что продлится, как полагают, до конца текущего года. Перспективы потребления первичных цветных металлов в текущем году также не очень

благоприятные — в последний раз такая ситуация наблюдалась в 1991 г. Ослабление спроса на основные цветные металлы, вызванное замедлением темпов роста в экономике, будет сопровождаться уменьшением заказов, создаваемых потребителями и оптовыми фирмами.

Ухудшение мировой экономической конъюнктуры чувствительно ударило по узбекским производителям цветных металлов, в частности АГМК. Цены на медь достигли минимальных значений за последние два года, а цены на цинк — за последние 15 лет. Единственный производитель меди в Узбекистане — Алмалыкский горно-металлургический комбинат — имеет финансовые затруднения и недостаточно загруженные производственные мощности. Основные причины — неудовлетворительное обеспечение производства материально-техническими ресурсами и сырьем, несвоевременная замена и обновление технологического оборудования из-за острого недостатка оборотных средств. В результате, 64% основного горно-транспортного, дробильно-размольного и обогащительного оборудования отработали свой срок службы. На АГМК это объясняют банальной нехваткой средств из-за падения цен на мировом рынке, куда комбинат поставляет около 90% рафинированной меди.

Цены на медь в 2001 г. снизились примерно на 23% вследствие рецессии в США и сокращения спроса со стороны производителей кабельной продукции и строительных труб. По мнению европейских трейдеров, рынок физических поставок меди в Европе «абсолютно мертв», а по оценкам участников медного рынка СНГ, предприятия, перерабатывающие руды с низким содержанием меди, с трудом балансируют на грани рентабельности. Не благоприятствует экспортной ориентации и протекционистская политика стран-импортеров в отношении их собственной металлургии с использованием антидемпинговых пре-

цедур. Несмотря на вышеизложенное, руководство ОАО «Алмалыкский ГМК» продолжало настойчивый поиск иностранных партнеров —

паний готовых инвестировать проект АГМК. Начиная со второй половины 1999 г. Госкомимущество Республики Узбекистан совместно с руководством АГМК вело переговоры с потенциальными инвесторами на двусторонней основе.

Следует отметить, что проблема привлечения инвестиций актуальна не только для АГМК.

Она имеет общенациональное значение для экономики республики, что обусловлено сложившимися обстоятельствами: отсутствием у большинства отечественных предприятий собственных средств на техническое перевооружение и реконструкцию производства; недостатком у государства средств для осуществления крупных инвестиционных программ. В то же время привлечение иностранных инвестиций к приватизации крупных государственных объектов, таких, как АГМК, имеющих стратегическое значение для страны, остается довольно сложной задачей.

Естественно, что иностранный инвестор преследует свои интересы, и мы должны с пониманием относиться к ним, считаться с ними и для реального достижения собственных целей стремиться к обеспечению на практике льгот и гарантий, предусмотренных законодательством.

В ходе переговоров с представителями потенциальных инвесторов (иностранных компаний) руководители и специалисты Алмалыкского ГМК неоднократно выдвигали ряд предложений, которые, с их точки зрения, могут обеспечить необходимые условия для реализации проектов приватизации и акционирования АГМК. К числу таких предложений могут быть отнесены:

1. Обеспечение государственными гарантиями всех инвестиций по проекту АГМК.

2. Передача консорциуму в доверительное управление государственного пакета акций в размере 51% на определенный срок (в частности, одной из компаний — сроком на 25 лет).

3. Обеспечение гарантий (например, специальные безотзывные лицензии) на свободный экспорт и свободную реализацию, без исключений, всего спектра собственной продукции АГМК (либо, как вариант,

части продукции) и, таким образом, освобождение предприятия от обязательств сбыта продукции через Центроэксспорт.

4. Обеспечение необходимых разрешений на открытие дочерних предприятий или представительств за рубежом.

5. Возможность открытия в зарубежных банках фидуциарных счетов для обеспечения необходимой деятельности по реконструкции и модернизации комбината, а также его снабжения материально-техническими ресурсами и наиболее эффективного сбыта продукции предприятия.

6. Освобождение от обязательной 50%-ной продажи валютной выручки предприятия на период реконструкции и технического перевооружения комбината.

7. Предоставление налоговых льгот на весь период реконструкции и технического перевооружения комбината.

8. Предоставление льготного 50%-ного тарифа на оплату электроэнергии и других энергоресурсов на весь период реконструкции и технического перевооружения комбината.

9. Передача на баланс местных органов власти всех объектов жилищно-коммунального и социально-культурного назначения.

10. Отсечение свинцово-цинкового производства в составе АГМК, как неэффективного и убыточного, ухудшающего финансово-экономическое состояние предприятия.

11. Отсечение предприятия по производству сельскохозяйственной

продукции и других заведомо убыточных подразделений комбината.

12. Повышение цен на драгоценные металлы, сдаваемые в Гохран республики, до уровня мировых цен.

13. Принятие соответствующих законов, подзаконных актов и правовых норм хозяйственной деятельности, объективно содействующих широкой либерализации экономической жизни.

14. Переход на свободное конвертирование национальной валюты.

15. Безусловное исполнение закона Республики Узбекистан «Об акционерных обществах и защите прав акционеров», других законов, регулирующих деятельность хозяйствующих субъектов с участием иностранных инвесторов, так как представители иностранных компаний отмечают, что не во всех случаях имеет место последовательное исполнение законодательства. Отметим некоторые из них.

Во-первых, на практике не в полной мере реализуется предусмотренное законодательством право на вывоз инвесторами своей доли прибыли из-за отсутствия либерального валютного режима для полной конвертации национальной валюты, ее стабилизации и снижения темпов инфляции. В результате, имея прибыль или дивиденды, инвестор не может получить их в твердой валюте и использовать по своему усмотрению.

Во-вторых, имеют место нарушения законодательных гарантий для иностранных инвесторов в части со-

хранения благоприятных для них условий налогового, таможенного и других законодательств. Эти факты становятся известны другим потенциальным зарубежным инвесторам и негативно влияют на принятие ими решений об инвестициях средств в экономику страны.

В-третьих, существенным препятствием для бизнеса иностранных инвесторов являются ограничения их доступа к местным ресурсам и наличие существенных ограничений, квот, балансов распределения сырья. Для горно-металлургических предприятий, в частности для АГМК, это имеет существенное значение.

В-четвертых, отсутствие



Металлургический завод

правовой системы, которая позволила бы иностранным инвесторам отстаивать свои законные интересы в ходе беспристрастного арбитражного разбирательства хозяйственных конфликтов с местными властями.

Все гарантии должны быть обеспечены специальным постановлением правительства республики, другими требуемыми по законодательству Республики Узбекистан документами, оформленными отдельными грамотами. По мнению представителей иностранных компаний, все вышеперечисленные меры совпадают с рекомендациями Международного валютного фонда и Европейского банка реконструкции и развития для наиболее успешной реализации иностранных инвестиций на начальном этапе приватизации.

Что касается специфических причин, связанных с приватизацией государственных объектов и привлечением иностранного капитала, отметим, что, во-первых, инвестора настораживает передача государству контрольного пакета акций АГМК в размере 51%, что однозначно приведет к чрезмерному вмешательству правительства в повседневное управление акционерным обществом. По мнению Всемирного банка, такое положение не способствует процессу либерализации экономической жизни в стране, не содействует притоку иностранных инвестиций и не ускоряет перехода к рыночной экономике. Во-вторых, Алмалыкский ГМК относится к числу капиталоемких отраслей и предприятий, не дающих больших и скорых прибылей, поэтому для него характерна низкая инвестиционная привлекательность.

Осмысление неудачного опыта проведения международного тендера по продаже 46,5% акций доли иностранного инвестора и опыта двусторонних переговоров с мировыми корпорациями и фирмами по их участию в акционировании АГМК позволяет сделать следующие выводы.

1. Приватизация АГМК должна быть проведена в два этапа: на первом предполагаются оптимизация производства, увеличение добычи руды и производства катодной меди, получение устойчивой ежегодной прибыли на уровне 30–35 млн долл. США, обеспечивающей привлекательную норму доходности акций; на втором — реализация 46,5%-ного пакета акций по индивидуальному проекту путем свободной продажи

их на зарубежных рынках ценных бумаг.

Предварительно необходимо провести серьезную предприватизационную подготовку с целью значительного повышения инвестиционной привлекательности ОАО «Алмалыкский ГМК», для чего следует принять меры на правительственном уровне. Серьезным шагом в этом направлении было бы принятие Постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан. Такой вывод вытекает из маркетинговых исследований сегодняшнего состояния мирового рынка меди, которые свидетельствуют о дальнейшем системном снижении спроса на медь из-за сокращения производств отраслей промышленности ведущих экономик мира ввиду глобального экономического спада. В частности, в США это снижение длится уже 14 мес и является самым длительным с 1944–1945 гг. Снижение ценовых показателей с большой долей вероятности коррелируется со снижением загрузки производственных мощностей потребителей меди. В настоящее время уровень загрузки, по разным источникам, оценивается в 75,5%, что является самым низким уровнем с июня 1983 г. Негативная ситуация, прослеживаемая в мировой экономике, формирует тренд в целом на рынке меди. По состоянию на 5.11.2001 г. цена 1 т меди на Лондонской бирже металлов упала до 1330,5 долл. США и сохраняет тенденцию к снижению. Вероятными ценами на крупнейших мировых биржах металлов в ближайшие 5–7 лет могут стать цены, близкие к себестоимости производства меди (800–950 долл. США), что связано с явным превышением предложения над спросом, незначительным ростом уровня технологического извлечения меди из первичных руд и недостаточным снижением себестоимости металлопродукции. Эти тенденции ведут к дальнейшему ухудшению финансового состояния комбината и еще большему снижению привлекательности АГМК для иностранного инвестора.

Принимая во внимание вышесказанное, руководство Алмалыкского ГМК разработало Программу комплексного и эффективного развития производства экспортноориентированной продукции ОАО «Алмалыкский ГМК» на 2002–2006 гг. с целью укрепления финансового состояния и создания необходимых условий для

выполнения комбинатом государственного заказа на драгметаллы, прироста производства и более полной загрузки производственных мощностей и, в связи с этим, повышение привлекательности Алмалыкского ГМК для иностранных инвесторов.

2. Следует переориентировать интересы АГМК, обратив серьезное внимание на рынок цветных металлов СНГ, в частности России. На рынках постсоветского пространства (а также ряда бывших социалистических стран Восточной Европы) прогнозируются «оживление» производства и рост динамики потребления меди.

Предварительная оценка объемов добычи и углубленной переработки цветных металлов свидетельствует о том, что для российского рынка сохраняется тенденция превышения спроса над предложением на ближайшие 10–15 лет. Диктуемые рынком условия повышения качества конечной продукции и малоотходность технологии неизбежно «подогревают» интерес к меди, выпускаемой в на АГМК. Ее чистота и хорошие технологические качества (тягучесть) известны многим потребителям в СНГ. Географическое же положение Узбекистана и режим традиционного благоприятствования в торговле безусловно окажут положительное влияние на объемы спроса. Определенный интерес к этому уже сегодня проявляют Московская и Санкт-Петербургская торговые биржи, планирующие активизацию деятельности на рынке цветных металлов. По отдельным данным, цены на катодную медь в России уже сегодня на 15–30% превышают цены Лондонской биржи металлов на условиях FOB. Использование такой возможности позволит комбинату получать ежегодно дополнительно около 30–40 млн долл. США, что, в свою очередь, позволит начать осуществление на АГМК инвестиционных проектов.

Изложенные документы, с учетом прогнозируемых темпов роста объемов производства (из первичных и вторичных источников) меди в России, Казахстане, Польше, Болгарии (традиционные торговые партнеры России) указывают на возможность реализации Узбекистаном меди на российском рынке в объемах не менее 60–70% ее выпуска в настоящее время. Торговая ниша должна быть подвергнута серьезному темному маркетингу и заво

того периода, когда ее спрогнозируют западные трейдеры и активно включатся в этот процесс. Промедление с нашей стороны может негативно сказаться на конечном результате, поскольку комбинат обладает ограниченными финансовыми ресурсами для проведения широкомасштабных маркетинговых действий в отличие от посреднических компаний.

Завоевание торговой ниши на рынке меди стран СНГ — стратегическая задача ОАО «Алмалыкский ГМК». Вопрос непосредственных продаж основной продукции комбината — это вопрос эффективности и качества развития АГМК на перспективу. В свете данной задачи Алмалыкский горно-металлургический комбинат создает в Москве Торговый дом Nigma. Это будет способствовать улучшению финансового состояния Алмалыкского ГМК и повышению его инвестиционной привлекательности.

3. Снижение объема прибыли,

связанное с падением цен, обуславливает необходимость поиска вариантов углубленной переработки сырья. При этом создание собственных производств по выпуску катанки и продуктов более глубокой переработки представляется нецелесообразным. Проблемы углубленной переработки сырья эффективнее решать путем реструктуризации данной отрасли. В республике имеются соответствующие производственные мощности, причем их использование на предприятиях отрасли составляет всего 10–12%. Головное предприятие в Ташкенте самостоятельно решить проблему эффективной загрузки производственных мощностей не в состоянии, поскольку предложения зарубежных инвесторов неадекватны реальной рыночной цене этого объекта. То же касается кабельного завода в г. Андижане.

Наиболее оптимальным, с государственной точки зрения, является вариант включения этих предприятий в состав АГМК в качестве структур-

ных подразделений. Положительное решение данного вопроса позволит только за счет переработки 50 тыс. т катодной меди в катанку получить дополнительно около 6 млн долл. США чистой прибыли в год. Широкий спектр освоенного ГАО «Узкабель» ассортимента продукции (8–10 наименований) даст возможность при соответствующем маркетинге подготовить базу для возрождения в Узбекистане III и IV стадий переработки сырья в готовую продукцию (производство электродвигателей и комплектующей фурнитуры). Перспективы рынка в области сбыта электротехнической продукции достаточно велики.

Несомненно, увеличение использования мощностей откроет новые возможности для роста числа рабочих мест на ГАО «Узкабель» и «Андижанкабель», а экономическая интеграция на базе углубленной переработки сырья повысит инвестиционную привлекательность и ОАО «Алмалыкский ГМК».

УДК 669-122.338.94.(575.1)

© А. С. Гуров, А. Г. Воробьев, 2002

Инвестиционные возможности металлургической промышленности Узбекистана



А. С. Гуров,
технический эксперт
фирмы RES&Co
(Великобритания)



А. Г. Воробьев,
директор ФГУП
«Издательский дом
«Руда и металлы»



Административный корпус АПО «Узметкомбинат»

Республика Узбекистан является лидером в Центрально-Азиатском регионе по уровню развития экономики и промышленности. Кроме того, Узбекистан входит в десятку мировых лидеров по разведанным запасам и добыче золота, меди, урана, других цветных и драгоценных металлов, природного газа, является третьей страной в мире по экспорту хлопка. Республика успешно использует выгоды от крупных за-

рубежных инвестиций, полученных от таких компаний, как Daewoo Motor, British-American Tobacco, Siemens, Coca-Cola и др.

В соответствии с постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан в 2002 г. запланирована реализация иностранным инвесто-

рам принадлежащих государству пакетов акций некоторых крупных предприятий, в том числе металлургических — акционерного производственного объединения «Узбекский металлургический комбинат» (АПО «Узметкомбинат») и ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комби-



Общий вид завода: работа электросталеплавильного цеха

нат» (одного из крупнейших в регионе производителей цветных и драгоценных металлов). Продажа государственных пакетов акций этих металлургических комбинатов осуществляется через Бюро приватизации предприятий по индивидуальным проектам при содействии Всемирного банка.

АПО «Узметкомбинат» — единственное предприятие на территории Республики Узбекистан и всей Центральной Азии, выпускающее и экспортирующее сортовой прокат черных металлов. В настоящее время государству принадлежит 73% акций АПО «Узметкомбинат», остальные 27% распределены между трудовым коллективом и предприятиями-смежниками (Алмалыкский и Навоийский горно-металлургические комбинаты, УзДЭУавто, Национальный банк ВЭД). По результатам международного тендера эксклюзивным независимым финансовым консультантом Бюро приватизации предприятий по индивидуальным проектам был назначен инвестиционный банк CA-IB Investment Bank Vienna (Австрия) в составе консорциума CA-IB Romania и фирмы RES&Co (Великобритания), эксперты которого в начале 2002 г. приступили к оценке и аудиту активов комбината.

На металлургическом комбинате действуют два основных взаимосвязанных производственно-технологических блока с электросталеплавильным и мартеновским цехами по выплавке стали, оснащенных машинами непрерывной разливки стали, и двумя сортопрокатными цехами с

мелкосортными станами 300-1 и 300-2. Электросталеплавильный цех с тремя печами вместимостью 100 т и годовой производительностью 250 тыс. т каждая был введен в эксплуатацию в 1978 г. Сортопрокатный цех № 2 с непрерывным мелкосортным станом 300 фирмы SKET (Германия), запущенный в эксплуатацию в 1985 г., предназначен для производства стального круглого проката диаметром 12–25 мм, арматуры № 12–25, угловой стали № 45–63 и пр. Проектная годовая производительность стана превышает 1 млн т проката, в том числе трубной заготовки и подката для шаропркатных станом — около 400 тыс. т.

По итогам 2001 г. комбинат произвел более 400 тыс. т сортового

проката и мелющих шаров, на экспорт было отгружено около 110 тыс. т стальной арматуры и профилей (в том числе более 60% — в Иран и Афганистан, остальное — в страны СНГ). Уместно упомянуть, что Узбекистан имеет хорошее железнодорожное сообщение с соседними странами, в том числе с северными районами Афганистана, где начинается осуществление широкомасштабных программ по восстановлению экономики, финансируемых мировым сообществом.

В процессе переработки и обогащения для размолу руд цветных металлов широко применяют шаровые мельницы. В связи с этим потребность ГОКов и цементных предприятий Узбекистана в мелющих стальных шарах высокой твердости превышает 150 тыс. т в год. До 1995 г. помольные шары импортировали в основном из России и Украины. В рамках программы импортозамещения в 1995 г. в сортопрокатном цехе АПО «Узметкомбинат» были введены в действие два шаропркатных стана ШПС40-80 по производству мелющих шаров диаметром 40–80 мм, а после их реконструкции в 1997 г. стала возможной прокатка шаров диаметром 104 мм. В сентябре 2001 г. был введен третий шаропркатный стан ШПС80-120 (Электростальского завода тяжелого машиностроения) по производству помольных шаров диаметром до 125 мм. Таким образом, с 2002 г. комбинат получил возможность полностью удовлетворить внутренние потребности республики в мелющих



Вся сталь разливается на машинах непрерывной разливки

шарах всех требуемых типоразмеров, в частности, своих основных заказчиков — Алмалыкского и Навоийского горно-металлургических комбинатов, которые потребляют около 30 и 70% общего объема производства шаров соответственно.

Комбинат обеспечивается скрапом управлением «Вторчермет», входящим в состав объединения АПО «Узметкомбинат». Импортирует также значительные объемы ферросплавов, огнеупорных изделий, электродов и запасных частей основного механического оборудования.

Комбинат имеет успешный опыт работы на долговременной основе с фирмами SKET Walzwerktechnik, Techcom Import Export (Германия), Vetscher Radex (Австрия), ABB (Швейцария), с предприятиями Украины и Казахстана, а также со многими российскими предприятиями (Сибэлектротерм, Уралэлектромонтаж, ЭЗТМ, Магнезит, Первоуральский динасовый завод и др.). Участие иностранного капитала, по мнению руководства, существенно улучшит в ближайшие годы производственное, техническое и финансовое состояние комбината с учетом имеющихся для этого базы и необходимых ресурсов.

О перспективах развития комбината и инвестиционных проектах рассказывает генеральный директор АПО «Узметкомбинат» Александр Касымович Фарманов.

Несмотря на нехватку собственных валютных средств, комбинат успешно реализует программу технического развития. В 2001 г. был пущен новый шаропркатный стан ШПС80-120, который позволил обеспечить мелющими шарами номинальным диаметром 125 мм мельницы руд цветных металлов Алма-



Генеральный директор АПО «Узметкомбинат» А. К. Фарманов



Прокатка мелющих шаров на шаропркатном стане

лыского ГМК. Были также пущены установка внепечной обработки стали и кислородный блок, обеспечивший потребности комбината в аргоне.

В 2002 г. планируются пуск в эксплуатацию новой электродуговой печи ДСП-100УМК конструкции НИИ «Челябгипромет» (Россия) с установкой внепечной обработки стали «печь—ковш» и завершение реконструкции системы улавливания, удаления и очистки дымовых газов электросталеплавильного цеха. Новая печь, оснащенная современной системой автоматического управления технологическим процессом шведской фирмы ABB, является ключевым звеном в дальнейшем развитии всего комбината. В конструкции печи воплощен ряд прогрессивных технических решений: энкерный выпуск стали, подача шлакообразующих и ферросплавов через свод с помощью системы бункеров и весообразующих устройств, манипулятор для измерения температуры и взятия пробы, газодинамическое уплотнение электродных отверстий, а также использование газокислородных горелок для предварительного нагрева шихты и др. Печь нового поколения позволит повысить качество и расширить сортимент готовой продукции, улучшить технико-экономические показатели работы за счет снижения расхода огнеупоров и электродов. После выхода новой печи на проектную мощность

(более 500 тыс. т стали в год) станет возможным закрытие мартеновского цеха и вывод из эксплуатации или реконструкция устаревших печей ЭДП-100 НЗА.

До 2005 г. планируется проведение реконструкции стана 300-2 с установкой проволочного блока для прокатки и смотки в бунты катанки диаметром 5,5–14 мм и арматуры диаметром 6–12 мм (до 150 тыс. т в год), внедрение технологии разделения и двухручьевого прокатки мелких профилей. Кроме этого, предусмотрены модернизация действующих МНЛЗ, организация производства калиброванного проката для выпуска метизной продукции и сварочных электродов (до 10 тыс. т в год) и собственного производства огнеупоров для ЭСПЦ на основе серпентинита, переработка шлаковых отвалов.

За последнее десятилетие комбинат построил 50 тыс. м² жилья для своих работников, реконструировал спортивный комплекс с плавательным бассейном и построил теннисный корт с трибунами на 1500 мест, провел реконструкцию школы под металлургический колледж, начал строительство нового пансионата на 150 мест в живописной зоне Чарвакского водохранилища.

В перспективных планах комбината — возможность организации производства металлизированных окатышей на базе местных железорудных месторождений, что позволит снизить зависимость объемов выплавки стали от объемов поставок металлолома и значительно повысить качество стали, выплавляемой на базе первородной шихты.

УДК 622.271.001.14

Разработка сценария развития карьера «Мурунтау» на длительную перспективу



В. Н. Сытенков,
главный инженер
Центрального РУ,
д-р техн. наук
(Навоийский ГМК)



У. М. Абдуллаев,
зам. главного
инженера
Центрального РУ
(Навоийский ГМК)

Важнейший резерв повышения эффективности освоения месторождений базируется на качестве решений, принимаемых на разных пространственно-временных иерархических уровнях природно-промышленной системы. При этом ожидаемый результат будет получен в том случае, если управленческие структуры в достижении поставленной цели неуклонно придерживаются единой линии поведения. Особое значение этот фактор принимает в условиях перехода к рыночной экономике, когда конъюнктура на минеральное сырье может меняться как в сторону ухудшения, так и в сторону улучшения, а предприятие должно приспосабливаться к ней. Положение осложняется прогнозируемыми и непрогнозируемыми изменениями горно-геологических и горнотехнических условий, отработкой запасов. Особое место в рыночных условиях занимает социальная сфера, непосредственно зависящая от благополучия предприятия. Для того чтобы предприятию было легче преодолеть негативное воздействие различных факторов, целесообразно разработать адапционный сценарий его развития, базирующийся на всестороннем анализе ситуации и предусматривающий:

- определение основной стратегической цели предприятия;
- разработку частных сценариев по узловым направлениям развития предприятия (товарного, технологического, социального, рыночного и инвестиционного);
- определение основных проектных

решений по реализации частных сценариев;

оценку трудностей на пути реализации сценария и определение мероприятий, компенсирующих эти трудности.

Следует иметь в виду, что сценарий развития каждого направления должен иметь четкую целевую ориентацию, взаимосвязанную с основной стратегической целью развития предприятия.

В качестве примера рассмотрим технологический сценарий развития горных работ при освоении месторождения Мурунтау, которое продолжается уже более 30 лет. Разработка такого сценария предусматривает опережающее определение методов и средств адаптации технологии горных работ к изменяющимся условиям функционирования производства, осуществляется на весь прогнозируемый срок существования предприятия и включает в себя:

- определение границ месторождения, в пределах которых принципиально возможна добыча полезного ископаемого с учетом применения известных и перспективных технологий ведения горных работ;
- выбор перспективных способов разработки месторождения и технологий ведения горных работ с выделением характерных этапов их реализации;

составление примерного графика отработки месторождения, предусматривающего последовательное наращивание адапционных возможностей принятых способов и технологий ведения горных работ в мере развития природно-промышленной системы.

Под адаптацией понимается способность технических систем приспосабливаться к изменяющимся условиям окружающей среды или к изменениям собственной структуры либо алгоритма функционирования, что приводит к повышению эффективности их работы. Адаптация способов (геотехнологий) освоения месторождений к изменяющимся горно-геологическим, экономическим и экологическим условиям заключается в целенаправленном изменении параметров (параметрическая адаптация) либо структуры (структурная адаптация) природно-промышленной системы для компенсации возмущающих воздействий либо оптимизации параметров управления.

Наглядным примером параметрической адаптации служит изменение объемов добычи и качественного состава рудной массы в зависимости от конкретной экономической ситуации (в частности от спроса и цены на готовую продукцию), а структурной — специализация производственных участков карьеров по от-



Карьер «Мурунтау»

дельным процессам (буровые, взрывные, выемочно-погрузочные, транспортные и другие работы).

Адаптацию целесообразно рассматривать в совокупности с эволюцией систем, представляющей собой непрерывные количественные изменения их характеристик, что в конечном итоге приводит к качественному изменению системы в целом и способствует ее дальнейшему развитию, но уже на новом уровне. Под эволюцией рассматриваемой природно-промышленной системы понимается процесс непрерывного, одновременного и взаимосвязанного изменения составляющих ее подсистем вскрытия месторождения, безопасности горных работ, технологического транспорта, экологической безопасности, безопасности персонала, управления грузопотоками и т. п. Направленность эволюции — приспособление к меняющимся условиям существования по принципу «от простого к сложному», поскольку все последующее является развитием предыдущего с добавлением нового. При этом усложнение систем идет по пути разделения функций и подсистем, выполняющих эти функции. Из этого следует, что техническая система (в том числе природно-промышленная) должна иметь возможность усложнения структуры, поскольку упрощение снижает ее адаптационные возможности.

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

системе выделяются подсистемы, требующие повышенного внимания на той или иной стадии ее развития.

Месторождение Мурунтау представлено крутопадающим рудным телом, прослеженным от поверхности до глубины около 2 км. В результате тектонических процессов отдельные блоки месторождения были оторваны от основного рудного тела и сместились от него в сторону, погрузившись на глубину 500–600 м и более. Добыча полезного ископаемого принципиально возможна не только на основном рудном теле, но и на его отдельных блоках. Поэтому все запасы месторождения могут рассматриваться в качестве потенциальной сырьевой базы горноперерабатывающего предприятия.

Верхняя часть месторождения отработывается открытым способом (1-й этап освоения месторождения), альтернатива которому в рассматриваемом случае отсутствует. В настоящее время фактическая глубина карьера составляет 430 м, а перспективная оценивается в 900–1000 м. При этом часть запасов месторождения не попадает в контуры карьера и остается за его пределами на глубине более 400 м как вблизи, так и на расстоянии 1–2 км от борта. Для отработки этих запасов перспективен открыто-подземный способ разработки (2-й этап освоения месторождения). С этой целью из выработанного пространства карьера могут быть проведены вскрывающие выработки (наклонные стволы, штольни и т. п.). Таким комбинированным способом возможна отработка обособленных частей ме-

сторождения до глубины 800–1200 м. Затем может быть осуществлен переход на подземный способ разработки (3-й этап освоения месторождения). Разработка техногенных месторождений, образовавшихся в результате складирования забалансовой руды, золото-содержащих вскрышных пород и других отходов горноперерабатывающего производства, может быть выделена в отдельный этап освоения месторождения.

Отработка месторождения Мурунтау открытым способом ориентировочно будет вестись еще на протяжении 25–30 лет (при среднем темпе понижения горных работ 15 м/год). Реализация открыто-подземного способа разработки может начаться не ранее чем через 10–15 лет.

При разработке адаптационного сценария (стратегии) развития каждого этапа освоения месторождений:

выполняется анализ горно-геологических и горнотехнических условий месторождения и оценивается их изменение по мере развития горных работ;

определяются факторы, к которым требуется адаптация технологических горных работ;

определяются управляемые параметры, приемы и критерии адаптации для каждого иерархического уровня природно-промышленной системы на каждом этапе ее развития.

На первом этапе освоения месторождения по мере развития горных работ горно-геологические условия в карьере «Мурунтау» практически

Таблица 1. Основные технические и технологические параметры карьера в различные периоды его развития

Показатель	170	300	450	575	735	900–1000
Глубина карьера, м	170	300	450	575	735	900–1000
Производительность карьера по горной массе, млн м ³ /год	24	35	40	25–30	20–25	8–12
Бортное содержание, г/т	2,0	2,0	1,5	1,0	1,0	1,0
Коэффициент сложности строения рудных тел, отн. ед.	0,20	0,18	0,14	0,10	0,10	0,10
Вместимость новья экскаватора, м ³	4,6	8–15	12–17	12–17	10–13	8–10
Грузоподъемность автосамосвала, т	27–40	75–140	140–170	140–170	110–140	80–100
Удельный вес ЦТП, %	0	50	70–80	80–90	90–100	90–100
Угол подъема наклонных конвейеров, градус	0	15	15–24	25–30	30–35	35–40
Максимальный уклон технологической дорог в рабочей зоне, %	8–10	8–10	8–10	8–10	10–12	10–12
Расстояние перевозки автосамосвалами, км	2,4	3,4	3,4–4,1	3,0–4,0	3,0–4,0	3,0–4,0
Высота подъема горной массы автосамосвалами, м	33	120–130	80–90	80–90	80–90	80–90
Удельный вес зоны разгрузки, % в шлюз по карьеру	8	8	8	8	8	8
Удельный вес зоны разгрузки в рабочей зоне карьера	8	8	8	8	8	8
Расход электроэнергии, тыс. т/год	10	10	10	10	10	10

Таблица 2. Классификация карьеров по глубине в зависимости от эффективности естественного проветривания выработанного пространства

Класс карьера	Схема естественного проветривания	Расчетная формула для предельной глубины карьера
Мелкий	Прямоточная (струя I рода)	$H_m = \frac{L - 0,5l}{ctg\alpha + ctg\beta}$
Средний по глубине	Рециркуляционно-прямоточная (струя I и II рода)	$H_c = \frac{L}{ctg\alpha + ctg\beta}$
Глубокий	Рециркуляционная (струя II рода)	$H_r = \frac{2L}{ctg\alpha + ctg\beta(1 + tg\alpha ctg\beta)}$
Сверхглубокий	Рециркуляционная (струя III рода)	$H_{\sigma} > H_r$

не меняются, а горнотехнические — ухудшаются, что связано главным образом с увеличением глубины карьера и сокращением ресурса рабочего пространства (табл. 1). Этими параметрами карьера определяются основные факторы, к которым требуется адаптация технологий горного производства, поскольку они влияют на:

безопасность горных работ изменением напряженного состояния прибортового массива пород;

технология транспортных работ изменением затрат на перемещение горной массы;

безопасность персонала ухудшением естественного проветривания выработанного пространства;

типоразмеры и модели применяемого оборудования путем сокращения ширины рабочих площадок и увеличением углов откоса рабочего и нерабочего бортов и т. п.;

управление производственными процессами изменением структуры технологических потоков и требований к параметрам управления.

При разработке месторождений с крутопадающими рудными телами карьер в своем развитии последовательно переходит от мелкого к среднему по глубине, глубокому, а ино-

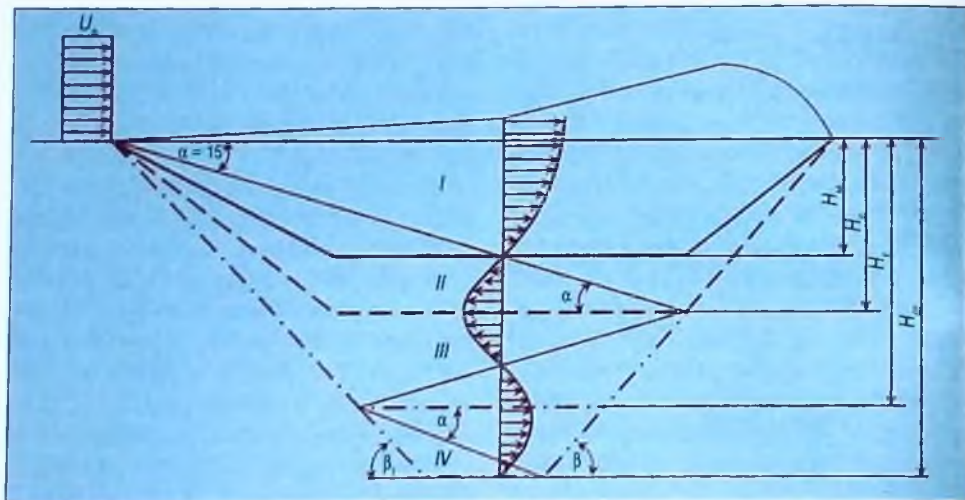


Рис. 1. Схема развития в выработанном пространстве естественного воздушного потока при переходе карьера из категории мелкого в категорию сверхглубокого:

β, β_1 — угол наклона соответственно наветренного и подветренного бортов карьера; α — угол раскрытия воздушного потока

гда к сверхглубокому, образуя пространственно-временную иерархически организованную систему, что обуславливает преимущество решений и возможность прогнозирования горнотехнических, технологических и экономических ситуаций. Для обеспечения единообразия подходов к определению категории карьера разработана классификация карьеров по глубине, отличающаяся от известных классификаций

тем, что в ней в качестве классификационного признака принята схема естественного проветривания выработанного пространства (рис. 1). Этот признак связал воедино глубину карьера с его размерами в плане.

Используя указанную классификацию и соответствующие расчетные формулы (табл. 2), определено, что до глубины 175 м карьер «Мурунтау» относится к категории мелких, до глубины 460 м — средних, до глубины 575 м — глубоких и более

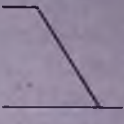
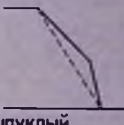
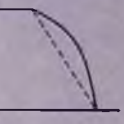
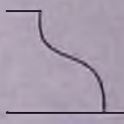
575 м — к категории сверхглубоких карьеров. Опираясь на эту классификацию, адаптационный сценарий развития достаточно детально разработан для следующих подсистем карьера «Мурунтау»: обеспечения безопасности горных работ; обеспечения безопасности персонала; развития технологического транспорта карьера; управления погрузочно-транспортным комплексом и качеством рудного грузопотока карьера.

Анализ разработанных сценариев показывает, что адаптационные возможности технологических процессов повышаются по мере развития карьера и его последовательного перехода из категории мелкого в категорию сверхглубокого (см. табл. 2). Так, например, обеспечение безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьеров (табл. 3) достигается сначала применением пассивных средств защиты органов дыхания (бесклапанные и клапанные респираторы), которые затем последовательно дополняются установками

Таблица 3. Обеспечение безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьера

Класс карьера	Схема естественного проветривания выработанного пространства	Методы и средства защиты персонала от воздействия вредных примесей	Методы и средства контроля загрязненности атмосферы
Мелкий	Прямоточная (струя I рода)	Применение пассивных защитных средств органов дыхания	Внешний контроль органами санитарного надзора
Средний по глубине	Рециркуляционно-прямоточная (струя I и II рода)	Снабжение персонала очищенным воздухом и ограничение времени воздействия примесей на человека (фильтро-вентиляционные установки в кабинах горнотранспортного оборудования)	Прогноз и оперативный контроль загрязненности атмосферы (лазерная станция, передвижная лаборатория, автономные средства измерения)
Глубокий	Рециркуляционная (струя II рода)	То же с индивидуальными источниками воздуховоснабжения «Нива»-2М	То же с пассивными газовыми дозиметрами и индикаторами прорыва
Сверхглубокий	Рециркуляционная (струя III рода)	То же со снабжением персонала воздухом нормативного состава	То же с индикаторами кислорода

Таблица 4. Управление безопасностью горных работ изменением профиля борта карьера

Класс карьера	Профиль нерабочего борта карьера	Приемы управления	Метод расчета устойчивости
Мелкий	Плоский 	Придание откосу борта угла наклона, обеспечивающего нормативный запас устойчивости. Допустимый угол наклона откоса определяется решением плоской задачи, что ведет к его завышению в мелких карьерах, не имеющих существенного значения	Определение коэффициента устойчивости n откоса методом алгебраического сложения сил. Расчетная формула $n = \frac{\sum T_{уд}}{\sum T_{см}} \geq 1,0,$ где $\sum T_{уд}$, $\sum T_{см}$ — соответственно удерживающая и сдвигающая силы
Средний по глубине	Выпуклый двугранный 	Нахождение допустимого угла наклона откоса борта определением запаса устойчивости в результате решения пространственной задачи, что является повышением угла его наклона и снижением объемов вскрыши	Расчет устойчивости откосов графическим и графоаналитическим методами с использованием многоугольника сил, в том числе в пространственной постановке задачи
Глубокий	Выпуклый по циссоиде 	Придание профилю нерабочего борта карьера формы циссоиды; в этом случае на контуре криволинейного профиля тангенциальные нормальные напряжения равны нулю при любом коэффициенте бокового распора	Расчетная формула $y = x \sqrt{\frac{x}{a-x}},$ где y, x — координаты точек циссоиды; a — коэффициент, зависящий от угла наклона прямолинейного откоса борта
Сверхглубокий	Вогнуто-выпуклый по катеноиду вращения 	Придание нерабочему борту карьера вогнуто-выпуклого профиля (катеноида вращения), средняя кривизна которого равна нулю, что обеспечивает минимальную площадь поверхности борта и, следовательно, объема чаши карьера с учетом его геометрических параметров	Расчетная формула $R(z) = ach(z/b)$, где R — расстояние от вертикальной оси до борта карьера на высоте h_z от его дна; z — вертикальная координата, равная расстоянию h_z от дна карьера; ch — гиперболический косинус; a — коэффициент, зависящий от высоты борта H и размера карьера по дну, m ; b — коэффициент, зависящий от высоты борта H и предельно допустимого по условию устойчивости угла наклона его борта α , m

возможности по мере понижения горных работ и сокращения рабочего пространства карьера наращиваются сначала за счет последовательного увеличения грузоподъемности автосамосвалов, затем путем внедрения циклично-поточной технологии (ЦПТ) горных работ с конвейерами в обычном исполнении, дополняемыми автономными модулями-перегрузателями. На последней стадии развития карьера (глубина 750–1000 м) в рабочей зоне предусматривается применение полноприводных автосамосвалов, способных перемещаться по дорогам с уклоном до 20 % (рис. 2).

Наращивание адаптационных возможностей подсистемы управления погрузочно-транспортным комплексом и качеством рудного потока базируется на использовании современных компьютерных технологий обработки информации и спутниковых систем контроля за объектами карьера, включая качество селективной выемки рудных тел (табл. 5).

Адаптационный сценарий освоения месторождений разрабатывается с учетом:

тенденций в изменении конъюнктуры рынка минерального сырья и

для снабжения персонала очищенным воздухом в кабинах горных машин и за их пределами, а на последней стадии развития карьера — воздухом нормативного состава с добавлением при необходимости кислорода, т. е. специально приготовленной дыхательной смесью.

Аналогичная картина наблюдается и при обеспечении безопасности горных работ, когда профиль борта карьера последовательно по мере перехода карьера из одной категории в другую изменяется от плоского к выпуклому многогранному, выпуклому по циссоиде и вогнуто-выпуклому по катеноиду вращения (табл. 4). Адаптационные возможности в подсистеме этом случае последовательно повышаются от упрощенной технологии формирования профиля борта (мелкий карьер) сначала за счет сокращения объемов горных работ (средний по глубине карьер), затем за счет формирования профиля борта без тангенциальных напряжений на его контуре с последующим переходом к профилю вогнуто-выпуклой формы с минимумом площади поверхности борта.

В подсистеме технологического транспорта ее адаптационные воз-

Таблица 5. Управление погрузочно-транспортным комплексом и качеством рудного грузопотока карьера

Класс карьера	Методы и средства управления	
	позрузочно-транспортный комплекс	качество рудного потока
Мелкий	Работа автосамосвалов в «закрытом» цикле с жестким закреплением за экскаваторами. Смена водителей в автобазе карьера	1. Планирование горных работ и составление сортовых планов выемки блоков карьерной массы. 2. Маршрутизация выемки границ ступок горной массы на кровлю уступа. 3. Адресация машинистами экскаватора автосамосвалов на пункты разгрузки. 4. Контроль участковыми геологами отработки выемочного блока в соответствии с сортовым планом. 5. Учет вывезенной горной массы на пунктах разгрузки
Средний по глубине	Работа автосамосвалов в «открытом» цикле с распределением по экскаваторам диспетчерской службой карьера через пункты учета на выездных траншеях. Спутниковая система контроля работы технологического транспорта. Смена водителей «на линии», организованная на борту карьера	Пункты 2, 3 и 4 с: компьютерной системой планирования горных работ с построением сортовых планов на основе автоматизированной обработки геологической информации; учетом вывезенной горной массы с контролем через пункты учета на выездных траншеях; правильности прибытия на погрузку и разгрузку каждого автосамосвала
Глубокий	Спутниковая система распределения, учета и контроля работы технологического транспорта через центральный диспетчерский пункт карьера с визуализацией маршрута движения на дисплее и дистанционной техникой состояния каждой машины. Смена водителей «на линии», организованная на борту и специальных площадках внутри карьера	Формирование рудного грузопотока требуемого качества на основе автоматизированного определения составлений объектов добычи в каждом забое и дистанционного определения содержания в горной массе, поступающей на каждую машину, и автоматизированной фиксации работ в экскаваторной выемке на дисплее, установленных в диспетчерском пункте карьера и кабине машиниста экскаватора
Сверхглубокий	То же, но смена водителей только на специальных площадках внутри карьера	Применение безлюдных технологий выемки и транспортирования

кондиций на полезное ископаемое;

изменения горно-геологических и горнотехнических условий; использования не только балансовых запасов, но и перспективного сырья, включая отходы производства;

преимущества технологий ведения горных работ на смежных этапах развития природно-промышленной системы.

При разработке адаптационного сценария (стратегии) освоения месторождений следует иметь в виду, что:

продолжительность этапов освоения месторождения определяется областью применения способа разработки и технологии ведения горных работ или сроком службы оборудования;

чем ближе реализация отдельного этапа, тем детальнее должен быть разработан сценарий ведения горных работ;

горные работы на текущем этапе должны вестись с учетом изменения технологии на последующих этапах в соответствии со сценарием освоения месторождения;

надежность принятия решений в значительной степени повышается при использовании метода непрерывного планирования горных работ на основе анализа горно-геологической,

экономической и другой информации;

достаточно четкое последовательное разделение процесса реализации решения на этапы осуществляется редко, поскольку в той или иной степени смежные этапы существуют параллельно.

Реализовать разработанную стратегию освоения месторождений в неизменном виде удастся редко, а корректировка ранее сформулированных целей в допустимых пределах с учетом конкретной ситуации дает возможность существенно повысить эффективность решений. Ключом к успешному достижению поставленных целей в этом случае является повторяющийся цикл уточнений, поэтому следует проявлять гибкость в процессе реализации разработанной стратегии и проводить переоценку полученных результатов, а в некоторых случаях — менять идеи, лежащие в основе ранее принятых решений. Такие переоценки полученных результатов нельзя считать напрасной тратой труда и времени. Конечно, недопустимо постоянно изменять цели, методы и средства их достижения, поскольку это мешает правильной ориентации при реализации разработанной стратегии. Но не менее недопустимым является формальное отношение к поставленной задаче и настойчивое стремление решить ее вопреки реальному ходу событий.

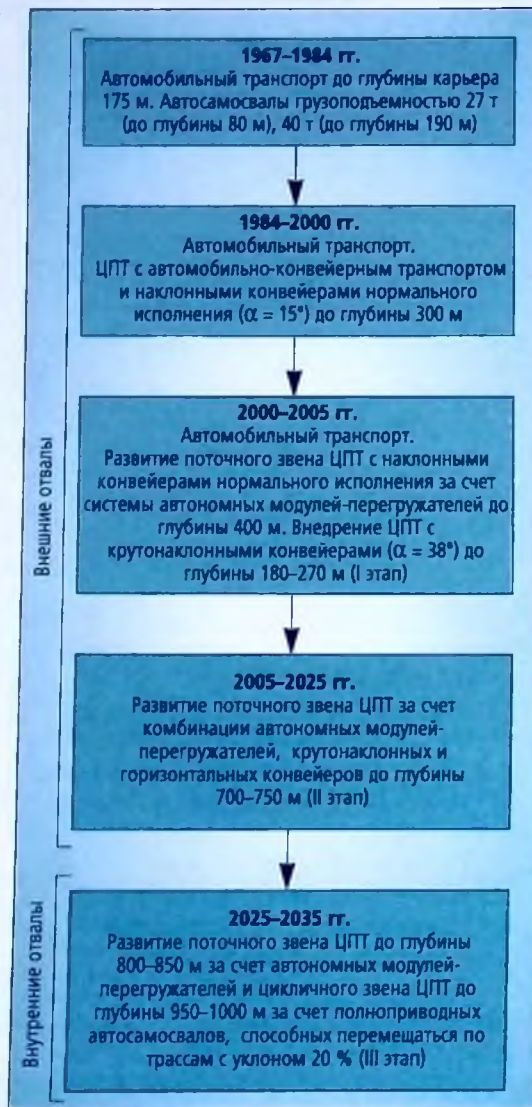


Рис. 2. Развитие технологического транспорта карьера

УДК 622.221.3.004.17

© Коллектив авторов, 2002

Интенсификация горных работ в сложных горно-геологических условиях карьера «Мурунтау»



О. Н. Мальгин,
зам. главного инженера
Навоийского ГМК,
д-р техн. наук



А. М. Иоффе,
начальник лаборатории
лаборатории
ВНИПИпромтехнологии,
канд. техн. наук



П. А. Шеметов,
начальник рудника
«Мурунтау»
Навоийского ГМК,
канд. техн. наук



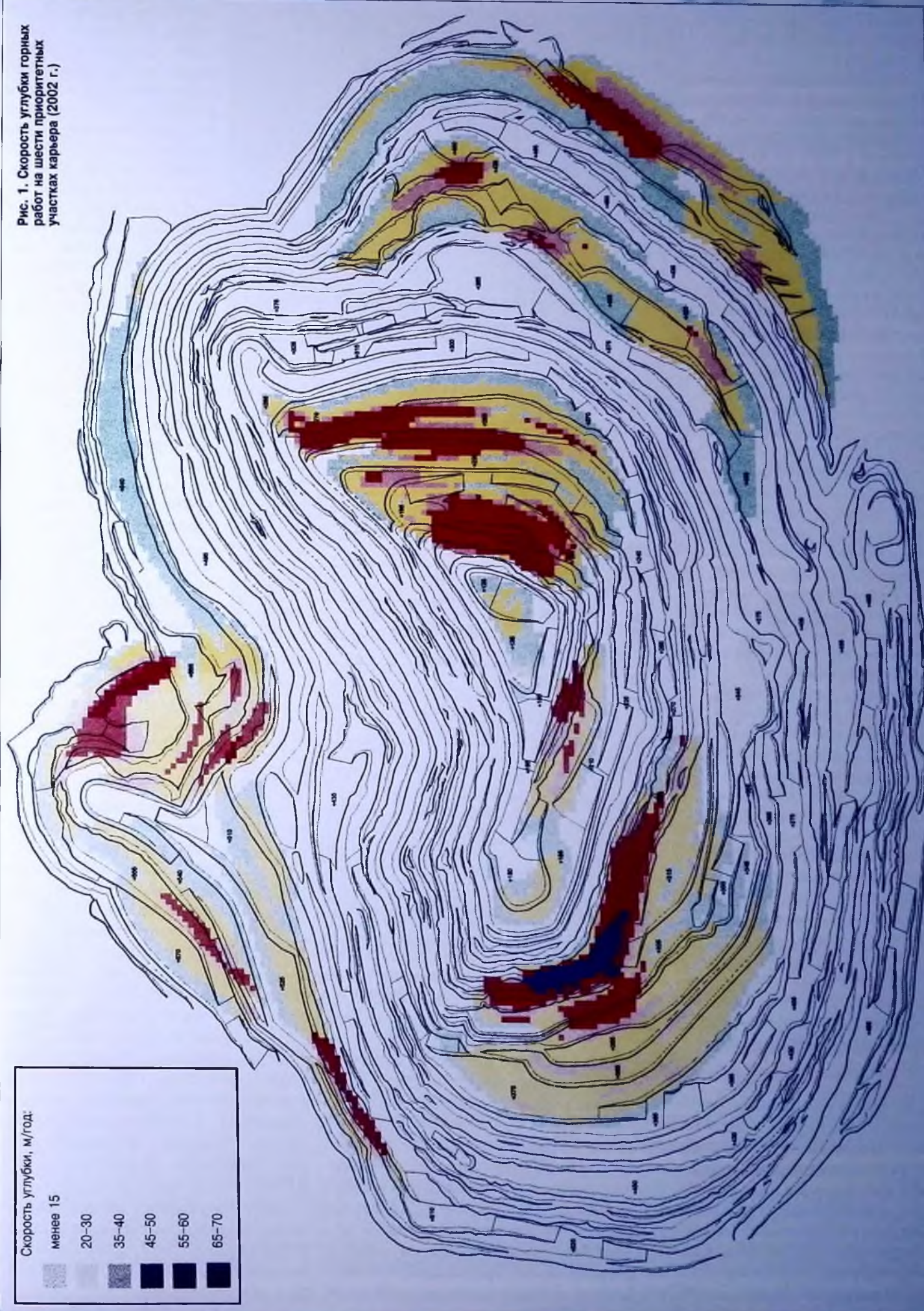
В. Г. Зайков,
ведущий специалист
ЗАО «Интегра»



А. Р. Кабиров,
инженер ПТО
рудника «Мурунтау»
Навоийского ГМК

В новых социально-экономических условиях с учетом необходимости укрепления валютных резервов Республики Узбекистан для решения важнейших народно-хозяйственных проблем перед НГМК была поставлена задача в максимально сжатые сроки увеличить годовую добычу ценного металла. Производительность карьера по горной массе при этом должна со-

Рис. 1. Скорость углубки горных работ на шести приоритетных участках карьера (2002 г.)



горной массе при этом должна составить 38–40 млн м³ в год.

Для выполнения поставленной задачи и соответственно требуемых объемов горной массы необходимо, начиная с 2002 г., интенсифицировать горные работы на нижних горизонтах карьера, обеспечив в рудной зоне понижение горных работ на 45–60, местами до 70 м/год с максимально возможным раскрытием рудных зон и залежей (рис. 1). В связи с этим определены шесть приоритетных участков ведения горных работ в карьере: Центр, Запад, Восток, Запад-верх, Юго-Восток, Север.

В первую очередь необходимо вскрыть западный фланг первой рудной залежи, для чего следует ускорить горные работы на вскрышных горизонтах 345–325 м. Кроме того, для этого необходимо выполнить перезаложение группы основных съездов западного борта карьера.

Известно, что скорость углубки находится в прямой пропорциональной зависимости от производительности экскаваторов, величины углов направления углубки и откоса рабочего борта карьера или участка интенсивного ведения работ, высоты взрываемого и отрабатываемого уступов и в обратной зависимости — от высоты и длины экскаваторного блока. Поэтому для сокращения сроков подготовки горизонтов и увеличения скорости понижения горных работ необходимо использовать более производительное оборудование, сократить до минимума ширину рабочих площадок на нижних горизонтах, сконцентрировать возможно большее количество экскаваторов на блоках минимальных размеров и в случае необходимости производить обуривание и взрывание сдвоенных или строенных 15- и 10-метровых рабочих уступов.

Технологические схемы интенсификации горных работ в карьере

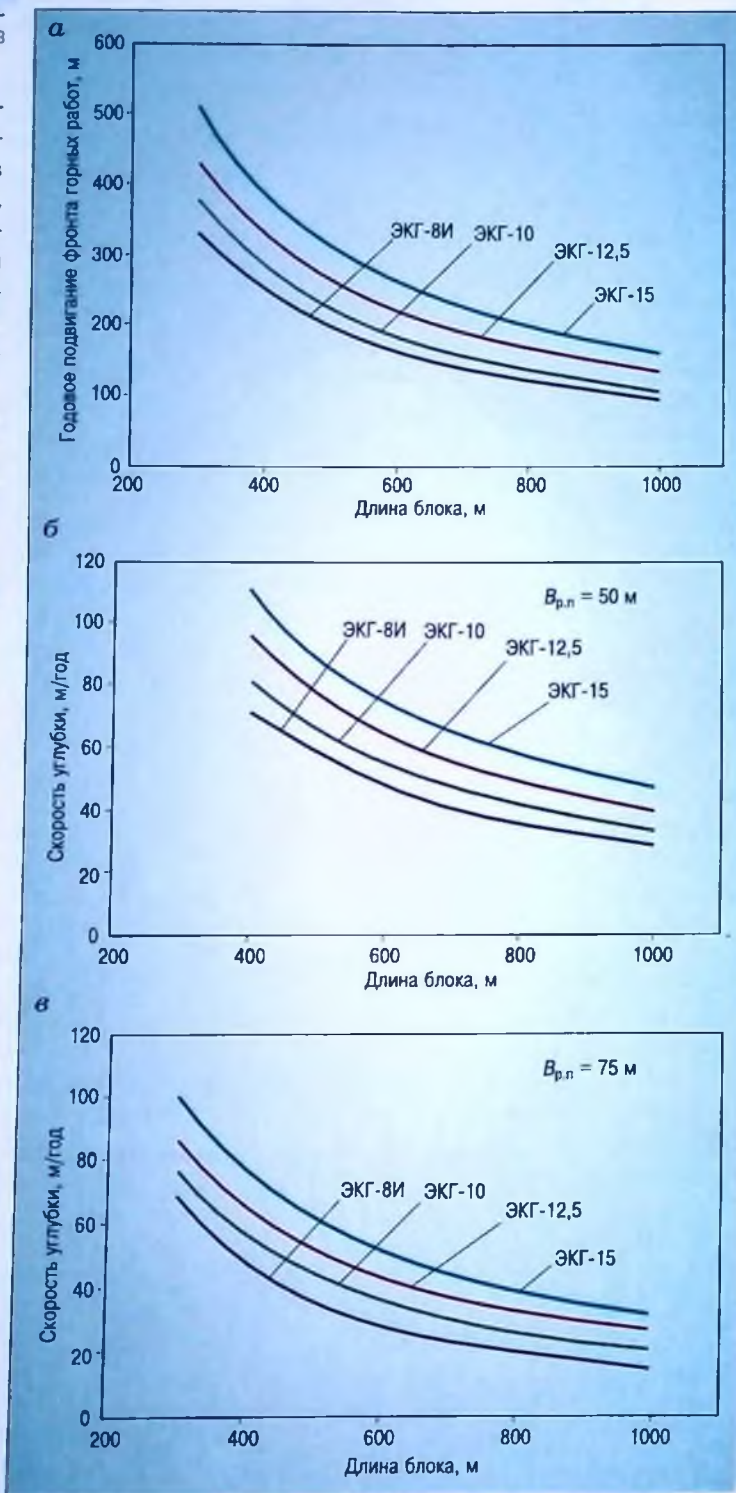


Рис. 2. Зависимость скорости подвигания фронта (а) и углубки горных работ (б, в) от параметров элементов систем разработки и типов экскаваторов

разрабатывались с учетом изложенных соображений.

При оценке возможности обеспечения плановой добычи руды использованы основные результаты НИР по надежности работы буровзрывного и экскаваторно-автомобильного комплексов. Проведены расчеты по установлению типа и количества основного горного оборудования и их производительности. Данные расчеты выполнялись с учетом установленных аналитических

зависимостей (рис. 2), изменения скорости подвигания фронта и углубки горных работ от параметров элементов системы разработки (высоты уступа, протяженности блока, ширины рабочей площадки и др.) и типа применяемых экскаваторов. Разработаны также программы различных вариантов организации и выполнения буровзрывных и экскаваторных работ для реализации годовой программы выпуска золота.

Анализ горнотехнических условий развития горных работ по карьере на 2002 г. показывает, что наиболее сложная ситуация с выполнением требуемых объемов горной массы и темпов углубки возникает на участке карьера Запад-верх в пределах горизонтов 325–255 м. Это связано с тем, что здесь необходимо обеспечить скорость понижения горных работ до 70 м/год (см. рис. 1). На остальных участках эта скорость не превышает 50–60 м/год. В связи с этим основное внимание уделено данному участку, для которого детально разработаны возможные варианты технологических схем отработки, позволяющие впервые в условиях карьера «Мурунтау» достигнуть таких высоких темпов углубки.

Расположенный выше подучасток в пределах гор. 385–325 м является технологически независимым от подучастка в пределах горизонтов 325–

255 м, поскольку горные работы здесь могут быть начаты одновременно с нижним подучастком и производиться в течение года параллельно с горными работами на нижнем подучастке (горизонты 325–255 м).

Разрабатываемый объем горной массы в пределах горизонтов 325–255 м составит 4822,6 тыс. м³, протяженность участков по фронту работ по горизонтам изменяется в пределах 1000–1200 м, высота от-

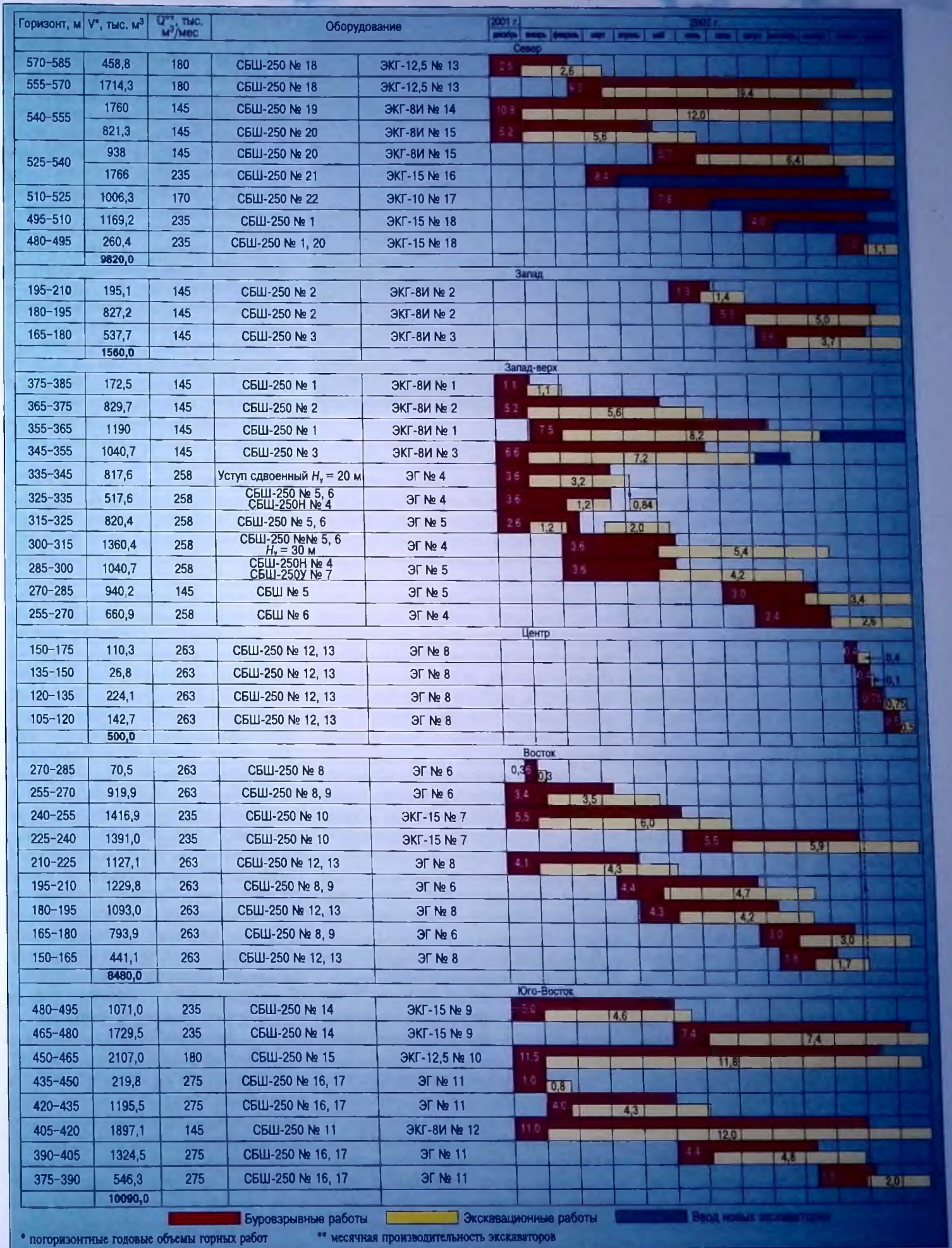


Рис. 3. Планограмма организации и выполнения объемов буровзрывных и экскаваторно-транспортных работ для реализации программы выпуска золота в 2002 г.



Юго-восточный борт карьера «Мурунтау»

работываемых уступов 10 и 15 м. Количество уступов равно пяти, из них один (верхний) — 10-метровый и остальные четыре (нижележащие) — 15-метровые. При их отработке возможны следующие варианты технологических схем.

Первый вариант предусматривает обустройство и взрывание каждого из пяти рабочих уступов и их последующую отработку по отдельности.

Существенным недостатком данного варианта является необходимость проведения пяти циклов БВР по одному месту в вертикальной плоскости для отработки запланированных объемов горной массы, что делает практически нереальным достижение требуемых темпов понижения горных работ в 2002 г. (до 70 м в год).

Второй вариант предусматривает обустройство и взрывание одного 10-метрового уступа (гор. 325–315 м), затем одновременное обустройство и взрывание сдвоенных 15-метровых уступов (гор. 315–285 м), далее обустройство и взрывание по отдельности двух нижележащих рудных 15-метровых уступов (горизонты 285–270 и 270–255 м).

В данном варианте количество циклов БВР уменьшается по сравнению с первым и будет равно четырем.

В третьем варианте все четыре 15-метровых уступа сдваиваются при обустройстве и взрывании, т. е. производится разбуривание и взрывание нижележащих горизонтов на 30-метровую глубину, что снижает количество циклов БВР за рассмат-

риваемый период до трех и позволяет значительно повысить возможность достижения необходимых темпов углубки. Последующая отработка взорванных 30-метровых уступов осуществляется подступами безопасной высоты.

Существенным недостатком данного варианта является ухудшение условий оконтуривания рудных тел во взорванной горной массе нижних рудных уступов, что может заметно осложнить работу геологической службы карьера и привести к увеличению показателей потерь и разубоживания.

С учетом изложенного принимается *второй вариант* технологической схемы отработки участка Запад-восток в пределах горизонтов 325–255 м, который позволяет достичь необходимых высоких темпов углубки практически без отмеченных выше осложнений при разработке рудных блоков.

В пределах горизонтов 325–345 м предусматривается обустройство и взрывание 20-метровыми уступами с последующей их отработкой подступами безопасной высоты.

Такая технология позволяет повысить производительность работающих в этих условиях экскаваторов в силу следующих технологических особенностей буровзрывных и экскаваторных работ при разработке высоких сдвоенных или строенных уступов высотой соответственно 20 и 30 м.

Время простоев работающего в этих условиях экскаватора уменьша-

ется из-за отсутствия взорванной горной массы.

С точки зрения технологии БВР при 15-метровой высоте уступа в скважинах диаметром свыше 200 мм высота колонки заряда составляет от 5–8 до 8–10 м, в результате доля забойки составляет 35–40 % длины скважины. Таким образом, с учетом перебура около 50 % и более длины пробуренных скважин используется нерационально и только 50 % — по назначению для размещения заряда ВВ с целью разрушения массива взрывом.

Улучшение использования длины пробуренных скважин позволит снизить стоимость буровых работ, которые составляют от 30 до 50 % стоимости БВР. Одним из достоинств применения высоких уступов является сокращение объема бурения на перебурах. Если, например, при разработке месторождения 5–10 уступами высотой по 10 м потребуются на каждом уступе иметь перебур 2 м и общая их длина составит 10 м, то в тех же условиях при работе одним уступом длина перебура составит только 2 м.

Наряду с сокращением перебура при высоких уступах улучшаются условия бурения скважин. Наиболее трудоемкий участок бурения — забуривание скважин на глубину 3–4 м при совмещенном (высоком) уступе сокращается аналогично сокращению числа перебуров и его объем распределяется на всю высоту совмещенных уступов. Основной объем бурения будет находиться в зоне неразрушенных предыдущими взрывами пород. Это повышает производительность бурения, чему способствует также сокращение числа перемещений буровых станков в процессе бурения.

При увеличении высоты уступа объем массива, взрываваемый каждой скважиной, значительно возрастает, а следовательно, увеличивается и масса заряда в каждой скважине. А так как длина забойки при взрывании обычных (до 15 м) и высоких уступов практически одинаковая, то полезно используемая длина скважины, занятая ВВ, с увеличением высоты уступа растет и, как показали исследования, может быть доведена до 90 %. При этом с увеличением длины колонки заряд ВВ более равномерно распределяется по взрываемому массиву, что способствует улучшению его дробления и, как следствие, повышению степени по-

лезного использования энергии взрыва.

С учетом изложенного разработаны планограммы различных вариантов организации и выполнения буровзрывных и экскаваторных работ для реализации годовой программы выпуска золота. На рис. 3 представлен вариант планограммы, отражающий существующее состояние горных работ, фактическое наличие на карьере оборудования и необходимость приобретения дополнительного горнотранспортного оборудования для разработки горной массы в объеме 40 млн м³ в год.

При построении планограммы использованы исходные данные предприятия по годовой производительности экскаваторного и бурового парка, возможные реальные сроки поставки трех дополнительных экскаваторов (ЭКГ-10 — 1 ед. и ЭКГ-15 — 2 ед.) для выполнения годовых объемов горных работ 40 млн м³, а также время работы этих экскаваторов в течение 2002 г. Расчеты эффективности функционирования экскаваторно-автомобильного комплекса, выполненные по специальной компьютерной программе, показали необходимость приобретения дополнительного парка 170-тонных автосамосвалов в количестве 20 ед.

Таким образом, разработанные планограммы организации работ и представленные на рис. 3 фрагменты технологии интенсификации и понижения горных работ на участке Запад-верх в пределах горизонтов 325–255 м показывают возможность организации и выполнения комплекса БВР и экскаваторных работ в условиях карьера «Мурунтау» для реализации годовой программы выпуска золота в 2002 г. с достижением необходимых темпов углубки на приоритетных участках и направлениях. В частности, наиболее сложный участок Запад-верх в пределах горизонтов 325–255 м отрабатывается за 12 мес, т. е. реализуется необходимый темп понижения горных работ, равный 70 м/год. При этом следует отметить, что обуривание и взрывание следует начинать с 01.12.2001 г., в этом случае экскавация и отгрузка горной массы начинаются непосредственно с 01.01.2002 г.

Выводы

Для выполнения карьером «Мурунтау» плановых заданий по добыче руды в 2002 г. необходимо интен-



Южный борт карьера «Мурунтау»

сифицировать горные работы на нижних горизонтах, обеспечив в рудной зоне понижение горных работ на 45–60 м в год и более. Наиболее сложная ситуация с выполнением необходимых объемов горной массы и темпов углубки возникает на участке Запад-верх в пределах горизонтов 325–255 м, здесь необходимо обеспечить скорость понижения горных работ до 70 м/год. На примере этого участка выполнены расчеты по определению типа, производительности и количества основного горного оборудования. Разработаны планограммы различных вариантов организации и выполнения буровзрывных и экскаваторных работ для реализации годовой программы выпуска золота в 2002 г.

Для сокращения сроков подготовки горизонтов и увеличения скорости понижения горных работ рекомендуется использование наиболее производительного оборудования, сокращение до минимума ширины рабочих площадок на нижних горизонтах, концентрация возможно большего числа экскаваторов на блоках минимальных размеров; в случае необходимости — применение метода обуривания и взрывания сдвоенными или строеными 15- и 10-метровыми уступами.

Предложен следующий рациональный порядок отработки уступов на участке Запад-верх в пределах горизонтов 325–255 м: обуривание и взрывание верхнего 10-метрового уступа (гор. 325–315 м), затем одновременное обуривание и взрывание сдвоенных 15-метровых уступов (гор. 315–285 м), далее обуривание и

взрывание по отдельности двух нижележащих рудных 15-метровых уступов (горизонты 285–270 и 270–255 м). В этом случае количество циклов БВР по одному месту в вертикальной плоскости равно четырем.

Разработанные планограммы организации работ, а также фрагменты технологии интенсификации и понижения горных работ на участке Запад-верх в пределах гор. 325–255 м показывают возможность организации и выполнения комплекса БВР и экскаваторных работ в условиях карьера «Мурунтау» для реализации годовой программы выпуска золота в 2002 г. с достижением необходимых темпов углубки на приоритетных участках и направлениях горных работ. В частности, участок Запад-верх в пределах горизонтов 325–255 м отрабатывается за 12 мес, т. е. реализуется необходимый темп понижения горных работ, равный 70 м/год.

Анализ выполненных разработок по интенсификации горных работ в карьере «Мурунтау» показывает, что для выполнения горных работ в объеме 40 млн м³ необходимо иметь в работе для экскавации горной массы 18 экскаваторов, т. е. в течение 2002 г. требуется приобретение трех дополнительных экскаваторов (ЭКГ-10 — 1 ед. и ЭКГ-15 — 2 ед.). Расчеты по эффективности функционирования экскаваторно-автомобильного комплекса подтверждают потребность предприятия в дополнительном парке 170-тонных автосамосвалов в количестве 20 ед.

Горные работы на карьере «Кальмакыр»



В. Ю. Раммэ,
директор
рудоуправления
«Кальмакыр»



В. В. Ярошевич,
начальник ПТО
рудоуправления
«Кальмакыр»
(Алмалыкский ГМК)



М. О. Косимов,
зам. начальника ПТО
рудоуправления
«Кальмакыр»

Умело используя возможности горной техники и достижения горной науки и практики, специалисты рудника постоянно совершенствуют технологию производственных процессов.

На сегодняшний день глубина карьера достигла 430 м, длина — 3,5 км, ширина — 1,6 км.

С начала эксплуатации карьера отгружено более 725 млн м³ горной массы. Годовая производительность по горной массе составляет 17 млн м³.

В геологическом строении месторождения принимают участие осадочные, изверженные (магматические) и метаморфические горные породы. Осадочные породы представлены желтыми песчаниками и серыми известняками, изверженные — кварцевыми порфирами, гранодиорит-порфирами, сиенит-диоритами, диоритами, метаморфические — в основном вторичными кварцитами по изверженным породам. Руды месторождения прожилково-вкрапленные, приуроченные к экзоконтактной зоне штоков гранодиорит-порфиров, прорывающей породы сиенитовой группы. Горные породы и руда имеют интенсивную сеть трещин, разбивающих массив на мелкие и

крупные блоки. Коэффициент крепости горных пород по Протодеякову $f=10\div 16$, плотность сульфидных руд 2,6–2,8 т/м³, горных пород — 2,4–2,6 т/м³, коэффициент разрыхления 1,5.

С учетом трещиноватости горные породы Кальмакырского карьера разделены на три категории по взрываемости:

I — легковзрываемые породы ($f = 6\div 8$): сильнотрещиноватые сиениты, гранодиорит-порфиры, не измененные вторичными процессами; сиениты, сиенит-диориты, гранодиорит-порфиры, измененные вторичными процессами;

II — средневзрываемые породы ($f = 8\div 12$): мелко- и среднетрещиноватые с сульфидным оруденением; вторичные кварциты, гранодиорит-порфиры измененные, сиениты, сиенит-диориты окварцованные, вторичные кварциты по сиенитам и стенил-диоритам с сульфидным оруденением;

III — трудновзрываемые породы ($f = 10\div 14$): вторичные кварциты плотные, крупноблочные, слаботрещиноватые.

Месторождение Кальмакыр приурочено к водоразделу рек Накпайсай и Алмалыксай. Статистический уровень подземных вод находится на абсолютных отметках 710–660 м. Уровень грунтовых вод подвержен сезонным колебаниям, причем его понижение в летнее время по сравнению с осенне-весенним периодом составляет 4–6 м. Подземные воды в основном безнапорные, характеризуются малым дебитом и дренируют по трещиноватой рудонесной зоне с верховьев рек Накпайсай и Алмалыксай. Ниже отм. +700 м породы карьера обводнены полностью, выше — частично, в основном за счет атмосферных осадков и фильтрации этих вод по трещинам. В целом обводненность пород карьера составляет 65–68 %.

Вскрытие месторождения

Расположение месторождения в нагорной части предопределило схему его

Карьер «Кальмакыр» — крупнейшее в цветной металлургии СНГ горнодобывающее предприятие и основной источник меднорудного сырья для цветной металлургии Республики Узбекистан. На его базе построены медная обогатительная фабрика и первый в Центральной Азии медеплавильный завод.

Строительство карьера началось в 1954 г., а 1 июля 1959 г. был подписан акт о сдаче в эксплуатацию его первой очереди. С этого времени ведется его планомерная разведка и эксплуатация. В качестве погрузочного оборудования использовали экскаваторы СЭ-3 с ковшем вместимостью 3 м³ производства Уральского завода тяжелого машиностроения, а для вывоза породы в отвал — автосамосвалы грузоподъемностью от 3 до 10 т. В 1962 г. на нижних ярусах Накпайсайских отвалов находились в эксплуатации четыре отвальных тупика, а на верхнем ярусе — один. Горные работы в карьере вели два горных участка. С 1963 г. на карьере начали применять скальные экскаваторы ЭКГ-8; тяжеловесные составы с рудой и породой транспортировали электровозами со сцепной массой 150 т. К концу 1965 г. все станки канатно-ударного бурения заменили станками шарошечного бурения ВСВ-3, БСШ-2М. В начале 70-х годов произвели очередную замену горнотранспортного оборудования.



Здание управления рудника «Кальмакыр»

вскрытия. Верхняя часть до отм. +660 м вскрыта оди-ночными самостоятель-ными полутраншеями, кото-рые, в свою очередь, сгруппированы и выведены на определенные железно-дорожные станции, распо-ложенные на различных высотных отметках. Уступы выше отм. +805 м отраба-тывают с применением ав-томобильного транспорта. Порода вывозят на отдель-ный автомобильный отвал, расположенный на восточ-ном борту карьера. Уступы



Карьер «Кальмакыр»

высотных отметок от +805 до +737 м выведены на станцию Нак-пай, от +715 до +692 м — на стан-цию Отвальная, от 670 до 640 м — на пост 668 м, с 625 м и ниже — на пост Развязка. Нижние горизонты месторождения вскрыты с поста Раз-вязка 4-путным спиральным желез-нодорожным съездом через скольз-ящие железнодорожные съезды до отм. +565 м. Развитие спирального съезда по часовой стрелке обеспе-чивает неограниченное расширение карьера без нарушения принятого порядка работ. Уступы ниже отм. +565 м вскрывают автомобильным скользким съездом с вывозом гор-ной массы на железнодорожные пе-регрузочные узлы.

Система разработки и производительность карьера

Проектом принята транспортная система разработки с транспорти-рованием вскрыши во внешние от-валы. Перемещение фронта работ в карьере — параллельное, при пере-ходе на постоянный спиральный съезд — веерное с поворотным пун-ктом уступных путей у съездной траншеи.

Кальмакырский карьер имеет грушеобразную форму с утолщени-ем в восточной части. Горизонты выше отметки 680 м — Г-образной формы с параллельным подвигани-ем забоев, ниже 680 м — П-образ-ной формы. В настоящее время на руднике нарезаны 24 уступа, по-стоянно в работе находятся 16–17. Высота рабочих уступов 15–22,5 м, минимальная ширина рабочих пло-щадок 40–60 м, длина рабочего фронта экскаватора на верхних го-ризонтах 800–1000 м, на нижних — 600–800 м. Высота уступов от верх-ней отметки до гор. 670 м составля-ет 22,5 м, ниже — 15 м (предопре-

делена применяемым погрузочным оборудованием).

В настоящее время карьер углуб-ляется в год на 10–12 м, а скорость подвигания фронта работ 90–100 м. Среднее расстояние транспортиро-вания руды по железной дороге со-ставляет 12,7 км, вскрыши — 7,2 км. Производительность карьера по горной массе определена проектом в 17 млн м³ в год.

Окружающая местность в районе месторождения Кальмакыр имеет мелкосопочный характер. Превыше-ния наиболее высоких точек место-рождения над господствующей по-верхностью около 200 м. Характер местности predetermined возможность отработки нагорным карье-ром верхней части месторождения, которая вскрыта полутраншеями. Часть месторождения, расположен-ная ниже господствующего уровня местности, начиная с отм. +660 м, вскрыта капитальной стационарной траншеей внешнего заложения.

Месторождение разрабатывается транспортной системой. Автомоби-льный транспорт применяется на вскрышных работах на участках отм. +827 м, а также при проведении ка-питальных и разрезных траншей при вскрытии новых горизонтов. В карье-ре ежемесячно работают 10–12 ав-тосамосвалов БелАЗ-7549 грузо-подъемностью 80 т и БелАЗ-7512 грузоподъемностью 120 т. Среднее расстояние откатки на автоотвалах 3,2 км, на перегрузочный узел 3,5 км. В комплексе с автотранспор-том работают всего 2 экскаватора — ЭКГ-12,5 и ЭКГ-10 (последний — на вывозе вскрыши), на нарезке но-вых горизонтов и транспортирова-нии руды с них на перегрузочный узел — 4 экскаватора ЭКГ-10 и ЭКГ-8И.

Железнодорожный транспорт

применяется на вывозе пород вскрыши на желез-нодорожные отвалы и руды — на обогатительную фабрику. В комплексе с железнодорожным транс-портом работают 15 экс-каваторов, на железно-дорожных отвалах — 11, из них 2 экскаватора — на буферном складе руды в районе МОФ.

Породы вскрыши раз-мещают в отвалах трех групп: Накпайсайской, Алмалыкской и Автомо-бильной. Расстояние Се-

верной группы отвалов (Накпайсай-ской) от карьера составляет 8 км, Алмалыкской — наиболее удален-ной и имеющей большие площади для отвалообразования, — от 6 до 10 км. Обогажительная фабрика расположена на расстоянии 8,6 км.

Вскрышные породы и руды пере-возят электрифицированным желез-нодорожным транспортом широкой колеи. Тяга на постоянном токе на-пряжением 3,3 кВ: локомотивы мар-ки ПЭ-2М со сцепной массой 360 т при двух мотор-двумпкарах ВС-105 грузоподъемностью 105 т. Обычно в работе находятся 23–24 локомоти-восостава с 12 двумпкарами в каж-дом. Лакомотивосоставы эксплуати-руют в карьере по открытому циклу; поезда не закреплены за опреде-ленными экскаваторами; подачей составов под погрузку руководит ди-спетчер.

На каждом рабочем горизонте уложен один железнодорожный путь с одним транспортным выходом с рабочего горизонта. Обмен поез-дов производится за пределами фронта работ. Общая протяжен-ность железнодорожных путей на руднике составляет порядка 60 км, из них 45 км — пути внутрикарьер-ные и 15 км — на отвалах.

Буровзрывные работы

Подготовка горной массы к выем-ке ведется буровзрывным способом. С конца 60-х годов на карьере на-чали внедрение буровых станков шарошечного бурения СБШ-250, которые быстро вытеснили приме-нявшиеся ранее станки других типов (СБУ, БСВ-3, БСШ-2М и др.). По сравнению с ними станки СБШ-250 имеют большую производи-тельность, хорошую маневренность, до-статочно мощные электрооборудо-вание и компрессор. В последние

30 лет на карьере ежегодно эксплуатируются 16–18 станков этого типа. Производительность одного спусочного станка 20–21 км/год. Коэффициент использования календарного времени не превышает 34–36%. Режим работы — односменный, в дневное время; продолжительность смены 12 ч; рабочая неделя непрерывная. В праздничные дни буровые бригады не работают. Пылеподавление мокрое. Воду для буровых станков поставляют автомобилями-водоносами. В настоящее время в карьере находятся в работе 16 станков СБШ-250МН-32. В качестве бурового инструмента используют шарошечные долота, выпускаемые различными заводами-изготовителями: Дрогобычским долотным заводом; акционерными обществами «Уралбурмаш» и «Волгабурмаш»; фирмой SMITH. INT. INC. (США).

В 2002 г. намечено продолжить замену устаревшего парка буровых станков новыми. Естественно, ввод нового бурового оборудования позволит значительно повысить коэффициент использования станков, сократить простои из-за неплановых ремонтов и, самое главное, улучшить обеспечение экскаваторов горной массой.

В условиях Кальмакырского карьера на каждом уступе работает, как правило, один буровой станок, обеспечивающий бурение 1 млн м³ горной массы в год. Добычные и скрышные работы ведутся на 25 уступах. По проекту 16 уступов имеют высоту 15 м, 9 уступов — 22,5 м.гол откоса уступа 70–80°.

Режим работы карьера — круглогодичный, в две смены по 12 ч, для взрывного участка — односменный с выходными днями в неделю. Взрывы производятся один раз в неделю.

Объемы горных пород, подлежащих взрывному рыхлению, в зависимости от категории их взрываемости следующие: I категория — 6 млн м³; II и III — 5 млн м³; в граншейных условиях I млн м³. В качестве основного метода ведения взрывных работ применен метод вертикальных скважинных зарядов рыхления. Способы рыхления последних — с помощью детонирующего шнура (ДШ) и электри-

ческий. Для достижения требуемой степени дробления горной массы предусмотрены две схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ). Иницирование скважинных зарядов — бескапсюльное с помощью детонирующего шнура (ДША, ДШЭ-12), пиротехнических реле замедлений (РП-8) и электродетонаторов мгновенного (ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж) и короткозамедленного (ЭДКЗ-ПКМ-15, ЭДКЗ-П-25) действия.

Устойчивость бортов карьера на его проектном контуре обеспечивается предварительным щелеобразованием: взрывают контурные заряды с опережением во времени по отношению к взрыву зарядов рыхления.

До 1997 г. для взрывания скважин применяли различные типы ВВ, расход которых на 1 м³ горной массы составлял 0,4–0,45 кг. В целях снижения затрат на приобретение ВВ и стабильности их получения, в 1997 г. на комбинате был построен и введен в эксплуатацию завод по изготовлению эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) на основе раствора аммиачной селитры, дизельного топлива, олеиновой кислоты, аммиака водного и стеклянных микросфер. В конце 1997 г. карьер «Кальмакыр» полностью перешел на взрывание скважин собственными ЭВВ. Основной вид скважинных зарядов — ЭВВ эмульгит-30 или эмульгит-60, для боевиков — патронированный аммонит 6ЖВ диаметром 32 и 90 мм, тротильные шашки Т-400 и эмульгит-100 ГЛ. Масса боевика определяется видом ВВ. Но основном рыхлении применяют сплошную колонку заряда ЭВВ. Для заряжания сухих скважин используют неводоустойчивые ЭВВ эмульгит-30, для заряжания обводненных скважин — водоустойчивые ЭВВ эмульгит-60.

Механизация взрывных работ — зарядание скважин ВВ и их забойка — обеспечивается применением зарядных машин. Контроль качества, приемку и браковку выполненных работ ведут в строгом соответствии с действующим Руководством по приемке, контролю и оценке качества буровзрывных работ. Качество работ контролируют на всех этапах производственного процесса: бурение, зарядание и взрывание скважин. Контролю подлежат следующие параметры взрывания зарядов: сопротивление по подошве уступа; расстояние между скважинами; глубина перебура; направление бурения (угол наклона пробуренных скважин); масса заряда; длина забойки.

Экскаваторные работы

Карьер «Кальмакыр» оснащен самой передовой и высокопроизводительной горнотранспортной техникой. Погрузка горной массы в транспортные средства производится экскаваторами циклического действия типа «прямая лопата».

До 1971 г. в эксплуатации находились экскаваторы СЭ-3, ЭКГ-4, ЭКГ-8 (емкость ковша 6 м³). Последние два были затем заменены экскаваторами ЭКГ-8И с ковшом емкостью 8 м³, а с 1974 г. внедрены ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-20, имеющие по сравнению с ЭКГ-8И большую емкость ковша, ширину заходки (28–30 м против 18–20 м). Преимущества этих машин позволили увеличить высоту уступа с 15 до 22,5 м, уменьшить время погрузки транспортных средств, сократить число уступов, находящихся в работе (с 14 до 9), протяженность железнодорожных путей — на 12,5 км, а также ЛЭП-6 кВ и контактных сетей.

На сегодняшний день парк экскаваторов на руднике представлен следующими марками: ЭКГ-12,5 — 4 ед., ЭКГ-8И — 15, ЭКГ-6,3 — 2, ЭКГ-4У — 1, ЭКГ-4,6 — 1, ЭКГ-15 — 4, ЭКГ-20 — 1, ЭКГ-10 — 6 ед. Из них на отвалах работают 8 экскаваторов ЭКГ-8И, на отвале МОФ — 2 экскаватора ЭКГ-6,3. На балластной базе находится один экскаватор ЭКГ-4,6, используемый только для погрузки балласта в вагоны-дозаторы.

Порядок обработки уст



Погрузка горной массы на железнодорожный транспорт

пов при погрузке горной массы в железнодорожный транспорт следующий. Экскаватор отгружает вынимаемую за одну заходку горную массу в направлении от приходной части горизонта в сторону тупика, дойдя до которого возвращается в приход, подбирая развал от произведенного взрыва, либо вхолостую. После этого с прихода осуществляют передвижку путей в новое положение, и экскаватор начинает отработку следующей заходки. Поскольку передвижка пути занимает определенное время (не менее 24 ч),



Горные работы в карьере

планово-предупредительный ремонт экскаватора на практике стараются совместить с ней по времени и вести параллельно.

Железнодорожные пути передвигают с помощью крана-бульдозера на базе бульдозера Т-170, оборудованного навесной стрелой-укосиной и подъемной лебедкой. Как правило, перенос пути в новое положение осуществляется двумя такими машинами. Длина плети передвигаемого пути 25 м. В процессе переноса пути производят его обработку (с помощью хоппер-дозаторов подсыпают балласт, выправляют путь путеподемными машинами ПРМ-3) и замену вышедших из строя элементов верхнего строения (шпал, рельсов и т. д.). Боковую контактную сеть переносят в новое положение бульдозером Т-170, специально оборудованным навесным подъемным устройством. После готовности пути возобновляют работу экскаватора по погрузке горной массы.

На переукладке пути в карьере работают в дневную смену 10–12 кранов-бульдозеров, на отвалах — 4 крана-бульдозера. Как правило, путевые работы ведутся только в дневную смену.

Ремонт старых и изготовление новых железнодорожных звеньев на руднике осуществляет звеноборочная база, расположенная рядом со станцией Кальмакыр. На базе складированы прибывающие на рудник в вагонах шпалы, рельсы и прочие материалы верхнего строения путей. Для разгрузки и загрузки вагонов база оборудована козловым краном грузоподъемностью 10 т. Здесь же располагают участок малой механизации по обслу-

живанию путевого хозяйства рудника и склад горючесмазочных материалов для заправки механизмов участка топливом и маслами, а также для централизованного снабжения смазочными материалами экскаваторов и буровых станков на руднике.

На борту карьера расположена балластная база. С нее отгружают в карьер и на отвалы балласт для ремонта железнодорожных путей. Погрузку балласта с дозатора и размещение в бункере прибывшей в думпкарах щебенки осуществляют экскаватором ЭКГ-4,6.

Работы по механизации путевого хозяйства, обслуживанию и ремонту контактных сетей, ремонту основного горного оборудования выполняет специализированный участок механизации, оснащенный следующим оборудованием: железнодорожные краны ЕДК грузоподъемностью 16, 25, 60, 80 и 125 т — 7 ед.; кран козловой ККС10х32 грузоподъемностью 10 т — 1 ед.; автокраны грузоподъемностью 10 и 16 т — 4 ед.; путеподемные машины ПРМ-3 — 4 ед.; мотодрезины АГМУ — 4 ед.

Ремонтные службы выполняют весь объем работ по подготовке и ремонту запчастей в одну или две ремонтные смены и часть работ — по графику непрерывной рабочей недели. Капитальный и средний ремонт экскаваторов выполняют узловым и агрегатным способами, что позволяет добиться хорошего качества и сократить сроки простоя. Подготовка узлов и агрегатов для капитального ремонта экскаваторов производится на открытой площадке, укомплектованной свароч-

ным оборудованием и железнодорожным краном грузоподъемностью 50 т.

Техническое обслуживание оборудования на участках выполняет бригада, текущие капитальные ремонты — участок по ремонту оборудования. Ремонтно-механический завод комбината удовлетворяет заявки рудника на изготовление запасных частей определенной номенклатуры, зубьев ковшей экскаваторов. Основную часть запчастей рудник получает из централизованных фондов, а запчасти для экскаваторов — непосредственно с заводов-изготовителей.

Карьерный водоотлив

Вода в карьер поступает от трех источников: атмосферные осадки (в основном в декабре—июне); трещинные воды палеозойских пород; грунтовые воды речных долин. Согласно расчетам, возможный водоприток со стороны долины Накпайсая составляет 100 м³/ч, из палеозойских пород — около 300 м³/ч, динамический поток из аллювиальных отложений Алмалыкская — 80–100 м³/ч. Таким образом, максимальный суммарный приток подземных вод в карьер равен 480–500 м³/ч. Питание подземных вод происходит за счет инфильтрации атмосферных осадков.

В 1984 г. русло Алмалыкская перекрыли в верховьях плотиной, а воду отвели в тоннель, пройденный под хребтом и выходящий в долину реки Накпайсая. Длина тоннеля 600 м, площадь поперечного сечения 6 м². Воду из карьера откачивают следующим образом. В северной части карьера, на самом нижнем горизонте (в настоящее время — на отм. 455 м) имеется зумпф вместимостью 350–450 м³, глубиной 8–10 м. Выше уровня воды на 0,6–1 м установлены 4 насоса ЦНС-300/320 (подача 300 м³/ч, мощность двигателя 250 кВт, напряжение 6 кВ). От каждого насоса проложены трубопроводы диаметром 219 мм на расстоянии 150–200 м друг от друга во избежание одновременного повреждения их взрывными работами, экскаваторами и т. д. Концы трубопроводов подведены в очистное сооружение

на отметке +660 м, т.е. перепад высот составляет 205 м.

Поскольку средний приток воды не превышает 280 м³/ч, то работает один насос, а три — в резерве. Насосы установлены на станинах, которые можно передвигать. Водотлив функционирует круглосуточно без перерывов.

Для очистки воды имеется фильтрующий зумпф, в котором осаждаются твердые частицы. Из него осветленная вода попадает в основной зумпф. Откачиваемые воды дополнительно очищаются в очистных сооружениях на отм. +660 м, и полностью очищенная вода поступает в русло Алмалыксай для полива городских зеленых насаждений и огородов.

Перспективы развития карьера

В связи с планируемым увеличением производительности карьера по добыче руды и снижением бортового содержания меди с 0,3 до 0,2% институтом Гипроцветмет выполнен проект, предусматривающий применение для вскрытия и обработ-



Погрузка горной массы в автотранспорт

ки нижних горизонтов циклично-поточной технологии и включающий в состав I очереди следующие основные технологические элементы: перегрузочная площадка на отм. 490 м; дробильная установка на отм. 477 м; наклонный тоннель для конвейерной линии; конвейерная линия от дробильной установки до перегрузочной площадки за железнодорожной станцией Кальмакыр; перегрузочная площадка с отвалообразователем для формирования склада руды и экскаваторами для

погрузки руды в железнодорожный транспорт; конвейерная линия от устья тоннеля до Алмалыксайских отвалов; отвалообразователь на Алмалыксайских отвалах. Такой состав I очереди дробильно-сортировочного комплекса позволит полностью решить вопрос транспортирования руды на обогатительную фабрику, мощность которой предполагается увеличить до 45 млн т в год.

С уступов выше отм. 550 м и с существующих перегрузочных пунктов руду в объеме 30 млн т бу-

дут перевозить железнодорожным транспортом, а 15 млн т — доставлять конвейерной линией по тоннелю на перегрузочный узел и далее железнодорожным транспортом до обогатительной фабрики.

Для дальнейшего увеличения годовой производительности карьера до 60 млн т руды предусматривается строительство ЦПТ II и III очереди с вводом в эксплуатацию второго наклонного тоннеля, дробильно-сортировочного комплекса и дополнительных конвейерных линий.

УДК 622.83:622.271

© А. А. Силкин, В. Н. Кольцов, 2002

Геомеханический анализ и системы контроля деформаций бортов карьера «Мурунтау»



А. А. Силкин,
начальник научно-исследовательского отдела,
канд. техн. наук
(СредазНИПИ-
промтехнологии)



В. Н. Кольцов,
главный маркшейдер
(Навоийский ГМК)

формационной зоны Кызылкумо-Алайской системы Юго-Западного Тянь-Шаня и залегает в наиболее древних осадочно-метаморфических образованиях этой зоны. Структуру рудного поля определяет Тасказганская антиклиналь, ось которой имеет близширотное простирание. Южное крыло антиклинали, осложненное мелкими складками, оси которых простираются в северо-восточном направлении, сложено слабо-метаморфизованными сложно переслаивающимися сланцами, алевролитами и песчаниками.

Наиболее слабыми породами являются углисто-слюдистые сланцы с низким содержанием кварца и перемьятые породы в зонах дробления со

средним размером отдельностей до 0,2 м. Они распространены на 5–6% площади рассматриваемых разрезов. Породы средней прочности — это различные сланцы, алевролиты и песчаники со средним размером отдельностей 0,2–0,4 м. На них приходится около 45% площади разрезов, и на основании практического опыта разработки карьера их относят к среднеустойчивым в откосах. Остальная часть площади разреза представлена горными породами со средним размером отдельностей 0,4–0,7 м, сохраняющими устойчивость в откосах длительное время.

Главными разрывными нарушениями являются Южный, Структурный и

Месторождение Мурунтау расположено в северо-западной части структурно-



Рис. 1. План карьера «Мурунтау»: римские цифры — номера участков (блоков) со схожими условиями устойчивости

Северо-Восточный (Первый и Второй) разломы (рис. 1).

Тектонические нарушения, расчленяющие рудное поле на пять крупных блоков, внутренняя структура которых осложнена наличием более мелких сдвиговых трещин и трещин отрыва, создают дополнительные напряжения, которые изменяют общее поле напряжений в области карьера [1]. Так, в зоне влияния Южного разлома расчетная величина максимальных касательных напряжений τ_{\max} в массиве возрастает более чем в 20 раз.

За период эксплуатации месторождения с 1979 г. выявлено и зафиксировано 32 случая деформирования откосов уступов в виде осыпей, обрушений и оползней. Основными причинами деформирования уступов являлись неблагоприятно ориентированные тектонические нарушения, заполненные глиной трения с невысоким сопротивлением пород сдви-

гу, а также интенсивная трещиноватость пород.

По месту дислокации выделяются две группы основных нарушений (см. рис. 1): в зоне влияния Южного разлома (7 деформаций) и в зоне влияния Второго Северо-Восточного разлома (13 деформаций).

IV очередь развития карьера предполагает увеличение его глубины свыше 600 м при практически неизменном контуре. Это вызовет перераспределение напряжений в прибортовом массиве и, соответственно, дополнительные горизонтальные и вертикальные деформации.

Решение вопросов обеспечения устойчивости бортов карьера и его уступов, своевременное предупреждение деформаций элементов открытых горных разработок невозможно без постоянного контроля за состоянием уступов бортов карьера и всего прибортового массива. Поэтому для дальнейшего развития

карьера «Мурунтау» в сложных горно-геологических условиях создана маркшейдерская сеть для высокоточных наблюдений, отвечающая возросшим требованиям к обеспечению длительной устойчивости бортов при увеличении их высоты.

Для создания рациональной наблюдательной сети был выполнен геомеханический анализ, который включал районирование и прогноз напряженно-деформированного состояния прибортового массива.

Районирование прибортового массива с учетом слоистости, трещиноватости, тектонической нарушенности и вторичной обводненности прибортового массива позволило выявить шесть протяженных участков со схожими условиями устойчивости (см. рис. 1).

Наибольший интерес представляют участки (блоки) IV и VI, так как именно здесь наблюдалось большинство деформаций.

Блок IV расположен в районе се-

Таблица 1. Основные физико-механические свойства пород карьера «Мурунтау» (лабораторные определения)

Породы	Плотность ρ , т/м ³	Сцепление C , МПа	Угол внутреннего трения φ , градус	Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	Предел прочности на растяжение $\sigma_{р}$, МПа	Модуль упругости E , МПа	Коэффициент Пуассона μ
1. Кварциты, кварцевые метасоматиты от слюдисто-сланцевых до массивных, алевролиты окварцованные	2,68	24,8	36,3	112,6	22,7	—	0,24
2. Алевролиты различного состава (углеродисто-кварцевые, углеродисто-кварц-слюдистые)	2,69	21,4 (0,88)*	37,9 (65)	102,0	14,1	7694	0,23
3. Алевролиты углеродисто-кварц-слюдистые зон тектонических нарушений	(2,54)	(0,82)	(33)	(53,9)	—	(1136)	(0,32)
4. Переслаивание алевролитов, алевросланцев, сланцев различного состава	2,67	19,5	38,8	75,8	10,2	7500	0,28
5. Углеродисто-кварцевые, хлорит-серицитовые, кварц-слюдистые сланцы от тонкослоистых до полосчатых	2,69	14,7 (0,89)	39,4 (73)	81,9	11,5	7489	0,23
6. Углеродисто-слюдистые, углеродистые сланцы, тонкослоистые	2,67	13,8	38,7	35,6	10,5	7489	0,22
7. Обломочные породы зон тектонических нарушений	(2,44)	(0,031)	(39,6)	90,5	37,9	—	—
8. Глинистые мелонитизированные породы зон тектонического дробления	2,00	0,033	20,8	90,5	37,9	—	—

* В скобках приведены результаты натуральных определений.

30–35°. Выше по разрезу угол падения пород в сторону карьера увеличивается до 50–59°.

Из-за концентрации напряжений, как отмечалось выше, потенциально опасными следует считать участки, расположенные в зонах сочленения Южного разлома с Первым и Вторым Северо-Восточными разломами.

Типы пород, слагающих прибортовые массивы, и их свойства представлены в табл. 1.

В последнее время устойчивость откосов анализируется на основе решений задач теории упругости, полученных численными методами, в основном с использованием метода конечных элементов (МКЭ) [3, 4].

Наиболее удобным методом расчета поля напряжений для пространственных областей со сложным контуром является метод граничных интегральных уравнений (ГИУ) [5]. Метод ГИУ является новым вариантом общего метода потенциала и основывается на применении интегрального уравнения, связывающего естественные граничные условия. При решении не требуется использовать какие-либо специальные функции или моделирование внутренней области. Именно с использованием этого метода было рассчитано напряженно-деформированное состояние прибортового массива на текущий момент отработки и в предель-

верного борта карьера. Залегание слоев по всей его протяженности — наклонное (25–35°) в сторону карьера. Поэтому при рекомендуемом генеральном угле наклона северного борта, равном 38°, неизбежна подрезка породных слоев в нерабочем борте карьера, однако, как отмечается в работе [2], скальные породы допускают подрезку слоев и контактов с углами падения до 35° без существенного снижения устойчивости уступов. Породы в верхней части разреза практически на всем его протяжении представлены переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава с подчиненными прослоями песчаников. Нижняя часть разреза сложена окварцованными алевролитами, кварцевыми метасоматитами, кварцитами.

Наибольшая вероятность деформирования пород в уступах борта относится к выпуклой в плане части борта, высота которого в предельном положении 660 м. Поверхности ослабления, способные участвовать в формировании поверхности скольжения, отсутствуют, массив можно рассматривать как квазиоднородную среду.

Блок VI расположен в восточной части южного борта. Породы, слагающие прибортовой массив, представлены флишеподобной толщей переслаивающихся алевролитов и углеродистых и слюдисто-кварцевых

сланцев с линзами и прослоями углистых сланцев.

Близость крупного Южного разлома и оперяющих его дизъюнктивных нарушений существенным образом осложнила залегание пород многочисленными складчатыми нарушениями. Нижняя пачка пород прибортового массива имеет падение в сторону карьера под углом

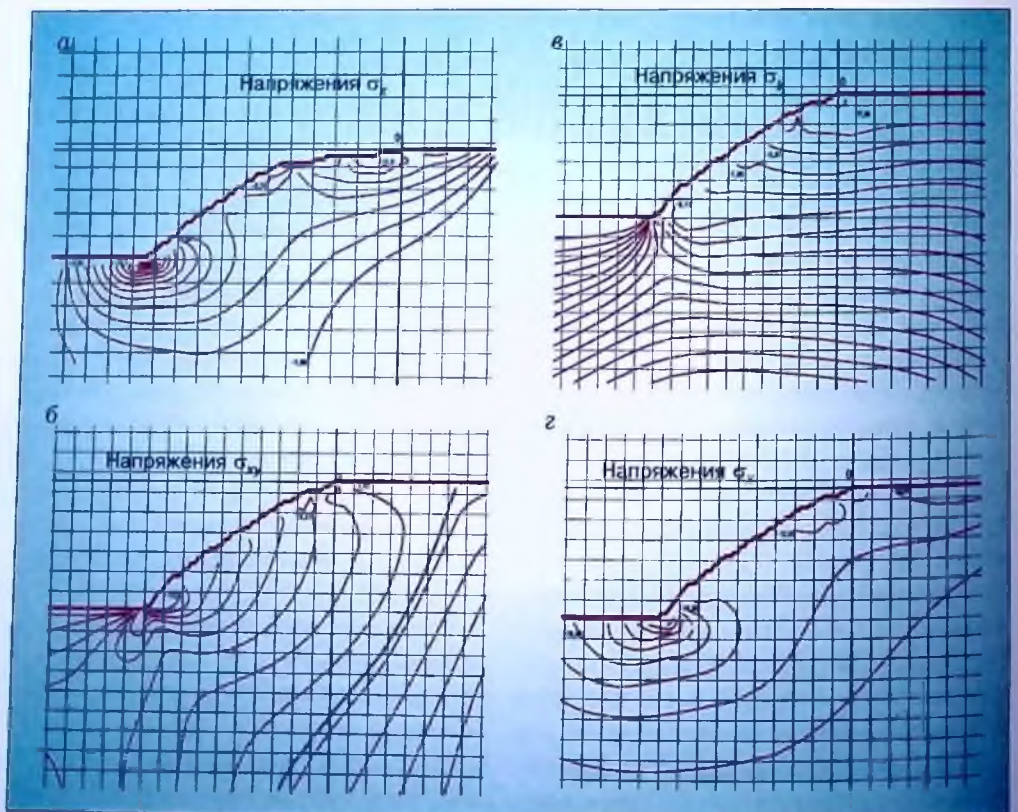


Рис. 2. Изолинии напряжений в прибортовом массиве: а — северный борт, разрез по линии 115 по состоянию на 01.01.02 г. (глубина карьера $H = 465$ м); б, в, г — северный борт, разрез А-А в контурах IV очереди карьера ($H = 660$ м)

Таблица 2. Сравнительный анализ спутниковых и линейных измерений

От пункта	До пункта	S-GPS (сетевая схема)	S-ALTA 510	ΔS	Статистическая погрешность
11	01	2359.266	2359.265	0,001	1/1947000
11	06	2606.720	2606.714	0,006	1/429000
11	09	1220.430	1220.428	0,002	1/663000
01	06	2276.461	2276.465	-0,004	1/625000
01	09	2840.789	2840.796	-0,007	1/386000
06	09	1962.898	1962.896	0,002	1/1002000
Среднеквадратическая погрешность				0,005	

ном контуре карьера с учетом структурно-тектонических особенностей массива и внешних нагрузок от отвалов (рис. 2). Состояние пород в расчетах принято квазиизотропным с коэффициентом хрупкости и пластичности $\chi = \sigma_p / \sigma_{сх} < 0,2$, а изменение свойств массива во времени под воздействием напряженного состояния (т. е. проявление наследственной ползучести) учтено в соответствии с рекомендациями работы [6].

Из рис. 2, на котором приведены изолинии напряжений в основании и бортах карьера при $\gamma = 0,026$ МПа на текущий момент и на период постановки его в предельное положение видно, что существенная концентрация нормальных напряжений σ_x и касательных напряжений τ_{xy} наблюдается в зонах, примыкающих к основанию борта в точках перегиба криволинейной границы. Отметим, что при существующей высоте уступов $10 \text{ м} \leq H_c \leq 30 \text{ м}$ и ширине берм $10 \text{ м} \leq B \leq 30 \text{ м}$, образуемая ими конфигурация не влияет на напряженное состояние. При возрастании этих параметров их влияние заметно (см. рис. 2, а). Распределение нормальных вертикальных напряжений σ_y соответствует гипотезе А. Н. Динника. Значения их плавно возрастают вдоль борта в зависимости от глубины (см. рис. 2, в).

Нормальные горизонтальные напряжения σ_x в верхней части борта в 20–25 раз больше σ_y , а в его основании в 3–5 раз превышают вертикальные, причем отношение σ_x / σ_y возрастает с увеличением глубины карьера H .

На земной поверхности максимальная концентрация σ_x возникает на расстоянии kH (k — коэффициент, зависящий от высоты борта H и угла его наклона α) от края борта. От этой области распространяется вниз в глубь массива нулевая (показана синим цветом) изолиния τ_{xy} (рис. 3, г). Очаги концентрации нормальных напряжений σ_x примыкают к участкам границы массива, обладающим

наибольшей кривизной, и именно они определяют местоположение наиболее опасных (в смысле потери прочности и устойчивости) зон в горном массиве.

Таким образом, термин «разгрузка» для случая выемки породы при отработке карьера не соответствует тем процессам, которые происходят в массиве. Действительно, если сравнить картину распределения напряжений в массивах горных пород до и после выемки, то заметим, что уменьшаются (разгружаются) в основном нормальные напряжения σ_y , а остальные компоненты напряжения увеличиваются и способствуют образованию зон концентрации напряжений и пластического течения, т. е. фактически идет процесс нагружения, а не разгрузки

(см. рис. 3). Если рассмотреть этот процесс с позиции теории прочности Кулона—Мора [7], то в точках, расположенных в зонах концентрации напряжений после выемки грунта, порода из устойчивого состояния в нетронутом массиве переходит в неустойчивое из-за нагружения по наклонным траекториям вплоть до потери прочности.

Моделирование данного процесса осуществляется на основе функции прочности [8], преобразованной в выражение

$$F = (\sigma_x + \sigma_y + 2C \operatorname{ctg} \varphi)^2 \sin^2 \varphi - [(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2], \quad (1)$$

где σ_x, σ_y — компоненты нормального напряжения на площадках скольжения, МПа; C — сцепление, МПа; φ — угол внутреннего трения, градус; τ_{xy} — касательные напряжения на площадках скольжения, МПа.

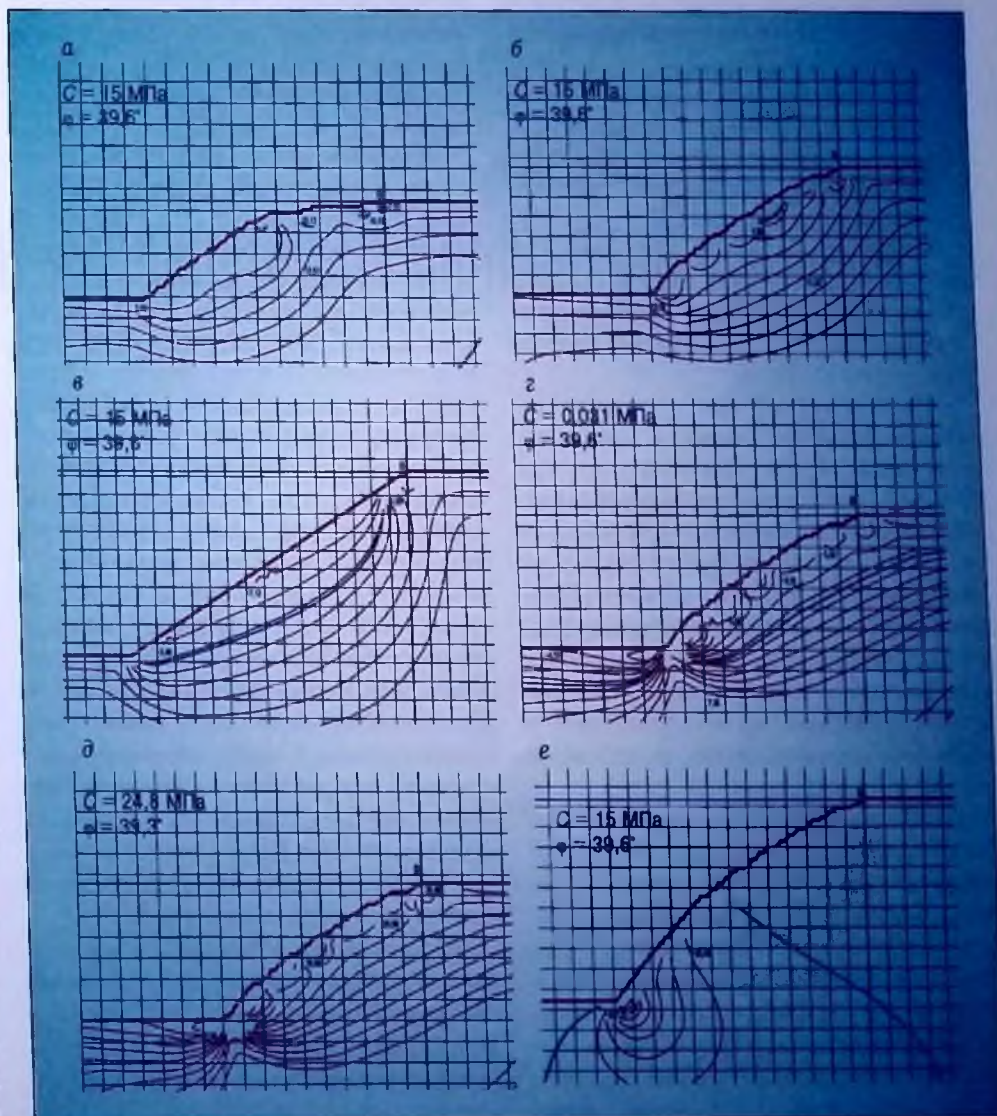


Рис. 3. Изолинии функции прочности в прибортовом массиве:

а — северный борт, разрез по линии 115 по состоянию на 01.01.02 г.; б — северный борт, разрез А—А в контурах IV очереди карьера; в — прогнозный расчет при $H = 1000$ м и $\alpha = 33^\circ$; г, д — северный борт, разрез А—А в контурах IV очереди карьера; е — прогнозный расчет для северного борта при $H = 1000$ м, разрез А—А в контурах IV очереди

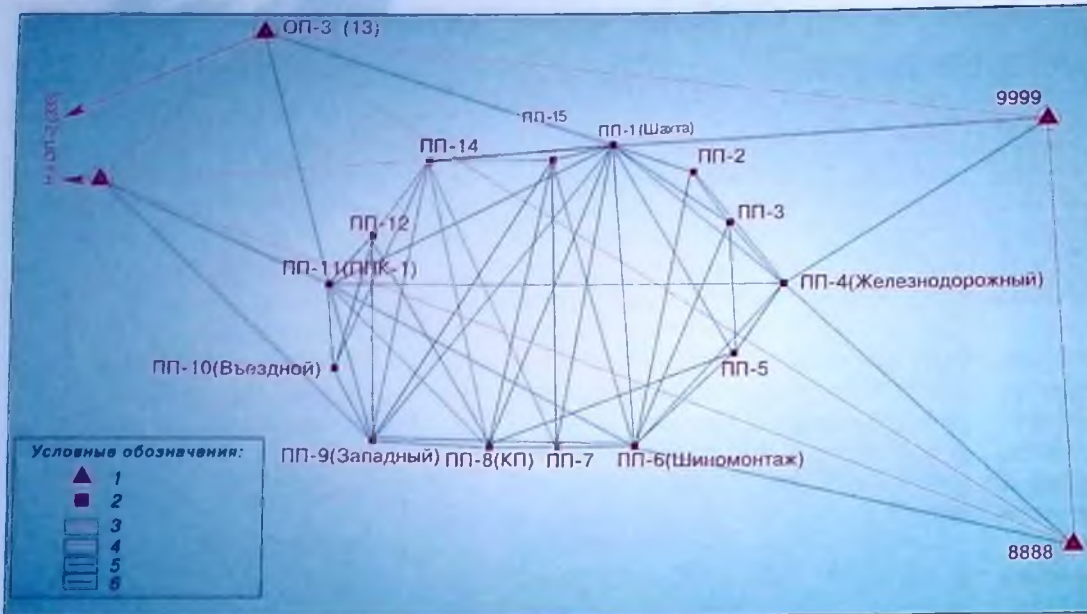


Рис. 4. Геодезическая сеть спутниковых наблюдений:
 1 — исходные и опорные пункты; 2 — деформационные пункты; 3 — исходное ориентирное направление и базис; 4, 5, 6 — векторы соответственно 1-го, 2-го, 3-го рангов

жений и увеличение объемов породного массива, находящегося в неустойчивом состоянии.

Наличие участков с пониженными прочностными характеристиками (см. табл. 1, п. 5–7) увеличивает вероятность деформирования борта.

По результатам геомеханического анализа к потенциально неблагоприятным участкам прибортового массива отнесены северный борт (падение слоев в сторону выемки; наличие прослоев углеродистослюдистых сланцев с низкими показателями сопротивления пород сдвигу) и южный борт (наличие крупного Южного разлома, способствующего проявлению локальных деформаций оползневового типа и создающего концентрации напряжений, которые могут образовать поверхности скольжения, отличающиеся от общепринятых).

Длина всех разрушающих деформаций по фронту, как правило, превышает высоту деформированного уступа в 2–5 раз. Это свидетельствует о том, что влияние (зажим) боковых пород на устойчивость уступов, находящихся в предельном положении, сказывается лишь до тех пор, пока протяженность нарушенного участка не превысит его высоту.

Поэтому заложение рабочих реперов через 600–800 м по контуру карьера позволяет контролировать устойчивость бортов на всем их протяжении, а созданная сеть используется как основа для расширения наблюдений (метод створов, профильных линий, засечек).

Опорные пункты заложены вне зоны возможных деформаций с учетом максимальных размеров и глубины карьера.

В связи с отсутствием публикаций по точности различных схем построений была принята сетевая схема, имеющая избыточные измерения. Схема сети имеет очень жесткую конфигурацию (рис. 4).

Наблюдения выполнялись тремя спутниковыми приемниками GPS, что позволило измерять на некоторых участках три вектора одновременно. В процессе измерений контролировалось число спутников и

На рис. 3 показан характер изменения изолиний функции прочности пород в массиве при различных значениях глубины карьера, сцепления и угла внутреннего трения (нулевая изолиния предельного состояния показана синим цветом, изолинии с отрицательными значениями соответствуют зоне разрушения).

Как видно из рис. 3, а, б, при увеличении H от 465 до 1000 м при постоянных C и φ объем массива, находящегося в неустойчивом состоянии, увеличивается.

При $H = 465$ м зона разупрочнения отсутствует, и массив имеет достаточный запас прочности; при $H = 660$ м образуется зона разупрочнения в приповерхностной области на уровне 1/3 высоты борта от верхней его кромки. Для глубины $H = 1000$ м характерно формирование этой зоны в виде экспоненциальной кривой, а линия предельного состояния выходит на контур борта в верхней его части на расстоянии около 100 м от верхней кромки.

При уменьшении прочностных свойств пород конфигурация зон разупрочнения меняется в значительной степени. Так, при показателе прочности пород, характерном для участков тектонических нарушений (см. табл. 1, п. 7), зона разупрочненных пород при рассматриваемых параметрах борта ($H = 660$ м) распространяется вдоль поверхности борта на глубину до 300 м, а вдоль основания и земной поверхности — до 200 м (см. рис. 3, г). Таким образом, участки пород с данными свойства-

ми в этой зоне становятся менее устойчивыми и служат потенциальными поверхностями сдвига. Для весьма прочных пород (см. табл. 1, п. 1) зона разупрочнения отсутствует (см. рис. 3, д).

Отметим, что зона разупрочнения в значительной степени определяется сочетанием составляющих компонент напряжения, формирующихся на элементарной площадке и входящих в выражение (1). На формирование зон разупрочнения при значительной высоте борта (более 1000 м) большое влияние оказывает конфигурация откоса. Так, при углубке северного борта карьера по разрезу А–А до 1000 м (с сохранением существующего контура до $H = 660$ м) зона разупрочнения формируется в виде области радиусом около 600 м, примыкающей к основанию борта в точке перегиба криволинейной границы (см. рис. 3, е). При этом нулевая линия выходит на поверхность борта примерно в средней части. Таким образом, изменяя конфигурацию борта, можно уменьшить область разупрочнения, тем самым повышая его устойчивость.

Значения напряжений по сравнению с решением задачи в упругой постановке и с учетом ползучести возрастают с течением времени, что приводит к дополнительным деформациям.

Таким образом, изменение граничных условий в результате углубки карьера вызовет перераспределение составляющих компонент напря-

значение геометрического фактора (PDOP), которое не должно превышать 5 для достижения максимальной точности измерений. Выявлено, что в промежутке времени от 13 до 14 часов число спутников не превышало 5, и значение PDOP достигало 6,5. В этот период времени измерения приостанавливались.

Обработка спутниковых наблюдений выполнялась программой Pos CEO (ZEISS), входящей в поставку комплекта спутниковых приемников, в результате которой получены плановые координаты всех пунктов сети в заданной локальной системе координат и высотные отметки положения пунктов.

Для анализа точности измерений, выполненных спутниковыми приемниками GePoS RM24, были проведены измерения контрольной сети высокоточной тахеометрической станцией ELTA S10 (ZEISS).

Схема контрольной сети представляет геодезический четырехугольник с измерениями всех углов и рас-

стояний. В схему включены пункты: Шахта (ПП-1), Шиномонтаж (ПП-6), Западный (ПП-9) и ППК-1 (ПП-11). Максимальное расстояние в четырехугольнике составляет 2,9 км между пунктами ПП-1 и ПП-9. Минимальное расстояние составляет 1,2 км между пунктами ПП-11 и ПП-9.

Сравнительный анализ выполненных измерений (табл. 2) показал, что точность спутниковых измерений практически сопоставима с точностью измерений высокоточным тахеометром ELTA S10.

Таким образом, данная маркшейдерская сеть (с учетом ее распространения на нижележащие горизонты) для высокоточных наблюдений с использованием спутниковых геодезических приемников GPS позволит с достаточной достоверностью осуществлять долговременный контроль геомеханических и геодинамических процессов на карьере «Мурунтау» в процессе его развития.

Список литературы

1. Быковцев А. С., Гончаров В. В., Беленко А. П. Влияние разломов на устойчивость бортов карьера «Мурунтау» // Горный вестник Узбекистана. — 1998. — № 2.
2. Галустян Э. Л. Управление геомеханическими процессами в карьере. — М.: Недра, 1980.
3. Амусин Б. З., Фадеев А. Б. Метод конечных элементов при решении задач геомеханики. — М.: Недра, 1975.
4. Геомеханический анализ и контроль развивающихся деформаций Западного борта Михайловского карьера / Ю. А. Кашников, С. Г. Ашихмин, С. В. Гладышев и др. // Маркшейдерский вестник. — 1999. — № 3.
5. Бенерджи П., Баттерфилд Р. Метод граничных элементов в прикладных науках. — М.: Мир, 1984.
6. Ержанов Ж. С., Сагинов А. С., Гуменюк Г. Н. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент. — Алма-Ата: Наука, 1970.
7. Цытович Н. А., Тер-Мартirosян З. Г. Основы прикладной геомеханики в строительстве. — М.: Высшая школа, 1981.
8. Бульчев Н. С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах. — М., 1989.

УДК 622.673:622.648

© П. А. Шеметов, С. С. Коломников, 2002

Развитие выемочно-транспортного комплекса карьера «Мурунтау»



П. А. Шеметов,
начальник рудника
«Мурунтау»,
канд. техн. наук



С. С. Коломников,
начальник ПТБ
рудника «Мурунтау»

(Навоийский ГМК)

При разработке месторождений с крутопадающими рудными телами карьер в своем развитии последовательно переходит от мелкого к среднему по глубине, глубокому, а иногда к сверхглубокому. Образуется пространственно-временная иерархически организованная система, что обуславливает преимущество решений и возможность прогнозирования горно-

технических, технологических и экономических ситуаций. Для обеспечения единообразия подходов в определении категории карьера разработана классификация карьеров по глубине [1, 2], отличающаяся от известных классификаций тем, что в ней в качестве классификационного признака принята схема естественного проветривания выработанного пространства. Этот признак связал воедино глубину карьера с его размерами в плане и санитарно-гигиеническими параметрами атмосферы в выработанном пространстве.

С использованием указанной классификации и соответствующих расчетных формул определено, что до глубины 175 м карьер «Мурунтау» относится к категории мелких, до глубины 460 м — к категории средних, до глубины 575 м — к категории глубоких и более 575 м — к категории сверхглубоких карьеров. Опираясь на эту классификацию, для таких подсистем карьера «Мурунтау» как

развитие технологического транспорта, управление погрузочно-транспортным комплексом достаточно детально разработали адаптационные сценарии развития [3].

Их анализ показывает, что адаптационные возможности технологических процессов повышаются по мере развития карьера и его последовательного перехода из категории мелкого в категорию сверхглубокого.

Примером параметрической адаптации является увеличение вместимости ковша экскаваторов при увеличении объемов разработки горной массы, а структурной — выделение при достижении карьером определенной глубины в составе диспетчерской службы специализированной группы для управления выемочно-транспортным комплексом.

В качестве примера рассмотрим адаптационное развитие выемочно-транспортного комплекса карьера «Мурунтау».

Таблица 1. Основные показатели развития карьера

Показатель	ТЭО IV очереди				Оценка на перспективу
	I очередь	II очередь	III очередь	1993	
Год утверждения проекта	1966	1972	1976	1993	
Глубина карьера, м	20	380	460	575	900-1000
Объем горной массы в контуре карьера, 10 ⁶ ·м ³	168	602	845	1390	1600
Производительность карьера по горной массе, 10 ⁶ ·м ³ /год	8,0	24,0	41,8	45,0	20-25

Проектирование и строительство карьера ведется очередями (табл. 1). В рамках действующего в настоящее время проекта III очереди месторождение вскрыто четырьмя траншеями внутреннего заложения, три из которых используются для движения технологического автотранспорта, а один — для размещения конвейеров комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ). Высота уступов колеблется от 10 до 15 м, но ниже гор. +315 м принята равной только 15 м.

Степень насыщения массива рудными телами $C_{т.нас}$ требует различного подхода к организации буровзрывных, выемочно-погрузочных и транспортных работ. В карьере в зависимости от этого выделены: рудная зона, представленная мощными простыми и несложными рудными залежами и участками ($C_{т.нас} = 0,7$); рудно-породная зона, представленная сложными и весьма сложными рудными залежами и участками ($C_{т.нас} = 0,25$), и породная зона, не содержащая рудных тел. Параметры

к изменчивому характеру грузопотоков обеспечивается:

использованием метода непрерывного проектирования и планирования горных работ, базирующегося на разработанном программном обеспечении, что позволяет своевременно принимать корректирующие решения при изменениях горно-геологической, технической, технологической, экономической или экологической ситуации;

введением буферных элементов в структуру технологических потоков, что обеспечивает адаптацию горных работ к изменениям ситуации в горно-перерабатывающем производстве;

оперативным перераспределением погрузочно-транспортных средств в зависимости от стоящих задач, ситуации в забоях и состояния техники; контролем работы погрузочно-транспортного комплекса, осуществляемым в реальном времени.

Производительность карьера по горной массе в 1990-1995 гг. составляла 28-30 млн м³/год, а затем

есть увеличением его производительности по горной массе до 45 млн м³ в год (т. е. в 1,4-1,5 раза), которая должна поддерживаться на протяжении 7-8 лет. В связи с этим адаптация выемочного оборудования к росту объема разрабатываемой горной массы, растущим темпам понижения и интенсивности горных работ при комбинированных и разнородных грузопотоках обеспечивалась ростом средней вместимости ковша парка выемочного оборудования и параллельно техническим перевооружением гидравлическими экскаваторами.

Первым выемочно-погрузочным оборудованием карьера «Мурунтау» были экскаваторы ЭКГ-4,6 (1967-1982 гг.), на смену которым пришли сначала экскаваторы ЭКГ-8И (с 1975 г.), а затем ЭКГ-12,5 (с 1986 г.), ЭКГ-10 (с 1992 г.); ЭКГ-15 (с 1993 г.) и гидравлические экскаваторы с ковшами вместимостью 17-18 м³ (с 1995 г.), что позволило при увеличении глубины и производительности карьера обеспечить рост производительности труда на горных работах (табл. 3).

В настоящее время выемочно-погрузочное оборудование представлено канатными (ЭКГ-8И — 8 ед., ЭКГ-12,5 — 4 ед., ЭКГ-15 — 2 ед.) и гидравлическими (CAT-5230 фирмы «Катерпиллар» — 2 ед., RH-170 фирмы O&K — 2 ед. и EX-3500 фирмы «Хитачи» — 1 ед.) экскаваторами и фронтальными погрузчиками: CAT-992C с ковшом вместимостью 10,7 м³ (2 ед.) и CAT-994 с ковшом вместимостью 20 м² (1 ед.). Кроме того, четыре экскаватора ЭКГ-10 ведут погрузку товарной руды в железнодорожные думпкары грузоподъемностью 105 т на перегрузочных пунктах карьера, а два экскаватора ЭКГ-4у с удлиненным рабочим оборудованием заняты на выполаживании откосов уступов при постановке

Таблица 2. Параметры природно-технологических зон карьера

Зона	Параметры зоны			
	Коэффициент сложности строения рудных тел	Доля горной массы в контуре карьера, %	Извлекаемый объем, млн м ³ /год	Доля, %, пород с различной прочностью на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа
Рудная	0,08	25	10-12	90+120 (35) 120+140 (55) 140 (10) и более
Рудно-породная	0,22	35	14-16	80+90 (20) 90+120 (60) 120+140 (15) 140 (5) и более
Породная	0	40	10-15	80+90 (80) 900+120 (20)

природно-технологических зон карьера приведены в табл. 2. Под коэффициентом сложности строения рудных тел понимается отношение площади рудного тела к длине его контакта с вмещающими породами.

Такое строение месторождения предопределило формирование грузопотоков постоянного качества только из породной зоны. В рудной и рудно-породной зонах параметры этих грузопотоков носят случайный характер. В связи с этим адаптация выемочно-транспортного комплекса

начала увеличиваться и в 1997 г. превысила 37 млн м³. В течение года работы ведутся на 18-20 горизонтах. При этом темп понижения горных работ составляет в среднем 10,5 м/год. Однако последние 10 лет он увеличился на 20-30 %, и эта тенденция сохраняется. Отработка запасов IV очереди карьера характеризу-



Отгрузка руды со склада

Таблица 3. Изменение характеристик выемочно-транспортного комплекса карьера

Показатель	Годы эксплуатации карьера							
	1970	1975	1980	1983	1985	1986	1987	1988
Производительность карьера по горной массе, млн м ³ /год	8,7	23,5	35,7	32,6	33,0	30,4	32	40
Средневзвешенная вместимость ковша экскаватора, м ³	4,6	5,6	7,2	8,0	9,0	10,2	11,9	12,3
Средневзвешенная грузоподъемность автосамосвала, т	27	35	40	61	87	130	145	160
Сменная производительность труда рабочего на горных работах, м ³ /чел.	48,6	61,8	75,3	78,2	85,1	87,3	90,2	94,1

бортов в предельное положение. Техническая характеристика и показатели работы экскаваторов в карьере «Мурунтау» приведены в табл. 4.

Анализ приведенных данных показывает, что экскаваторы сопоставимы по своим геометрическим и энергосиловым параметрам. Главными техническими особенностями гидравлических мехлопот по сравнению с электрическими следует считать автономность в работе и шарнирное сочленение рукояти ковша со стрелой. Первая особенность позволяет эффективно адаптировать выемочное оборудование к высокой изменчивости потребительских свойств полезного ископаемого карьера «Мурунтау», вторая — ограничивает высоту забоя экскаватора практически высотой черпания экскаватора. Шарнирное сочленение рукояти ковша со стрелой уменьшает радиус черпания, поэтому гидравлические экскаваторы вынуждены ближе электрических подходить к откосу уступа. Адаптация гидравлических экскаваторов к системе разработки карьера обеспечивается дроблением массива до размеров среднего куска 0,10–0,15 м.

Аналогичным образом происходит адаптационное развитие технологического транспорта карьера «Мурунтау», прогнозируемая глубина которого составляет 950–1000 м [4].

Наибольшее влияние на работу автотранспорта оказывают горно-технические условия карьеров, для оценки которых принят показатель приведенного (эквивалентного) расстояния транспортирования, учитывающий затраты труда на горизонтальное перемещение и подъем горной массы из карьера и определен-

ный по формуле $L_{пр} = L + h/0,05$, где $L_{пр}$, L — соответственно приведенное (эквивалентное) и горизонтальное расстояния транспортирования, км; h — высота подъема горной массы из карьера, м.

Взаимосвязь приведенного расстояния транспортирования с основными показателями работы автосамосвалов наглядно иллюстрируется

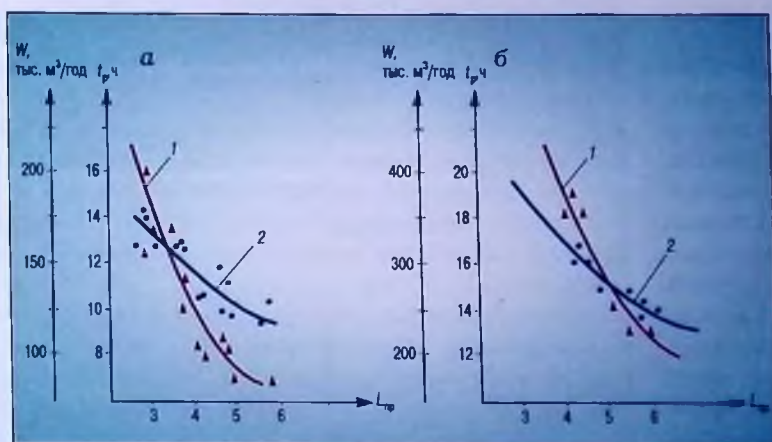


Рис. 1. Влияние приведенного расстояния транспортирования $L_{пр}$ на показатели работы списочного самосвала БелАЗ-548 (а) и БелАЗ-549 (б): 1 — производительность W самосвала; 2 — время нахождения самосвала в наряде за сутки $t_{пр}$ (из расчета на списочную машину)

графиками (рис. 1). Анализ полученных зависимостей показывает, что с увеличением приведенного расстояния в 2,1 раза производительность автосамосвала БелАЗ-548А снижается в 2,5 раза, а продолжительность работы на линии (время нахождения в наряде) — в 1,3 раза. Аналогичную закономерность можно отнести и к самосвалу БелАЗ-549.

Если влияние приведенного расстояния транспортирования на производительность автосамосвала очевидно, то взаимосвязь этого расстояния со временем нахождения машин в наряде проявляется косвенно через продолжительность их пребывания на ремонте и техническом обслуживании, поскольку с увеличением высоты подъема горной массы возрастает продолжительность работы автомобиля на предельных режимах. Это обуславливает повышенный износ узлов и агрегатов и необходимость в проведении более частых ремонтов по устранению различного рода отказов, а также работ по их предупреждению.

Производительность и время нахождения автосамосвала в наряде, рассчитанные на списочную машину, являются комплексными показателями, учитывающими влияние не только горно-технических, но и других, в частности природно-климатических факторов горного производства — кислорода, что в свою очередь снижает мощность двигателей внутреннего сгорания [5].

На первом этапе развития (1967–1984 гг.) технологический транспорт карьера был представлен автомобильным транспортом, адаптация которого к увеличению глубины и объемов горных работ шла по пути наращивания количества и грузоподъемности автосамосвалов. Адаптационные возможности автомобильного транспорта были исчерпаны после того как глубина карьера превысила 150 м.

Второй этап развития технологического транспорта карьера характеризовался техническим перевоо-

Таблица 4. Техническая характеристика и показатели работы экскаваторов в карьере

Показатель	1970	1975	1980	1988
Геометрическая вместимость ковша, м ³	15,1	13,7	14,8	15,0
Основные параметры (тах), м:				
высота черпания	14,9	17,2	16,0	16,4
радиус черпания	14,8	15,8	16,0	22,8
высота разгрузки	10,3	12,4	10,0	10,0
радиус разгрузки	14,5	14,9	13,9	30,0
Масса экскаватора, т	315	330	340	470
Мощность привода, кВт	1175	1240	1240	1250
Продолжительность цикла, с	33	33	31	30
Усилие черпания, кН	1250	1177	1300	1470
Скорость передвижения, км/ч	2,5	3,4	3,0	3,2
Производительность, м ³ /ч:				
техническая	1083	1048	1125	1100
эксплуатационная	730	700	740	700
Средний расход топлива, кг/м ³	0,22	0,25	0,25	0,25

Таблица 5. Горнотехнические условия и показатели работы автосамосвалов в карьере

Показатель	Годы эксплуатации карьера							
	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002
Глубина карьера, м	305	335	355	370	385	400	430	445
Расстояние перевозки автотранспортом, км:								
в отвал	5,00	4,84	5,09	5,27	5,27	4,89	5,03	5,30
до перегрузочных пунктов ЦПТ	2,58	2,74	2,33	2,39	2,57	2,67	2,74	2,87
в среднем по карьере	3,86	3,95	3,95	3,78	3,77	3,60	3,78	4,03
Высота подъема горной массы автотранспортом, м:								
в отвал	197,7	194,8	210,5	238,7	204,7	229,6	242,9	242
до перегрузочных пунктов ЦПТ	66,5	82,8	76,8	77,5	97,4	108,0	111,5	97,0
в среднем по карьере	124,5	145,8	154,2	155,1	151,8	159,2	170,8	120,0
Среднесписочное число машин, ед.:								
CAT-785B	29	43	50	58	58	58	58	53
R-170	20	20	20	20	20	20	20	28
Выработка на один автосамосвал, тыс. м ³ /год:								
CAT-785B	643	621	583	499	519	496	418	511
R-170	626	636	641	667	685	686	656	628
Продолжительность работы на линии, ч:								
CAT-785B	20,7	20,2	19,3	19,7	19,8	19,5	19,3	19,6
R-170	18,5	18,4	18,3	18,3	18,3	18,0	17	18,2
Средняя скорость движения, км/ч:								
CAT-785B	19,5	22,8	21,0	22,8	20,0	20,9	20,5	20,2
R-170	21,0	24,9	22,3	22,3	22,4	22,4	21,5	21,6

черской службой. При этом голосовые сообщения и данные передаются на одной частоте, не создавая взаимных помех;

подсистему диспетчерского контроля, предназначенную для оптимизации взаимодействия транспортных и погрузочных средств. В состав подсистемы входят: базовая GPS-станция, определяющая дифференциальную поправку; блок цифровых приемников и радиомодемов, обеспечивающих прием данных от мобильных комплектов и ввод их в компьютер, а также — центральный сервер и ряд компьютеров для отработки получаемых от ПМП сообщений. Сообщения регулярно передаются с каждого ПМП через 20 с, затем они вводятся в файл сервера и обрабатываются программами, которые объединены в подсистему программного обеспечения. Все компьютеры подсистемы диспетчерского контроля соединены телекоммуникационными линиями с основным сервером, что позволяет более эффективно управлять автотранспортом;

подсистему программного обеспечения, предназначенную для решения задач оптимизации маршрутов автотранспорта, учета расстояния транспортирования горной массы от экскаваторов до места складирования, отображения текущей информации в графическом виде (на фоне карты карьера) на экране монитора, голосовой связи, а также ввода и хранения полученной информации в базе данных.

Общая схема АСУ грузопотоками включает в себя следующие подсистемы: информационную базу; контроль за соблюдением выемочных контуров при работе экскаватора ЭКГ; призабойную рудосортировку; управление качеством рудопотока от забоя; управление качеством рудопотока из карьера.

Координаты проекции ковша на

ружением автотранспорта импортными автосамосвалами (табл. 5) и внедрением в 1984 г. конвейерного транспорта с переходом на циклично-поточную технологию работ. Адаптация этой технологии к изменяющимся горнотехническим условиям осуществлялась за счет организации транспортирования конвейером двух сортов горной массы (адаптация к селективной разработке месторождения), формирования временных накопительно-догрузочных складов (адаптация к режиму работы циклического и поточного звеньев технологии), применения грохотильных, грохотильно-дробильных и дробильных перегрузочных пунктов (адаптация к качеству взрывного рыхления горных пород).

На третьем этапе развития технологического транспорта карьера предусматривается введение в состав конвейерного транспорта автономных модулей-перегрузателей с крутонаклонными (до 40°) конвейерами (адаптация к увеличению глубины карьера) в комплексе с компактными дробильными перегрузочными пунктами (адаптация к сокращению размеров рабочих площадок), горизонтальными и слабонаклонными конвейерами (адаптация к перемещению зон интенсивного ведения работ).

Четвертый этап характеризуется применением в рабочей зоне карьера автономного выемочно-погрузочного оборудования (адаптация к ограниченному ресурсу выработанного пространства) и автосамосвалов, способных перемещаться по дорогам с уклоном до 20 % (адаптация к

увеличению угла откоса борта карьера).

Наращивание адаптационных возможностей подсистемы управления погрузочно-транспортным комплексом базируется на использовании современных компьютерных технологий обработки информации и спутниковых систем контроля за объектами карьера, включая качество селективной выемки рудных тел.

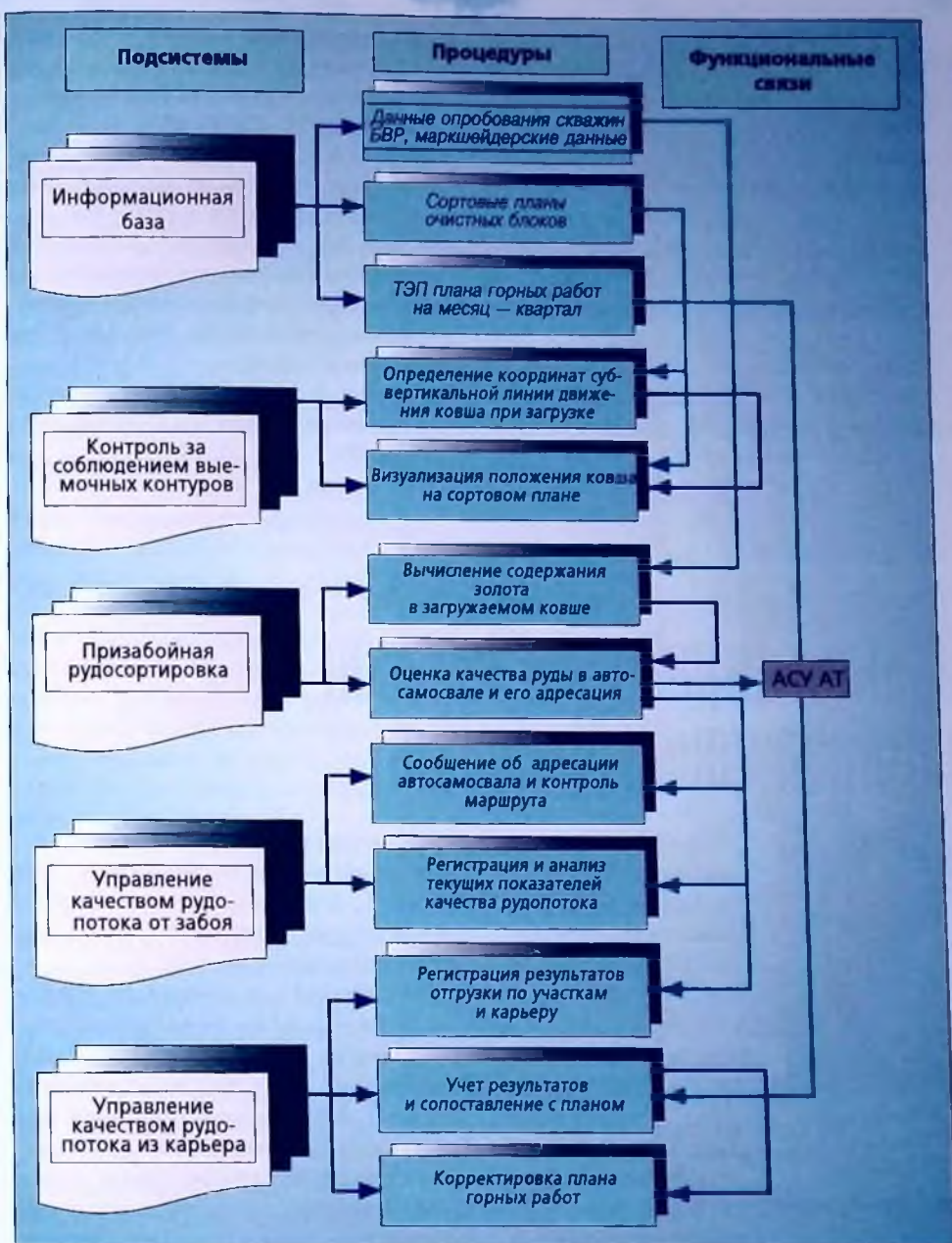
Отличительными признаками данной системы служит использование технологии космической навигации GPS (система глобального позиционирования), позволяющей с высокой точностью определять координаты движущихся или стационарных объектов с использованием спутниковых радиосигналов.

Структурная схема АСУ автотранспорта включает в себя следующие основные компоненты:

подсистему мобильного позиционирования (ПМП) горных механизмов, состоящую из отдельных (расположенных на каждом механизме) мобильных блоков. В каждом таком блоке находится GPS-приемник, радиомодем и радиостанция, скоммутированные между собой. ПМП предназначена для периодического измерения координат горных механизмов и передачи их на пульт диспетчерской службы, а также для получения водителем команд от диспетчерской службы. Радиостанция комплектуется блоком голосовой связи с диспет-



Автосамосвалы на дробильно-перегрузочном пункте



Подсистема формирует решение об адресации каждого автосамосвала, о границах заходки ЭКГ, и периодически эти данные поступают в подсистемы «Информационная база» и «Управление качеством рудопотока из карьера». В подсистемах производят анализ состояния рудопотока по участку добычи и из карьера в целом, сопоставление реальных показателей рудопотока с показателями оперативного плана горных работ и вносят соответствующие коррективы. Затем информацию передают в базу данных и архивируют.

Подсистема управления качеством грузопотока из карьера обеспечивает регистрацию результатов отгрузки горной массы от каждого ЭКГ, суммирует их по участкам, карьере в целом (качество и количество руды, отгружаемой в течение часа), ведет учет этих результатов с нарастающим шагом. В результате составляется график реальных показателей грузопотока, который сопоставляется с графиком оперативного плана добычных работ, прогнозируется ожидаемая динамика показателей рудопотока; в случае отклонения реальных показателей от плановых даются рекомендации о коррективах в развитии горных работ на отдельных участках и забоях карьера.

Применительно ко второму и последующим этапам развития выемочно-транспортного комплекса карьера «Мурунтау» для выдачи руды в системе ЦПТ реализация этих задач становится более актуальной, так как необходимо обеспечить выдачу на поверхность руды стабильного качества, причем организация усреднительных складов на горизонтах погрузки руды на конвейер весьма затруднительна.

По условиям размещения складов на горизонте погрузки при КНК ЦПТ целесообразно организовать накопительно-догрузочные склады руды весьма небольших объемов для окончательного формирования рудопотока при достаточно стабилизированном его качестве при доставке руды автосамосвалами из различных забоев.

Для реализации управления выемочно-транспортным комплексом на этих этапах процесс формирования рудопотока необходимо начинать на ранней стадии, т. е. с введения новой процедуры «выбор направления отработки экскаваторами

Рис. 2. Система автоматизированного управления качеством рудопотока

горизонтальную плоскость ($x; y$) определяют посредством GPS-приемника с высокой (до 1 м) точностью. Точку с координатами ($x; y$) проецируют на экран бортового компьютера (в кабине экскаватора), куда выведен выемочный сортовой план блока, в котором работает экскаватор ЭКГ. Таким образом, машинист экскаватора всегда имеет представление о сорте горной массы, которую он загружает в автосамосвал. Эти же координаты ($x; y$) передают в момент загрузки ковша в центральный компьютер, где с использованием алгоритма нелинейной интерполяции данных опробования ближайших скважин БВР оценивают содержание золота в загруженном ковше, а затем и в автосамосвале. Последний, в зависимости от этой оценки, направляют на определенный склад,

и компьютер контролирует правильность доставки горной массы в указанное место.

В целом состав и функциональная схема АСУ качества рудопотока представляет собой следующее. Ядро системы — подсистема «Контроль за соблюдением выемочных контуров при работе ЭКГ», которая определяет координаты положения ковша ($x; y$) и визуализирует его положение на сортовом плане. Далее координаты линии движения ковша поступают в подсистему «Призобойная рудосортировка», которая передает информацию о содержании металла и технологическом типе руды, отгруженной в каждый самосвал, в подсистему «Управление качеством рудопотока от забоя». Элементы подсистемы реализованы на каждом ЭКГ.

добычных блоков в режиме межзабойного усреднения». Тогда появляется возможность формировать качество рудопотока одновременно из нескольких забоев для КНК с минимальным объемом вместимости внутрикарьерного усреднительного перегрузочного склада, а система автоматизированного управления качеством рудопотока пополнится одной процедурой (рис. 2).

Таким образом, АСУ автотранспорта вместе с набором программно-технических средств взаимодействует с системой автоматизирован-

ного проектирования горного производства (САПР ГП), а также с АСУ управления качеством рудопотока. Так, информация о расположении и движении горных механизмов и количестве извлекаемой руды передается на диспетчерский пульт и выводится на сервер в виде, приемлемом для использования программами САПР ГП.

Список литературы

1. Анистратов Ю. И. Технология открытых горных работ. — М.: Недра, 1995.
2. Битколов Н. З., Иванов И. И., Сытенков В. Н. К во-

просу классификации карьеров по глубине // В сб.: Обеспечение безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьеров. — Ташкент: ТашГТУ—РДЭНТП, 1992.

3. Сытенков В. Н. Основы разработки адаптивной стратегии освоения месторождений // Горный вестник Узбекистана. — 2001. — № 2.
4. Мальгин О. Н., Прохоренко Г. А., Сытенков В. Н. Интенсификация погрузочно-транспортных работ в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях карьера «Мурунтау» // Горный вестник Узбекистана. — 1998. — № 2.
5. Итинская Н. И., Кузнецов Н. А. Справочник по топливу, маслам и техническим жидкостям. — М.: Колос, 1982.

УДК 622.271.1

© Н. А. Зинько, В. И. Филь, Е. Н. Кочегаров, 2002

Оптимизация очередности отработки запасов окисленных руд месторождения Кокпатаг



Н. А. Зинько,
главный инженер
Северного РУ
(Навоийский ГМК)



В. И. Филь,
зам. главного
инженера Северного РУ
(ВНИПИПромтехнологии)



Е. Н. Кочегаров,
инженер
1-й категории
(ВНИПИПромтехнологии)

боты предприятия в целом.

Применительно к золоторудному месторождению Кокпатаг решали именно вторую задачу, так как балансовые запасы окисленных руд, подлежащих первоочередной отработке, находятся более чем в 20

рассредоточенных залежах ограниченных размеров, как правило, но глубине до 60 м. Расстояние транспортирования руды до

обогащительного и перерабатывающего завода (ГМЗ) составляет от 2 до 10 км. Содержание металла в руде на некоторых залежах в 1,8–2 раза превышает минимальное.

Характерная особенность решения второй задачи — наличие большого числа вариантов, из которых необходимо выбрать оптимальный. Для того чтобы осуществить этот выбор, необходим критерий оптимизации. При определении группы карьеров, подлежащих первоочередной разработке, таким критерием может служить минимальная сумма затрат, необходимая на их разработку и эксплуатацию, т. е. сумма эксплуата-

При эксплуатации рудных месторождений, представленных группой рассредоточенных залежей, возникает вопрос о порядке их отработки при минимизации текущих эксплуатационных затрат, который может быть рассмотрен в двух аспектах.

1. Если одна из залежей имеет сравнительно большие запасы, обеспечивающие производственную программу, то задача сводится к определению момента перевода горных работ на другую залежь с целью поддержания производственной мощности или стабилизации затрат на разработку.

2. Для залежей с небольшими запасами задача сводится к выбору числа одновременно разрабатываемых карьеров и порядка их вовлечения в разработку при необходимости обеспечения ежегодного плана по металлу, а также стабильной ра-



Предварительное обогащение золотосодержащих руд месторождения Кокпатаг

ционных затрат, необходимая для выполнения плана по металлу. В этих условиях нахождение оптимального плана по руде и числа одновременно эксплуатируемых карьеров в общем виде можно свести к линейному программированию.

При составлении математической модели для определения числа карьеров, порядка их отработки, обеспечения заданных объемов и количества металла в этих объемах в качестве управляемых переменных приняты объемы добычи каждого карьера, в качестве постоянных коэффициентов — эксплуатационные затраты на доставку руды от места экскавации до места разгрузки и затраты на транспортирование объемов вскрыши на отвал. В этом случае модель задачи имеет вид

$$\sum_{i=1}^N X_i C_i \rightarrow \min,$$

где X_i , C_i — соответственно объем добычи и эксплуатационные затраты по i -му карьере; $i = 1, 2, \dots, N$; N — число карьеров. Данная зависимость будет видоизменяться при введении следующих ограничений:

по суммарному объему руды, перерабатываемой ГМЗ

$$\sum_{i=1}^N X_i \geq A_p,$$

где A_p — заданный объем добываемых руд;

по производительности каждого карьера: $X_i \leq Q_i$, где Q_i — эксплуатационные запасы окисленных руд на i -м карьере;

по качеству руды (по массе металла): $\sum a_n X_i \leq a_{cp} \sum X_i \leq a_m X_p$, где a_n , a_m — соответственно нижний и верхний пределы содержания полезного ископаемого; a_{cp} — среднее содержание полезного ископаемого;

по положительности решения: $X_i > 0$.

Годовые эксплуатационные затраты по каждому карьере на вскрышные и добычные работы определяли путем моделирования экскаваторно-автомобильных комплексов с учетом крепости горных пород, дальности перемещения и высоты подъема горной массы, а также условий, обеспечивающих снижение потерь руды.

При известных коэффициентах вскрыши был выполнен прогноз годовых затрат на добычу руды по каждому карьере (C_{ix}). С этой целью применяли алгоритм расчета (рис. 1) эксплуатационных затрат экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК), который позволяет определить для каждого карьера необходимое число автосамосвалов, их сменную производительность, пробег, расход топлива, производительность ЭАК и, наконец, эксплуатационные затраты всего комплекса на 1 м^3 вскрыши и руды. Максимально возможная производительность каждого карьера представляет собой запасы окисленных руд или остаток запасов этих руд после добычи в предшествующие годы.

Был выполнен анализ нескольких вариантов изложенной выше задачи.

В первом варианте сняли ограничения по объему руды,

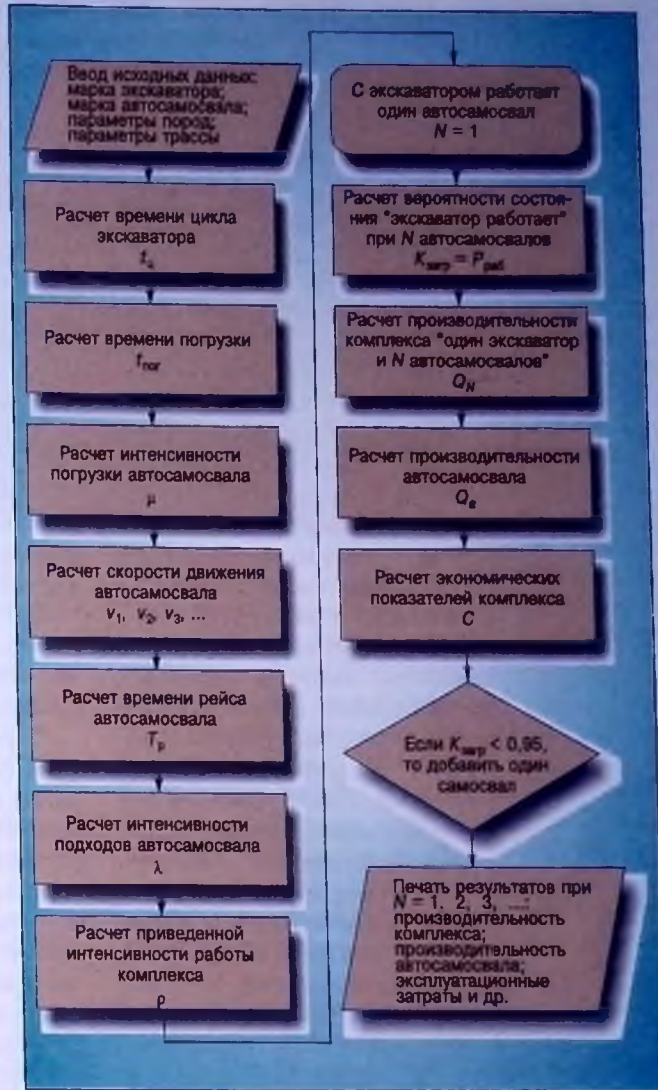


Рис. 1. Укрупненная блок-схема алгоритма расчета технологической характеристики экскаваторно-автомобильного комплекса

на ГМЗ, а главным условием считали получение стабильного количества металла. Расчеты показали, что плановые задания по выпуску металла могут быть обеспечены на планируемый период до 5 лет, при этом ежегодно в эксплуатации могут находиться 4–6 карьеров. Годовые и квартальные объемы руды колеблются в допустимых пределах, не превышая 5–10%, что не вызывает затруднений в работе ГМЗ (рис. 2, а). Недостаток очередности эксплуатации выбранных таким образом карьеров — резкие колебания годовых и квартальных объемов вскрышных работ и соответствующие изменения затрат на их разработку. Расчеты по месяцам показали, что в данном варианте отработки карьеров имеют место значительные колебания объемов руды, поэтому необходимо наличие большого подшихтовочного склада.

Во втором варианте рассматриваемой задачи не накладывали ограничение по количеству металла, а главным условием было поступление на ГМЗ плановых объемов руды с содержанием металла в пределах геологических содержаниях по каждому карьере месторождения. В этом случае порядок отработки рассматриваемых карьеров изменился, а число ежегодно обрабатываемых карьеров равно 5–6. Анализ выполненных по аналогичной методике годовых, квартальных и месячных планов распределения объемов руды, вскрыши и затрат (см. рис. 2, б) показал, что в данном варианте отработки карьеров наблюдаются увеличение годовых объемов вскрыши и диапазона колебаний ежеквартально поставляемых на завод объемов руды в сравнении с предыдущим вариантом, а также значительные отклонения содержания металла в поставляемой руде по месяцам и кварталам в течение расчетного года, что обуславливает, при одинаковых значениях коэффициента извлечения, нежелательные колебания выпуска металла на ГМЗ.

С точки зрения эффективной работы горнодобывающего комплекса (разработка карьеров) предпочтительнее иметь относительное постоян-

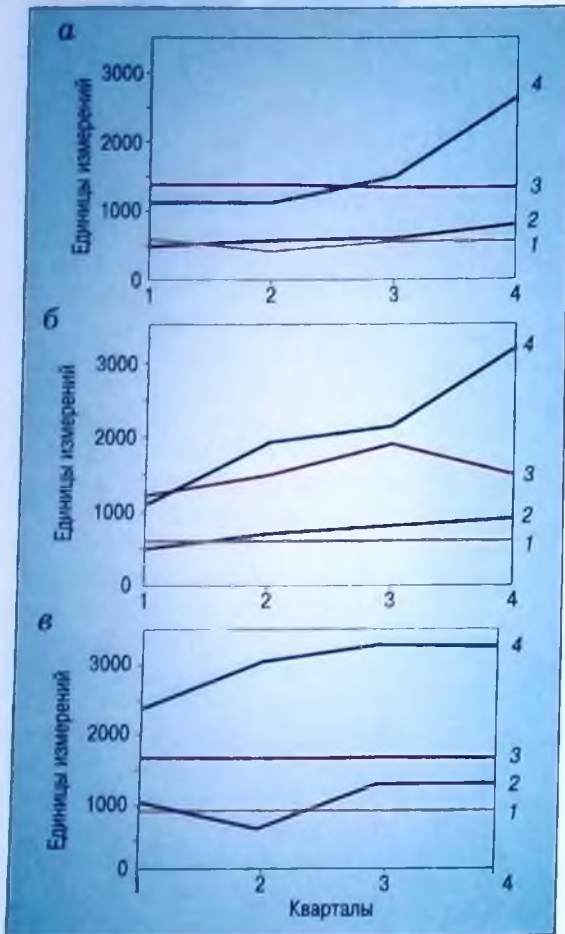


Рис. 2. Поквартальные изменения показателей:
1 — объем руды, тыс. т; 2 — затраты, тыс. долл. США;
3 — содержание металла в руде, кг; 4 — вскрыша, тыс. м³

ство как объемов руды, подаваемой на завод, так и объемов разрабатываемых вскрышных пород. В то же время для стабильной работы завода необходима минимизация колебаний количества металла в руде, отгружаемой на завод, в противном случае необходимы нежелательные для функционирования ГМЗ изменения параметров технологии извлечения металла из перерабатываемых руд.

В связи с этим рассмотрели, с учетом совместного действия ограничений по первому и второму вариантам, третий вариант поставленной задачи оптимизации числа карьеров и очередности их отработки с целью реализации годовых заданий по выпуску металла с минимизацией затрат на разработку годовых объемов добычных и вскрышных работ. Как показывают расчеты по этому варианту, можно стабилизировать объемы подаваемой на завод руды, т. е. обеспечить равномерную загрузку ГМЗ, а также равномерный выпуск металла (см. рис. 2, в) при

плавном увеличении объемов вскрышных работ. При этом число разрабатываемых карьеров равно 5. В течение рассматриваемого расчетного года поквартальные и месячные распределения объемов руды и металла стабильны, вскрышные объемы не имеют значительных колебаний и могут быть легко стабилизированы в течение года.

Данная методика применительно к рассматриваемому месторождению позволяет: выработать рациональную стратегию его освоения; путем рационального планирования объемов в значительной степени перенести затраты на более поздние периоды за счет оптимизации очередности ввода в эксплуатацию карьеров из числа разведанных, а также вовлекаемых в разработку по мере их разведанности; планировать поисковые и эксплуатационные разведочные работы.

В заключение необходимо отметить, что более детальные исследования и разработки с целью сокращения затрат на разработку месторождения необходимо провести с учетом особенностей технологии вскрышных и добычных работ по каждому карьеру из группы выделенных для первоочередной отработки.

УДК 629.11.012.5.001.86

© Е. А. Червяк, А. А. Бредихин, М. Р. Шабанов, 2002

Эксплуатация шин большегрузных самосвалов в карьере «Мурунтау»



Е. А. Червяк,
зам. директора
комбината

А. А. Бредихин,
начальник
Управления
автотранспорта
Центрального РУ

М. Р. Шабанов,
начальник
технического отдела
Управления
автотранспорта
Центрального РУ

(Навоийский ГМК)

Эксплуатация большегрузных карьерных самосвалов всегда связана с повышением надежности и снижением затрат на их со-

разработана достаточно обширная Программа по снижению затрат на эксплуатацию шин, которая включала в себя: технические вопросы экс-

держание. Для условий нашего предприятия общие затраты на шины составляют не менее 20% всех остальных, включая топливо. Реализация различных мероприятий за годы эксплуатации самосвалов импортного производства позволила снизить затраты на эксплуатацию шин в 2 раза.

В 1996 г. была

платации шин, обеспечение необходимых дорожных условий, совместную работу с производителями шин, вопросы организации ремонта шин и т. д.

Более детальное содержание Программы охватило следующие разделы:

организация работы комиссий по оперативному управлению технической эксплуатацией шин (контроль состояния дорог, дефектовка и спитание шин);

развитие и модернизация средств механизации (новые эстакады, захваты, подставки, станды), разработка соответствующих технологических карт;

контроль над давлением в шинах (приобретение и обеспечение вс...



Самосвал CAT-785B под погрузкой

машин манометрами, организация их поверок);

внедрение системы премирования и ответственности за результаты пробега шин;

разработка системы учета и анализа ходимости шин;

введение в штатное расписание инженера, занимающегося только вопросами технической эксплуатации шин, и другие мероприятия.

Реализация этой Программы дает положительные результаты в отношении роста ходимости шин и других факторов снижения затрат. Разумеется, не все намеченные планы были реализованы в полной мере, от некоторых пришлось отказаться (таких спорных, как использование азота вместо воздуха в качестве наполнителя). Сегодня можно сказать, что основной результат этой работы — сотрудничество с производителями в совершенствовании качества шин для наших условий эксплуатации, особенностью которых является жаркий летний климат пустыни Кызылкум.

Следует отдельно сказать об условиях эксплуатации, которые с каждым годом усложняются. Глубина карьера «Мурунтау» на февраль 2001 г. составляет более 460 м. В этой связи возросли средние значения уклонов дорог и, соответственно, нагрузка на шины. Общая протяженность дорог в карьере более 50 км. Плечо откатки порой превышает 6-километровую отметку. Температура в летний сезон часто «переваливает» за 45 °С.

Дорожные условия карьера «Мурунтау» характеризуются как жесткие (преимущественно на скальных вскрышных породах). При строитель-

стве дорог испытывались различные технологии, материалы и железобетонные покрытия. В результате проработки различных вариантов в течение длительного времени была разработана технология строительства двухслойного дорожного полотна и его ремонта с использованием в качестве строительного материала вскрышных пород с различными физико-механическими характеристиками.

Строительство дорог включает три этапа (рис. 1): подготовку трассы или сооружение полотна; формирование полотна; формирование профиля. На первом этапе используется прочная порода ($\sigma_{сж} > 100$ МПа) размером до 300 мм для черновой планировки трассы. На втором этапе формируют полотно толщиной 0,4–0,6 м из более мелких фракций и на заключительном этапе производят отсыпку грунта толщиной 0,1–0,15 м из слабых скальных пород ($\sigma_{сж} < 80$ МПа).

Применение водной эмульсии лигносульфатов (ЛСТ 10%) в условиях сухого и жаркого летнего климата практически исключает пылеобразование при движении самосвалов и заметно сокращает затраты на содержание дорог. Это связано со связующим действием раствора в течение длительного, до 6 недель, времени. Ремонт технологических дорог осуществляется без прекращения движения — и в зависимости от состояния — с подсыпкой или без подсыпки породной мелочи.

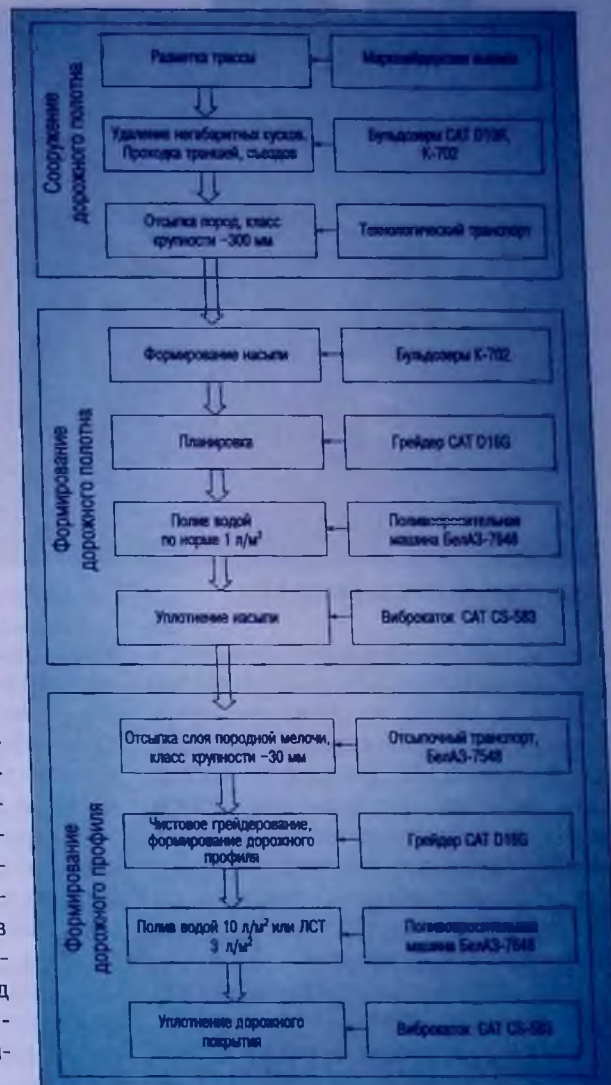


Рис. 1. Технологическая схема строительства дорог в карьере «Мурунтау»

Сложность отдельных этапов работ в карьере не позволяет избежать тупиковых забоев, их доля возросла до 25%. Возникла необходимость дополнительных маневров самосвалов на запредельных для шин радиусах поворотов в неблагоприятных дорожных условиях (в таких забоях неизбежны просыпи). При этом маневры задним ходом значительно увеличивают вероятность механического повреждения шин из-за ограниченной видимости.

Требуются дополнительное изучение условий работы и оптимизация параметров управления работой дорожно-строительных машин, подчистной техники. Здесь необходимо наработать и внедрить более действенную систему оптимизации режима работы подчистной техники и заинтересованности машинистов в качестве содержания дорог.

Для объективных результатов учета и контроля на предприятии иницируются, кроме традиционных пунктов



Монтаж шин на автосамосвал R-170

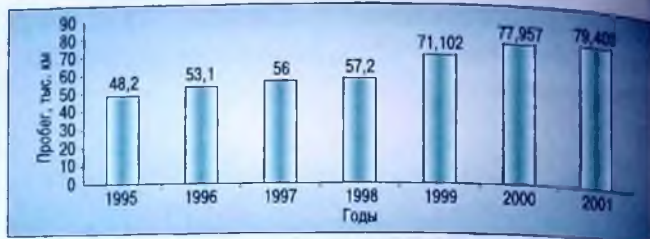


Рис. 2. Диаграмма ходимости шин фирмы «Бриджстоун». Размер 33.00R51. Самосвал CAT-785B

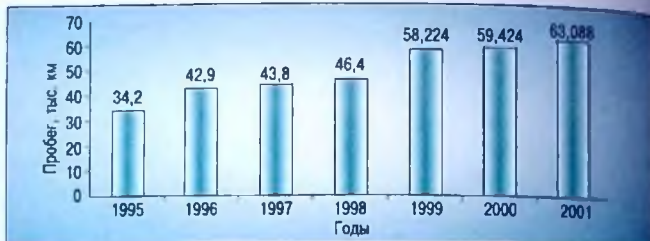


Рис. 3. Диаграмма ходимости шин фирмы «Бриджстоун». Размер 36.00R51. Самосвал «Юклид» R-170

учета, данные бортовых компьютеров самосвалов CAT-785B (системы TPMS и VIMS) по каждому циклу (рейсу), его протяженности, величине порожнего и груженого пробега, загрузке по каждому рейсу, времени загрузки и прочие данные, необходимые для расчета параметра эксплуатационной нагрузки — ТКВЧ (тонно-километр в час) — главного параметра для шин.

Еще более совершенной системой для дальнейших испытаний и контроля в карьере является работающая в карьере система ГСП — глобального спутникового позиционирования (GPS). Данная система, ориентированная, прежде всего, на решение горно-геологических вопросов, находится в настоящее время на стадии отладки некоторых режимов. Оснащение каждого самосвала средствами спутниковой связи позволяет уже сегодня видеть на мониторе и контролировать его эксплуатационные параметры в динамике и режиме реального времени. В ближайшем будущем, имея элементы обратной связи, будет возможным управлять и контролировать предельные значения ТКВЧ для конкретных моделей шин. Это открывает автомобилистам новые пути для совершенствования шин и других систем карьерных самосвалов. Намечен план оснащения системой ГСП дорожно-строительных машин, подчиненной техники для более эффективного использования их ресурса.

Таким образом, на предприятии имеются хорошие условия для всестороннего анализа результатов работы шин.

«Вскрытие» с помощью специаль-

ного инструмента поврежденных и вышедших из эксплуатации шин в ходе плановых инспекций и визитов специалистов фирм было для нас отличной школой понимания «анатомии» их продукции. По мере роста этого понимания возникали все более конкретные вопросы к производителям в части повышения качества шин. Была разработана и внедрена система классификации дефектов. Надо отдать должное техническим представителям фирмы «Бриджстоун», которые терпеливо, подробно и наглядно объясняли роль и назначение каждого фрагмента шин, а также информировали о внедряемых конструктивных и других изменениях, направленных на повышение качества. Фирма «Бриджстоун» — основной поставщик шин для Навоийского ГМК.

При переходе с самосвалов БелАЗ (грузоподъемностью 110 т) на самосвалы «Юклид», «Катерпиллар», «Комацу» возник вопрос о поставке шин соответствующего класса. Следует отметить, что в СНГ не производятся радиальные шины соответствующих типоразмеров на эксплуатируемые в карьере «Мурунтау» большегрузные карьерные самосвалы.

Приобретенная в 1993 г. первая партия из 20 самосвалов «Юклид» R-170 грузоподъемностью 170 т была оснащена шинами размером 36.00R51 фирмы «Мишлен». Последующие 58 самосвалов фирмы «Катерпиллар» CAT-785B грузоподъемностью 136–140 т — шинами 33.00R51 фирмы «Гудьир»; самосвал фирмы «Комацу» HD-1200 — шинами TOYO того же размера. До это-

го периода на нашем предприятии уже был опыт использования диагональных шин фирмы «Бриджстоун» на самосвалах БелАЗ грузоподъемностью 75–110 т.

Таким образом, были получены первые статистические данные о ходимости шин различных производителей.

Естественное желание любого эксплуатационника сверхкрупногабаритных шин (СКГШ) максимально снизить затраты на шины побудило проводить сравнительные испытания шин. Для этого уже имеющиеся статистические данные о ходимости за различные периоды эксплуатации шин «Мишлен», «Гудьир», TOYO и «Бриджстоун» дополнялись данными о работе шин размерами 36.00R51 и 33.00R51, приобретенных именно для сравнительных испытаний. Для этого обеспечивались максимально возможные одинаковые условия работы. Учитывались все параметры: интенсивность износа; характер и причины повреждений каждой шины. Результаты таких испытаний в удельных затратах (отношение стоимости шины к ее ресурсу) для шин 36.00R51 у самосвалов «Юклид» R170 и шин 33.00R51 для самосвалов «Катерпиллар» CAT-785B показали преимущество шин фирмы «Бриджстоун».

Так были созданы условия для реализации общих интересов: для фирмы «Бриджстоун» — это прекрасный полигон для совершенствования продукции в особых условиях нашего карьера; для нас — очевидная возможность снижения затрат. Разумеется, сравнительные испытания продукции различных фирм будут продолжены. Совместно с фир-

мой «Бриджстоун» проводятся тщательный осмотр и анализ характера повреждений или износа каждой шины, вышедшей из эксплуатации. Эта работа осуществляется собственными силами, затем и дополнительно совместно с техническими представителями фирмы «Бриджстоун» с необходимыми «вскрытиями» во время плановых инспекций (не менее 4 раз в год). Результаты приводятся к двум различным классификациям повреждений по «одинадцати» и «трем плюс один» характеристикам неисправности для статистической обработки этой информации. Кроме этого, аналитической обработке подвергаются и многие другие результаты (интенсивность износа, доля работы на различных осях машины, использование данных бортовых компьютеров самосвалов CAT-785B и др.). Полученный материал позволяет нам более глубоко осмысливать и решать вопросы по качеству шин. Таким образом, активная работа с фирмой «Бриджстоун» помогла нам увидеть шину как сложнейший (если угодно) агрегат, пути совершенствования которого, видимо, бесконечны.

Следует отметить, что современные производители предлагают весь спектр шин для большегрузных самосвалов, при этом технология их производства позволяет изготовить шину и для конкретных условий эксплуатации. Здесь основной задачей для производителя является изготовление такой шины, которая, обладая высокой износостойкостью, была бы в то же время не подвержена тепловым расслоениям, неизбежным при режимах предельных нагрузок для материала, из которого она изготовлена, а это — взаимоисключающие друг друга качества в одной шине, т. е. чем выше износостойкость, тем более она подвержена тепловому расслоению (реструктуризации).

Таким образом, оптимальная продукция должна соответствовать конкретным условиям работы, которые характеризуются нагрузкой, скоростью, длиной маршрута (или плечом откатки), окружающей температурой и включены в параметр эксплуатационной нагрузки ТКВЧ. Предельным значением ТКВЧ и характеризуется основное свойство шины, обеспечивающей эксплуатацию транспортного средства в режиме

максимальной производительности, заложенной в его конструкцию, т. е. нельзя снижать нагрузку или скорость карьерного самосвала для большей ходимости шин по износу. Постоянная работа в этом направлении за последние годы позволила более чем в 2 раза снизить затраты на шины.

Общую динамику роста ходимости шин иллюстрируют следующие диаграммы (рис. 2 и 3).

Здесь отражена работа только шин «Бриджстоун». Технические представители всех фирм имели возможность ознакомиться с результатами ходимости их продукции во время визитов на наше предприятие.

Эффективность совершенствования шин прослеживается в результатах ходимости последних спецификаций для шин 33.00R51 и 36.00R51, причем каждая последующая спецификация всегда превосходила предыдущую.

Здесь в понятие спецификации вложено каждое новое обновление конструкции, состава или другое «ноу-хау», нам в полной мере, разумеется, неизвестное. Принадлежность к той или иной спецификации «зашивается» в серийный номер шины. Также в качестве отдельного аналитического разреза используется параметр — дата выпуска или партия шины. Любопытная картина получается из анализа сезонной ходимости в условиях резко континентального климата. Но все это — тема отдельного раздела нашей работы.

Потенциал шины во многом определяет его способность «держаться» такой дефект, как отслоение от пореза. Почти всегда неизбежные глубокие порезы часто становятся причиной постепенного отслоения протектора в этом очаге. Последние спецификации все более успешно противостоят этому воздей-

ствию неблагоприятных дорожных условий.

На предприятии функционирует шиномонтажный участок, работающий на оборудовании и материалах фирмы «Штальгрубер». Анализ работы участка показал существенную долю снижения затрат от ремонта, при этом бесперебойное обеспечение материалами дает совершенно очевидный экономический эффект. Хороший результат получен от профилактического ремонта несквозных повреждений, достигающих корда, тем самым останавливается развитие очагов «отслоений от пореза». В условиях стабильной работы участка внедрена практика восстановления шин, находящихся в обороте и снятых с механическими повреждениями.

Существенным фактором повышения ходимости стала перестановка (ротация) шин после трети ее среднего пробега с передних позиций на задние, что дает не менее 10% роста ходимости за счет рационального использования ресурса каждой шины в условиях большего риска к повреждениям на передних позициях и более высокой интенсивности износа на задних. Правда, этот фактор роста не относится к показателю эксплуатационной нагрузки (ТКВЧ), которую передние шины испытывают в большей степени. Следует также отметить, что фактор ротации стал целесообразным после достигнутого уровня средней высоты протектора отработанных шин, все ближе приближающейся к идеальному нулю. Иными словами, едва ли эта процедура перестановки, которая влечет дополнительные затраты, имела бы смысл при средней высоте протектора списываемых шин, например, 50%. Надо сказать, что в практике нашего предприятия осуществлялась «половинная» ходимость.

В заключение необходимо сказать, что наработанный опыт дает уверенность в дальнейшем снижении затрат на шины. Этот вопрос можно решить самостоятельно. Но мы также рассчитываем на потенциал таких производителей, как фирма «Бриджстоун», способная производить шины от крупнейшего в мире размера 55/80R69 до элитных шин, успешно работающих на автомобилях «Феррари-1».



Хорошее дорожное покрытие — залог эффективной работы автотранспорта

Формирование высоких отвалов на основаниях с ослабленными участками



В. Н. Сытенков,
главный инженер
Центрального РУ
Навоийского ГМК,
д-р техн. наук



Р. Ш. Наимова,
преподаватель
Навоийского
государственного
горного института

При открытой разработке месторождений важной задачей является сокращение площадей, занимаемых отвалами. Поэтому совершенствование технологии отвалообразования ведется по пути увеличения вместимости отвалов, отсыпаемых на ограниченных территориях. На карьере «Мурунтау» накоплен значительный опыт формирования таких отвалов.

Территория размещения отвалов карьера «Мурунтау» представляет собой равнинный участок земной поверхности с волнистым рельефом и общим незначительным уклоном на юг. В геологическом строении территории на глубине до 30 м находятся песчано-глинистые отложения, формирующие основание отвала переменной несущей способности. Положение усугубляется тем, что территория размещения отвалов изрезана многочисленными руслами сезонных водотоков, в которых породы имеют повышенную влажность и пониженную несущую способность.

В соответствии с принятой технологией горных работ, отвалы карьера «Мурунтау» формируются с использованием автомобильного и конвейерного транспорта в 1–3 яруса. В процессе формирования отвалов карьера неоднократно имели место нарушения их устойчивости, которые произошли на автомобильных отвалах № 5, 6, 8. Наблюдаемые деформации отвалов представляют собой оползни надподошвенного типа, причиной которых является выдавливание по по-

верхностям ослабления пластичных зеленых глин вместе с прикрывающими их четвертичными отложениями.

Первые признаки деформации отвала № 6 в виде валов выпирания в его основании, отмеченные в марте 1976 г. на двух локальных участках, приурочены к долинам сезонных водотоков. Отвал имел три яруса высотой соответственно 37, 28 и 25 м. Деформация произошла в феврале 1984 г. и имела следующие параметры: ширина призмы обрушения до 100 м; проседание поверхности отвала 8–13 м; протяженность вала выпирания 410 м при высоте до 11 м. Процессу развития деформации предшествовало землетрясение силой около 7 баллов по 12-балльной шкале.

Деформация одноярусного отвала № 5, высота которого составляла 50 м, началась в мае 1987 г. Параметры деформации: ширина призмы обрушения 20–25 м; проседание поверхности отвала 6–8 м; протяженность вала выпирания до 500 м при высоте 2–4 м. Главная причина возникновения деформации — обводненность пород основания. Высота отвала была снижена до 30 м и его отсыпка продолжена. Однако в январе 1990 г. на восточном фланге этого отвала деформационный

процесс возобновился. Протяженность деформированного участка по фронту составила 150 м, ширина призмы обрушения 25–60 м, проседание поверхности 0,4–0,5 м, высота вала выпирания 1,5–2 м. Таким образом, полностью стабилизировать отвал, даже понизив его высоту до 30 м, не удалось, поскольку не была исключена главная причина деформирования — обводненность участка основания. Другая часть отвала, отсыпанная высотой 35 м на более устойчивом основании, не деформировалась.

В феврале 1990 г. начал развиваться оползневой процесс на западном фланге автомобильного отвала № 8 при высоте яруса 45–50 м. Постепенно увеличиваясь, протяженность деформированного участка по фронту выросла со 180 до 260 м, ширина призмы обрушения составила 16–22 м; проседание поверхности отвала достигло 2 м, а высота вала выпирания — 3 м. Зафиксировано выполаживание откоса нижней части отвала на 1/3 его высоты.

Анализ показывает, что основной причиной деформаций отвалов карьера «Мурунтау» является наличие ослабленных участков основания, в частности сезонных водотоков, характеризующихся понижен-



Дробильно-перегрузочные пункты ЦТТ на карьере «Мурунтау»

ной (в 1,5–2 раза) несущей способностью.

Накопленный опыт позволяет предложить новые технологические схемы отвалообразования, повышающие безопасность отвальных работ при формировании высоких (высотой более 50 м) отвалов на основании с ослабленными участками. В основу новых схем отвалообразования была положена концепция, базирующаяся на иерархически построенной структуре, в которой устойчивость отвала в целом определяется устойчивостью системы отвал — основание, а безопасность отвального оборудования — устойчивостью системы машина — отвал [1]. Указанный подход к безопасности отвалообразования способствует правильному пониманию значения устойчивости отвала на различных иерархических уровнях организации работ и позволяет в ряде случаев отказаться от сохранения устойчивости первой системы, перейдя к управляемому сдвигению пород в отвале, но сохранить устойчивость второй системы, обеспечив тем самым безопасность работы оборудования.

При автомобильном транспорте устойчивость системы машина — отвал достигается в том случае, если автосамосвал разгружается на рабочую площадку отвала за пределами призмы возможного обрушения с последующим перемещением породы бульдозером на откос, что регламентируется соответствующими правилами безопасности. Такой способ отвалообразования весьма трудоемок, поэтому был разработан способ разгрузки автосамосвалов непосредственно на откос отвала через породный предохранительный вал [2], а в Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом были внесены соответствующие изменения [3]. Безопасные параметры такого отвалообразования определяются исходя из следующих соображений.

Согласно теории предельного равновесия, призма обрушения не формируется, если высота откоса не превышает предельного значения. В этом случае под действием нагрузки, создаваемой автосамосвалами, в отвале могут образоваться локальные призмы оползания. Ширина такой призмы является шириной бермы безопасности, равной минимально допустимому расстоянию от верхней



Разгрузка автосамосвалов на дробильно-перегрузочном пункте ЦПТ карьера «Мурунтаву»

бровки отвала до оси заднего колеса автосамосвала при его разгрузке.

Расчеты устойчивости нагруженного отвала выполняются с учетом того, что удельное сцепление в приоткосной зоне может снижаться в 2–3 раза относительно его значения в теле отвала. Первоначально определяется вес заднего моста автосамосвала P_3 , приходящийся на 1 м протяженности отвала. Поскольку призма сползания пород в плане имеет циркообразную форму, условно увеличивается площадь, на которую передается вес автосамосвала. Кроме того, для учета динамического воздействия при разгрузке породы дополнительно вводится коэффициент динамичности, который в соответствии с [4] принимается равным $K_d = 1,5$. Таким образом, нагрузка, приходящаяся на 1 м бровки отвала, определяется по формуле [2]

$$\Delta P_3 = \frac{P_{3м}}{a_{3х} + 2 \cdot 1/3 \cdot C_1} K_d$$

где $P_{3м}$ — вес заднего моста грузевого автосамосвала, кН; $a_{3х}$ — ширина колеи задних колес, м; C_1 — расстояние от самосвала до верхней бровки отвала, м; K_d — коэффициент динамичности.

Выполненные расчеты по многочисленным потенциальным поверхностям скольжения, формирующимся под воздействием веса заднего моста грузевого автосамосвала, позволили построить зависимости расчетного коэффициента запаса устойчивости n_p от расположения автосамосвала относительно верхней бровки отвала и определить ширину бермы безопасности. Для оценки влияния угла откоса на ширину бермы безопасности расчеты выполняются при

углах откоса 36, 39 и 42°. Анализ полученных зависимостей показывает, что изменение угла откоса на 3° влечет незначительное (на 0,2–0,3 м) изменение ширины бермы безопасности. Поэтому с целью исключения на практике необходимости замера углов откоса перед отсыпкой отвала целесообразно (для большей надежности) пользоваться для определения ширины бермы безопасности зависимостью, построенной для угла откоса 42°. Значения коэффициента запаса, превышающие единицу, определяют зону устойчивого состояния отвала. Выполненные расчеты показывают, что для автосамосвалов грузоподъемностью 40, 75, 110, 140 и 180 т ширина бермы безопасности соответственно составляет 2; 2,5; 2,9; 3,1 и 3,4 м. Однако нормативные требования по высоте предохранительного вала [2] требуют принятия дополнительных мер для размещения автосамосвала на указанном расстоянии. Одной из таких мер является создание бульдозером в теле отвала выемки вдоль предохранительного вала, что позволяет уменьшить высоту насыпного породного вала, сохранив его нормативную высоту, и одновременно создать «порог», препятствующий выезду автосамосвала на откос вала и сигнализирующий водителю о конце пути движения автосамосвала задним ходом.

При автомобильном транспорте устойчивость системы отвал — основание на основании с ослабленными участками достигается следующим образом. Детальный анализ параметров деформаций, происшедших на автомобильных отвалах, позволил установить, что:

локальная деформация образует в теле отвала трещину отрыва, име-

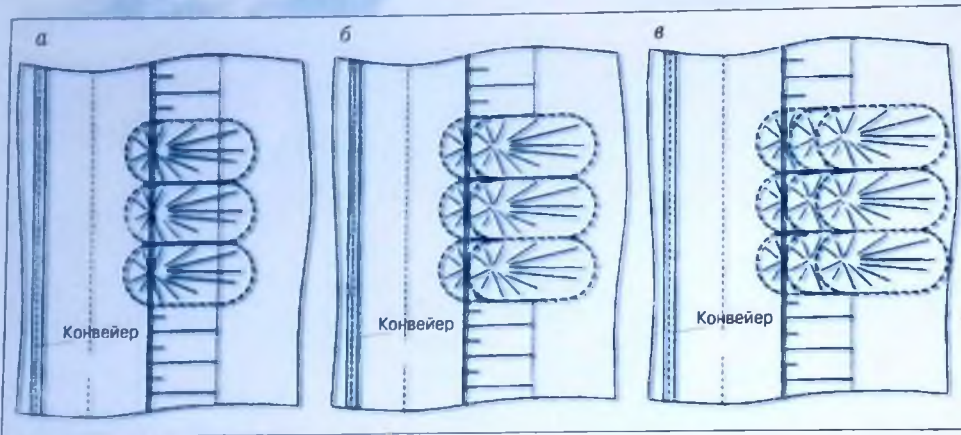


Рис. 1. Способ отвалообразования горных пород

ющую на поверхности отвала криволинейную, близкую к круговой форму;

кривизна трещины отрыва в плане для локальной деформации является величиной постоянной для пород, из которых формируется отвал;

величина захвата деформаций

находится в прямой зависимости от кривизны отвала в плане, а деформация в целом формируется из локальных деформаций массива.

Трещины отрыва на поверхности отвалов карьера «Мурунтау» имеют средний радиус 190–200 м. Зона захвата оползня на отвале (высота 30 м) выпуклой формы (радиус

140 м) составляет около 40 м, а прямолинейной — 22 м.

Взаимосвязь кривизны трещины отрыва и зоны захвата оползня с формой отсыпаемого отвала положена в основу управления устойчивостью системы отвал — основание при автомобильном транспорте. Для этого предложено на ослабленных участках, которыми в основном являются русла сезонных водотоков, формировать автомобильные отвалы по фронту не выпуклой (как это принято), а вогнутой формы с кривизной, равной кривизне трещины отрыва оползня на поверхности отвала. При такой форме отвала развитие деформаций практически исключается, что позволяет отсыпать отвалы на ослабленных участках без уменьшения их высоты.

При конвейерном транспорте подход к безопасности отвальных работ несколько иной: обеспечивается сохранение устойчивости системы машина — отвал при отказе от обязательного сохранения устойчивости системы отвал — основание. Конвейерный транспорт карьера «Мурунтау» является составной частью комплекса циклично-поточной технологии и представлен двумя конвейерными линиями, с помощью которых скальные породы доставляются в многоярусный отвал. Породы укладываются в отвал двумя консольными отвалообразователями ОШС-4000/125 на шагающе-рельсовом ходу. Согласно проекту, вскрышные породы должны укладываться отвалообразователями в двухъярусный отвал, отсыпаемый на автомобильном предотвале. С этой целью породы верхних горизонтов карьера в объеме 5 млн м³/год должны были вывозиться в предотвал автотранспортом на расстояние до 5 км, что существенно повышает себестоимость вскрыши.

Выполненный комплекс исследований показал, что наиболее эффективными в условиях карьера «Мурунтау» являются технологические схемы отвалообразования без автомобильного предотвала. Эти схемы позволяют повысить эффективность отвалообразования и обеспечить безопасные условия работы отвального оборудования на отвалах со слабым основанием.

В качестве основы для реализации была принята схема формирования многоярусного отвала, нижний ярус которого отсыпается отвалообразователем непосредственно

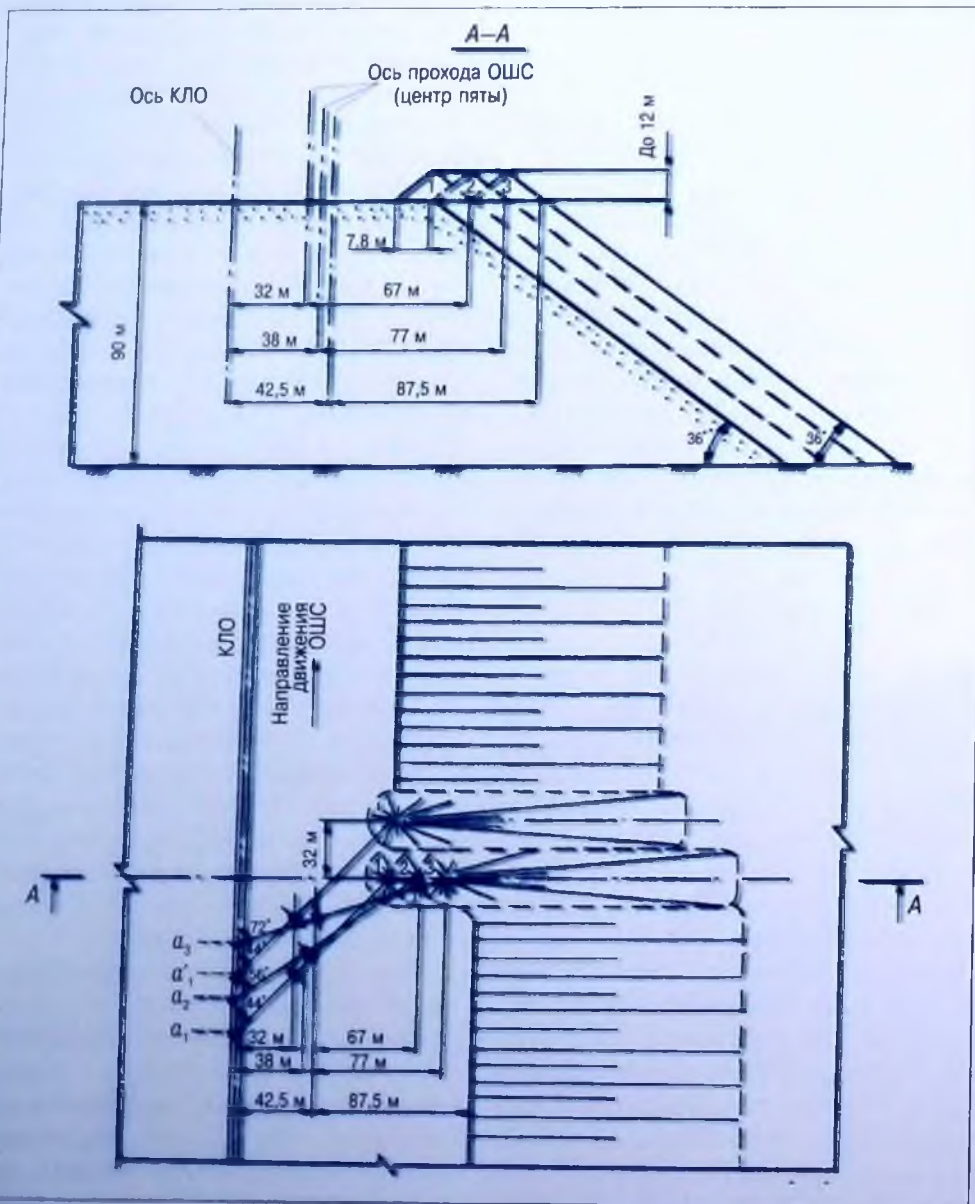
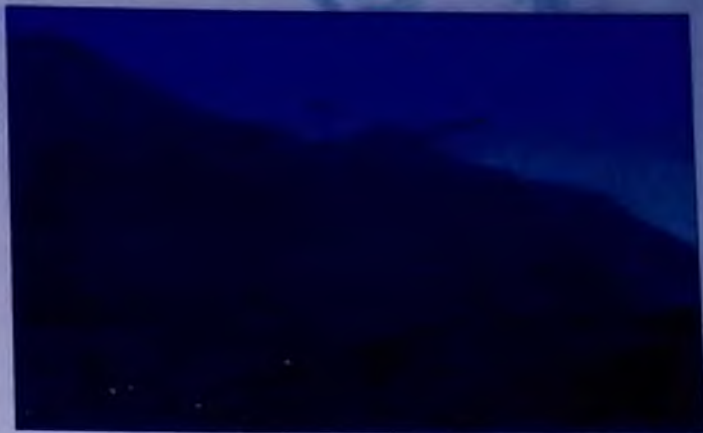


Рис. 2. Фрагмент паспорта отвалообразования с отсыпкой одиночных дестабилизирующих и стабилизирующих конусов породы:
КЛО — отвальный конвейер; ОШС — отвалообразователь



Разгрузка автосамосвалов на отвале



Высокие отвалы карьера «Мурунтау»

на земную поверхность. Такой отвал имеет следующие проектные параметры:

Высота, м:	
нижнего яруса (увеличивается по мере понижения рельефа) . . .	45–60
среднего яруса	85
верхнего яруса	25
Ширина берм между ярусами, м	80
Общая высота отвала, м	150–170

Более чем 10-летний опыт эксплуатации комплекса ЦПТ подтвердил правильность выбора схем отвалообразования. В то же время наличие ослабленных участков основания обусловило необходимость в разработке способов отвалообразования, гарантирующих безопасность крупногабаритного отвального оборудования на высоких отвалах с любым основанием. В основу разработки таких способов была положена идея создания условий для опережающего образования локальных деформаций, что достигается доведением отвала на локальном участке до критической высоты. Для этого на верхнюю бровку отвала консольным отвалообразователем отсыпают дестабилизирующий конус породы, создавая дополнительную нагрузку на основание отвала. Если основание отвала устойчиво, то деформации отвала не произойдет, а если ослаблено — то деформация будет иметь место.

В первом случае отсыпка дестабилизирующих конусов вдоль верхней бровки отвала продолжается (рис. 1, а) на участке, протяженность которого для рассматриваемых условий принята равной двум радиусам трещины отрыва локальной деформации, т. е. около 400 м. Затем на этом участке последовательно отсыпаются второй (см. рис. 1, б) и третий (см. рис. 1, в) ряды конусов породы.

Во втором случае, когда дестабилизирующий конус породы инициирует локальную деформацию отвала с образованием оползневого тела, отсыпку пород в конус продолжают до самостабилизации оползня. При этом оползневое тело создает своеобразный контрфорс, обеспечивая устойчивость отвала в целом. После самостабилизации оползня на полученную боковую поверхность с начала дестабилизирующего конуса последовательно отсыпают стабилизирующие конусы породы, которые в случае продолжения деформации играют роль опережающих призм упора (или контрфорсов). При такой технологии отвалообразования отвалообразователь устанавливается в точку a_1 (рис. 2), из которой последовательно перемещается сначала в точку a_2 , а затем заканчивает цикл в точке a_3 . После окончания этого цикла отвалообразователь перемещается в точку a'_1 и цикл повторяется. Такая технология применяется до тех пор, пока после отсыпки дестабилизирующего конуса отвал останется в устойчивом состоянии. Тогда продолжение отсыпки отвала осуществляется по первому варианту.

Безопасность оборудования при использовании предложенной технологии отвалообразования базируется на следующих предпосылках. Экспериментально установлено [1], что при инициировании локальной деформации на отвале высотой 90 м трещины отрыва наблюдались на расстоянии до 10–12 м, а остаточные деформации — на расстоянии не более 30 м от дестабилизирующего конуса пород. Деформации в ближней к конусу зоне интенсивно происходят в течение 2–3 сут после возникновения оползня. В зоне остаточных деформаций скорость усадки пород составляла 2–4 мм/сут. Накопление

такие данные позволили сделать вывод, что при реализации разработанной технологии линейные размеры отвалообразователя ОШС-4000/125 обеспечивают его размещение на безопасном расстоянии от деформируемых участков высокого отвала.

Если при отсыпке дестабилизирующего конуса деформации отвала не происходит, то этим подтверждается его устойчивое состояние, свидетельствующее о том, что высота отвала не достигла критического значения. Благодаря этому появляется возможность вести планировку конусов породы с подъемом верхней площадки отвала в сторону его верхней бровки. В результате высота и, следовательно, вместимость отвала увеличивается.

Внедрение указанной технологии отвалообразования при ЦПТ в карьере «Мурунтау» позволило увеличить высоту первого яруса конвейерного отвала с 50 м (проектное значение) до 90 м, т. е. в 1,8 раза.

Таким образом, предложенные технологии отвалообразования позволяют формировать высокие отвалы на основаниях с ослабленными участками.

Список литературы

1. Толстов Е. А., Сытенков В. Н., Филиппов С. А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. — Ташкент: Изд-во ФАН АН РУз, 1999.
2. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения / Н. И. Кучерский, А. Н. Лукьянов, Л. М. Демич и др. — Ташкент: Изд-во ФАН АН РУз, 1998.
3. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. — Ташкент: Узбекистон, 1995.
4. Васильев М. В., Смирнов В. П., Кулешов А. А. Эксплуатация карьерного автотранспорта. — Ташкент: Изд-во ФАН АН РУз, 1979.

Управление качеством рудного потока при циклично-поточной технологии разработки сложноструктурных месторождений



П. А. Шеметов,
начальник рудника
«Мурунтау»,
канд. техн. наук
(Навоийский ГМК)

Одной из задач усреднительной системы современного горного предприятия является стабилизация качества в транспортных грузопотоках и технологических переделах горных предприятий. Для достижения наибольшей эффективности управления качеством необходимо выбирать соответствующую структуру стабилизирующей системы на основе анализа статических и динамических характеристик колебаний качества в рудных телах (залежах) и в различных звеньях технологического потока. Структурная схема усреднения горно-обогачительного предприятия при циклично-поточной технологии разработки сложноструктурного месторождения представлена на рис. 1 и состоит из X объектов, которые можно сгруппировать в цикличные (ЦЗ) и поточные (ПЗ) звенья, соответствующие этапу усреднения руды. На первом этапе происходит планирование добычных работ, которое представляет собой выбор разрабатываемых горнорудных массивов M , среднее содержание полезного компонента в которых соответствует заданному параметру; далее горнорудная мас-

са согласно выбранному направлению горных работ загружается экскаваторами Э в автосамосвалы А и транспортируется либо на конвейерные линии ЦПТ (КЛ_{ЦПТ}), либо на буферные перегрузочные склады C_6 . Как видно из структурной схемы, усреднение рудопотока при циклично-поточной технологии разработки месторождения смещается с отгрузочного склада С в карьер. Неравномерность качественных показателей рудопотока на этом этапе является весьма значительной и тем выше, чем меньше срок и объем отгрузки.

На втором этапе происходит некоторое усреднение качественных показателей рудопотока при отгрузке. Руда усредняется при разгрузке автосамосвалов на усреднительные склады непосредственно или через конвейерные линии комплекса ЦПТ. На этом этапе происходят перемешивание и объединение порций руды разного качества в объемы с определенным содержанием полезного компонента.

Третий этап усреднения качественных показателей руд осуществляется путем отгрузки руды с усреднительных складов в железнодорожные составы (Ж/Д). Исследованиями установлено, что стабилизация качества рудопотока достигается в минимальном усредняемом объеме, формируемом из элементарных выемочных объемов железнодорожных составов непрерывно в течение планируемого периода. При этом содержание металла в любом железнодо-

рожном составе выступает фактором, регулирующим качество руды, и каждый из них оказывает существенное влияние на качество рудопотока. Целесообразность включения каждого конкретного состава в рудопоток рассматривается, исходя из условий обеспечения стабильности качества руды в минимальном усредняемом объеме. Включение элементарного выемочного объема в рудопоток не должно при этом снижать его качества ниже минимального промышленного значения.

Последний этап, на котором происходит усреднение и окончательная стабилизация рудопотока, осуществляется на заводе, где после разгрузки железнодорожных составов через дробильный бункер руда поступает в мельничные блоки ММС и далее, пройдя все этапы обогачительного передела, реализуется в виде готовой продукции и хвостов.

Каждый этап характеризуется определенным колебанием качества рудопотока. Амплитуда и период зависят от срока и объемов рудной массы и от стадии, на которой находится формирование рудопотока (рис. 2).

Наибольшие колебания качества приходится на I этап усреднения — добычу и транспортирование горной массы из-за особенностей размещения руды в недрах (рис. 3, а). При этом в результате усреднения в процессе движения руды от забоя к обогачительному заводу это распределение становится более равномерным и смещается к нормальному закону (см. рис. 3, б). Для всех этапов характерны выравнивание, стабилизация качества при больших сроках (месяц и более) формирования рудопотока. Поэтому корреляционная функция изменения колебаний содержания одинаково полно характеризует качество рудопотока как на каждом этапе в отдельности, так и по всему процессу рудосортировки (см. рис. 3, в).

Это позволяет решить задачи планирования и регулирования до-

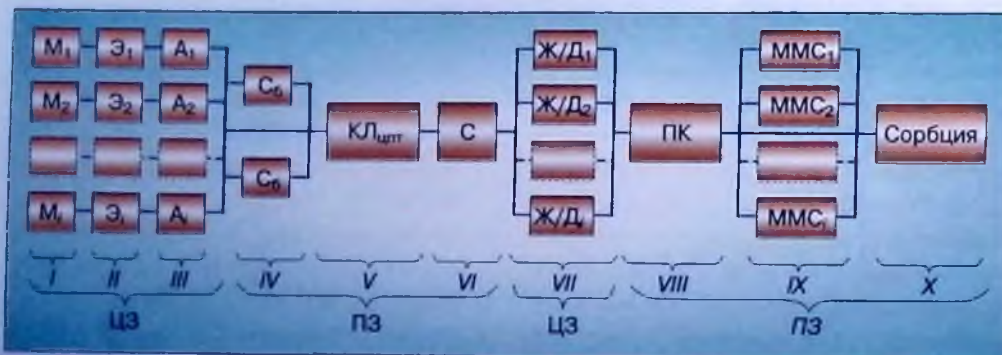


Рис. 1. Структурная схема усреднения рудного потока на горно-обогачительном предприятии при циклично-поточной технологии разработки сложноструктурного месторождения

Таблица 1. Иерархические уровни управления качеством рудного потока системы месторождение — карьер — завод

Уровень системы	Задачи	Методы	Критерии эффективности управления
Месторождение	Детальная разведка: оконтуривание и подсчет запасов; выбор технологии извлечения полезного компонента	Выбор способа и оборудования сети дробления; Выбор метода подсчета запасов; Исследование теплопоглощающей способности руды	Кондиция на момент начала разработки
Карьер	Эксплуатационная разведка и разработка месторождения: уточнение контуров и расчет запасов; составление проектов на отработку запасов; добыча полезного ископаемого и отгрузка руды на завод в соответствии с техническими условиями	Выбор способа опробования и оптимальной сети эксплуатационной разведки; Выбор рациональной компоновки уступа; Расчет потерь и разубоживания и определение качества полезного ископаемого в товарной руде; Перспективное и текущее планирование горных работ; Оперативное управление горными работами и усреднение качества полезного ископаемого	Оперативная кондиция системы управления
Завод	Получение конечного продукта при условии максимального извлечения полезного компонента из руды и минимальных затрат на переработку руды	Обеспечение однородности перерабатываемой руды по теплопоглощающим свойствам и среднему содержанию полезного компонента; Оптимальное дробление руды и расход реагентов	Технологическая кондиция и перерабатываемой руды



Рис. 2. Колебание качества на различных этапах формирования рудопотока в течение суток

бычи в режиме усреднения, управления транспортными потоками. На решение этих задач направлены действующая на предприятии автоматизированная система технологической подготовки горного производства (САПР ТП ГП) и автоматизированная система управления качеством рудопотока и автотранспорта (АСУ КР и АТ) на базе оборудования GPS. Оптимизация управления отгрузкой горнорудной массы из карьера достигается использованием единых баз данных по цепочке от забоев карьера до приемного бункера ГМЗ. По мере подачи руды база данных уточняется, и режимы работы могут динамически изменяться, отражая колебания поступающих сортов руд и пород. Эти условия определили необходимость разработки ряда новых технологических решений на основе системного подхода, учитывающего конкретные методы, средства и параметры управления качеством рудного потока (табл. 1, 2) по трем основным иерархическим уровням: месторождению, карьере, заводу.

Каждый из уровней системы характеризуется степенью достоверности оценки количества и качества полезного компонента. В известном смысле каждый уровень определяет

этап исследования системы. Целью каждого этапа является выделение объектов для дальнейшего исследования на более высоком уровне системы. Каждому уровню соответствуют свои экономические и технические рациональные методы распознавания и сортировки выделяемых объектов.

Таблица 2. Основные методы, средства и параметры управления качеством рудного потока

Методы	<ol style="list-style-type: none"> 1. Построение базисной модели месторождения с учетом фактических кондиций добываемого сырья 2. Планирование горных работ с заданными приоритетами, включая учет требований по качеству и количеству добываемого сырья 3. Оптимизация сети опробования 4. Определение соответствия геометрических параметров руды техническим условиям оборудования горнообогатительного участка 5. Управление смещением рудного потока при нормальном дроблении 6. Повышение однородности добываемого сырья путем замещения и сортировки отходов 7. Максимальное усреднение при загрузке конвейерных линий ЛЭЗ и при загрузке перепусковых складов карьера 8. Формирование перепусковых складов карьера с рудой переменного качества
Средства	<ol style="list-style-type: none"> 1. Комплекс компьютерных программ 2. Использование технологий динамического реферирования параметров рабочей зоны карьера путем изменения угла наклона отвала и направления 3. Контроль содержания металла в элементарном вымочном растворе (спале, дунглиаре) 4. Вязкое дробление рудного массива с сохранением целостности элементарной структуры элементарной единицы 5. Буферные усреднительные склады при циклической и цепочечной отгрузке
Управляемые параметры	<ol style="list-style-type: none"> 1. Полнота извлечения балансовых запасов 2. Величина потерь и разубоживания 3. Стабильность качества рудопотока
Критерии эффективности управления	Выполнение потребностей технологической цепи управления

На этапе разведки месторождения на основе геологической документации и опробования оконтуриваются рудные тела со своими особенностями вещественного состава. На этом уровне производятся оконтуривание и подсчет запасов. На основе кондиций выделяются балансовые и забалансовые запасы. Следующий уровень системы — карьер, что соответствует этапу эксплуатационной разведки и отработки месторождения. На основе результатов эксплуатационного опробования уточняются контуры рудных тел и составляются сортавые планы с выделением различных сортов руд.

Выделяются участки вскрышных пород и добычные блоки. Через нормирование потерь и разубоживания на основании экономических критериев рассчитывается оптимальная высота обрабатываемого усту-

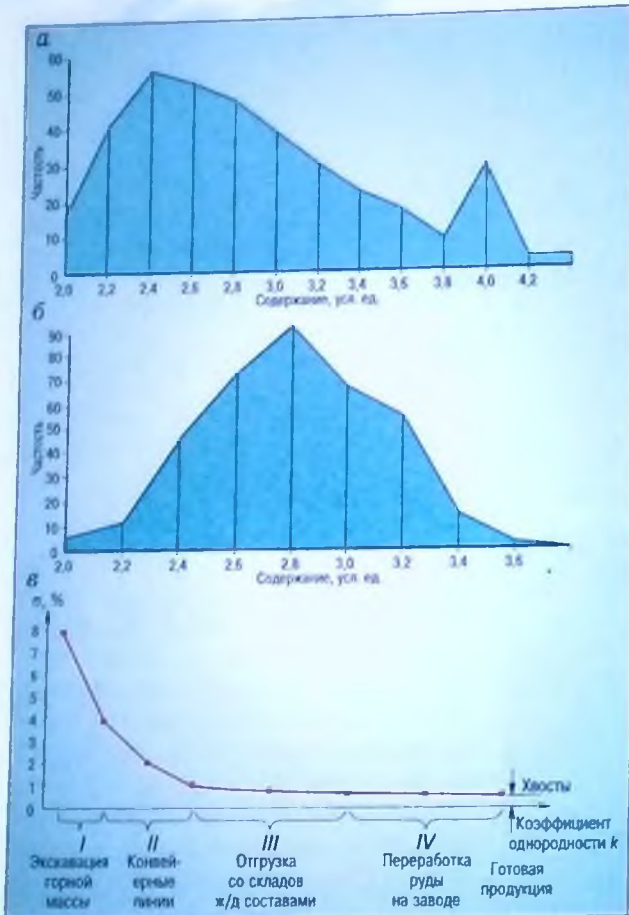


Рис. 3. Распределение содержания металла в массиве (а) и отгружаемой руде (б) и корреляционная функция изменения содержания металла в рудопотоке на различных стадиях рудо-сортировки (в)



В карьере «Мурунтау»

рудную составляющие на основе косвенных признаков. По результатам покусковой сортировки рудная масса отправляется на перегрузочный склад для отгрузки на завод, порода вывозится в отвал. Перегрузочные склады карьера служат для формирования однородного по содержанию полезного компонента и технологическим свойствам рудопотока.

С 1997 г. совместными усилиями специалистов НГМК и фирмы INTEGRA GROUP (США) реализуется автоматизированная система управления автотранспортом карьера (АСУ АТ), которая на основе современной спутниковой навигационной системы (GPS-система) в полном объеме решает задачи управления экскаваторно-автомобильным комплексом (ЭАК).

GPS-система АСУ АТ вместе с набором программно-технических средств взаимодействует с системой автоматизированного проектирования горного производства (САПР

ГП), а также с автоматизированной системой управления качеством рудного потока. Для формирования внутри карьера рудного потока требуемого качества при циклично-поточной технологии ведения работ GPS-система управления ЭАК была дополнена набором оригинальных компьютерных программ, обеспечивающих решение в реальном режиме времени следующих задач управления качеством рудного потока: управления селективной отработкой выемочных блоков без маркшейдерской выноски границ различных сортов горной массы на кровлю уступа, но с визуализацией на дисплее бортового компьютера правильности ведения горных работ в экскаваторных забоях; автоматического определения качественных характеристик горной массы, загруженной в транспортное средство, с указанием ее

па, определяется выход товарных руд и их качество. Эти расчеты служат базой для планирования добычных работ.

На основе геологической документации и технологического опробования устанавливаются технологические свойства руд. Среди добычных блоков выделяются блоки с технологически однородными рудами. Различные сорта и технологические типы руд отрабатываются отдельно и отгружаются на соответствующие перегрузочные или забалансовые склады. Особенности выделения забалансовых руд при разработке сложноструктурных месторождений — рассеянная минерализация во вмещающих породах и зоны контактов рудных тел, позволяющие представить склад забалансовой руды как смесь кусков балансовых руд и пустых пород. Эта особенность делает возможным экспресс-разделение горнорудной массы на рудную и не-

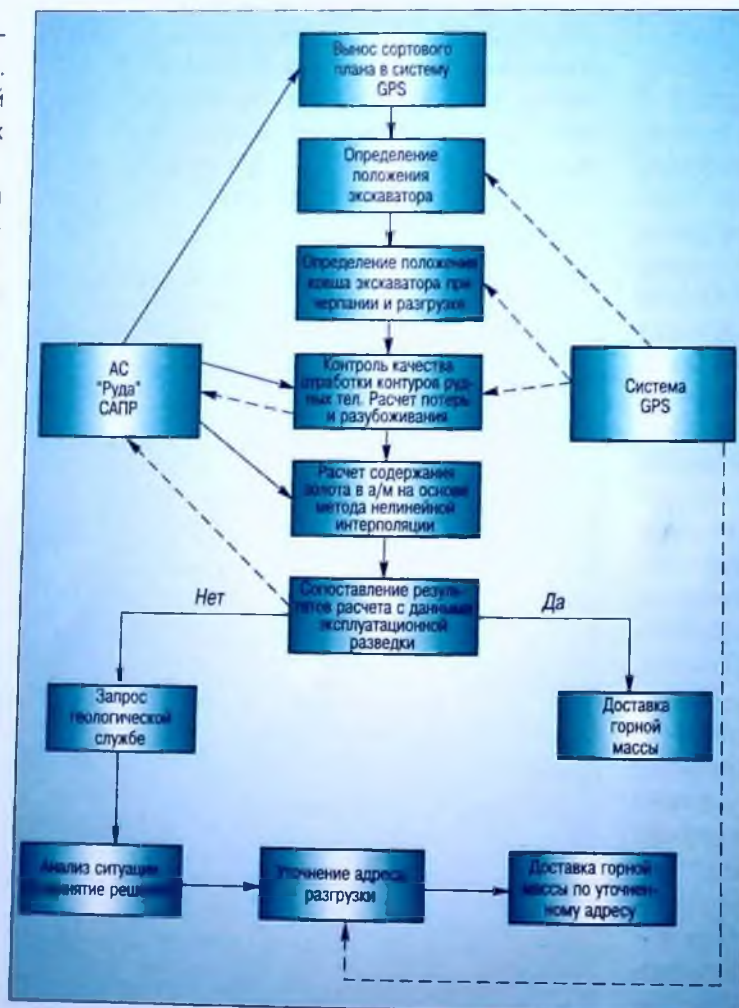


Рис. 4. Схема контроля качества отработки рудных тел сложного строения с помощью GPS-систем

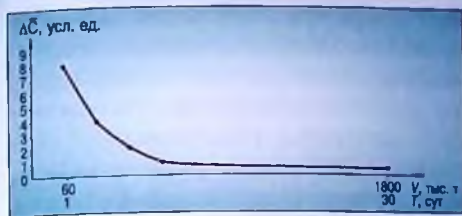


Рис. 5. Зависимость накопленного отклонения среднего содержания от объема и продолжительности формирования порции рудной массы

реса разгрузки; управления качеством элементарных и общего рудных потоков путем оперативного изменения интенсивности ведения работ в отдельных забоях с рудой различного качества; учета количества перевезенной горной массы каждого выделенного сорта. Схема контроля качества отработки рудных тел приведена на рис. 4. Исходные данные для управления качеством рудного потока получают следующим образом. Приемник GPS, установленный на экскаваторе, определяет координаты ковша в горизонтальной плоскости, положение которого отображается на экране бортового компьютера, куда выведен сортовой план выемочного блока. Эти же координаты ковша в забое передаются в центральный компьютер, где с использованием алгоритма нелиней-

ной интерполяции данных эксплуатационной разведки вычисляется содержание золота сначала в каждом ковше экскаватора, а затем и в автосамосвале. В зависимости от результатов вычислений автосамосвалу задается маршрут движения, а компьютер контролирует правильность его выполнения.

Управление качеством рудного потока включает: планирование графика добычных работ (САПР «Руда»); регистрацию результатов отгрузки руды от каждого экскаватора и карьера в целом; учет этих результатов нарастающим итогом и сопоставление графика реальных показателей с графиком оперативного плана добычных работ; прогнозирование ожидаемой динамики показателей рудного потока, а в случаях отклонения реальных показателей от плановых — разработку рекомендаций о коррективах в развитии горных работ на отдельных участках и забоях карьера.

Предпосылками для успешного решения проблемы формирования внутрикарьерного рудного потока требуемого качества при циклично-поточной технологии ведения работ является выравнивание среднего содержания золота в рудной массе в

определенной порции (800–1000 тыс. т) рудной массы (рис. 5).

Для формирования такой порции при циклично-поточной технологии ведения горных работ должны применяться накопительно-догрузочные склады между автомобильным и конвейерным транспортом внутри карьера и буферные склады между конвейерным и железнодорожным транспортом на его поверхности. В карьере «Мурунтау» накоплен значительный опыт применения таких складов.

Опираясь на имеющийся опыт, можно ожидать, что внедрение разработанной системы в практику карьера «Мурунтау» позволит: на 10–12% увеличить полезное время работы технологического автотранспорта; на 3–5% сократить потери и разубоживание руды и на 10–15% увеличить выход товарной руды из рудно-породной зоны карьера. Разработанные GPS-системы, САПР «Руда», САПР горного производства представляют собой единую систему, позволяющую проектировать и реализовывать оптимальный режим горных работ с минимальными потерями и разубоживанием руды и решением практически всех учетных задач горного производства.

УДК 658.562.64:622.3:553.69

© Ю. П. Золотарев, С. Н. Федянин, 2002

Системы управления качеством руд при разработке Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов



Ю. П. Золотарев,
начальник карьера
«Фосфориты»



С. Н. Федянин,
главный геофизик
ОМГП

(Навоийский ГМК)

При освоении Джерой-Сардаринского месторождения зернистых фосфоритов и с появлением новых технологий добычи, обогащения и переработки руд сде-

лалась актуальной задача их разделения на узкие классы содержаний уже на стадии добычи.

Целесообразность селективной добычи фосфоритов обусловлена тем, что разные литологические типы руд отличаются по содержанию полезного компонента и вредных примесей, и для их обогащения необходимо применять принципиально различные технологические схемы.

В фосфоритах основной рудный минерал (франколит) представлен главным образом фракцией класса крупности +0,05–2 мм, вследствие чего рыхлые (зернистые) фосфориты эффективно обогащаются (по схеме избирательной дезинтеграции...

грохочением, обеспыливанием и обжигом) до концентрата с содержанием 26–28% P_2O_5 .

Плотные (мергелистые) и крепкие (карбонат-кремнистые) фосфориты для такой схемы обогащения нетехнологичны. Первые сложены тонко-мелкозернистыми, в основном глинистыми минералами и могут быть обогащены по весьма энергоемкой и трудозатратной (в условиях Центральных Кызылкумов) схеме, предусматривающей способ мокрой дешламации. В крепких фосфоритах франколит образует тесные сростки (стяжения) с кальцитом, гипсом и кремнистыми минералами. Оптимальная технологическая схема их обогащения предусматривает хими-

Таблица 1. Показатели контрастности руд по результатам опробования керна скважин эксплуатационной разведки

Классы содержания P_2O_5 , %	По секциям, $m_{cp} = 0,24$ м			По пластопересечениям, $m_{cp} = 0,66$ м		
	P_2O_5 , %	Выход, %	Извлечение P_2O_5 , %	P_2O_5 , %	Выход, %	Извлечение P_2O_5 , %
До 14,0	10,24	26,45	16,0	10,24	8,0	4,77
14,0–15,9	14,97	9,82	8,69	15,01	22,0	19,23
16,0–17,9	17,00	20,15	20,25	18,17	59,6	63,06
18,0–19,9	19,07	14,86	16,75	20,91	7,4	9,01
От 20,0	22,55	28,71	38,26	22,55	3,0	3,93
От 18,0	21,36	43,57	55,01	21,36	10,4	12,94

лем мощности зарезки по трем подступам. Предполагалось, что с помощью такой технологической схемы зачистки пластов удастся достигнуть требуемых показателей по выходу качественной рудной массы, благоприятной для ее дальнейшего передела (обогащения) и получения товарного продукта (концентрата), удовлетворяющего по своим характеристикам требуемым кондициям.

Однако результаты эксплуатационной разведки и опыт очистных работ показали, что в срединной части пласта отмечается замещение рыхлых зернистых (кондиционных) фосфоритов прослоями плотных мергелистых (некондиционных) фосфоритов и тонкими безрудными пропластками гипса и кальцита. При совместном их извлечении фрезерованием вредная составляющая в отбитой массе присутствует не только в кусковой, но и в мелкой и тонкой фракциях, что усложняет технологию обогащения руд и ухудшает качество получаемого концентрата.

Геологическими исследованиями, проведенными на стадии эксплуатационной разведки участка Ташкура,

ческие способы разложения исходного продукта (рудной массы).

На стадии проектирования горных работ на участке Ташкура и на начальном этапе эксплуатации фосфоритового карьера технологической схемой добычи предусматривались раздельное, послойное извлечение руд из приконтурной зоны (в кровле и почве рудных пластов) с некоторым смешением их с вмещающими породами и отдельное извлечение рудной массы из срединной части пласта, т. е. селективная отработка с контро-

Кызылкумский фосфоритный комплекс



установлено, что рудные пласты, благоприятные для промышленной отработки (пласт-1 и пласт-2), имеют малую мощность ($0,65 \pm 0,25$ м). В строении пласта-2, например, установлены следующие закономерности. Кровлей пласта служит слой мергелистых фосфоритов мощностью около 0,15 м, со средним содержанием P_2O_5 на уровне $15,2 \pm 3\%$. Средняя часть пласта представлена рыхлыми зернистыми фосфоритами ($20,9 \pm 2,7\%$ P_2O_5) переменной мощности (до 0,8 м, в среднем 0,45 м), в которых практически повсеместно присутствует прослой мергелистых фосфоритов мощностью в среднем $0,15 \pm 0,05$ м. Подошвенную часть пласта слагают крепкие фосфориты с $15,2 \pm 3\%$ P_2O_5 , иногда до 24%, мощностью до 0,35 м (в среднем 0,15 м).

При валовой отработке руд (экскавацией сплошным забоем на всю мощность пласта) резко сокращается выход кондиционных руд и извлечение P_2O_5 (табл. 1).

Многоплановыми исследованиями [1–3] установлено, что литологические различия фосфоритов статистически значимо различаются между собой по содержанию фосфорного ангидрида (прямой признак) и естественной радиоактивности (косвенный признак) настолько, что литотипы руд могут быть определены через их радиоактивность в аналоговой форме (по скорости счета импульсов). При этом с увеличением содержания фосфорного ангидрида не только закономерно увеличивается радиоактивность руд (коэффициент корреляции содержания P_2O_5 и радия равен 0,97), но и закономерно уменьшается их карбонатность (коэффициент корреляции содержания CO_2 и радия равен 0,67).

Поскольку плотность (крепость, твердость) руд определяется соотношением в ней фосфатсодержащего зернистого материала (зерен франколита) и цементирующего вещества, которым в основном является карбонат кальция, то плотность также является показателем степени обогащения руд цементирующей массой (вредными примесями, карбонатами), т. е. показателем качества руд.

Следовательно, два критерия (естественная радиоактивность и плотность) могут быть использованы совместно для автоматического управления глубиной зарезки, при послойной выемке руд, определения каче-

ства руд в обрабатываемом слое, а также для крупно-порционной (посамосвальной) сортировки отбитой массы на технологические классы руд с помощью автомобильной рудоконтрольной станции (РКС).

Исходя из этого, было предложено классифицировать руды на технологические классы с учетом их литологической принадлежности [4]:

рыхлые зернистые фосфориты (содержание фосфорного ангидрида свыше 18%);

плотные мергелистые фосфориты (содержание P_2O_5 от 14 до 18%);

крепкие фосфориты на карбонатно-кремнистом основании (содержание P_2O_5 от 14 до 18%);

минерализованная масса приконтурной зоны с содержанием фосфорного ангидрида до 14%.

Управление качеством очистных работ является концептуальным решением задачи разделения фосфоритовых руд в процессе выемки на порции с определенно заданными геометрическими параметрами, в которых смешение руд разных технологических типов и породной массы минимальное. С этой целью проведен анализ результатов документации рудного керна, полученного в процессе эксплуатационной разведки; установлено, что прослой фосфоритов разных литологических типов относительно выдержаны по мощности, имеющей значения, кратные 0,15 м.

Выявленная закономерность объясняется повторяемостью исторических циклов, благоприятных и неблагоприятных для жизнедеятельности фосфатредуцирующих организмов и осадконакопления их остатков, которые сменяли друг друга со строгой периодичностью. Вместе с тем, поскольку средой обитания живых организмов являлась зона шельфа мелководного моря, то волноприбойные явления и последующие проявления неотектоники пликвативного характера, сопутствующие воздыманию осадочных толщ на стадии ортогенеза, обусловили слабовыраженный волнообразный рельеф рудных пластов и слагающих их прослоев. Поэтому в процессе послойной зачистки пластов на одном уровне зарезки оказываются прослой разных литологических типов. Однако сменяемость прослоев имеет пространственную геостатистическую закономерность, которая может быть учтена с помощью задания среднестатистических геометрических параметров

порций выемки таким образом, что смешение в них руд разных литологических типов будет минимальным. Очевидно, высота подступов зарезки и протяженность порций выемки определяется геологическими особенностями (морфологией) рудных залежей и слоистостью рудных пластов, а ширина — длиной рабочего органа горного оборудования, используемого на очистных работах.

Опытно-методические работы, проводимые при эксплуатации карьера «Фосфориты», подтвердили следующий статистически установленный факт, что при отработке пластов фосфоритов целесообразно применять единообразную послойную зачистку подступами мощностью порядка 0,15 м. При этом кровельную и подошвенную части пластов следует зачищать с отгрузкой порциями по интервалам протяженностью $15 \pm 2,5$ м. Для средней части пласта-2 длина порций не лимитируется.

В настоящее время на добычных работах в очистном забое карьера «Фосфориты» используются фрезерные комбайны Wirtgen-2100S, рабочая ширина полосы зарезки которых равна 2 м. Для отгрузки отбитой массы из очистного забоя применяются автосамосвалы серии БелАЗ грузоподъемностью 25 и 40 т, в кузовах которых вмещается соответственно 18 и 28 т руды. Несложные расчеты показывают, что выбранные для отгрузки руды транспортные емкости в комбинации с комбайнами Wirtgen-2100S оптимально подходят для селективной добычи руд способом послойно-порционной выемки. В ближайшей перспективе в очистном забое будут задействованы комбайны MTS-250 компании MAN TAKRAF, у которых рабочий орган имеет фрезерный вал длиной 3,75 м, что позволит примерно вдвое увеличить объем элементарных порций выемки и использовать транспортные емкости большего объема без ухудшения качества селективной добычи руд. Эти комбайны будут оснащены гамма-плотномерами, предназначенными для автоматического управления глубиной зарезки и экспрессного определения качества руд в обрабатываемом слое.

Поскольку литологические типы руд могут быть определены дистанционно по косвенным признакам (плотности и естественной радиоактивности), а оптимальный объем транспортных емкостей может быть

Таблица 2. Результаты контрольного (горстегово) опробования заскладированной рудной массы

Сектор склада	Технологический класс содержащий P_2O_5 , %	Опробованная масса, тыс. т	Выход, % отн.	P_2O_5 среднее, %	Стандартное отклонение, %	Вариация, % отн.
1	Более 22	15	6,7	22,9	1,9	8,3
2	20-22	30	13,3	20,4	1,6	7,8
3	16-20	110	48,9	18,8	2,1	11,2
4	12-16	60	26,7	15,7	3,6	22,9
5	Менее 12	10	4,4	9,4	2,4	25,5

выбран с учетом оптимальных геометрических параметров элементарной порции выемки, то качество очистных работ поддается системному контролю с использованием автоматизированных средств управления. В этой связи предложена следующая схема контроля по уровням:

1-й — оперативный контроль качества и объемов рудной массы на стадии добычи, за контрольный период работ и с накоплением отдельно по технологическим типам руд и всего. Этот уровень контроля будет реализован на основе плотнометрии и радиометрического сканирования обрабатываемых подступов с помощью программно-управляющего модуля (ПУМ) комбайна MTS-250. Он включает и определение фактических показателей потерь и разубоживания в очистном забое по данным ПУМ комбайна;

2-й — оперативный контроль качества и объемов рудной массы в процессе отгрузки из очистного забоя, добытой за контрольный период работ и с накоплением отдельно по технологическим типам руд и всего. Этот уровень контроля реализуется с помощью радиометрического опробования отбитой массы в транспортных емкостях на РКС. Он включает и оперативное определение показателей потерь и разубоживания добытой рудной массы по данным РКС за контрольный период добычи;

3-й — оперативный контроль качества работы средств измерений и их метрологическое обеспечение. Этот уровень сквозного контроля

реализуется посредством проведения внутреннего, внешнего и методического контроля. При этом под внутренним контролем понимается текущий контроль стабильности работы радиометрических устройств с помощью контрольных средств измерений (источников, рудных моделей и т. д.), под внешним — контроль сравнением с данными геологического опробования, а под методическим контролем — анализ результатов добычных работ, оценка эффективности селекции руд посредством сравнения плановых (нормативных) и фактических показателей качества, разработка соответствующих рекомендаций и их внедрение.

На стадии экспериментальных работ по внедрению радиометрической крупнопорционной сортировки на карьере «Фосфориты» (участок Ташкура) была доказана ее состоятельность как эффективного способа разбраковки отбитой массы на технологические классы руд. Для разных объемов кузовов автосамосвалов (по данным сопоставления геологического опробования с промерами на РКС) были выбраны граничные значения активности технологических классов руд. На основании заданных граничных значений активности в течение длительного периода добычи производилась радиометрическая сортировка руд с отдельным их складированием, а затем контрольное геологическое опробование рудных отвалов. Качество сортировки с помощью РКС приведено в табл. 2.

Таблица 3. Сводный баланс посамосвальной радиометрической сортировки фосфоритовых руд на РКС за 1998-1999 гг.

Технологический класс	Граничные значения активности по P_2O_5 , %	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение P_2O_5 , %
Минералогическая масса	< 14,0	15,96	10,63	9,48
Забалансовая руда	14,0-15,9	10,30	15,11	8,69
Бедная балансовая руда	16,0-17,9	16,30	17,09	15,60
Рудовая балансовая руда	18,0-19,9	22,42	19,04	23,84
Товарная руда	≥ 20,0	34,97	21,71	42,40
Рудовая + товарная руда	≥ 18,0	57,39	20,67	66,23

В дальнейшем на статистически представительном материале (3967 автосамосвалов БелАЗ-548, масса порций 28 т и 8265 автосамосвалов БелАЗ-548 и БелАЗ-540, масса порций в последних 18 т) была подтверждена высокая эффективность радиометрической посамосвальной сортировки фосфоритовых руд. Эти результаты приведены в табл. 3.

При изменении технологических условий фосфоритовых руд данные из табл. 3 позволяют спрогнозировать ожидаемые результаты сортировки руд по содержанию P_2O_5 и выходу руд заданных классов.

Вместе с тем было установлено, что основная погрешность радиометрического опробования на РКС обусловлена не столько неоднородностью отбитой массы в порции по содержанию полезного компонента, сколько асимметрией положения кузова самосвала в измерительном отсеке РКС относительно измерительных устройств (блоков детектирования). Исходя из выявленного факта, был разработан способ математической коррекции (учета асимметрии) положения транспортной емкости в измерительном отсеке РКС [5].

Опыт эксплуатации РКС показал, что существует производственная необходимость и имеется возможность использования РКС не только для оперативного контроля качества руд, но и как инструмента учета объемов добычи и отгрузки руды на переработку.

В этой связи потребовалось разработать новый алгоритм (описание) программы автоматизированной системы управления РКС, который принят за основу для составления программы новой модели РКС, порядком по аппаратурному и программному обеспечению которой является компания INTEGRA GROUP Ltd (США) — основной патентодержатель технологий рудосортировки, применяемых в НГМК.

Технология селективной добычи фосфоритовых руд используется на карьере «Фосфориты», начиная с 1997 г. За период эксплуатации карьера накоплен достаточно представительный статистический материал по радиометрическому и геологическому опробованию автосамосвалов, который в сопоставлении с данными геологического опробования рудного керна, получаемого на стадии эксплуатационной разведки обрабатываемых блоков, позво-

ляет оценить качество добычи и фактические показатели потерь и разубоживания руд. Эффективность используемой технологии послоннопорционной добычи и крупнопорционной сортировки фосфоритовых руд подтверждается данными табл. 4.

Выводы

1. Технологические классы неконтрастных фосфоритовых руд соответствуют их литологическим типам. На участке Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфориты разделяются на три технологических типа по вещественному составу, механической прочности и по содержанию фосфорного ангидрида: $20,9 \pm 2,7$ % P_2O_5 (рыхлые зернистые фосфориты); $15,2 \pm 3,0$ % P_2O_5 (плотные и крепкие фосфориты на глинисто-мергелистом и карбонатном цементе); до 12 % P_2O_5 (плотные фосфоритизированные мергели и крепкие фосфоритизированные карбонатные породы).

2. Геометрические параметры (длина и высота) оптимальной порции выемки могут быть рассчитаны с помощью статистического анализа геологических данных о строении рудных пластов. Ширина порций выемки строго лимитирована длиной рабочего инструмента горного оборудования, используемого на очистных работах, например, длиной фрезы комбайна.

3. На основе анализа особенностей геологического строения Джерой-Сардаринского месторождения тонкослоистых неконтрастных фосфоритовых руд, их вещественного (минерального) состава, распределения в них фосфорного ангидрида и естественных радионуклидов уран-радиевого ряда, а также горнотехнических условий производства очистных работ обоснована и доказана

Таблица 4. Сопоставление результатов радиометрических промеров автосамосвалов на РКС и их контрольного геологического опробования с данными эксплуатационной разведки и добычи

	8,3	13,1	19,3	25,4
Руда в недрах (по данным эксплуатационной разведки и добычи)				
P_2O_5 среднее в классе, %		8,3	13,1	19,3
Выход, % отн.	100	3,3	27,1	31,7
Выход без класса до 10 %, % отн.	100	—	37,7	31,7
Опорные значения выходы, % отн.	100	0	38,0	37,9
P_2O_5 среднее по руде в недрах, %				19,37
Пластовые показатели по контрольному опробованию				
Выход, % отн.	100	8,4	29,7	34,8
Выход без класса до 10 %, % отн.	100	—	37,9	34,3
Потери, %			+8,4	+11,3
P_2O_5 среднее в руде, %				19,37
Разубоживание, % абс. (отн.)				-0,4 (-2,0)
Показатели по добыче				
Выход по опробованию автосамосвалов за контрольный период, % отн.	100	8,4	29,2	31,8
Выход без класса до 10 %, % отн.	100	—	31,9	33,9
Потери по данным геологического контроля, %			+4,4	-1,1
P_2O_5 среднее в добытой руде, %				19,37
Разубоживание, % абс. (отн.)				-0,05 (-0,26)
Показатели по РКС				
Выход по РКС за контрольный период, % отн.	100	3,1	23,2	34,7
Выход без класса до 10 %, % отн.	100	—	23,9	33,9
Потери по контролю на РКС, %			-3,4	+1,7
P_2O_5 среднее в добытой руде, %				19,37
Разубоживание, % абс. (отн.)				-0,04 (-0,2)
Показатели по добытой массе (складу)				
P_2O_5 по опробованию секторов, %		13,0	17,8	20,8
Разубоживание, % абс. (отн.)			-1,5	-0,7
		(+10,3)	(-3,8)	(-3,8)
Число контрольных проб	570	200	270	100

на практике технологическая эффективность крупнопорционной радиометрической сортировки отбойной массы на технологические классы руд.

Список литературы

1. Пухальский Л. Ч. Рудничная геофизика. — М.: Энергоатомиздат, 1983.
2. Кызылкумский фосфоритный комплекс: поэтапное освоение месторождения фосфоритов / Н. И. Кучерский, Е. А. Толстов, О. А. Михин и др. // Горный вестник Узбекистана. — 2001. — № 1.

3. Иноземцев С. Б., Федянин С. Н. Выбор оптимальных технологических параметров при добыче фосфоритовых руд и их отгрузки из очистного забоя // Горный вестник Узбекистана. — 2001. — № 1.
4. Иноземцев С. Б., Потапов В. А., Федянин С. Н. Радиометрическая сортировка фосфоритовых руд в автосамосвалах // Горный вестник Узбекистана. — 2001. — № 1.
5. Федянин С. Н. Анализ влияния асимметрии измерений на погрешность радиометрического опробования фосфоритовых руд в автосамосвалах на РКС // Горный вестник Узбекистана. — 2001. — № 1.

УДК [622.233::622.235].012.3

буровзрывные работы на карьерах Алмалыкского ГМК



А. К. Мухамедов,
начальник горно-геологического отдела



В. Ю. Раммэ,
директор рудоуправления «Кальмакыр»



Н. Г. Чередниченко,
директор предприятия по производству ЭВВ и ведению взрывных работ



В. Л. Аранович,
технический директор комбината в 1988–2001 гг.

(Алмалыкский ГМК)

Являясь важным переделом горного производства, буровзрывной комплекс занимает одно из доминирующих мест по затратам на горные работы. От качества проведения буровзрывных работ в значительной мере зависит эффективность использования экскаваторного парка и транспортных средств. Таким образом, совершенствование методов ведения буровзрывных работ, улучшение их качества — одна из основных задач на горных предприятиях. Ниже освещается аспект этой задачи, показывающий, что ни один из методов ведения БВР не является догмой, а зависит от сложившихся на данный момент горнотехнических условий, применяемого оборудования и материалов.

Проектом института Гипроцветмет (1956 г.) отработка карьера «Кальмакыр» предусматривалась уступами высотой 15 м и ориентировалась на применение экскаваторов с ковшом вместимостью 5–10 м³. Однако впоследствии, при реконструкции карьера, с увеличением его мощности по добыче руды и горной массы, эти экскаваторы были заменены на более мощные машины с ковшом вместимостью 12,5–15 м³. Это позволило перейти на отработку карьера уступами высотой 22,5 м и более, что при применении железнодорожного транспорта принесло значительный экономический эффект благодаря существенному сокращению протяженности железнодорожных путей в карьере. Вместе с тем увеличение высоты, а следовательно, и сопротивления по подошве уступа, привело к ухудшению дробления горных пород и неудовлетвори-

тельной проработке подошвы уступов.

Для устранения этих последствий в начале 80-х годов специалистами Алмалыкского ГМК и «Узбеквзрыв-

от коэффициента крепости пород и их обводненности. С вводом в эксплуатацию завода по производству эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) по технологии и на оборудовании канадско-американской фирмы ETI комбинат получил возможность изменять в широких пределах взрывчатые характеристики ВВ (табл. 1) за счет различного содержания в них эмульсии и игданита. Установлено, что при одном и том же диаметре скважин удельный расход бурения на единицу объема взорванной массы при парно-сближенных скважинах увеличивается в сравнении с одиночными на 10–20% в зависимости от крепости пород. Учитывая это, специалисты комбината вернулись к использованию одиночных скважин с подбором



Взрывные работы в карьере

прома» была предложена и внедрена новая технология взрывной отбойки с применением парно-сближенных зарядов, которая существовала вплоть до настоящего времени. Эта технология ориентировалась на использование граммонитов 79/21, 50/50 и 30/70 в зависимости

Таблица 1. Технические характеристики эмульгитов

Показатель	Тип эмульгита				
	Э-20	Э-30	Э-40	Э-50	
Плотность, кг/дм ³	1,2	1,35	1,43	1,41	1,23
Вместимость 1 м скважины, кг	66	67	68	70	72
Кислородный баланс, %	-3,9	-5,1	-6,3	-7,5	-8,7
Теплота взрыва, Дж/кг	2870	2877	2885	2892	2900
Объем газов на 1 г, см ³	120	120	121	121	122
Тритиловый эквивалент по теплоте взрыва	0,82	0,89	0,96	1,03	1,1
Скорость детонации, км/с	4,3	4,13	4,0	4,0	4,2
Критический диаметр, мм	65	65	65	65	65
Температура вспышки, °С	315	315	315	315	315
Работоспособность, см	320–430				
Себестоимость 1 т, долл. США	109,6	124,4	156,7	188,3	223,5

Таблица 2. Результаты опытных взрывов

Показатели	Спарен- ные сква- жины, эмульгит Э-20	Одиночные скважины	
		эмульгит Э-30	эмульгит Э-30
Высота уступа, м	26	26	
Сопrotивление по подошве, м	12,5	11	
Диаметр скважин, мм	250	250	
Глубина скважин, м	29	29	
Число скважин в блоке, шт.	39	30	
Объем бурения в блоке, м	1131	870	
Объем горной массы в блоке, тыс. м ³	59,0	59,0	
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	52,2	67,8	
Вместимость в 1 м скважины, кг	66	67	70
Общий расход ВВ, т	39	37	36
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,66	0,63	0,61
Себестоимость 1 м ³ горной массы по буровзрывному комплексу, долл. США	0,18	0,15	0,175

для этих условий наиболее эффективного ЭВВ.

Тип эмульгита определяется содержанием по массе (в процентах) основного компонента — эмульсии EL-928 А. Эмульсия является веществом, нечувствительным к взрыванию капсулом-детонатором, и представляет собой текучую массу пастообразной консистенции, безопасную к удару, трению и возгоранию, и состоящую из двух жидких фаз: диспергированной (в виде жидких капель) и непрерывной (в виде жидкости, окружающей капли). Эмульгиты Э-50 и Э-60 высокоустойчивы и используются для взрывания обводненных скважин, для взрывания сухих скважин применяются эмульгиты Э-20 и Э-30.

Для определения оптимальных показателей БВР на карьере «Кальмакыр» была проведена серия опытных взрывов, основными задачами которых являлись:

- определение возможности взрывания уступов высотой 20 м и более без применения спаренных (парно-сближенных) скважин;

- разработка оптимальной сетки скважин и подбор наиболее экономичного типа ЭВВ, обеспечивающего улучшение дробления горных пород и нормальную проработку подошвы уступа.

В процессе эксперимента взрывали равновеликие по объему блоки с наиболее близкими параметрами по высоте, ширине и длине, а также по минеральному, петрографическому составу и крепости пород. Один из

блоков обуривали спаренными скважинами с параметрами, соответствующими существующему типовому проекту, и взрывали эталонным ЭВВ — эмульгитом-20, который по взрывчатым характеристикам аналогичен граммониту 79/21. Другие опытные блоки обуривали одиночными скважинами с переменной сеткой и взрывали (в каждом отдельном опытном блоке) различными ЭВВ.

Известно, что величина сопротивления по подошве уступа, преодолеваемая одиночным зарядом, пропорциональна количеству ВВ в 1 м скважины: $W = \sqrt{P/K}$, где P — вместимость 1 м скважины, кг; K — расчетный удельный расход ВВ для сосредоточенного заряда, кг/м³ горной массы.

Масса граммонитов при диаметре скважин 250 мм не превышает 42–44 кг на 1 м скважины. Эта же характеристика для эмульсионных ВВ, имеющих более высокую собственную плотность и более высокую плотность заряжения, составляет 65–75 кг, что позволяет, пользуясь технологическим рядом производимых ЭВВ, регулировать энергию скважинных зарядов ВВ, параметры сетки скважин и сопротивление по подошве уступа, тем самым повышая эффективность взрывных работ. Как уже было отмечено выше, эмульгит-20 по своим взрывчатым

характеристикам близок к граммониту 79/21, а его вместимость в 1 м скважины больше в 1,55 раза. Таким образом, его применение позволяет при взрывании скважин увеличить сопротивление по подошве уступа до 12–13 м, тогда как этот показатель, определенный по формуле С. А. Давыдова, составляет лишь 11 м

$$W = 53 K_c d_c \sqrt{e/\gamma}$$

где K_c — коэффициент трещиноватости (для карьера «Кальмакыр» — 1,1–1,15); d_c — диаметр скважины (0,25 м); e — плотность заряжения (1,4 кг/дм³); γ — плотность взрываемой среды (2,62 кг/дм³). Фактические значения сопротивления по подошве уступа W в условиях Кальмакырского и Сарычекинского месторождений не превышают (при высоте уступа более 20 м) 12–13 м.

Расчеты позволили сделать вывод о возможности отказа от взрывной отбойки методом спаренных зарядов при применении эмульсионных ВВ, и это полностью подтвердилось в процессе промышленных испытаний при обуривании блоков одиночными скважинами на высоких уступах карьера «Кальмакыр». Опытные взрывы также показали, что экономический эффект, получаемый за счет снижения объемов бурения при использовании эмульгитов Э-40 и Э-50, сводится на нет из-за более высоких затрат на их производство. Оптимальный вариант получен при бурении скважин по сетке 8,5×8,5 м и использовании эмульгита Э-30 (табл. 2).

В результате проведенных опытных взрывов было достигнуто улучшение дробления горной массы и проработки подошвы уступа, а также снижение себестоимости выемки 1 м³ горной массы. Экономический эффект получен в основном благодаря снижению объемов бурения, расхода шарошечных долот и ускорению подготовки блока к взрыву. Кроме того, за счет лучшего дробления горной массы и лучшей проработки подошвы уступа увеличилась производительность экскаваторов, снизился расход нормируемых на экскавацию материалов (канаты, зубья ковша и т. п.).



Монтаж новых буровых станков

Интенсификация буровых работ на карьерах Навоийского ГМК



А. Г. Шлыков, старший научный сотрудник, канд. техн. наук (ВНИПИ-промтехнологии)
О. Н. Мальгин, зам. главного инженера комбината, д-р техн. наук
Н. А. Зинько, главный инженер Северного РУ
В. И. Филь, зам. главного инженера Северного РУ
И. П. Бибик, зам. главного инженера рудника «Мурунтау» по БВР
 (Навоийский ГМК)

Карьером «Мурунтау» разрабатывается массив скальных пород, неоднородных как по физико-механическим свойствам, так и по трещиноватости, буримости, абразивности; категория пород по школе ЦБНТ изменяется от VIII до XIV (коэффициент крепости по Протодьяконову $f = 7-12$ и более).

Производительность карьера по горной массе 30–35 млн м³, годовой объем бурения 1,1–1,2 млн м, что требует совершенствования техники и технологии буровзрывных работ с учетом усложняющихся горно-геологических условий.

Взрывные скважины бурят станками СБШ-250МНА-32 производства ОАО «Рудормаш», которые остаются практически неизменными в части конструктивного исполнения более 30 лет. Поэтому предприятия, использующие эти станки, изыскивают резервы повышения их производительности путем усовершенствования конструктивных и технологических параметров применительно к конкретным условиям эксплуатации.

Проведенная модернизация гидросистемы привода маслостанции позволила обеспечить значительное повышение производительности бурения в результате увеличения осевого усилия и практически вдвое — скорости спуско-подъемных операций при наращивании и разборке бурового става.

Около 40% уступов на карьере «Мурунтау» имеют высоту 10 м, 60% — 15 м. Станки СБШ-250МНА-32 по своим конструктивным параметрам не обеспечивают бурение скважин глубиной более 8 м без дополнительного наращивания бурового става. Новый станок СБШ-250/270 (РД-10), представляющий собой модернизированную модель выпускавшегося ранее станка СБШ-250-55, позволяет бурить скважины глубиной 10 м без наращивания

става. Однако стоимость указанного станка более чем в 1,5 раза выше стоимости базовой модели, выпущен он небольшой серией, находится в стадии опытно-промышленной проверки и значительно уступает по производительности и надежности аналогичным зарубежным станкам. Большинство базовых моделей зарубежных станков по требованию заказчика могут комплектоваться различ-

ными мачтами в зависимости от требуемой глубины бурения, в том числе и мачтами, позволяющими бурить скважины глубиной до 20 м за один проход без наращивания става (станки фирмы «Ингерсолл-Рэнд», «Бюсайрус-Ири» и др.) [1]. Эффект при бурении одной штангой на всю высоту уступа достигается вследствие сокращения времени на вспомогательные операции, а также увеличения стойкости долота в результате непрерывной продувки шарошек в течение всего цикла бурения и исключения попадания шлама в опоры долота.

С целью интенсификации процесса бурения на карьере модернизирована мачта станка СБШ-250МНА-32 с максимальным использованием унифицированных узлов для бурения скважин глубиной 12 м без наращивания бурового става. Кратность полиспастной системы станка увеличена с четырех до шести путем установки дополнительных блоков при сохранении двух гидроцилиндров подачи и сепаратора на две штанги. Каркас мачты увеличен дополнительной надставкой на 6 м (рис. 1) [2]. Эксплуатация станка с 1996 г. подтвердила эффективность его применения при обурировании 10- и 15-метровых уступов. Среднегодовая производительность составила 60–65 тыс. м, что на 25–30% выше аналогичных показателей для серийных станков. Затраты времени на вспомогательные операции при бурении скважин модернизированным и се-



Рис. 1. Модернизированный станок СБШ-250МНА с удлиненной мачтой

Операция	Модернизированный станок СБШ-250МНА-У		Серийный станок СБШ-250МНА-32	
	мин	мин/м	мин	мин/м
Установка станка	073	0,046	0,60	0,038
Наращивание става	2,12	0,133	3,53	0,22
Разборка става	3,94	0,246	5,01	0,313
Переезд	0,55	0,034	0,58	0,036

рийным станками приведены в таблице.

Параметры сетки скважин при обурировании рудных блоков составляют 5,6x5,6 м. Необходимость сохранения постоянных значений сетки скважин вызвана принятой технологией эксплуатационного опробования и оконтуривания рудных зон. Это обусловило необходимость взрывания рудных уступов скважинами уменьшенного диаметра (215,9 вместо 244,5 мм). В этом случае в массиве реализуются условия оптимальных соотношений элементов размещения заряда ВВ и, как следствие, повышается степень полезного использования энергии взрыва. Для обеспечения возможности бурения скважин долотами диаметром 215,9 мм на карьере переоборудовано несколько станков СБШ-250МНА-32, которые успешно эксплуатируются в настоящее время. В этом случае серийные буровые штанги диаметром 203 мм заменяются на штанги диаметром 180 мм. Производительность бурения составляет 200–230 м/смену, проходка на долото 215,9ОК-ПВ — от 220 до 250 м в зависимости от крепости по-



Рис. 2. Станок СБШ-190/250-60 для бурения скважин щелевого экранирования

род. В результате промышленных испытаний установлено, что удельные затраты на буровзрывные работы ниже, чем при применении зарядов диаметром 244,5 мм. Однако эффект от использования данной технологии реализуется не полностью из-за низкой стойкости долот диаметром 215,9 мм, которая в отдельных случаях на 30–40% ниже стойкости долот диаметром 244,5 мм. Производителям долот необходимо довести их стойкость как минимум до 280–300 м.

Одной из актуальных проблем при разработке карьера «Мурунтау», в связи с ростом его глубины, является постановка бортов в предельное положение, исключая их деформацию и оползневые явления при проведении массовых взрывов. Постановка осуществляется двоякими 15-метровыми уступами с углами откоса 40–65°, что предопределяет необходимость бурения скважин глубиной 50 м и более. Внедрение технологии заоткоски с использованием метода предварительного щелеобразования на карьере сдерживалось отсутствием серийно выпускаемых высокопроизводительных станков для бурения скважин диаметром 200–250 мм, глубиной свыше 40 м и углом наклона до 40° к горизонту. Эта проблема была решена путем реконструкции станков СБШ-250МНА-32 для бурения скважин щелевого экранирования диаметром 190,5 мм и глубиной до 48 м, которые находились в работе в течение нескольких лет [3].

В дальнейшем была разработана более совершенная конструкция станка СБШ-190/250-60 (рис. 2), позволившая бурить скважины диаметром 244,5 и 215,9 мм, глубиной до 60 м и углом наклона до 40° к горизонту. Станок полностью унифицирован с серийно выпускаемой моделью СБШ-250МНА-32, который может быть переоборудован путем изменения рабочей площадки и замены мачты. Мачта станка снабжена двумя сепараторами на 3 штанги диаметром 203 мм каждый. Один расположен внутри мачты, другой — на ее передней открытой грани. При необходимости в сепараторах могут быть размещены 8 штанг диаметром 180 мм для бурения скважин диаметром 215,9 мм.

Технические параметры приведены ниже.

Технические параметры станка СБШ-190/250-60

Диаметр бурения, мм	215,9; 244,5
Глубина бурения скважин диаметром 244,5 мм, м	56
Длина штанги, м	8
Осевое усилие, кН	300
Крутящий момент, кН·м	4,2
Частота вращения долота, с ⁻¹	0–2,5
Угол наклона к горизонту, градус	40; 45; 50; 55; 60; 75; 90
Подача компрессора, м ³ /с	0,53
Габаритные размеры с поднятой мачтой, м:	
длина	11,0
ширина	5,45
высота	15,35
Масса, т	75

Производительность станка при бурении скважин диаметром 244,5 мм и угле наклона 50–55° составляет 100–150 м/смену, годовая — 25–30 тыс. м.

Станок позволяет начинать бурение скважин заоткоски с надбермового уступа, что устраняет затруднения с его размещением на проектных промежуточных бермах, а также увеличивает эффект экранирования сейсмозврывного воздействия.

Один из путей повышения эффективности буровых работ без существенного увеличения капитальных затрат — применение рационального для данной категории пород типа шарошечного долота. На карьере отработывается порядка 3000 долот в год, затраты на их приобретение, учитывая достаточно высокую стоимость (550–850 долл. за единицу), составляют не менее 2–2,5 млн долл. США.

В последнее время в связи с развитием рыночных отношений увеличилось число предложений различных фирм на поставку буровых долот для проведения испытаний. Это дает возможность предприятию после проведения испытаний и анализа результатов выбирать наиболее эффективные типы долот и в определенной степени регулировать ценовую политику, приобретая наиболее качественные долота по меньшей стоимости и тем самым сокращая валютные затраты.

На карьере выполнен большой объем опытно-промышленных испытаний шарошечных долот диаметром 244,5 мм различных модификаций заводов стран СНГ с целью оценки эффективности их применения.

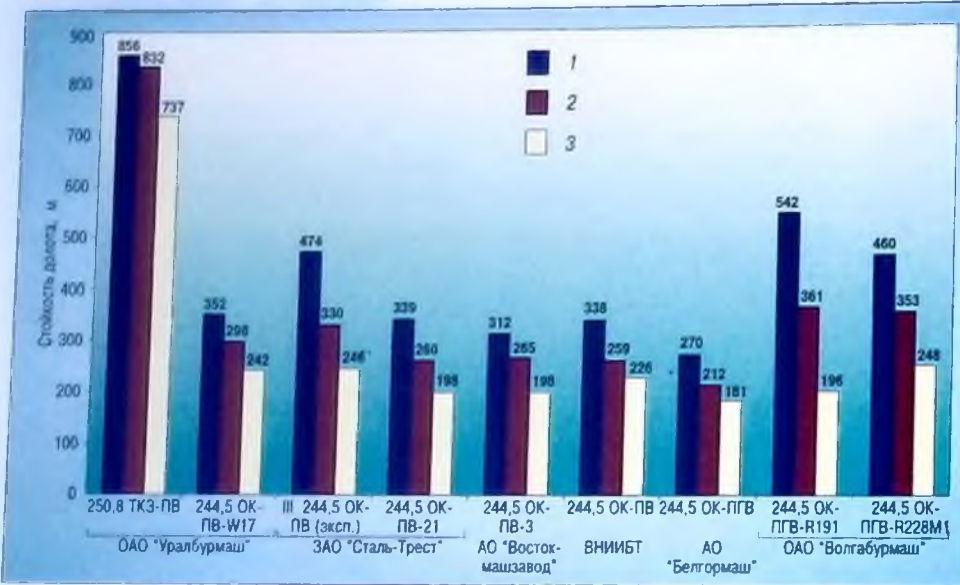


Рис. 3. Стойкость долот различных заводов-изготовителей:
1 — IX-X категория пород по буримости; 2 — XI-XII; 3 — XIII-XIV

ния при бурении пород различной крепости. Испытывались долота производства ОАО «Уралбурмаш», ЗАО «Сталь-Трест», АО «Восток-машзавод», ВНИИБТ, АО «Белгор-маш», ОАО «Волгабурмаш». Анализ данных по отработке долот 244,5 ОК-ПВ, представленных на рис. 3, свидетельствует, что лучшие показатели во всем диапазоне буримых пород имеют долота производства ОАО «Уралбурмаш» и ЗАО «Сталь-Трест».

Проведены также промышленные испытания опытной партии долот 250,8 ТКЗ-ПВ производства ОАО «Уралбурмаш», результаты которых подтвердили эффективность их применения по сравнению с долотами 244,5 ОК-ПВ во всем диапазоне буримых пород (см. рис. 3). Средневзвешенная проходка на долото составила 805 м, что в 2,6 раза выше чем у долот ОАО «Уралбурмаш» и в 2,9 раза — чем у долот ЗАО «Сталь-Трест».

Испытывались долота с боковой продувкой производства АО «Белгор-маш» (г. Белгород) и ОАО «Волгабурмаш» (г. Самара). Результаты испытаний показали, что стойкость долот ОАО «Волгабурмаш» 244,5 ОК-ПВГ-Р191 и 244,5 ОК-ПВГ-Р228М в среднем на 25% выше (в зависимости от крепости пород), чем у долот ОАО «Уралбурмаш», что объясняется не столько системой продувки (боковой), сколько технологией и качеством их изготовления. На данном заводе используются современное зарубежное оборудование и технология, оснастка и система контроля качества



Рис. 4. Наддолотный стабилизатор на станке СБШ-250МН

продувки, в связи с чем и их стоимость выше по сравнению с долотами других производителей. В то же время стойкость долот с боковой продувкой производства АО «Белгор-маш» на 25% ниже стойкости аналогичных долот ОАО «Волгабурмаш» и долот ОАО «Уралбурмаш».

Эффективность работы бурового станка во многом определяется работоспособностью бурового става и долота. В процессе эксплуатации они подвергаются значительным ди-

намическим нагрузкам и интенсивному абразивному износу, следствием чего является снижение проходки на долото и срока службы штанг. Один из методов, способствующих повышению износостойкости шарошечных долот и производительности бурения, — применение различных технических и технологических дополнительных устройств.

С целью повышения стойкости долот и штанг и интенсификации процесса бурения в условиях карьера «Мурунтау» проведены промышленные испытания лопатных наддолотных стабилизаторов (рис. 4) при бурении взрывных скважин глубиной 12–18 м в различных породах. Выполненные по наружному диаметру в размер долота и обладающие высокой сопротивляемостью истиранию, они замедляют износ козырьков лап долот, а также низа буровых штанг. Испытания показали, что при бурении со стабилизатором средняя проходка на долото увеличилась на 12,5%, а срок службы нижней штанги — до 30%. В целом применение стабилизаторов приводит к снижению динамических нагрузок, вибраций бурового става и станка [4].

В процессе многолетней эксплуатации станков СБШ-250МН была определена оптимальная конструкция бурового става из четырех штанг при глубине бурения 32 м: тяжелой, утяжеленной и двух легких, изготавливаемых из бурильной трубы диаметром 203 мм с толщиной стенки 50; 38 и 30 мм соответственно, которые по мере износа меняются местами. При промышленном испытании штанг на карьере была установлена нецелесообразность применения легких штанг, так как по стоимости утяжеленные и легкие штанги отличаются незначительно, а стойкость утяжеленной штанги в среднем на 45% выше стойкости штанги легкой. Поэтому в настоящее время разработан универсальный буровой став, состоящий из тяжелой и утяжеленных штанг (рис. 5), что позволило значительно упростить его конструкцию, использовать однотипные взаимозаменяемые концевые элементы (ниппели и муфты) для всех штанг, уменьшить номенклатура запасных частей.

Золоторудное месторождение Кокпатас представлено известняками, переслаивающимися песчаниками, алевролитами и сланцами, вмещающими маломощные рудные

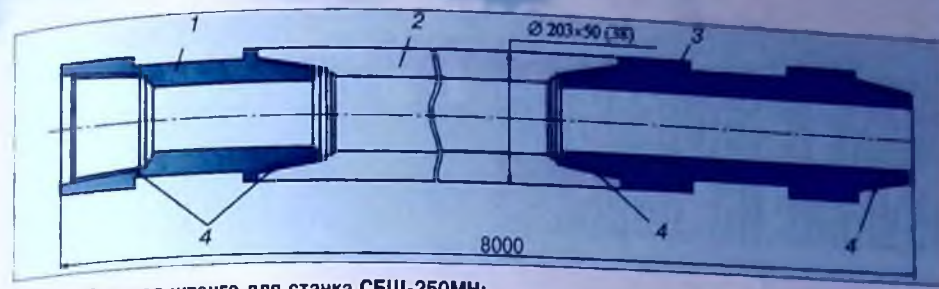


Рис. 5. Буровая штанга для станка СБШ-250МН:
1 — муфта; 2 — гильза; 3 — ниппель; 4 — резьба Сп 165х10х1:6

ла. Категория пород по шкале ЦБНТ — IX–XV. С целью полноты оконтуривания рудных тел и представительности пробоотбора на карьерах отработку в основном ведут рудными уступами высотой 5 м; сетка расположения скважин 3,5х3,5 м, диаметр бурения 100–160 мм. Высота вскрышных уступов 10 м. Годовой объем бурения составляет более 1 млн м скважин, из которых более 80% приходится на рудные уступы.

Вскрышные уступы на карьерах месторождения обуривают шарошечными станками СБШ-250МН-32, а рудные — станками ударно-вращательного бурения СБУ-125 (100). Месторождение Кокпатас отрабатывают группой небольших по мощности карьеров, на многих из которых отсутствует система электрообеспечения, что затрудняет использование станков СБУ-125, оснащенных электроприводом и передвижным компрессором.

В 1999 г. на карьерах месторождения введены в эксплуатацию 9 станков ударно-вращательного бурения ROC-860НС шведской фирмы «Атлас Копко» (рис. 6). Высокая производительность, маневренность и

мобильность данных установок, механизация основных и вспомогательных операций, позволяющая машинисту осуществлять процесс бурения без помощника, а также наличие дизельного привода, дающего возможность эксплуатировать станки в стесненных условиях и местах отсутствия ЛЭП, определили их выбор среди других станков зарубежных фирм. Используемые на месторождении Кокпатас установки ROC-860НС укомплектованы буровыми штангами диаметром 89 мм; диаметр долота 152 мм.

Результаты эксплуатации станков ROC-860НС подтвердили их эффективность при бурении скважин на рудных 5-метровых уступах. Производительность бурения у станков ROC-860НС как сменная (155 м), так и месячная (7500 м) в 2 раза выше, чем у станков СБУ-125 (соответственно 85 и 3300 м). Себестоимость бурения 1 м скважины составила 4,5 долл., что более чем в 2 раза меньше себестоимости бурения станком СБУ-125 (12 долл.). В настоящее время более 70% всего объема буровых работ на рудных уступах осуществляется станками



Рис. 6. Станок ударно-вращательного бурения ROC-860НС на месторождении

ROC-860НС. Результаты испытаний станка ROC-860НС показали, что наибольший эффект достигается при бурении монолитных крепких пород при глубине скважины не более 6,5 м. При бурении пород трещиноватых, склонных к обрушению (что характерно для вскрышных уступов), наблюдается осыпание стенок скважин, приводящее к заклиниванию и потере бурового става и снижению производительности. Это особенно часто наблюдается при бурении наклонных скважин глубиной более 10 м.

В настоящее время на карьер «Мурунтау» поступил станок ROC I8 фирмы «Атлас Копко», опытно-промышленные испытания которого в различных горно-геологических условиях наметено проводить в течение 2002 г. Диаметр бурения этими станками увеличен до 165 мм, глубина бурения — до 54 м. Длина штанги составляет 6 м, ее диаметр — 114 мм, на стенке установлен более мощный (430 л. с.) главный привод и компрессор.

Комплекс внедренных разработок по совершенствованию техники и технологии буровых работ позволил увеличить производительность бурения и снизить его себестоимость. В настоящее время годовая производительность станков СБШ-250МН составит 43–45 тыс. м, среднемесячная — 4–4,5 тыс. м, что является одной из самых высоких на карьерах СНГ. Описанные выше технические решения могут быть использованы и другими горнодобывающими предприятиями, осуществляющими добычу полезных ископаемых открытым способом.

Список литературы

1. Щадов М. И., Виницкий К. Е., Бабарика С. Д. Буровая техника в ближайшей перспективе // Горный журнал. — 1996. — № 11–12.
2. Интенсификация процесса бурения взрывных скважин станками СБШ-250МН / В. Г. Журавлев, А. Г. Шлыков, Ю. П. Вахрушев, Н. А. Павлов // Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом: Сб. статей. — Ташкент: изд-во ФАН, 1997.
3. Совершенствование техники и технологии постановки бортов карьеров в предельное положение / В. Н. Мосинцев, А. Н. Лукьянов, А. А. Фещенко и др. // Горный журнал. — 1983. — № 1.
4. Опыт применения наддолотных стабилизаторов при бурении взрывных скважин станками СБШ-250МН-32 на карьере «Мурунтау» / С. К. Рубцов, А. Г. Шлыков, О. Н. Мальгин и др. // Горный журнал. — 2001. — № 5.

УДК 622.235.012.3

Применение простейших и эмульсионных ВВ собственного изготовления на карьере «Мурунтау»



С. К. Рубцов,
начальник
лаборатории,
д-р техн. наук МАН
(ВНИПИ-
промтехнологии)



В. В. Гончаров,
начальник участка
взрывных работ
рудника «Мурунтау»



Р. Р. Салихов,
зам. начальника
горного отдела
комбината

(Навоийский ГМК)



И. П. Биби́к,
зам. главного
инженера рудника
«Мурунтау» по БВР

ность взрывчатых составов типа игданита ниже работоспособности тротилсодержащего граммонита 79/21 лишь на 20 %, а стоимость 1 т игданита ниже в 5–7 раз, то становятся очевидными экономические преимущества от использования простейших ВВ даже при росте их удельного расхода.

Основная причина, сдерживающая широкое промышленное внедрение игданита, — отсутствие эффективных средств его механизированного приготовления в условиях предприятия и нерешенность проблемы сохранения стабильности состава. Под стабильностью понимается способность однородной смеси (94,5 % гранулированной аммиачной селитры и 5,5 % дизельного топлива) обеспечивать нулевой кислородный баланс и максимальную энергию взрыва в течение всего времени от момента изготовления до момента детонации. Сохранение стабильности — актуальная производственная необходимость при массовых взрывах на карьере «Мурунтау», осуществляемых не чаще одного раза в неделю. Для приготовления игданита стабильного состава необходима пористая аммиачная селитра (АС), на основе которой изготавливаются успешно применяемые за рубежом взрывчатые смеси АС+ДТ. Производство пористой АС для изготовления простейших взрывчатых составов в небольших объемах освоено

По оценкам специалистов, разрушение скального горного массива энергией взрыва останется единственным высокопроизводительным и универсальным способом на обозримую перспективу. В связи с этим выполнена классификация пород карьера «Мурунтау» как объекта воздействия взрывных работ (табл. 1)

Установлено, что в контурах ведения горных работ мелкоблочные (легковзрываемые) породы составляют 13 % всех пород, среднеблочные (средневзрываемые) — 61 %, крупноблочные (трудновзрываемые) — 22,5 %, весьма крупноблочные (весьма трудновзрываемые) — 3,5 %. Вместе с тем до 60 % пород в контурах карьера относятся к легко- и средневзрываемым; при этом большинство пробуренных взрывных

скважин практически не содержат воды в любое время года. Значительная часть легко- и средневзрываемых пород характеризуется средним размером отдельности в массиве $d_0 \leq 0,3$ м, что соответствует условиям решения технологической задачи подготовки взорванной горной массы для действующего в карьере комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ). С учетом изложенного, для рыхления легко- и средневзрываемых пород предложено использовать наиболее дешевые и безопасные в обращении как при ручном, так и при механизированном зарядании простейшие бестропиловые ВВ типа игданита вместо более дорогих и токсичных тротилсодержащих ВВ типа граммонитов, применяемых ранее в этих условиях.

Если учесть, что работоспособ-

Таблица 1. Физико-механические свойства и классификация пород карьера «Мурунтау» по трещиноватости, блочности и взрываемости

Минералогическая разновидность пород	Плотность, т/м ³	Прочность, МПа			Кoeffициент крепости f	Скорость волн, км/с		Кoeffициент Пуассона	Модуль Юнга, МПах 10 ⁴	Трещиноватость, блочность	Категория по взрываемости	Категория по блочности по МДМ
		на сжатие	на растяжение	на сдвиг		продольных	поперечных					
Сланцы углисто-слюдистые; сланцы кварцслюдистые с прослойками углистых сланцев	2,60–2,70	70–90	5,5–7,2	11,3–12,4	6–8	2,8–4,7	1,70–2,80	0,22	2,3	Весьма сильнотрещиноватые	Легковзрываемые	I
Сланцы кварцслюдистые метасоматически измененные; алевролиты	2,65–2,70	90–110	6,8–7,8	12,3–13,2	8–10	3,7–5,4	2,20–3,10	0,24	3,2	Сильнотрещиноватые	Средневзрываемые	II
Сланцы кварцслюдистые метасоматически измененные до кварцитов; алевролиты углеродистые	2,65–2,70	110–130	7,5–9,2	13,0–16,2	10–12	4,7–5,8	2,65–3,20	0,27	4,6	Среднетрещиноватые	Трудновзрываемые	III
Кварциты, рогавики, алевролиты окварцованные; переслаивание алевролитов, углисто-слюдистых и слюдисто-кварцевых сланцев	2,67–2,75	Более 130	8,4–10,6	15,2–17,0	Более 12	5,1–5,9	3,10–3,45	0,29	4,65	Малотрещиноватые	Весьма трудновзрываемые	IV

* Максимальная величина по взрывному делу.

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Совершенствование буровзрывных работ

Таблица 2. Рекомендуемое количество игданита в комбинированном скважинном заряде для условий карьера «Мурунтау»

Категория пород по взрываемости	Количество игданита в комбинированном заряде, %	
	Рудная зона	Глинистая зона
Легковзрываемые	80	100
Средневзрываемые	60	70
Трудновзрываемые	40	60
Весьма трудновзрываемые	20	40

рядом заводов России и других стран СНГ, но не получило широкого распространения ввиду того, что оно значительно дороже обычной селитры сельскохозяйственного сорта.

Исследованиями установлено, что удерживающая способность обычной аммиачной селитры производства ПО «Навоизот» к дизельному топливу (ДТ) находится в пределах 3,7–3,8%, что существенно меньше количества ДТ, необходимого для приготовления игданита с максимальной энергией взрыва. Экспериментально установлено, что ДТ стекает с гранул АС в течение 2–4 ч, поэтому в верхней части скважинного заряда формируется ВВ с положительным кислородным балансом (2% горючего), а в нижней части заряд флегматизируется стекшим соляровым маслом, что приводит к ухудшению детонационных и энергетических показателей взрывчатой смеси. В связи с этим игданит на карьерах Навоийского ГМК применяется в основном в легковзрываемых породах, когда заряд в скважине находится не более 5 ч, или в комбинированных зарядах в средне- и трудновзрываемых породах в сочетании с более высокобризантными промышленными ВВ. В этом случае, в зависимости от условий взрывания, работоспособность скважинного заряда регулируют, формируя колонку заряда из ВВ с различными взрывными характеристиками. При этом реализуется идея первичного разрушения массива высокобризантными промышленными ВВ (граммониты, гранулотол, гранулиты АС-4, АС-8 и др.), а на завершающей стадии разрушение осуществляется более низкобризантными ВВ типа игданита (табл. 2). При этом удельный расход ВВ в результате использования игданита в конструкции заряда увеличился на 30–40% и более.

Применение зарядов такой конструкции уменьшило затраты на ВВ в 1,5–2 раза при сохранении необходимого качества дробления. Выход

негабарита снизился с 1,5 до 0,09%, производительность экскаваторов увеличилась в среднем на 10%. Следует отметить, что с внедрением на карьере неэлектрической системы инициирования «Динашок» фирмы «Динамит Нобель» эффективность применения комбинированных скважинных зарядов значительно возросла.

Практическая реализация описанной выше технологии буровзрывных работ обусловила разработку и внедрение средств механизации зарядных и растаривающих операций при работе с ВВ. На карьере был построен стационарный комплекс для приема и растаривания АС производства ПО «Навоизот», поступающей в железнодорожных вагонах в мешках или насыпью в минераловозах, с последующей загрузкой в смесительно-зарядные машины МЗ-4, МЗ-8 (рис. 1). Внедрение комплекса позволило повысить производительность труда рабочих на грузопереработке АС до 150 т/смену. Уменьшился импорт промышленных ВВ: так, например, в 2001 г. благодаря использованию игданита в объеме до 55% от всех применяемых на карьере ВВ годовые затраты на взрывные работы снизились на 3,8 млн долл. США.

Для повышения стабильности игданита, производимого на основе навоийской АС, были разработаны и испытаны способы загущения ДТ структурирующими добавками, например, аэросилом (тонкодисперсный порошок аморфного кремнезе-

ма, обработанный органическими соединениями), или замена ДТ более вязкими индустриальными маслами. Это хотя и улучшило в некоторой степени его взрывчатые характеристики за счет повышения на 20–25% удерживающей способности АС, однако не решило в полной мере поставленную задачу. Более перспективным явилось повышение стабильности зарядов игданита путем заполнения межгранульного пространства порошкообразной селитрой, в результате чего средняя плотность упаковки гранул возросла на 15–20%.

Исследованиями установлено рациональное соотношение компонентов, обуславливающее простой и технологичный способ обеспечения стабильности игданита на основе гранулированной АС, выпускаемой ПО «Навоизот»: 64 или 74% гранулированной АС; 20 или 30% АС, измельченной до крупности –1 мм; 6% дизельного топлива. Размер дробленых гранул АС не более 1 мм обеспечивает наиболее полное заполнение межгранульного пространства, что позволяет повысить плотность взрывчатого состава и объемную концентрацию энергии при сохранении удовлетворительной степени сыпучести. На ВВ такого состава под заводским наименованием «гранулит С-6М» были разработаны технические условия, утвержденные в установленном порядке, а затем организовано его промышленное производство для выполнения взрывных работ на карьере «Мурунтау». Применение в условиях карьера гранулита С-6М явилось паллиатив-



Рис. 1. Выгрузка аммиачной селитры из вагона и загрузка в смесительно-зарядную машину МЗ-4А

ным решением вопроса внедрения простейших ВВ типа игданита, поскольку в этом случае навоийская АС превращается в ВВ за многие сотни километров от места его потребления, что существенно ухудшает технико-экономические показатели и безопасность взрывных работ, в также условия хранения и механизированной переработки ВВ на складах, так как процессы погрузочно-разгрузочных работ, растаривания ВВ и загрузки зарядных машин являются наиболее трудоемкими (на них приходится 60–70 % всех затрат на взрывные работы). Длительные сроки хранения, транспортирования и заряжания гранулита С-6М ослабляют его взрывные свойства по сравнению с таким же взрывчатый составом, изготовленным непосредственно на месте ведения взрывных работ. Поэтому наиболее рациональное решение проблемы внедрения простейших ВВ в карьере «Мурунтау» — изготовление таких ВВ в непосредственной близости от места ведения работ. Близость карьера от ПО «Навоизот» позволяет реализовать эффективную бестарную систему доставки и переработки АС, что обуславливает резкое сокращение доли ручного труда на всех стадиях переработки ВВ.

С целью уменьшения стоимости взрывных работ и снижения загрязнения окружающей среды был разработан и прошел опытно-промышленные испытания взрывчатый со-

став (а.с. СССР 1663923), содержащий гранулированную АС в объеме 74–80 %, ДТ — 3–4 %, отработанные масла карьерных автосамосвалов — 1,5–2 %, измельченную бумажную тару (мешки) из-под АС или других ВВ — 0,5–0,8 %, дробленые гранулы селитры — 15–20 %. Благодаря тому что часть ДТ заменяется на отработанные масла двигателей внутреннего сгорания, снижается стоимость ВВ, увеличивается вязкость ДТ и, как следствие, снижается миграция жидкой горючей добавки. Использование измельченной тары (степень измельчения 1–3 мм), кроме повышения физической стабильности заряда, увеличивает теплоту взрыва, так как для изготовления тары используется ламинированная бумага, содержащая горючие компоненты группы парафинов. При введении во взрывчатый состав более 2 % отработанных масел ухудшается его сыпучесть, что осложняет работу зарядных машин, а при введении менее 1,5–2 % отработанных масел снижается физическая стабильность состава.

Аналогичный способ повышения физической стабильности игданита реализован в промышленных условиях на угольных разрезах Южного Кузбасса (Красногорский, Сибиринский, Томусинский). В качестве горючего компонента в составе ВВ под названием «гранулит НП» вместо ДТ применяются отработанные моторные масла карьерных самосвалов; перед смешиванием с АС эти масла

на пункте сбора предварительно подвергают специальной подготовке: отстою и отделению от воды, фильтрации от механических примесей и кондиционированию по вязкости. Для приготовления гранулита НП и заряжания им скважин используют смесительно-зарядные машины МЗ-3Б; в случае применения машин МЗ-4 требуется их конструктивная доработка, обеспечивающая принудительную подачу масел в дозатор.

Возможность использования простейших ВВ при отработке крепких и обводненных пород весьма ограничена. Применяемые в настоящее время различные способы заряжания таких ВВ в полиэтиленовые рукава не могут быть признаны эффективными и технологичными. Сокращение выпуска и высокая стоимость тротилсодержащих ВВ, образующих, кроме того, большое количество ядовитых газообразных продуктов, при значительном увеличении объемов взрывных работ в обводненных условиях обусловили необходимость разработки универсальных водоустойчивых и экологически чистых бестротильных ВВ. В этой области зарубежная практика развивается в направлении создания эмульсионных ВВ из-за доступности и дешевизны исходного сырья, высокой безопасности производства и применения. Эмульсионные ВВ производятся непосредственно на местах проведения взрывных работ, технология их производства позволяет регулировать объемную концентрацию энер-

Таблица 3. Основные энергетические показатели ЭВВ в сравнении с промышленными ВВ

Показатели	Эмульсионные ВВ								Промышленные ВВ					
	Нобелит 2030	Гранзмит 30/70	Нобелит 20/70	Гранзмиты		Эмулиты		Порзмит	Игданит	Игданит А-6	МАН-ФО-4*	Гранулит АС-4	Граммонит 79/21	Гранулит
				70/30	50/50	80/20	75/25							
Состав ЭВВ, %: АС+ДТ	30 70	30 70	70 30	70 30	50 50	80 20	75 25	— 100	АС — 94 % ДТ — 6 %	АС — 90 % А1 — 6 % ДТ — 4 %	АС — 92 % А1 — 4 % ДТ — 4 %	АС — 92 % А1 — 4 % ДТ — 4 %	АС — 79 % ТНТ — 21 %	—
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	2900 (693)	3190 (763)	3500 (836)	3530 (844)	3260 (779)	2870 (701)	2930 (904)	3000 (717)	3778 (904)	4500 (1075)	4430 (1060)	4552 (1030)	4295 (1026)	4095 (980)
Плотность заряжания, г/см ³	1,28	1,3	1,2	1,15	1,4	1,23	1,26	1,25	0,85	0,90–0,95	0,92	0,90	0,85	1,0
Скорость детонации, км/с	4,5	4,8– 5,2	4,0	3,5– 4,2	4,2– 5,0	4,3	4,7	4,4– 5,2	2,2–2,7	2,5–3,2	3,9	2,6–3,5	3,2–3,6	5,0– 5,2
Объемная концентрация энергии, кДж/см ³	3,7	4,5	4,2	4,1	4,6	3,5	3,7	3,8	3,2	4,14	4,08	4,1	3,65	4,07
Кислородный баланс, %	-2,1	-1,1	-1,7	-1,4	-0,3	-3,9	-4,5	-1,05	-1,65	-1,2	-0,92	+0,41	+0,02	-74
Область применения	Обводненные скважины		Сухие скважины		Осушенные скважины		Сухие скважины		Обводненные скважины		Сухие и слабообводненные скважины			Обводненные скважины

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Совершенствованию буровзрывных работ

Таблица 4. Рекомендуемый ассортимент ВВ для пород карьера «Мурунтау»

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент трещиноватости	Примечание
Легковзрываемые Средневзрываемые	Весьма сильнотрещиноватые	6-8	Игданит, гранулит С-40, ЭВВ 85/15, 80/20, 75/20 и 30/70
	Сильнотрещиноватые	8-10	
Трудновзрываемые Весьма трудновзрываемые	Среднетрещиноватые	10-12	Игданит, гранулит А-4, гранулит АС-4, МАН-ФО-4, граммонит 79/21, гранулолот, гранулолот, гранулолот, ЭВВ 30/70, нобелан 2070
	Малотрещиноватые	Более 12	
Обводненные породы			Игданит А-4, гранулит АС-4, МАН-ФО-4, ЭВВ 85/15, 80/20, 75/20 и 30/70, нобелан 2070 и 2030, нобелан 2070

Примечание. ЭВВ 85/15, 80/20, 75/20 и 30/70 — эмульсионные взрывчатые составы; в числителе — процентное содержание эмульсии; в знаменателе — процентное содержание окиси АС+ДТ, в числителе — процентное содержание эмульсии.

гии путем изменения их рецептуры и плотности. Перспективные виды эмульсионных ВВ — эмуланы (Швеция, Югославия), гранэммиты (Россия), нобеланы, нобелиты (Германия), эмулиты (Узбекистан) — представляют собой смесь состава АС+ДТ с эмульсией. Такие ВВ благодаря более высокой плотности заряжения по своим энергетическим характеристикам, в частности по объемной концентрации энергии, не уступают игданиту, гранулиту АС-4, МАН-ФО-4, граммониту 79/21 и гранулолоту, а стоимость их на 20-30 % меньше. Они обеспечивают физическую стабильность колонки скважинного заряда и пригодны (в зависимости от рецептуры) для заряжения сухих и обводненных скважин. Следует также учитывать, что в настоящее время стоимость промышленных ВВ возрастает в гораздо большей степени по сравнению со стоимостью сырьевых компонентов для эмульсионных ВВ. Отсюда очевидны экономические преимущества от их использования даже при росте удельного расхода. Основные энергетические характеристики эмульсионных ВВ приведены в табл. 3.

Для взрывания в сухих скважинах на карьере «Мурунтау» пригодны ВВ типа эмулана, эмулита-20 и эмули-

та-25, содержащие 20-25 % эмульсии и 75-80 % АС+ДТ, или аналогичные им гранэммиты 30/70 и 50/50. Для взрывания обводненных скважин подходят нобелит или эмулит (65 % эмульсии), гранэммит 70/30 (70 % эмульсии).

Экспериментальными замерами установлено, что при взрывании простейших и ЭВВ происходит значительно меньшее загрязнение окружающей среды, чем при взрывании промышленных тротилсодержащих ВВ. Так, например, при взрывании 1 кг гранулолота в атмосферу карьера выделяется 240 л, а при взрыве 1 кг граммонита 79/21 — 140 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Объем ядовитых газов при взрывании простейших и эмульсионных ВВ составляет 30-50 л/кг.

На основе результатов исследований технологии взрывания различными ВВ предложен их рациональный ассортимент для пород карьера «Мурунтау» (табл. 4). Результаты исследований использованы в разработке проекта комплексной механизации взрывных работ на карьере, при проектировании и ведущемся в настоящее время в соответствии с контрактом, заключенным с фирмой «Динамит Нобель», строительстве

прикарьерного пункта подготовки и производства эмульсионных ВВ на основе сырьевых компонентов, производимых в условиях Навоийского ГМК и Республики Узбекистан, в частности на основе гранулированной аммиачной селитры ПО «Навои-азот».

В карьере будут использоваться в основном два типа эмульсионных ВВ. Для заряжения сухих скважин в средне- и трудновзрываемых породах — нобелан 2070 (30 % эмульсии, 70 % АС+ДТ), сухих скважин в легко-взрываемых породах — АС+ДТ, т. е. игданит, представляющий собой смесь АС (94 %) и ДТ (6 %); для заряжения обводненных скважин — нобелан 2030 (70 % эмульсии, 30 % АС+ДТ). В этом случае для восприятия взрывчатый составом детонационного импульса осуществляется сенсбилизация эмульсии, т. е. введение в ее состав газогенерирующей добавки (ГГД) при подаче ВВ в скважину.

Загрузка компонентов и приготовление эмульсионных ВВ необходимой рецептуры с последующим заряжением скважин выполняется смесительно-зарядными машинами (рис. 2), в которых происходит смешивание АС+ДТ с эмульсией в любом соотношении. При заряжении сухих скважин ВВ подается в них с помощью шнека, при заряжении обводненных — с помощью насоса. Средневзвешенная стоимость 1 т эмульсионных ВВ составит 197 долл. США, а годовой экономический эффект от применения эмульсионных ВВ собственного производства около 10 тыс. долл.; срок окупаемости прикарьерного пункта — 1,5 года.

Изложенное убедительно свидетельствует о том, что производство простейших и эмульсионных взрывчатых составов на местах применения является эффективным техническим решением, позволяющим снизить ресурсоемкость горного производства и техногенную нагрузку на окружающую среду.



Рис. 2. Смесительно-зарядная машина для заряжения скважин эмульсионными ВВ

УДК 622.235.012.3

Технологические особенности взрывания высоких уступов на карьере «Мурунтау»



С. К. Рубцов,
начальник
лаборатории,
д-р техн. наук МАН
(ВНИПИПромтехнологии)



А. Ю. Кулешов,
инженер
2-й категории



И. П. Бибик,
зам. главного
инженера рудника
«Мурунтау» по БВР
(Навоийский ГМК)

Настоятельная потребность в увеличении добычи руды обуславливает необходимость быстрой расконсервации временно нерабочих горизонтов и увеличения скорости углубки карьера «Мурунтау» с целью вскрытия новых рудных горизонтов. Одна из реальных возможностей достижения поставленной цели — переход на бурение и взрывание сдвоенных уступов высотой до 30 м и более, т. е. высоких уступов, что требует пересмотра ряда устоявшихся тенденций в технологии БВР, в частности сохранения соответствия высоты взрываемого уступа высоте разрабатываемого уступа, зависящей от высоты черпания экскаватора.

Известно, что взрывание высоких уступов имеет ряд преимуществ по сравнению с взрывной подготовкой горной массы 10- и 15-метровыми уступами, основными из которых являются: обеспечение необходимых запасов взорванной горной массы при минимальных размерах рабочих площадок; возможность реализации в стесненных условиях хорошо зарекомендовавшего себя метода многорядного короткозамедленного взрывания; повышение производительности на буровых работах в результате уменьшения объемов бурения в зонах пород, разрушенных предыдущими взрывами, сокращения числа перебуров и переездов станков в процессе бурения; увеличение длины и массы скважинных зарядов в разрушаемом массиве и, как следствие, более равномерное распределение ВВ в массиве, способствующее

улучшению его дробления и повышению производительности выемочно-транспортного оборудования.

Эффективность взрывания высокими уступами объясняется следующими физическими особенностями действия взрыва глубоких скважинных зарядов. Исследованиями [1–3] ус-

тановлено, что одним из важнейших факторов, определяющих интенсивность дробления пород взрывом, является продолжительность его воздействия на массив. Экспериментальными работами в различных условиях открытых горных работ [4, 5] установлена зависимость, характеризующая изменение давления P при взрыве

$$P = at^{2/3}e^{-bt^{1/3}}, \quad (1)$$

где t — время; a , b — коэффициенты пропорциональности.

Исследуя функцию (1) на экстремум и выполнив при этом ряд промежуточных преобразований, в конечном итоге получим

$$P = eP_{\max} \left(\frac{t}{t_{\max}} \right)^{2/3} e^{-\left(\frac{t}{t_{\max}} \right)^{1/3}}. \quad (2)$$

Допуская, что максимальное давление в скважине достигается к моменту окончания детонации, имеем $t_{\max} = L/D$, где L — длина заряда; D — скорость детонации ВВ. Максимальное давление в зарядной камере при взрыве определяется по общеизвестной формуле $P_{\max} = 1/8 \rho_{\text{ВВ}} D^2$, где $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ. После подстановки t_{\max} и P_{\max} в выражение (2) получим

$$P = \frac{1}{8} \rho D^2 L^{-2/3} t^{2/3} e^{-\left(\frac{Dt}{L} \right)^{1/3}}. \quad (3)$$

Расчеты с помощью выражения (3) довольно трудоемки и требуют значительных затрат времени. Поэтому для оперативных оценок построена

графическая зависимость, показанная на рис. 1. Из графика видно, что при увеличении высоты уступа в указанных пределах время действия взрыва на массив увеличивается в 5–6 раз, соответственно увеличивается работа взрыва, расходуемая на дробление, так как импульс взрыва возрастает практически в такой же пропорции. Таким образом, увеличение высоты взрываемого уступа является одним из факторов повышения коэффициента использования энергии взрыва.

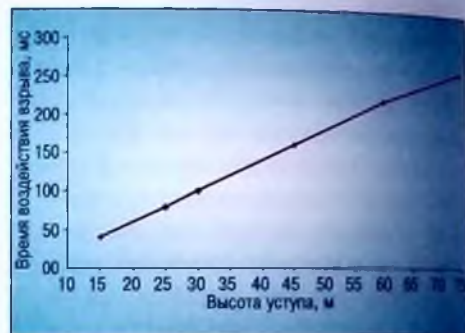


Рис. 1. Зависимость времени воздействия взрыва на массив от высоты уступа

Вместе с тем имеется ряд объективных факторов, ограничивающих переход на взрывание высоких уступов. Это, в первую очередь, отсутствие буровой техники, способной эффективно бурить вертикальные и наклонные скважины глубиной более 35–40 м. На большинстве карьеров стран СНГ взрывные скважины бурят станками СБШ-250МН; при этом максимальная глубина бурения не превышает 32 м, а угол наклона составляет 60 или 75°. В связи с этим на карьере «Мурунтау» собственными силами модернизированы два станка СБШ-250МН, у одного из которых увеличена высота мачты с целью бурения скважин глубиной 36 м, на другом применен специально созданный механизм, позволяющий бурить наклонные скважины под углами 45; 50; 55; 60 и 75° на глубину более 50 м. Модернизация станков позволила реализовать на карьере технологию бурения и взрывания 30-метровыми уступами.

Для оценки результатов взрывания высоких уступов был проведен массовый взрыв в северной

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Совершенствование буровзрывных работ

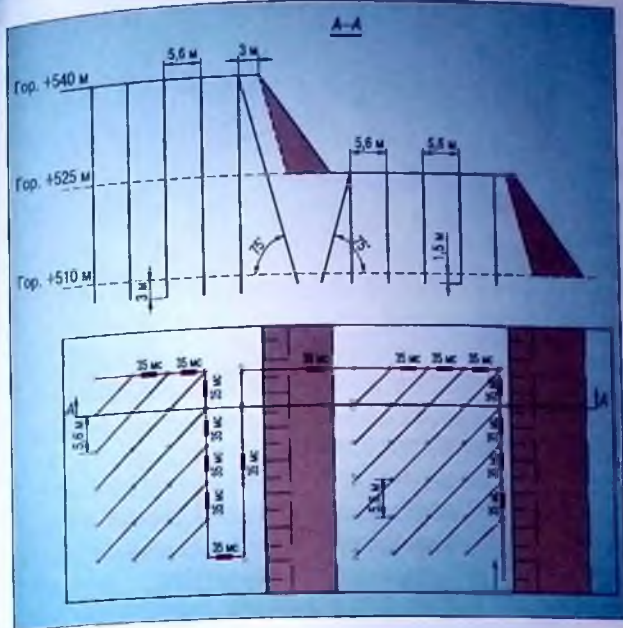


Рис. 2. Фрагмент схемы обуривания и взрывания опытного блока

карьера «Мурунтау» (рис. 2). Блок представлял собой два участка: участок нижнего гор. +525 м и участок верхнего гор. +540 м. Бурение производилось до гор. +510 м. Таким образом, участок гор. +525 м представлял собой уступ высотой 15 м, а участок гор. +540 м — уступ высотой 30 м.

Опытный блок сложен средне- и трудно взрывающимися рудами и породами с коэффициентом крепости по Протодьяконову $f = 10 \div 12$. Рудные тела представлены мощными протяженными кварцевыми жилами, слюдисто-кварцевыми сланцами, измененными до кварцитов, породы — дайками среднего и кислого состава, трещиноватыми кварцитами и брекчиями замещения. Блок частично обводнен, высота столба в скважине до 2 м. Объем взрываемого блока 630 тыс. м³. Параметры буровзрывных работ приведены в таблице.

Диаметр скважин на обоих участках 250 мм, сетка скважин — 5,6x5,6 м. Выбор параметров сетки

Параметры буровзрывных работ

Высота уступа, м	Число скважин	Перебур, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Масса взрывчатых веществ, кг	Объем, м ³
29	250	3	1,11	1012,0	253
29	200	3	1,26	1144,0	228,8
16	200	1,5	1,01	506,0	101,2
17	50	1,5	1,03	550,0	27,5
18	15	1,5	1,1	594,0	8,71
19	15	1,5	1,1	638,0	9,57
20	20	1,5	1,1	682,0	13,6
21	20	1,5	1,0	682,0	13,6
22	20	1,5	1,1	726,0	14,5
23	50	1,5	1,1	770,0	16,5
				Скважины ТФ-350	
				Итого	216

скважин обусловлен принятой на карьере схемой опробования и оконтуривания рудных тел. Удельный расход ВВ по всему блоку составил 1,13 кг/м³. В качестве ВВ использовали игданит, граммонит 79/21 и гранулотол. Конструкция скважинных зарядов — комбинированная, сочетающая применение промышленных ВВ с игданитом собственного производства. На проведение опытного взрыва было израсходовано более 710 т ВВ.

На рис. 3 показана конструкция комбинированных зарядов ВВ в глубоких скважинах. В нижней части сухих скважин помещали более мощное ВВ — граммонит 79/21, верхнюю часть скважины заряжали игданитом. В обводненных скважинах нижнюю часть заряда до перекрытия уровня воды заполняли водоустойчивым ВВ — гранулотолом. Комбинированные заряды инициировали двумя тротильными шашками, одну из которых располагали в нижней части заряда, а другую — в середине верхней части заряда (в прослойке из граммонита 79/21) для лучшей детонации игданита.

Для преодоления линии сопротивления по подошве 30-метрового уступа в последнем ряду скважин на участке нижнего гор. +525 м местами бурили парные скважины: одну вертикальную, другую — под углом 75° в сторону 30-метрового уступа (см. рис. 3). С

первом ряду на участке верхнего гор. +540 м пробурены парные скважины аналогичным образом.

Одна из технологических особенностей взрыва — каскадное короткозамедленное взрывание двух совмещенных участков (15-метровый нижний участок гор. +525...+510 м и 30-метровый верхний участок гор. +540...+510 м).

После проведения взрыва был выполнен анализ гранулометрического состава взорванной горной массы фотопланметрическим методом. О качестве подготовки горной массы можно судить по фотографиям, представленным на рис. 4. Обработка фотографий позволила количественно оценить распределение кусков взорванной горной массы. На рис. 5 представлена гистограмма распределения кусков по фракциям. Наиболее представительной является фракция -20+10 см. Расчеты показали, что средний диаметр кусков взорванной горной массы не превышает 25 см. Для сравнения: средний кусок взорванной горной массы при взрывах в аналогичных условиях 15-метровыми уступами равен 27-30 см.

Перед проведением опытного взрыва были опасения за проработ-

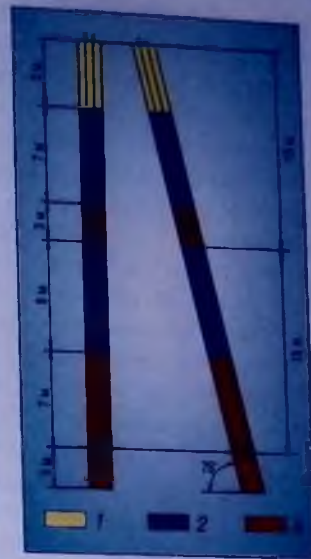


Рис. 3. Конструкция комбинированных скважинных зарядов в глубоких скважинах (на примере парных скважин): 1 — забойка; 2 — игданит; 3 — граммонит 79/21

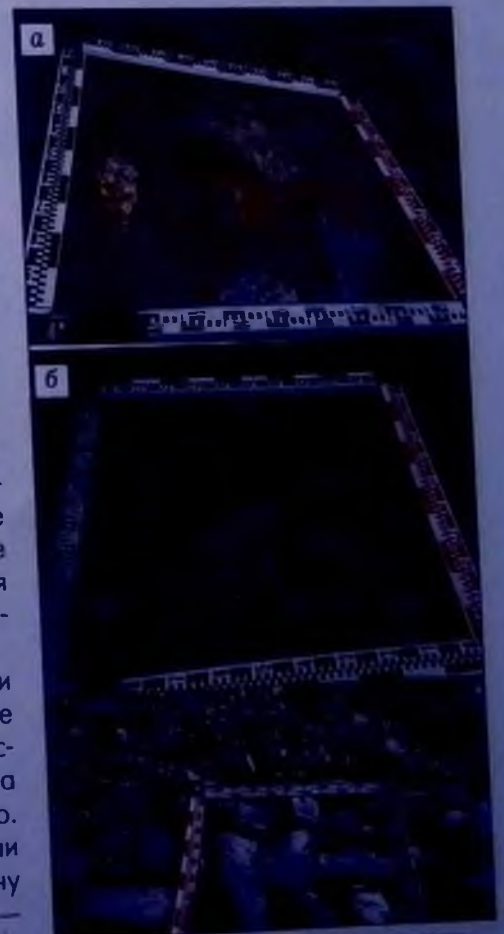


Рис. 4. Гранулометрический состав взорванной горной массы после опытного взрыва

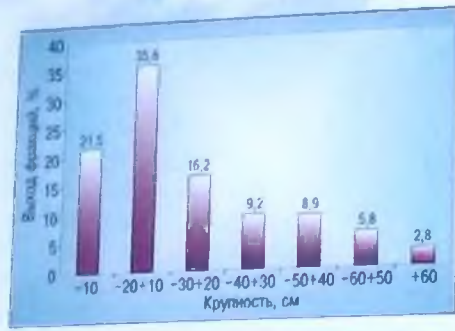


Рис. 5. Распределение кусков взорванной горной массы по фракциям

ку подошвы 30-метрового уступа. Однако маркшейдерские замеры не обнаружили завывшений на почве уступа, превышающих установленный на карьере стандарт +0,5 м.

Отработку взорванной горной массы (в целях выполнения требований техники безопасности по соответствию высоты разрабатываемого уступа высоте черпания экскаватора) вели подступами безопасной высоты (рис. 6), что обусловило установку оборудования на ее поверхности. Таким образом, изменение понятия высоты уступа взрывающегося

и высоты уступа разрабатываемого явилось новой технологической особенностью взрывания высоких уступов.

Описанные технологические особенности взрывания высоких уступов, такие, как например, модернизация станков для глубокого бурения вертикальных и наклонных скважин, применение комбинированных скважинных зарядов, каскадное короткозамедленное взрывание смежных разновеликих уступов, применение парных наклонных и вертикальных глубоких скважинных зарядов, размещение горнотранспортного оборудования на взорванной горной массе и т. п. предопределили возможность и эффективность реализации в условиях карьера «Мурунтау» технологии взрывания высокими уступами.

Список литературы

1. Друкованный М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. — М.: Недра, 1973.



Рис. 6. Погрузка взорванной горной массы на площадку подступе опытного блока

2. Друкованный М. Ф., Куц В. С., Ильин В. И. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах. — М.: Недра, 1980.
 3. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976.
 4. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гостройиздат, 1957.
 5. Взрывание высоких уступов / М. Ф. Друкованный, Э. И. Ефремов и др. — М.: Недра, 1964.

УДК 622.235.535.2

© В. Н. Мосинец, С. К. Рубцов, 2002

Уменьшение вредного воздействия массовых взрывов на приконтурную зону карьера «Мурунтау»



В. Н. Мосинец
проф., д-р техн. наук
(ВНИПИПромтехнологии)



С. К. Рубцов
начальник
лаборатории,
д-р техн. наук МАН
(ВНИПИПромтехнологии)

Интенсификация процессов буровзрывных работ обусловила необходимость разработки технических решений по их сейсмобезопасной технологии в приконтурных зонах карьера «Мурунтау»,

обеспечивающей формирование устойчивых уступов и бортов с максимально возможными углами и сохранность сооружений комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ) с крутонаклонными конвейерами (КНК), расположенными на бортах.

Эффективный способ уменьшения интенсивности воздействия взрывных волн — создание экрана в виде щели или слоя разрыхленной (взорванной) породы. Оптимальное расстояние R_3 (м) от внешней границы экрана до защищаемого объекта составляет*

$$R_3 \leq 5d_3 \left[20 \frac{\sqrt[3]{Q}}{C_p t_n} - 1 \right], \quad (1)$$

где d_3 — диаметр скважин заоткоски или ширина экрана, м; Q — масса одновременно взрывающегося ВВ, кг;

C_p — скорость продольной волны, м/с; t_n — продолжительность положительной фазы доминирующих сейсмических колебаний, с.

Исследованиями методом динамической фотоупругости установлено**, что при ведении взрывных работ на нижележащем уступе карьера на вышележащем уступе формируются ядра максимальных скалывающих напряжений, равных 3–12 МПа. Формирование таких ядер является следствием взаимодействия в массиве вышележащего уступа фазы растяжения прямой продольной волны и отраженных от кровли уступа и его наклонной плоскости продольных и поперечных волн, образуемых при взрыве на нижележащем уступе. В результате постоянного приближения фронта взрывных работ к по-

* Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976.

** Рубцов С. К. Разработка элементов щадящей технологии БВР при совместной разработке рудного сырья и декоративных гранитов // Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле: Международная научно-практическая конференция «Горное дело-2000». — М.: Изд-во МГТУ, 2000.

доше вышележащего уступа ядра скальвающих напряжений 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 на нижележащем уступе экранирующей преграды с акустической жесткостью в 3 и более раза меньшей акустической жесткости основной среды снижает растягивающие напряжения внутри формируемых ядер в 1,5–2 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.

Методом динамической фотоупругости исследован эффект экранирования сейсмозврывных волн в зависимости от глубины и акустической жесткости экрана. Наибольшее влияние на снижение напряжений за экраном оказывает изменение соотношения акустических жесткостей экрана и среды. Чем меньше это отношение, тем существеннее влияние. Уменьшение этого соотношения в 2 раза при неизменной толщине экрана вызывает снижение напряжений в 1,5–2 раза и более, в то время как увеличение только толщины экрана снижает напряжения за экраном на 20%. Установлено, что рациональная глубина экрана должна вдвое превышать высоту защищаемого уступа.

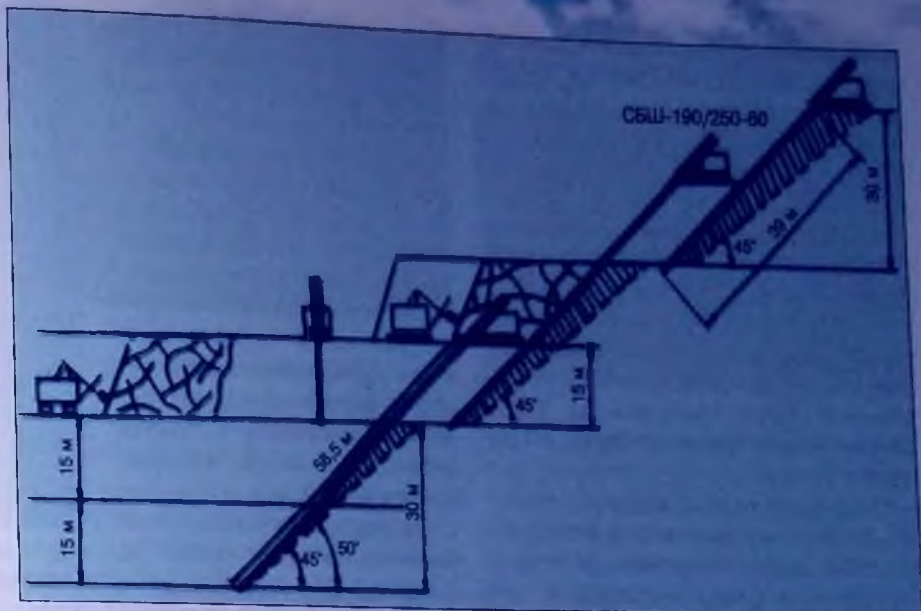


Рис. 1. Технологическая схема заоткоски и отработки приконтурной зоны в районе размещения сооружений комплексов ЦПТ

С учетом результатов исследования изготовлен и внедрен на карьере «Мурунтау» буровой станок СБШ-190/250-60 для глубокого бурения скважин заоткоски диаметром 190; 215,9 и 245 мм на глубину до 62 м под углами 45; 55; 65; 70 и 75°. Разработана сейсмобезопасная технология буровзрывных работ в районе размещения на уступах инженерных сооружений комплексов ЦПТ с КНК (рис. 1). В этом случае бурение скважин щели (заоткоски) начинается с надбермового уступа, что устраняет затруднения с размещением бурового станка на промежуточных бермах и позволяет реализовать глубину экрана $h_3 \leq 2H_v$. В

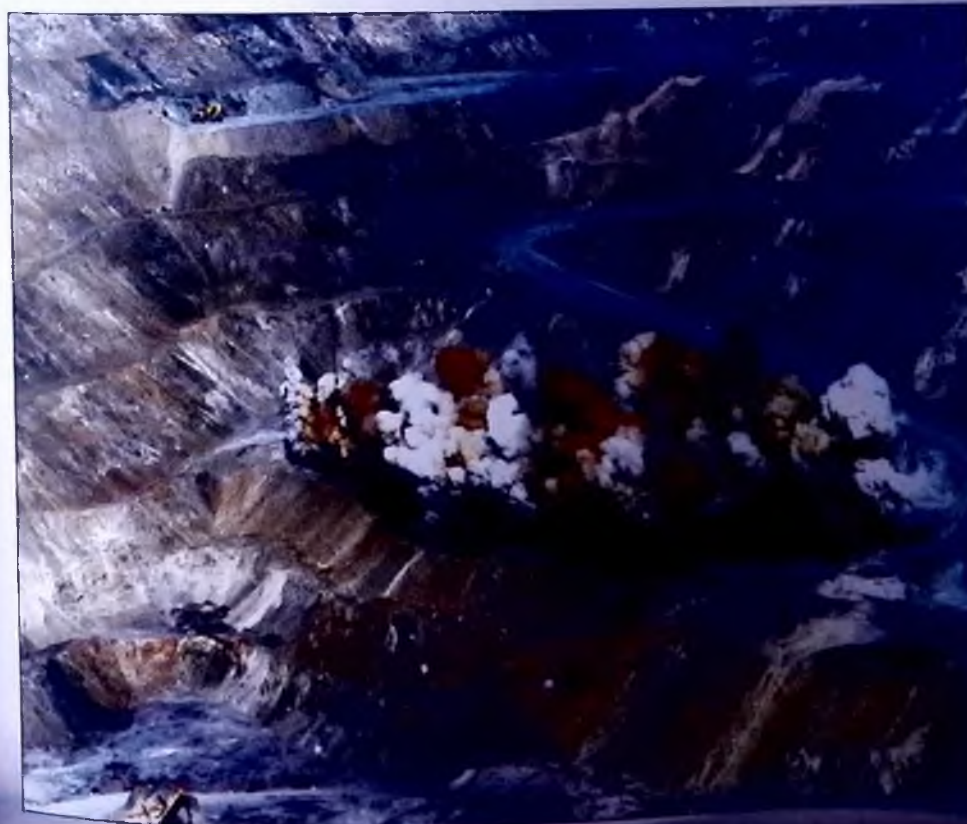
результате наиболее ответственная нижняя 15-метровая часть сдваиваемого 30-метрового уступа находится под защитой двух экранов, а нижняя часть прибортового массива защищена опережающей щелью. Предлагаемая технология заоткоски (см. рис. 1) при создании качественной экранирующей щели практически полностью исключает переход энергии взрыва за предельный контур борта или снижает эту энергию в значительно большей степени.

С учетом изложенного в условиях карьера «Мурунтау» выполнены сравнительные исследования параметров сейсмозврывных волн напряжений и оценка эффекта их экранирования экранами различных конструкций при взрывании скважинных зарядов различных типов ВВ.

Общепринятый критерий сейсмозврывного воздействия в горных породах — скорость колебаний (смещений) среды, представляющая наибольшую опасность для устойчивости бортов карьера и сооружений на бортах. Формой математического описания скорости колебаний среды при сейсмозврывном воздействии является известное выражение

$$\bar{U} = KR^{-n}, \quad (2)$$

где R — приведенное расстояние, $R = R/\sqrt[3]{Q}$ (R — кратчайшее расстояние по прямому лучу от центра взрыва до пункта наблюдения, м; Q — масса зарядов ВВ при мгновенном взрывании или масса ВВ, приходящаяся на первое замедление массового взрыва, кг); K — коэффициент пропорциональности.



нические свойства взрывае­мых пород; n — показатель степени затуха­ния волн, зависящий от свойств пород и преобладающих сейсмических волн на различных расстояниях от взрыва.

В результате значительного коли­чества экспериментальных работ ус­тановлено, что сейсмическое дейст­вие взрыва может оцениваться по одной горизонтальной составляющей скорости колебаний U_x продольной волны, несущей до 80% сейсмической энергии взрыва (см. сноску *).

Сохранность защищаемого объ­екта любого назначения гарантируется, если скорость колебаний борта карьера или среды в основании сооруже­ний на бортах не превышает допустимую скорость колебаний, при которой деформации не дости­гают критического уровня и не выхо­дят за пределы упругости. При задан­ных значениях допустимой ско­рости с помощью выражения (2) опре­деляют массу зарядов ВВ, обеспечи­вающую сохранность защищае­мых объектов в конкретных геотех­нических условиях, оценивают эффек­тивность экранирования с последую­щей разработкой технических реше­ний по сейсмобезопасной техно­логии буровзрывных работ в при­контурной зоне карьера.

В условиях карьера «Мурунтау» изучалась эффективность экранов трех различных конструкций.

Экранирующая щель А образо­вывалась взрыванием ряда скважин диаметром 250 мм и глубиной 18 м, расположенных на расстоянии 2 м друг от друга. В каждой скважине размещали заряд ВВ в виде гирлян­ды тротиловых шашек; длина гирлян­ды — 12 м, на 1 м гирлянды разме­щались 5 шашек.

Экранирующая щель Б отлича­лась от первой тем, что заряды поме­щали не во все скважины, а через одну. Конструкции щелей А и Б наи­более часто применяются на карье­ре для заоткоски бортов при их по­становке в предельное положение.

Конструкция экранирующей щели В образовывалась путем взрывания 18-метровых скважин диаметром 250 мм со сплошными зарядами ВВ и, по существу, имитировался слой

взорванной горной массы, образованной взрывом ряда скважинных зарядов. В каж­дой скважине размещали зар­яд массой 210 кг, в качест­ве ВВ использовали граммонит 79/21, расстояние между скважинами в ряду составля­ло 5 м. Здесь же исследовал­ся эффект экранирования эк­ранной зоной С, предусма­тривающей последовательное образование контурной ще­ли скважинными зарядами заоткоски и слоем взорван­ной горной массы.

Экспериментальные ис­следования выполняли на специально созданных в карьере опытных участках, оборудованных сейсмопро­филями с соответствующей электронно-измерительной

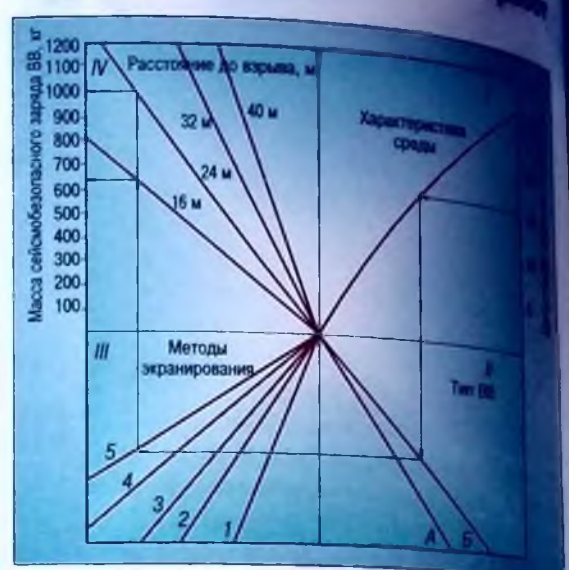


Рис. 3. Номограмма для выбора сейсмобезопасных параметров взрывания и методов экранирования: А и Б — соответственно тротилсодержащие и бестротилового ВВ простейшего состава; 1 — взрывание без экрана; 2 и 3 — экранная щель образована соответственно взрыванием скважин заоткоски через одну и всех скважин заоткоски; 4 — экран из взорванной горной массы; 5 — сейсмозащитная зона

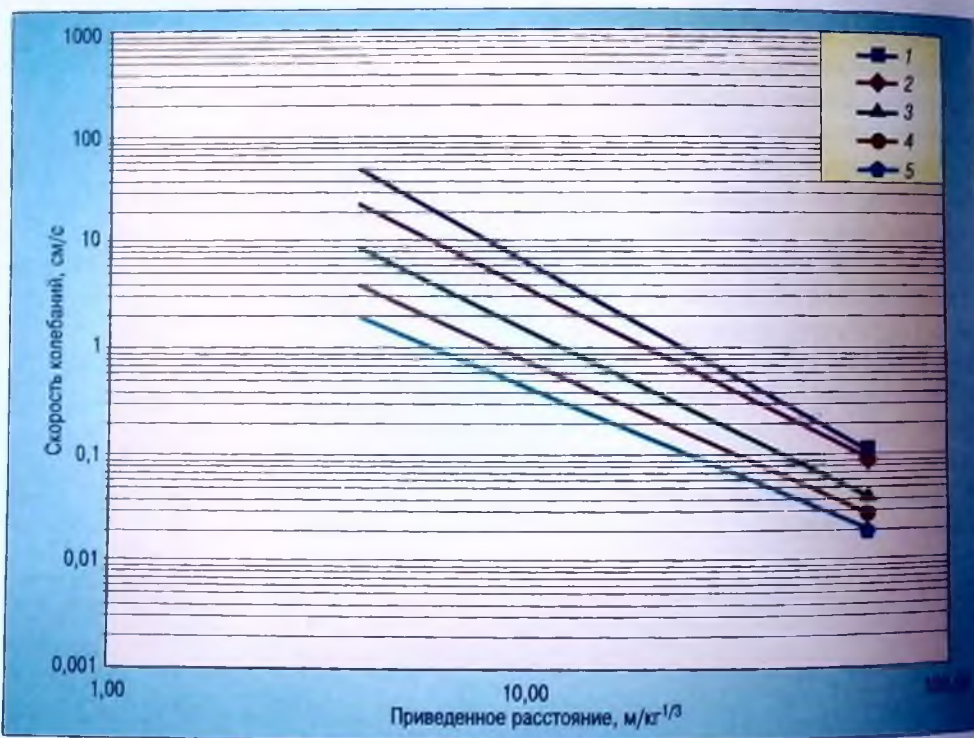


Рис. 2. Зависимость скорости колебаний пород от приведенных расстояний: 1 — экран отсутствует; 2 — экран А; 3 — экран Б; 4 — экран В; 5 — экранная зона С

аппаратурой. Данные измерений обрабатывали с использованием специального пакета компьютерных программ.

Полученные в результате интер­претации сейсмограмм эксперимен­тальных взрывов максимальные ско­рости смещения в X-компоненте продольной волны в зависимости от приведенных расстояний представ­лены графиками на рис. 2. Как видно из графиков, наиболее эффективными конструкциями экрана являются экранная зона (совместное действие взорван­ного слоя и экранной щели) и

взорванный слой горной массы. Если эффективность экранирования оценивать соотношением величин скоростей колебаний, то слой взор­ванной горной массы эффективнее щели А в 1,2 раза, а щели Б — в 1,7 раза. Относительно невысоким ока­зался эффект экрана Б — наиболее распространенного на карьере спо­соба заоткоски бортов. Это можно объяснить недостаточным снижени­ем акустической жесткости такой конструкции экрана для эффектив­ного отражения и поглощения сейс­мовзрывных волн.

В процессе отработки сейс-

Таблица 1. Математические модели, характеризующие сейсмозрывное воздействие различных ВВ

Граммонит 79/21	$U = 440R^{-1,2}$	$U = 260R^{-1,2}$
Аммонит	$U = 320R^{-1,2}$	$U = 190R^{-1,2}$

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Совершенствование буровзрывных работ

Таблица 2. Параметры щелеобразования

Борта карьера «Мурунтау»	Тип пород	Диапазон частот колебаний, Гц
Северо-восточный, Восточный	I — устойчивые	75-80
Юго-западный, Северо-западный	II — условно устойчивые	60-50
Западный, Юго-восточный	III — неустойчивые	45-50

грамм наибольшие амплитуды скоростей колебаний 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 (см. сноску *), что наибольшее снижение воздействия взрывов на охраняемые объемы достигается при условии: $t_3 = 0,5T$, где t_3 — интервал замедления при КЗВ. Для горнотехнических условий карьера рациональное значение $t_3 = 35-50$ мс.

В результате экспериментальных исследований сейсмозрывного воздействия зарядов ВВ, обладающих различными энергетическими характеристиками, получены математические модели (табл. 1), характеризующие сейсмозрывное воздействие на массив тротилсодержащих про-

мышленных ВВ (граммонит 79/21) и простейших бестротилового ВВ (игданит). Анализ математических моделей, приведенных в табл. 1, показывает, что скорость колебаний пород при взрывании зарядов граммонита превышает скорость колебаний при взрывании зарядов игданита в 1,4-1,7 раза. Отмеченное свидетельствует о технологической целесообразности применения бестротилового ВВ простейшего состава как одного из методов снижения сейсмозрывного воздействия в приконтурной зоне карьера.

Экспериментальными работами по изучению закономерностей снижения прочностных свойств горных пород под воздействием многократных динамических воздействий, имитирующих взрывной импульс, установлена зависимость, характеризую-

Таблица 3. Сейсмобезопасный метод зарядов ВВ на одно замедление при наличии сейсмозащитной зоны, кг

ющая уровень многократных взрывных нагрузок, при которых породы, слагающие борта карьера, не теряют своей прочности (см. сноску **). С учетом этой зависимости допустимая безопасная скорость колебаний охраняемых участков бортов не должна превышать значения $U_{доп} \leq 15$ см/с. На основании анализа и обобщения результатов исследований разработан номографический метод определения сейсмобезопасных параметров взрывания (рис. 3) в зависимости от выбранной $U_{доп}$ типа ВВ, метода экранирования и расстояния от взрыва до охраняемого объекта. Методология пользования номограммой очевидна из рисунка.

Наиболее технологичный и эффективный способ экранирования сейсмозрывного воздействия в приконтурной зоне — образование защитного слоя взорванной породы. Однако создание такого экрана связано со значительными удельными расходами ВВ (до 1 кг/м^3), что ведет к возникновению опасных колебаний самого охраняемого объекта. В связи с этим появилось техническое решение по созданию экранной зоны — совместное действие взорванного слоя породы и экранной щели. Щель в экранной зоне формируется мгновенным или короткозамедленным взрыванием шланговых зарядов ВВ, расположенных в скважинах заоткоски, пробуренных на расстоянии 5-15 диаметров друг от друга. Определение параметров экраняющей взрывания зарядов заоткоски выполняется из условия, что формируемая щель эффективна, если ее ширина $h_{щ}$ больше величин смещения $A_{см}$ частиц окружающего массива при взрыве основного заряда ВВ, т. е. $h_{щ} \geq A_{см}$. Для определения численных значений $h_{щ}$ и $A_{см}$ получен ряд аналитических зависимостей и математических выражений. Однако расчеты параметров взрыва-

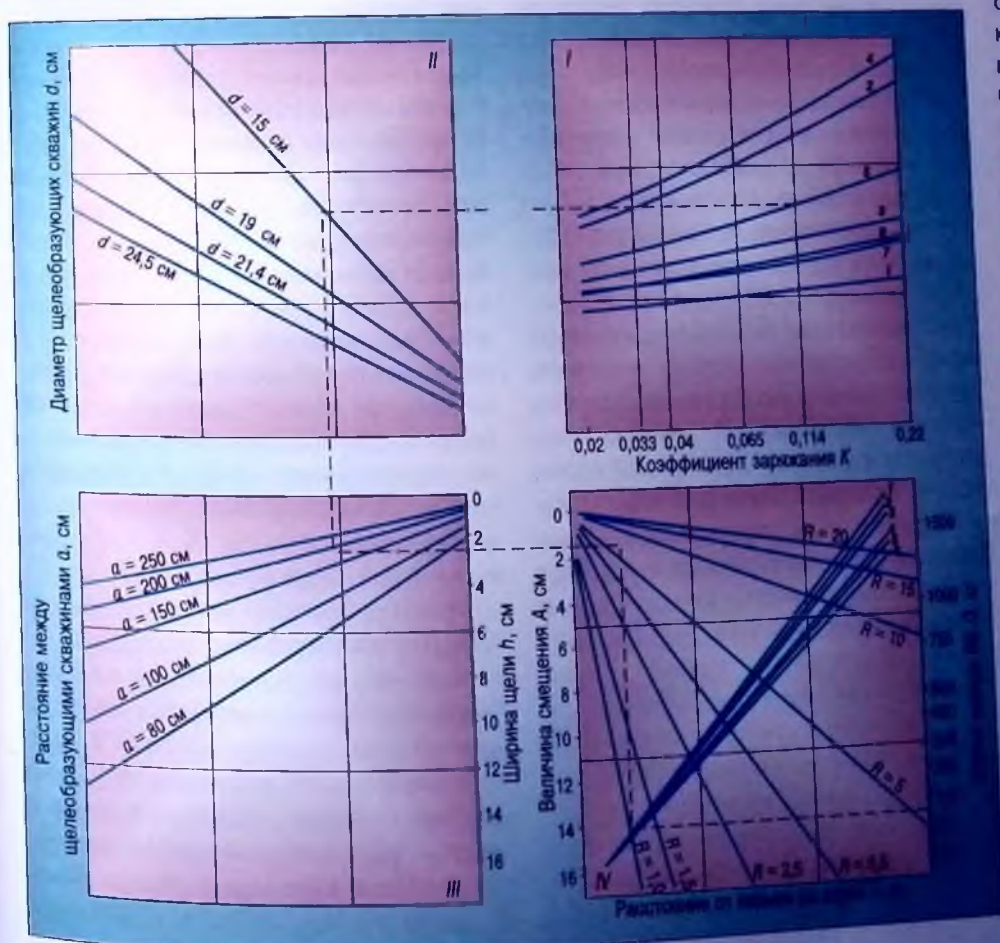


Рис. 4. Номограмма для расчета параметров взрывания скважин заоткоски: 1 — кварциты; 2 — алевросланцы вдоль слоистости; 3 — углеродисто-кварцевые сланцы вдоль слоистости; 4 — углеродисто-сланцевые сланцы поперек слоистости; 5 — алевросланцы поперек слоистости; 6 — углеродисто-сланцевые сланцы поперек слоистости

Таблица 4. Численные значения коэффициентов сейсмобезопасной массы зарядов

Методы и условия взрывания	Коэффициент K_i
Заложение зарядов на глубине, соответствующей радиусу зоны трещинообразования (W_0 — фактическая величина ЛНС; C_p, C_s — скорость распространения соответственно продольных и поперечных волн)	$K_1 = \frac{\sqrt{C_p/C_s} \cdot 3\sqrt{Q_0}}{W_0}$
Изменение (уменьшение) диаметра скважин (n — показатель степени затухания волн; d_1 — новый диаметр заряда; d_0 — базовый диаметр заряда)	$K_2 = (d_0/d_1)^{2/n}$
Учет числа открытых поверхностей N_i , на которые действует заряд: в обычном фронтальном забое, $N_i = 2$ в забое с одной открытой поверхностью (проходка траншей, взрывание на необрунную горную массу, многорядное взрывание шести и более рядов и т. д.), $N_i = 1$ в целиках с четырьмя открытыми поверхностями, $N_i = 4$	$K_3 = 0,25N_i^2$ $K_3 = 1,0$ $K_3 = 0,25$ $K_3 = 4$
Учет потенциальной энергии применяемых ВВ (Q_1, Q_0 — потенциальная энергия соответственно нового и базового ВВ)	$K_4 = \sqrt[3]{Q_1/Q_0}$
Выполнение «правила двух третей» при многорядном короткозамедленном взрывании	$K_5 = 2/3$
Регулирование числа взрывов в год: до 10 до 50 до 100 до 250 до 500	$K_6 = 0,98$ $K_6 = 0,95$ $K_6 = 0,75$ $K_6 = 0,65$ $K_6 = 0,55$
Изменение места расположения точки инициирования и направления развития детонации относительно защищаемого объекта: в тылу взрываемого блока, детонация направлена вдоль блока на фланге взрываемого блока, детонация направлена от объекта в сторону объекта со стороны фронта взрываемого блока, детонация направлена вдоль блока	$K_7 = 1,5$ $K_7 = 2+3$ $K_7 = 0,5+1$ $K_7 = 2$
Расположение защищаемых объектов за выработанным пространством, естественными пустотами и нарушениями	$K_8 = 2+4$
Учет региональной горно-геологической ситуации при наличии в разрезе горных пород-волноводов, мощность которых соизмерима с длиной возбуждаемой сейсмической волны при наличии под разрушаемыми горными породами на глубине, соизмеримой с длиной возбуждаемой сейсмической волны, подстилающих пород с акустической жесткостью, в 4–5 раз превышающей акустическую жесткость разрушаемых пород	$K_9 = 0,3+0,5$
Экранирование сейсмозрывных волн: путем создания экранирующего слоя взорванной массы путем создания щелей скважинами заоткоски	$K_{10} = 4+9$ $K_{10} = 4+6$

тивного определения параметров разработана номограмма (рис. 4).

С точки зрения устойчивости в откосах уступов выделено три типа пород. Породы I типа (устойчивые) — крупноблочные с плотно сомкнутыми трещинами, II типа (условно устойчивые) — среднеблочные с трещинами, частично заполненными глиной трения, III типа (неустойчивые) — дробленые породы в зонах разломов. В табл. 2 приведены рациональные параметры щелеобразования для различных типов пород и углов наклона бортов карьера «Мурунтау» при их постановке в предельное положение.

Наличие в рабочей зоне карьера дробильно-грохотильных и дробильно-перегрузочных пунктов ЦПТ с крутонаклонными конвейерами предъявляет особые требования к ведению взрывных работ в приконтурных зонах карьера, определяющих длительную устойчивость этих сооружений и их ремонтпригодность. В связи с этим разработаны общие сейсмологические модели сейсмозрывного воздействия массовых взрывов, критерии их оценки и методы управления энергией взрыва,

соответствующие каждому иерархическому уровню: карьер, рабочая зона, рабочая площадка.

На основании выполненных исследований разработаны технические решения для обеспечения сейсмобезопасности комплексов ЦПТ с КНК с предварительным образованием экранной зоны вокруг участков строительства дробильно-перегрузочных пунктов ЦПТ. Сейсмоэкранная зона образуется перед началом строительства по границе строительной площадки. В первую очередь выполняются бурение и взрывание экранирующих щелевых скважин, затем — бурение и взрывание скважин для образования экранирующего взорванного слоя. Фланги строительного участка защищают слоем взорванной горной массы, создаваемым взрыванием ряда скважин глубиной не менее высоты разрабатываемого уступа. В табл. 3 приведены массы предельно допустимых сейсмобезопасных зарядов ВВ, гарантирующих сохранность дробильно-конвейерного комплекса при наличии экранной зоны.

В ряде случаев полученные расчетным путем сейсмобезопасные

массы зарядов Q_0 не удовлетворяют условиям эффективной технологии ведения взрывных работ в приконтурной зоне карьера. В связи с этим разработана количественная оценка инженерных методов управления сейсмозрывным воздействием, основанная на современном представлении о механизме действия взрыва в горных породах, изучении его волновой картины и физических законах исследуемых процессов. Количественная оценка методов характеризуется введением в зависимости по определению сейсмобезопасной массы заряда Q_0 ряда эмпирических коэффициентов (табл. 4), т. е. в конечном итоге $Q_0 = K_1 K_2 K_3 \dots K_n Q_0$.

Таким образом, изложенные результаты выполненных исследований и технические решения по определению основных элементов сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера, а также разработанные номографические методы расчета сейсмобезопасных параметров взрывания обеспечивают сохранность уступов, бортов и инженерных сооружений комплексов ЦПТ с КНК, расположенных на бортах.

Перспективы комплексного использования ресурсов угольных месторождений Узбекистана



А. И. Клименко,
генеральный директор АО «Уголь», канд. техн. наук



В. Р. Рахимов,
зав. кафедрой ТашГУТУ, академик АН РУз, проф., д-р техн. наук



В. А. Екатерининский,
главный специалист по охране природы АО «Уголь»

верждены в 1967 г. в количестве 51,2 млн т по категориям А+В+С в качестве сырья для производства тонкой керамики, сантехнического фаянса, электроизоляторов и хозяйственного фарфора, а также как наполнитель в типографскую бумагу I сорта. На их базе был построен Ангренский керамический комбинат.

Для обеспечения выпуска качественной продукции при переработке вторичных каолинов требуется строгое соблюдение разработанных технологий и использование для производства изделий тонкой и санитарной керамики только серых разностей каолинов после их предварительного обогащения. Для производства канализационных труб могут использоваться небогатые серые разности каолинов.

В 1969–1971 гг. институтами ВАМИ и Механообр проведены испытания серых каолинов в замкнутом цикле на опытной глиноземной установке Алмалыкского горно-металлургического комбината. Институтом ВАМИ рекомендовано использовать полученные результаты в качестве исходных данных для проектирования глиноземно-цементного комплекса на базе ангренских каолинов и выдан технологический регламент в двух вариантах для проектной проработки ТЭО. Исследованиями этих же институтов вещественный состав каолинов как глиноземного сырья изучен с достаточной полнотой. Разработана и проверена на опытно-заводской установке технология обогащения серых каолинов с получением каолинового концентрата с влажностью после центрифугирования 75–76 %, содержанием окиси алюминия в высушенном концентрате 32–33 %, кремнезема 49–49,5 %. Достигнуты извлечение глинозема из сырья в концентрат 80 %, выход концентрата 57,5 %. Опытными технологическими испытаниями подтверждена принципиальная возможность переработки каолинового концентрата на глинозем и шлам для производства цемента.

Угольные месторождения страны помимо самого угля содержат большое количество попутных полезных ископаемых и компонентов как находящихся в угольной толще, так и залегающих в виде самостоятельных геологических тел, перекрывающих и подстилающих угольные пласты. В условиях рынка ценность угольных месторождений определяется возрастанием доли угля в топливно-энергетическом балансе республики и высокой конъюнктурой на попутные полезные ископаемые, что требует комплексного подхода к их освоению. Эта целевая установка особенно актуальна для Ангренского месторождения, сложенного самыми разнообразными горными породами (рис. 1).

В результате проведенных АО «Уголь» исследований с привлечением многих геологических, научных и проектных организаций обоснован широкий спектр использования попутных полезных ископаемых месторождения. В 1956–1964 гг. разведаны и утверждены запасы спецуглей в северной части действующего разреза. По разработанной Гиредметом технологии спецуголь подлежал сжиганию в котлоагрегатах Ангренской ТЭС, оборудованных электрофильтрами, а уловленная зола направлялась на извлечение германия. Сжигание углей в промышленных условиях производилось на Ангренской ТЭС с 1963 г., для чего 9 из 15 котлоагрегатов были оборудованы специальными золоулавливающими устройствами.

Запасы первичных каолинов ут-

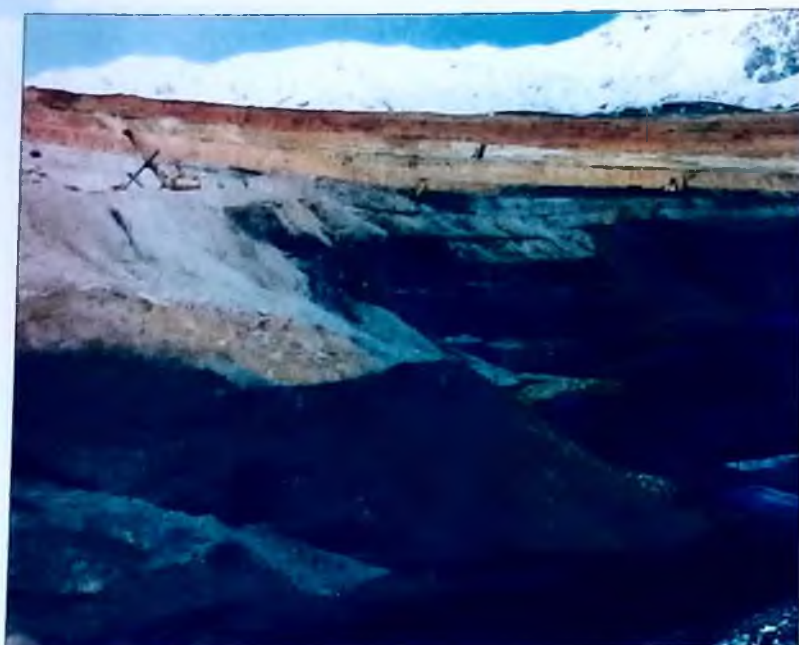
верждены в 1964 г. в качестве сырья для производства глинозема, алюминия и цемента в количестве 461 млн т по категориям А+В+С₁ и 420 млн т по категории С₂. По категории А запасы отдельно не утверждались из-за отсутствия технологических испытаний в замкнутом цикле.

Институтами ВНИИстром и ИГИ, Ташкентским политехническим институтом, Ташкентским институтом инженеров железнодорожного транспорта и институтом НИИстромпроект (г. Ташкент) обоснована возможность использования вторичных каолинов в качестве сырья для производства кирпича, керамических изделий, цемента, аглопорита, огнеупоров и других видов продукции.



Рис. 1. Структура породного массива Ангренского месторождения

По данным Узгипротяжпрома, улучшение технико-экономических показателей комплексной переработки ангренских каолинов может быть достигнуто путем совершенствования технологической и аппаратурной схем обогащения каолинов, снижения влажности концентрата, организации производства цемента из шламов глиноземного производства по сухому способу. По данным Института экономики АН РУз, общая прибыль при совместном производстве глинозема и цемента из сырья Ангренского месторождения может быть существенно увеличена при одновременном снижении срока окупаемости капитальных вложений.



Рабочий борт Ангренского разреза

По данным Союзогнеупора, каолин грубого обогащения может быть использован для производства огнеупоров класса Б (огнеупорность 1710–1720 °С), а после тонкого обогащения — для выпуска огнеупоров высоких классов (огнеупорность 1760–1770 °С). Возможная потребность в обогащенных вторичных каолинах этого назначения для Центрально-Азиатского региона оценивается в 500 тыс. т. По данным Института металлургии им. Байкова РАН, получение алюминия из вторичных каолинов хлорным способом конкурентоспособно с существующей технологией и по аналогии с минеральной частью углистой породы Экибастузского месторождения будет на уровне нормативного. Для более широкого использования в промышленности вторичные каоли-

ны требуют тонкого обогащения. Исследованиями институтов Механобр, Уралмеханобр, Огнеупоры (опытно-заводскими), Средазнипроцветмет, САНГИН и ВНИИнеруд (лабораторными) установлена принципиальная возможность обогащения каолинов путем классификации их в гидроциклонах и центрифугах с получением концентрата, содержащего 30–35 % глинозема. Технологические схемы обогащения разработаны институтами Механобр, Уралмеханобр, Огнеупоры, САИГИМС и др.

Промышленная схема гидроциклонного грубого обогащения, разработанная Уралмеханобром, позволяет получать концентрат с содержанием 25–26 % глинозема, пригодный для производства облицовочных плиток, сантехнического фаянса и фаянсовой посуды; схема внедрена на Ангренском керамическом комбинате. Институтом Огнеупоры про-

ведены технологические испытания, в результате которых установлена возможность использования обогащенных серых каолинов для производства ковшевого кирпича и шамотных изделий класса А. Институтом электрокерамики при лабораторных испытаниях из каолиновых концентратов получены высоковольтные изоляторы, а Ташкентским политехническим институтом совместно с Институтом кабельной промышленности установлена возможность использования обогащенного маложелезистого каолина в качестве на-

полнителя резины, изделий кабельного и бытового назначения. По данным Института металлургии им. Байкова РАН, имеются перспективы для эффективного использования необогащенных вторичных каолинов в производстве коагулянта (сернокислого алюминия) для очистки питьевых и сточных вод.

Кроме каолинов, на Ангренском месторождении имеются и другие породы, которые также могут быть использованы в народнохозяйственных целях: известняки, опоки, кварцевые пески, суглинки.

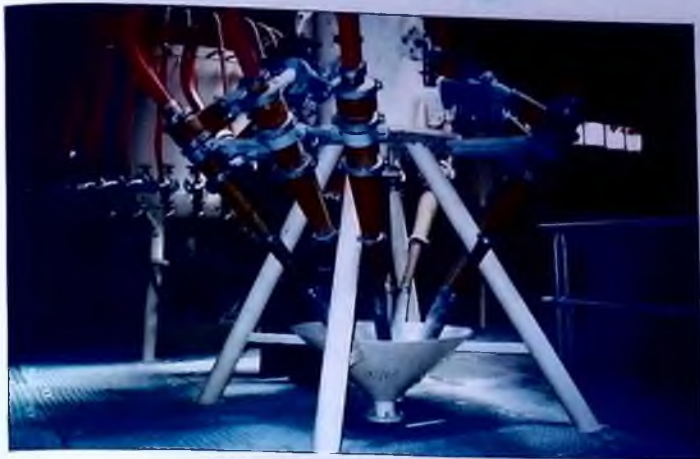
Известняки месторождения представлены двумя пачками. Известняки верхней пачки пригодны для производства портландцемента марки 500–600 как флюс для производства глинозема и для получения строительной извести; все они могут полностью использоваться на Аханганском цементном заводе. Известняки нижней пачки характеризуются



Установка дробления исходного сырья на дробильно-сортировочной фабрике



Цех циклонного обогащения



Гидроциклоны обогатительной фабрики



Отгрузка обогащенного каолина потребителям

высоким содержанием окиси магния и нерастворимого остатка, пригодны для получения щебня и бутового камня. Однако, с учетом хорошей обеспеченности республики строительным камнем и сложности транспортирования, эти известняки могут использоваться лишь в ограниченном объеме для местных нужд.

Ресурсы опок, представляющих интерес для цементного производства в качестве активных минеральных добавок, оцениваются по разрезу «Апартак» в 8,6 млн м³ и по разрезу «Ангренский» в 12,6 млн м³. Кварцевые пески, запасы которых на месторождении составляют порядка 113 млн м³, могут использоваться для производства газосиликатных изделий как отощающая добавка в кирпичном производстве и в качестве формовочного сырья. Лёссовидные суглинки рекомендованы для землевладения и рекультивации земель.

На разрезе «Ангренский» за период эксплуатации гидрообогащительной установки с 1961 г. количество накопленных отходов углеобогащения в шламохранилищах составляет примерно 4,8 млн м³ с зольностью до 66%. Органическая масса и минеральные примеси почти полностью наблюдаются в свободном состоянии, наиболее тонкие классы шламов представлены в основном каолинитом. Институтом НИИСтромпроект определена возможность использования обезвоженных (до 13–20%) шламов в качестве основного сырья с добавками золошлаков для производства строительного кирпича и в качестве выгорающей и пластифицирующей добавки в количестве 10–15% в том же производстве.

За последние два-три года произошли существенные изменения в сфере использования попутных полезных ископаемых и отходов угледобычи. В АО «Уголь» разработана программа комплексного использования сырья Ангренского месторождения, одобренная Кабинетом Министров Республики Узбекистан, в которой предусматривается создание ряда новых производств путем привлечения кредитов, технологий и оборудования инофирм.

Уже сейчас за счет собственных средств и кредитов на базе вторичных каолинов построена дробильно-сортировочная фабрика мощностью 2,2 млн т дробленого фракционированного каолина в год. На основе контракта с немецкой фирмой «Паб Баутцен» построена обогатительная фабрика по переработке первичных каолинов годовой мощностью 200 тыс. т каолинового концентрата для бумажной и керамической промышленности, производства резинотехнических изделий, пластмасс и т. д., а также создано совместное узбекско-германское предприятие «Каолин». Новое предприятие наращивает объем выпускаемой продукции; распределение ее по областям использования выглядит следующим образом: 40–45% — производство

бумаги, 20–25% — керамика, 20–25% — производство резины, пластмасс.

Основными странами — импортерами каолина являются Иран, Турция, Индия, Пакистан, Россия, страны Западной Европы. На период до 2005 г. объем вырабатываемого обогащенного каолина возрастет до 100 тыс. т в год, из них 60 тыс. т планируется на экспорт. По маркетинговым проработкам, потенциальным рынком ангреного каолина являются страны Центральной Азии и Ближнего Востока.

Производство товарного каолина на базе Ангренского месторождения открывает широкие перспективы использования этой продукции в Узбекистане. Ввод в действие обогатительной фабрики в г. Ангрене способствовал сокращению и полному отказу от импорта каолинов, расширению экспортного потенциала страны, созданию новых рабочих мест; число последних еще более возрастет при строительстве новых заводов, которые планируется возвести по программе комплексного использования сырья Ангренского месторождения.

Для утилизации отходов углеобогащения стали широко использоваться микробиологические способы переработки. С их помощью из отходов получены комплексные органоминеральные удобрения, пригодные для рекультивации нарушенных земель (а. с. 1243168, 1246431). Технология рекультивации, разработанная АО «Уголь» совместно с институтом ВНИИОСуголь, основана на применении активных штаммов почвенных микроорганизмов, мобилизующих потенциальное плодородие



Изделия из обогащенного каолина Ангренского месторождения

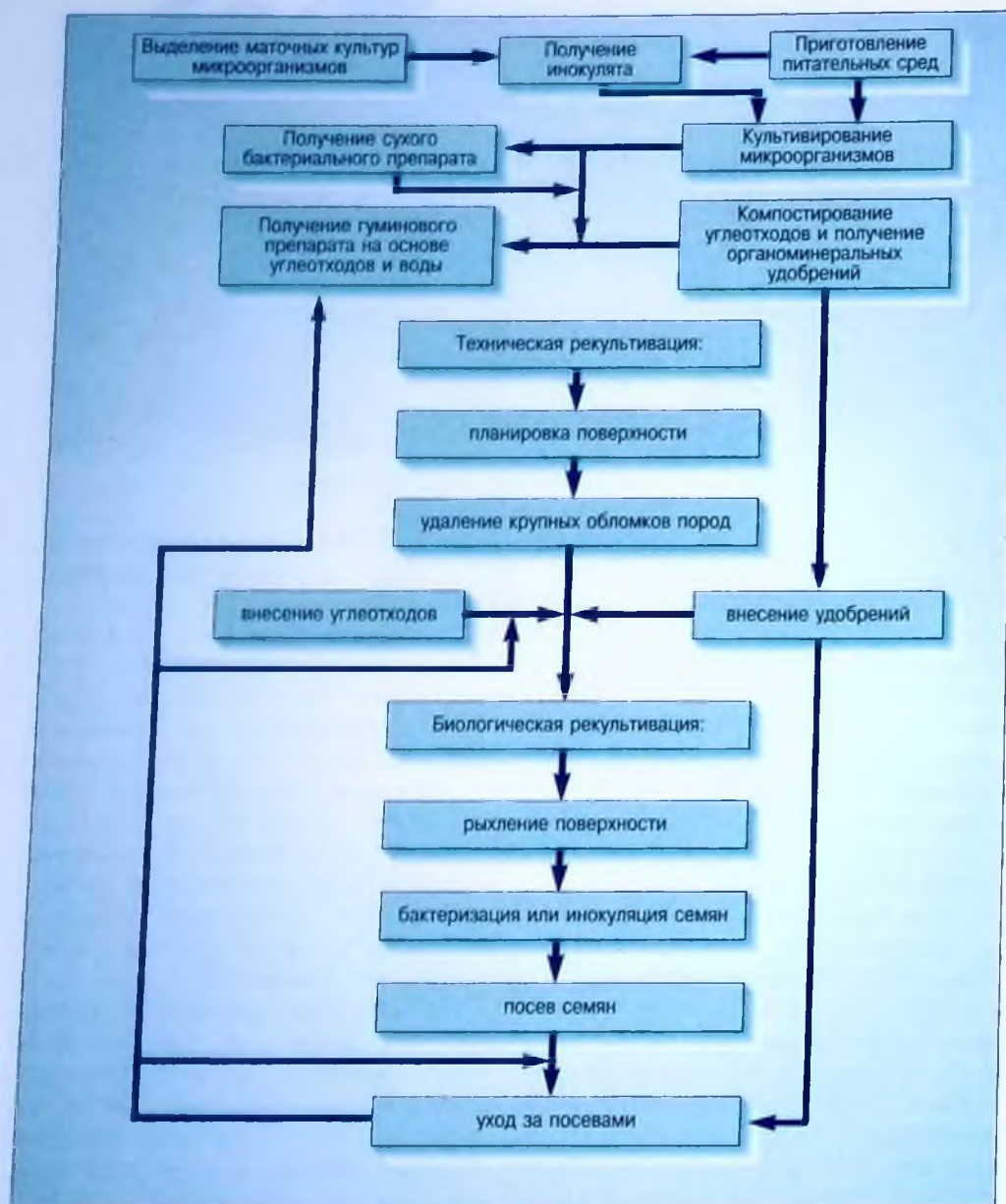


Рис. 2. Принципиальная схема рекультивации земель и получения органоминеральных удобрений на основе углеотходов и микроорганизмов: применение углеотходов исключает использование органоминеральных удобрений, и наоборот

субстрата и способствующих накоплению в нем органического вещества и элементов питания в доступной для растений форме (рис. 2). Рекультивация земель включает два этапа: технический и биологический. Спланированные отвалы обрабатываются углеотходами, а затем гуминовым препаратом, полученным на основе углеотходов и микроорганизмов. После этого проводят рыхление поверхности и посев семян многолетних трав (бобовых и злаковых). Засеянную поверхность обрабатывают активными штаммами микроорганизмов, участвующими в процессах почвообразования. Для выращивания бактериальных культур используют установку культивирования микроорганизмов, позволяющую ежедневно получать определенное количество культуры, необходимой для

обработки восстанавливаемой поверхности. Возможно использование сухих бактериальных препаратов, наработанных и запасенных на будущее. Уже на второй год отмечается процесс почвообразования, и на поверхности отвалов формируется плодородный слой, что позволяет выращивать ценные сельскохозяйственные культуры. Под влиянием микроорганизмов улучшаются агрохимические свойства пород и формируется устойчивый фитоценоз. В отличие от традиционных, предложенный способ рекультивации требует меньших затрат, а образование почвенного слоя происходит во много раз быстрее.

АО «Уголь» совместно с институтом ВНИИОСуголь разработаны способы получения препарата гуминовых кислот для почвообразования

и комплексных органоминеральных удобрений на основе углеотходов (патенты 1077277, 1332756, 1609063). Разработанные биотехнологии основаны на микробиологической деструкции угольных компонентов и синтезе ценных биологически активных веществ. Их концентрация в удобрениях высока: гуминовых кислот — до 85 %, карбоновых — до 11 %, аминокислот — до 1,5 %, полисахаридов — до 0,6 %, витаминов группы В — до 0,01 %. Расчетная норма внесения препаратов гуминовых кислот 200 л/га.

Технологическая схема процесса получения гуминового препарата предусматривает дробление углеотходов, приготовление водоугольной суспензии, активизацию ее комплексом почвенных микроорганизмов и биопереработку углеотходов. Получение препарата осуществляется непрерывным способом при активном перемешивании в емкости необходимого объема. Максимальное время получения препарата гуминовых кислот — 2–3 недели. Комплексные органоминеральные удобрения получают путем компостирования углеотходов или смесей с целевыми добавками (опилки и др.), активированными микроорганизмами, которые сокращают сроки компостирования до 3–4 недель, повышают ценность удобрения за счет обогащения полезной почвенной микрофлорой и продуктами ее метаболизма. Вышеописанные биотехнологии не требуют специального оборудования. При необходимости интенсификации процессов могут быть использованы аппараты и установки традиционной биотехнологии.

Совместно с институтом УзНИИ-химпроект и Институтом ботаники АН РУз в АО «Уголь» разработан новый способ получения органоминеральных удобрений, названных ОУМУ. При этом в качестве органической части удобрения также применены отходы угледобычи и углеобогащения, предварительно обработанные биокомпонентами. Полученная органическая масса в дальнейшем смешивается с различными минеральными удобрениями и гранулируется, что позволяет получить удобрение в более привычной форме для использования в сельском хозяйстве, но обладающее новыми полезными свойствами (рис. 3). Содержание питательных компонентов в ОУМУ по массовой доле: азота —

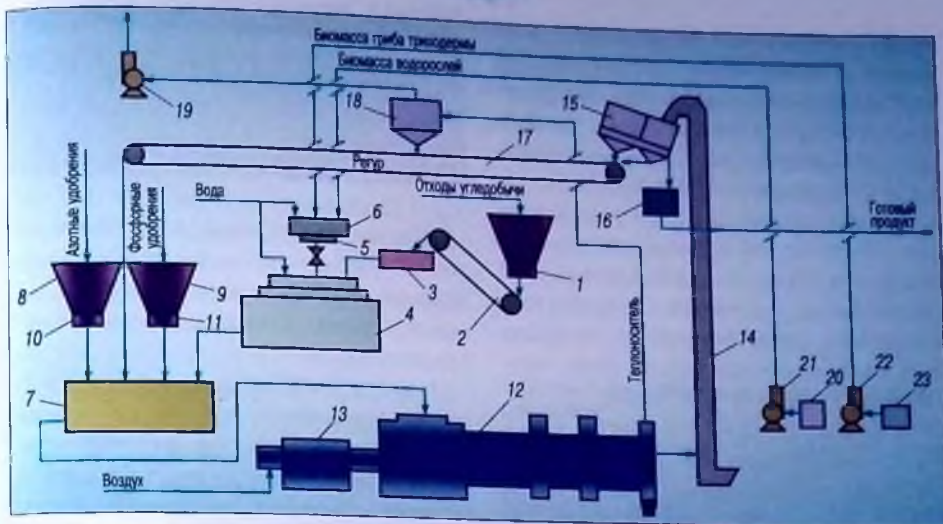


Рис. 3. Принципиальная схема получения органоминеральных удобрений ОУМУ:
 1 — бункер, снабженный виброриситом; 2 — конвейер; 3 — питатель; 4 — смеситель; 5 — жидкостный дозатор; 6 — емкость для микробиологических препаратов; 7 — смеситель; 8, 9 — бункеры; 10, 11 — питатели; 12 — сушильный окатывающий барабан (гранулятор); 13 — пароподогреватель; 14 — элеватор; 15 — грохот-классификатор; 16 — затарочная машина; 17 — конвейер; 18 — циклон; 19 — вентилятор; 20 — лоток для культивирования водорослей; 21, 22 — насосы; 23 — ферментер для наработки биомассы гриба триходермы

до 30 %, усвояемого P_2O_5 — до 28 %, органической части — 35–60 %. Массовая доля гранул 1–4 мм — 80 %, влажность продукта — не более 10 %, продукт не слеживается, не гигроскопичен. Новые удобрения предназначены для вне-

сения под технические, овощебахчевые и садовые культуры. Вносятся в почвы перед посевом, в вегетацию, а также под зябь. Стоимость новых удобрений не превышает стоимости традиционных туков. Технология получения органоминераль-

ных удобрений на основе углеотходов проста, не требует специальной дорогостоящей аппаратуры и может осуществляться с применением стандартного оборудования. Проведена детальная санитарно-токсикологическая оценка органоминеральных удобрений на основе углеотходов, разработаны и утверждены первичные токсикологические паспорта на них. Новые удобрения являются не только источником питательных элементов для растений, источником и субстратом для накопления гумусовых соединений в почвах и стимуляторами роста, но и эффективным средством в борьбе с болезнями корневых систем растений (вилт и др.). Перспективы использования в сельском хозяйстве Узбекистана органоминеральных удобрений на основе углеотходов Ангренского месторождения весьма благоприятны.

В целом, можно заключить, что комплексный подход к освоению минеральных ресурсов недр позволяет значительно повысить эффективность разработки месторождений и способствует экономическому развитию страны.

УДК 622.361.1

© Т. И. Шакаров, З. С. Салимов, Р. В. Мкртчян, 2002

Алюмосиликатные огнеупоры для металлургической промышленности на основе сырья Узбекистана



Т. И. Шакаров,
зам. начальника цеха
Алмалыкского ГМК



З. С. Салимов,
директор Института
общей
и неорганической
химии АН РУз,
академик АН РУз



Р. В. Мкртчян,
зав. отделом НИС
ТашХТИ,
канд. техн. наук

Алюмосиликатные огнеупоры, используемые в Узбекистане для нужд металлургической промышленности, относятся преимущественно к группе шамотных и составляют более 90 % от общего количества применяемых огнеупоров.

Средственно на угольной залежи находятся вторичные каолины, а в качестве подстилающей породы под слоем бурых углей — первичные каолины.

Выпускаемые в настоящее время шамотные изделия на основе ан-

гренских каолинов не отличаются большими запасами каолиновых глин, пригодных для производства шамотных огнеупоров, сосредоточенными в Ангренском буроугольном бассейне. Объем каолинов по категориям $A+B+C_1$ составляет более 380 млн т (перспективные запасы оцениваются в 15 млрд т).

Непосредственно на угольной залежи находятся вторичные каолины, а в качестве подстилающей породы под слоем бурых углей — первичные каолины. Ангренинских каолинов не отличаются высоким качеством, что вынуждает импортировать большую часть огнеупоров для металлургической промышленности. Низкое качество огнеупоров на основе ангренинских каолинов обусловлено рядом обстоятельств.

В годы, предшествующие созданию независимого государства — Республики Узбекистан, в стране отсутствовало производство шамотных огнеупорных изделий. Разрыв экономических связей и новые условия функционирования предприятий стимулировали возникновение производств по изготовлению шамотных изделий. Самое крупное предприятие было создано на базе бывшего образивного завода. В этот период функционировала технологическая линия гидроциклонного обогащения

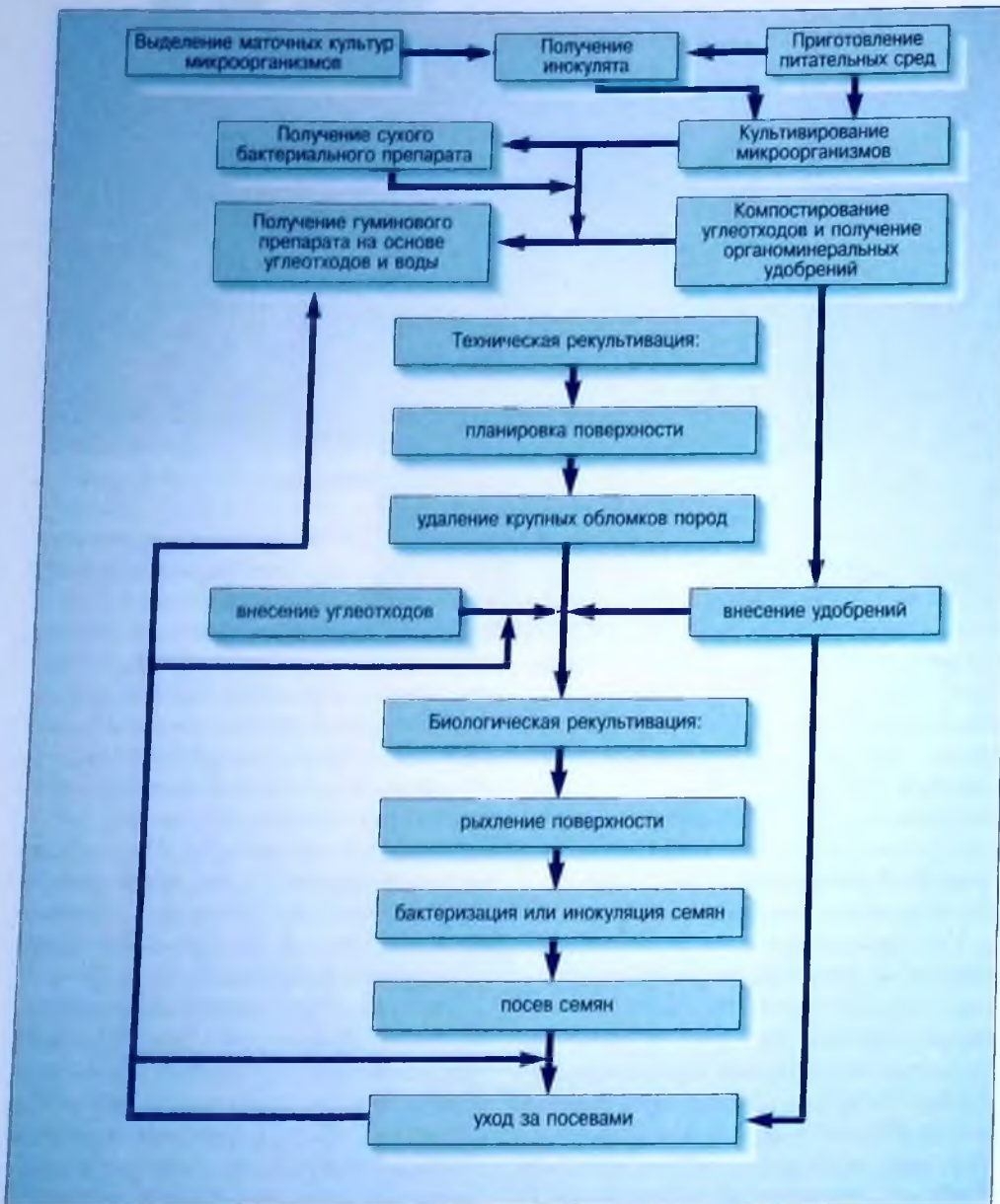


Рис. 2. Принципиальная схема рекультивации земель и получения органоминеральных удобрений на основе углеотходов и микроорганизмов: применение углеотходов исключает использование органоминеральных удобрений, и наоборот

субстрата и способствующих накоплению в нем органического вещества и элементов питания в доступной для растений форме (рис. 2). Рекультивация земель включает два этапа: технический и биологический. Спланированные отвалы обрабатываются углеотходами, а затем гуминовым препаратом, полученным на основе углеотходов и микроорганизмов. После этого проводят рыхление поверхности и посев семян многолетних трав (бобовых и злаковых). Засеянную поверхность обрабатывают активными штаммами микроорганизмов, участвующими в процессах почвообразования. Для выращивания бактериальных культур используют установку культивирования микроорганизмов, позволяющую ежедневно получать определенное количество культуры, необходимой для

обработки восстанавливаемой поверхности. Возможно использование сухих бактериальных препаратов, наработанных и запасенных на будущее. Уже на второй год отмечается процесс почвообразования, и на поверхности отвалов формируется плодородный слой, что позволяет выращивать ценные сельскохозяйственные культуры. Под влиянием микроорганизмов улучшаются агрохимические свойства пород и формируется устойчивый фитоценоз. В отличие от традиционных, предложенный способ рекультивации требует меньших затрат, а образование почвенного слоя происходит во много раз быстрее.

АО «Уголь» совместно с институтом ВНИИОСуголь разработаны способы получения препарата гуминовых кислот для почвообразования

и комплексных органоминеральных удобрений на основе углеотходов (патенты 1077277, 1332756, 1609063). Разработанные биотехнологии основаны на микробиологической деструкции угольных компонентов и синтезе ценных биологически активных веществ. Их концентрация в удобрениях высока: гуминовых кислот — до 85%, карбоновых — до 11%, аминокислот — до 1,5%, полисахаридов — до 0,6%, витаминов группы В — до 0,01%. Расчетная норма внесения препаратов гуминовых кислот 200 л/га.

Технологическая схема процесса получения гуминового препарата предусматривает дробление углеотходов, приготовление водоугольной суспензии, активизацию ее комплексом почвенных микроорганизмов и биопереработку углеотходов. Получение препарата осуществляется полупрерывным способом при активном перемешивании в емкости необходимого объема. Максимальное время получения препарата гуминовых кислот — 2–3 недели. Комплексные органоминеральные удобрения получают путем компостирования углеотходов или смесей с целевыми добавками (опилки и др.), активированными микроорганизмами, которые сокращают сроки компостирования до 3–4 недель, повышают ценность удобрения за счет обогащения полезной почвенной микрофлорой и продуктами ее метаболизма. Вышеописанные биотехнологии не требуют специального оборудования. При необходимости интенсификации процессов могут быть использованы аппараты и установки традиционной биотехнологии.

Совместно с институтом УзНИИ-химпроект и Институтом ботаники АН РУз в АО «Уголь» разработан новый способ получения органоминеральных удобрений, названных ОУМУ. При этом в качестве органической части удобрения также применены отходы угледобычи и углеобогащения, предварительно обработанные биоконпонентами. Полученная органическая масса в дальнейшем смешивается с различными минеральными удобрениями и гранулируется, что позволяет получить удобрение в более привычной форме для использования в сельском хозяйстве, но обладающее новыми полезными свойствами (рис. 3). Содержание питательных компонентов в ОУМУ по массовой доле: азота —

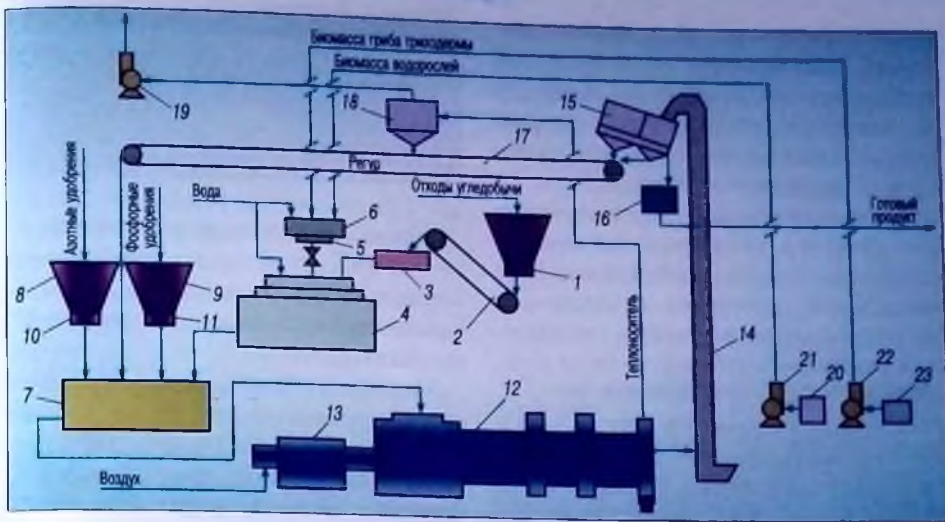


Рис. 3. Принципиальная схема получения органоминеральных удобрений ОУМУ:
 1 — бункер, снабженный виброситом; 2 — конвейер; 3 — питатель; 4 — смеситель; 5 — жидкостный дозатор; 6 — емкость для микробиологических препаратов; 7 — смеситель; 8, 9 — бункеры; 10, 11 — питатели; 12 — сушильный окатывающий барабан (гранулятор); 13 — пароподогреватель; 14 — элеватор; 15 — грохот-классификатор; 16 — затарочная машина; 17 — конвейер; 18 — циклон; 19 — вентилятор; 20 — лоток для культивирования водорослей; 21, 22 — насосы; 23 — ферментер для наработки биомассы гриба триходермы

до 30 %, усвояемого P_2O_5 — до 28 %, органической части — 35–60 %. Массовая доля гранул 1–4 мм — 80 %, влажность продукта — не более 10 %, продукт не слеживается, не гигроскопичен. Новые удобрения предназначены для вне-

сения под технические, овощебахчевые и садовые культуры. Вносятся в почвы перед посевом, в вегетацию, а также под зябь. Стоимость новых удобрений не превышает стоимости традиционных туков. Технология получения органоминераль-

ных удобрений на основе углеотходов проста, не требует специальной дорогостоящей аппаратуры и может осуществляться с применением стандартного оборудования. Проведена детальная санитарно-токсикологическая оценка органоминеральных удобрений на основе углеотходов, разработаны и утверждены первичные токсикологические паспорта на них. Новые удобрения являются не только источником питательных элементов для растений, источником и субстратом для накопления гумусовых соединений в почвах и стимуляторами роста, но и эффективным средством в борьбе с болезнями корневых систем растений (вилт и др.). Перспективы использования в сельском хозяйстве Узбекистана органоминеральных удобрений на основе углеотходов Ангренского месторождения весьма благоприятны.

В целом, можно заключить, что комплексный подход к освоению минеральных ресурсов недр позволяет значительно повысить эффективность разработки месторождений и способствует экономическому развитию страны.

УДК 622.361.1

© Т. И. Шакаров, З. С. Салимов, Р. В. Мкртчян, 2002

Алюмосиликатные огнеупоры для металлургической промышленности на основе сырья Узбекистана



Т. И. Шакаров,
зам. начальника цеха
Алмалыкского ГМК



З. С. Салимов,
директор Института
общей
и неорганической
химии АН РУз,
академик АН РУз



Р. В. Мкртчян,
зав. отделом НИС
ТашХТИ,
канд. техн. наук

Алюмосиликатные огнеупоры, используемые в Узбекистане для нужд металлургической промышленности, относятся преимущественно к группе шамотных и составляют более 90 % от общего количества применяемых огнеупоров.

средственно на угольной залежи находятся вторичные каолины, а в качестве подстилающей породы под слоем бурых углей — первичные каолины.

Выпускаемые в настоящее время шамотные изделия на основе ан-

Узбекистан обладает большими запасами каолиновых глин, пригодных для производства шамотных огнеупоров, сосредоточенными в Ангренском буроугольном бассейне. Объем каолинов по категориям $A+B+C_1$ составляет более 380 млн т (перспективные запасы оцениваются в 15 млрд т). Непосредственно на угольной залежи на-

гренских каолинов не отличаются высоким качеством, что вынуждает импортировать большую часть огнеупоров для металлургической промышленности. Низкое качество огнеупоров на основе ангренинских каолинов обусловлено рядом обстоятельств.

В годы, предшествующие созданию независимого государства — Республики Узбекистан, в стране отсутствовало производство шамотных огнеупорных изделий. Разрыв экономических связей и новые условия функционирования предприятий стимулировали возникновение производств по изготовлению шамотных изделий. Самое крупное предприятие было создано на базе бывшего абразивного завода. В этот период функционировала технологическая линия гидроциклонного обогащения

Таблица 2. Характеристика кварц-пирофиллитовой породы Бойнаксайского месторождения

Массовая доля на прокаленное вещество, %						Относительная температура, °С
SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	RO	R ₂ O	
78,97	20,02	0,15	0,43	0,33	0,1	1700

Однако внедрение этой технологии потребует больших капитальных вложений, что на данном этапе экономического развития страны трудно реализуемо.

Наряду с упомянутыми исследованиями проводятся работы по созданию энергосберегающих технологий, основанных на использовании в качестве шмота природных материалов, в частности пирофиллитсодержащего сырья. Как известно, пирофиллит обладает способностью при обжиге непосредственно переходить в муллит с сопутствующей небольшой усадкой. Огнеупорные изделия из пирофиллита сравнительно устойчивы к разъедающему действию расплава стали. Основное назначение пирофиллитовых изделий в мировой практике — футеровка низкотемпературных участков различных печей в сталеплавильном и литейном производстве, футеровка вагранок, изготовление сталеразливочных стаканов.

В Узбекистане разведано и подготовлено к эксплуатации Бойнаксайское месторождение гидротермально измененных кислых вулканических пород. Среди нескольких типов минеральных пород месторождения в качестве огнеупорного сырья представляет интерес каолинит-пирофиллит-кварцевая разновидность. Структура породы микрозернистая с взаимопрорастанием минералов. Аналогами месторождения являются Фокстрап (Канада), Культ-Юрт-Тау, Бикинское (Россия).

Пирофиллитсодержащее сырье Бойнаксайского месторождения было опробовано в лабораторных условиях для получения огнеупорного материала полукислого состава. Характеристика породы приведена в табл. 2. Характер изменения линейных размеров кварц-пирофиллитовой породы (усадка менее 1%) практически подтвердил возможность использования ее в естественном виде в качестве зернистого компонента. Связующим компонентом при составлении опытных масс служил вторичный серый обогащенный каолин Ангрэнского

вторичного ангрэнского каолина. Характерной особенностью огнеупорных изделий из этого каолина было наличие большого числа «мушек» и выпловок, а также низкая огнеупорность. Поскольку изделия, получаемые из природного сырья, практически не отличались от таковых из обогащенного сырья, имея существенное преимущество в себестоимости, именно природное сырье стало основным для изготовления шмотных изделий (кирпича).

Причина незначительного отличия свойств изделий из природного и обогащенного сырья кроется в специфических свойствах ангрэнских каолинов и, в частности, вторичных. Каолиновое сырье Ангрэнского месторождения отличается тонкодисперсным характером каменистых включений, в том числе минералов, содержащих железо и титан. В процессе гидроклонирования из сырья преимущественно удаляется кварцевая составляющая и повышается концентрация железо- и титансодержащих минералов. Концентрация тонкодисперсных включений в ангрэнском каолине существенно выше, чем в каолинах других месторождений. Например, в каолинах Глуховецкого месторождения содержание тонкодисперсных включений колеблется в пределах 0,7–6,6%, в то время как в каолинах Ангрэнского месторождения оно может достигать 34%.

Ситуация не изменилась с вводом в действие в 1996 г. совместного узбекско-германского предприятия (СП) «Каолин» по обогащению первичного каолина по немецкой технологии. В стандарте предприятия на «Каолин для керамических изделий и фарфора» массовая доля компонентов составляет, %: Al₂O₃ — не менее 25, FeO — не более 1, TiO₂ — не более 0,8, SiO₂ — не более 70. Фактически содержание оксида алюминия колеблется в пределах 30–33%.

Предприятия-изготовители огнеупорных изделий не стали потребителями продукции СП. К этому времени определился круг потребителей шмотных изделий, которых, в силу менее жестких условий эксплуатации либо сложностей с валютными средствами, устраивает невысокое качество выпускаемой огнеупорной продукции и переходить на более дорогое, но качественное сырье они не спешат. Такое положение не может

долго сохраняться. В условиях здоровой конкуренции производители огнеупорных изделий будут вынуждены выпускать качественную продукцию, а следовательно — использовать качественное сырье.

В этой связи проблема повышения качества вторичных ангрэнских каолинов, попутно добываемых при угледобыче, остается актуальной, поскольку представляется возможным расширить сырьевую базу каолинового сырья и вовлечь в оборот отходы угледобычи. Из 55–60 млн т вскрышных пород около 4–5 млн т составляют вторичные каолины. С 1974 г. каолиновое сырье складировается отдельно и к настоящему времени его заскладировано уже более 60 млн т.

Исследованиями по обогащению ангрэнских каолинов на протяжении десятилетий занимались институты Механобр, Уралмеханобр, Нистройкерамика, САИГИМС, ВНИИнеруд. Одна из предложенных схем гидроциклонного обогащения была внедрена на Ангрэнском керамическом заводе. В качестве сырья использовался вторичный серый каолин. Получаемый продукт был невысокого качества и не удовлетворял требованиям основных потребителей (фарфоро-фаянсовая промышленность), что и послужило основной причиной закрытия производства.

Для решения основной проблемы обогащения вторичных ангрэнских каолинов — отделения тонкодисперсных каменистых включений (источников нежелательных примесей железа и титана) авторами предложен способ мокрого обогащения, отличительными чертами которого являются использование в качестве дисперсионной среды активированной воды (пат. РУз 2526) и электромагнитное воздействие на глинистую суспензию (а.с. СССР 1776203). Способ испытан на опытно-промышленной установке, созданной в Институте общей и неорганической химии АН РУз. Он позволяет эффективно отделять глинистую составляющую от каменистых включений и удалять магнитные фракции (табл. 1).

Таблица 1. Химический состав ангрэнских вторичных серых каолинов до обогащения (I) и после обогащения (II)

Каолин	Содержание компонентов, %									
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	SO ₃	ППП
I	57,81	0,90	25,20	2,11	0,39	0,65	1,47	1,90	0,31	9,57
II	46,35	0,51	37,18	0,71	0,29	0,47	0,51	0,68	0,04	13,27

практически подтвердил возможность использования ее в естественном виде в качестве зернистого компонента. Связующим компонентом при составлении опытных масс служил вторичный серый обогащенный каолин Ангрэнского

месторождения как более пластичный по сравнению с первичным.

Опытные образцы формовали из полусухих масс. Оптимальный зерновой состав кварц-пирофиллитовой породы следующий, %: 2–0,5 мм — 34; 0,5–0,1 мм — 23; менее 0,1 мм — 43. Характеристика опытных образцов приведена в табл. 3.

Полученные опытные образцы характеризуются низкой открытой пористостью и по своим свойствам отвечают требованиям, предъявляемым к полукислым огнеупорам общего назначения.

Интересным во многих отношениях источником огнеупорного сырья является Джерданакское месторождение глинистых сланцев. Редкие свойства сырья этого месторождения отмечались еще в 1972 г., однако до настоящего времени оно оставалось невостребованным.

топодобная фаза, являющаяся твердым раствором кремнезема в муллите. Она зафиксирована локальным микроспектральным анализом, выполненным при помощи микрозонда на приборе JEOL (Япония) и подтверждена результатами рентгенофазового анализа.

При технологическом опробовании глинистых сланцев с целью получения огнеупорного материала учи-

Таблица 4. Характеристика глинистых сланцев Джерданакского месторождения

49,88	48,49	0,15	0,37	0,15	0,96	1770
-------	-------	------	------	------	------	------

фракцию –0,1 мм. Характеристика опытных образцов на основе глинистых сланцев месторождения Джерданак представлена в табл. 5.

Таблица 5. Характеристика опытных образцов на основе глинистых сланцев месторождения Джерданак

Состав шихты, %		Давление прессования, МПа	Температура обжига, °С	Кажущаяся плотность, г/см ³	Пористость открытая, %	Предел прочности при сжатии, МПа	Усадка линейная до температуры обжига при 1400 °С, %
шамот	связующее						
85	15	30	1400	2,24	14,4	37	0,2
85	15	50	1400	2,44	13,7	43	0,2
90	10	30	1400	2,22	14,4	31	0,2
90	10	50	1400	2,31	13,0	42	0,2
95	5	30	1400	2,19	12,9	33	0,2
95	5	50	1400	2,27	11,1	40	0,2
100	0	30	1400	2,15	15,1	28	0,2
100	0	50	1400	2,18	13,5	34	0,2



Ангренский угольный разрез



В металлургическом цехе медеплавильного завода

Огнеупорной разновидностью глинистых сланцев является каолиновая с примесью гидрослюда. Характеристика термообработанной породы приведена в табл. 4.

В результате термической обработки глинистых сланцев месторождения Джерданак образуется мулли-

тывали неразмокаемость породы, хорошую спекаемость и способность ее приобретать пластичность при тонком измельчении. Указанные свойства сырья позволили использовать его в естественном виде в качестве шамота (фракция 1–2 мм), а в качестве связующего использовали

Полученные данные показывают, что, приближаясь по составу к высокоглиноземистому сырью, огнеупорный материал на основе глинистых сланцев по всем параметрам превосходит требования, предъявляемые техническими условиями к шамотным изделиям.

Обобщая приведенные данные, можно констатировать, что за годы становления Республики Узбекистан создана сырьевая база (продукция узбекско-германского СП «Каолин») для получения качественных шамотных изделий, а также имеются сырьевые ресурсы для перспективного развития производств — поставщиков алюмосиликатной огнеупорной продукции для металлургической промышленности.

Таблица 3. Характеристика опытных образцов на основе кварц-пирофиллитовой породы Бойнаксайского месторождения

Состав шихты, %		Давление прессования, МПа	Температура обжига, °С	Кажущаяся плотность, г/см ³	Пористость открытая, %	Предел прочности при сжатии, МПа	Усадка линейная до температуры обжига при 1400 °С, %
шамот	связующее						
50	50	30	1400	2,09	14,6	82	0,1
50	50	50	1400	2,13	13,4	85	0,1
70	30	30	1370	2,06	15,7	57	0,1
70	30	50	1370	2,11	12,7	61	0,1
85	15	30	1350	2,04	16,9	32	0,1
85	15	50	1350	2,09	14,4	34	0,1

Завод — моя гордость



В. Н. Степура,
директор ГМЗ-2
(Навоийский ГМК)



Гидрометаллургический завод № 2

История создания гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2), входящего в состав Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК), началась задолго до начала его строительства. О золоте Кызылкумов издревле слагались легенды. Первое упоминание о нем было сделано около 2,5 тыс. лет назад Геродотом в «Истории в девяти книгах». О добыче золота в Кызылкумах упоминал древнегреческий географ и историк Страбон. О золотых приисках под Самаркандом сообщали и средневековые летописцы. Бухарские эмиры владели значительными запасами золота. Однако все, что было связано с древним золотопромышленным делом, было окутано тайнами и легендами. Пустыня стерегла свои сокровища, сведения о месторождениях золота хранились за семью печатями.

С начала XX века неоднократно предпринимались попытки обнаружить золото в Центральных Кызылкумах. В 30-х годах вблизи массива Мурунтау его признаки были обнаружены. Год за годом геологи России и Узбекистана собирали сведения о золоте Кызылкумов. Планомерные поиски начались в 50-е годы. В 1958 г. было открыто уникальное месторождение золота Мурунтау. Таинственное сокровище открыло себя тем, кто настойчиво шел по следу «золота скифов».

Будущее Центральных Кызылкумов определил 1961 год, когда технологическое опробование месторождения Мурунтау подтвердило значительные запасы золота. Решение об освоении этого месторождения было принято Советом Министров СССР в 1964 г. Строительство горно-обоганительного комплекса, в состав которого должны были войти золотодобывающий карьер, гидрометаллургический завод, водовод

Амударья—Зарафшан и г. Зарафшан, было поручено НГМК. Курировали строительство министр средмаша Е. П. Славский, руководители Узбекистана. Руководил строительством комплекса директор НГМК З. П. Зарапетян.

В 1965–1966 гг. были разработаны технические проекты освоения I очереди месторождения и строительства ГМЗ-2. В то же время разрабатывалась новая технология извлечения золота из руд месторождения Мурунтау. Применение традиционных технологий для извлечения золота было нерентабельным, так как для месторождения характерна тонкодисперсная вкрапленность золота. Сотрудники Института химической технологии под руководством акад. Б. Н. Ласкорина и специалисты НГМК закороткие сроки разрабо-

тали гравитационно-сорбционный метод извлечения золота из пульпы с использованием ионообменной смолы АМ-2Б. На базе опытного цеха комбината были отработаны технология и аппаратное оформление процессов сорбционного выщелачивания золота, регенерации смолы, переработки гравитационного концентрата и товарного регенерата, электролиза золота.

В мае 1967 г. началось строительство I очереди ГМЗ-2, которое было завершено в рекордно короткие сроки — за 26 мес, и 21 июля 1969 г. был получен первый золотой слиток массой 11,820 кг. Технологическая схема, по которой предполагалось перерабатывать 5 млн т руды в год, была довольно сложной: крупное дробление руды до 350 мм в дробилке ККД-1500/180; самоизмельчение в мельницах МБ-70×23 до крупности 80 % класса —0,074 мм; извлечение крупного золота в цикле измельчения на отсадочных машинах МОД-4 с последующими перемешиванием гравитационного концентрата; сгущение пульпы; предварительное цианирование пульпы; сорбционное выщелачивание при противоточном движении пульпы и ионита АМ-2Б; многоступенчатая регенерация смолы с получением товарного регенерата и восстановление сорбционных свойств смолы для возвращения ее в процесс сорбции; осаждение из товарного регенерата гидратов; аффинаж гидратов и гравитационного концентрата;



Первый директор завода П. В. Дятлов (руководил предприятием с 1967 по 1971 г.)

мембранный электролиз золота; плавка катодного золота в слитки чистотой 99,99 %.

В период освоения технологии в промышленных условиях возникли определенные трудности на всех переделах.

Среднечасовая производительность мельниц МБ-70х23 оказалась в 3 раза ниже проектной. Физико-механические свойства руды не позволяли достичь эффекта самоизмельчения. После догрузки в мельницы 50–55 т шаров среднечасовая производительность увеличилась, однако при этом практически все узлы мельниц не выдерживали дополнительных нагрузок. Ломались зубья приводной шестерни и зубчатого венца, разрывались бандажы зубчатых колес редукторов Ц2Ш-1000, срезало болты крепления цапф мельниц, срывалась многоэлементная футеровка, выходили из строя насосы.

Стремление обеспечить проектную производительность мельниц привело к увеличению объема циркулирующих песков, перегрузу классификаторов и повышению содержания класса +0,4 мм в сливе. Некондиционная крупность пульпы и нестабильная подача в процесс сгущения известкового молока и раствора полиакриламида (в связи с отсутствием необходимого для их приготовления оборудования) привели к тому, что слив сгустителей, используемый в качестве оборотной воды в процессе измельчения, содержал большое количество твердого. Некондиционные пески забивали пачуки, выходили из строя аэролифты, нарушалось распределение смолы по пачукам. Трудности возникли и при выплавке готовой продукции — мембранный электролиз себя не оправдал.

В период с 1969 по 1972 г. внедрение совместных разработок специалистов НГМК, Сызранского и Новокраматорского машиностроительных заводов, институтов Механобр и Механобрчермет позволило разрешить основные проблемы производства. Для увеличения производительности мельничных блоков было предложено использовать двустадийную схему измельчения. Испытания реконструированного мельничного блока с установкой на II стадии измельчения мельницы МШЦ-3200х4500 показали хорошие результаты и позволили определить оптимальную удельную производи-



Директора завода в разные годы (слева направо): П. С. Еадокимов (1984–1987 гг.), Т. Д. Гурдзибев (1971–1975 гг.), В. Н. Степура (с 1987 г. по настоящее время) и А. А. Пешков (1975–1984 гг.)

тельность мельниц I и II стадий по классу $-0,074$ мм и удельный расход шаров. В 1971 г. было смонтировано еще 6 мельниц типа МШЦ.

Значительной реконструкции подверглась мельница МБ-70х23. Было произведена замена футеровки, уменьшен размер разгрузочной щели, усилены зубчатая пара главного привода и крепление цапф к барабану мельниц, звольвентное зацепление редуктора Ц2Ш-1000 заменено на зацепление Новикова. Установка бутары-классификатора на разгрузке мельниц и замена корундовой футеровки насосов 8Гр-К8 на более износостойкую позволили стабилизировать работу насосного участка.

Введение в эксплуатацию узлов по приготовлению известкового молока и раствора полиакриламида дало возможность стабилизировать работу переделов сгущения и сорбции. В январе 1972 г. завод вышел на проектную мощность.

В 1970–1971 гг. приступили к строительству II и III очередей ГМЗ-2. В цехе измельчения были построены новые мельничные блоки, новое отделение гравитационного обогащения, увеличили число сгустителей в цехе сгущения и технологических цепочек на сорбции. В 1973 г. была введена в эксплуатацию II очередь, в 1975 г. — III очередь завода. Однако при выборе схем измельчения была допущена ошибка: опираясь на опыт крупных зарубежных обогатительных фабрик, разработчики включили в цикл классификации в двустадийной схеме измельчения операцию гидроцикло-

нирования. Прогрессивное в целом решение не получило развития из-за неудачной компоновки оборудования, применения для контрольной классификации слива гидроциклонов ГЦ-75 конусных отстойников, отсутствия системы стабилизации работы гидроциклонов.

Низкая производительность мельничных блоков II и III очередей, высокие энергозатраты и удельные расходы материалов резко ухудшили технико-экономические показатели завода. В 1976 г. принимается решение об их реконструкции. Реконструкция II очереди заключалась в замене классификаторов 1КСН-30 на 1КСП-30, которые ранее использовали для контрольной классификации песков гидроциклонов. Основная классификация I и II стадий измельчения проводилась в гидроциклонах. Однако эта схема оказалась малоэффективной, и постепенно односпиральные классификаторы и гидроциклоны были заменены классификаторами 2КСП-24. Реконструкцию III очереди проводили аналогично I очереди без использования гидроциклонов.

В отделении гравитационного обогащения отсадочные машины МОД-4 были заменены на машины ОМР-1А, которые успешно прошли полугодовые испытания на одном из мельничных блоков. Внедрение смерчевых насосов для перекачки пульпы стабилизировало работу насосного участка. С окончанием реконструкции II и III очередей измельчения закончился один из трудных периодов в жизни коллектива завода.



Цех измельчения

Ежегодное увеличение планов по переработке руды и выпуску золота требовало постоянного развития и усовершенствования применяемых технологий и оборудования. Реконструкция завода продолжается и сегодня.

В 1977 г. в цехе дробления была введена в эксплуатацию вторая линия крупного дробления с дробилкой ККД-1500/180. Важным усовершенствованием для цеха стало использование двигателя тепловоза ТМ-3 для продвижения катучего конвейера (КЛП). После 20 лет эксплуатации специалистами завода была произведена замена рамы КЛП. Повысить надежность подачи руды в бункер цеха измельчения позволила в 1991 г. установка на КЛП резино-тросовой ленты, срок пробега которой составил 6 лет.

В цехе измельчения в 1977 г. началась массовая замена мельниц МБ-70х23, установленных в I стадии, на мельницы ММС-70х23, механические характеристики которых позволяли работать с загрузкой шаров до 15% от объема мельницы. Значительный прирост переработки и повышение коэффициента использования оборудования мельниц были достигнуты за счет внедрения систем передачи песков с работающих мельничных блоков на доизмельчение в шаровые мельницы смежных блоков (при остановке какой-либо мельницы I стадии). Стабильность и надежность работы привода ММС-70х23 обеспечила замена синхронных двигателей мощностью 1600 кВт на двигатели мощностью 2000 кВт. Внедрение раздельного привода спиралей классификатора 2КСП-24 позволило производить его ремонт без остановок блоков.

Большое внимание специалиста-

ми НГМК и завода уделялось футеровке барабана мельниц самоизмельчения. В 1979 г. внедрена футеровка с коробчатым профилем, которая до настоящего времени является наиболее надежной в эксплуатации. Продолжаются работы по усовершенствованию конструкции футеровок разгрузки и загрузки мельниц.

Наращивание объемов переработки руды происходило за счет вновь вводимого мельничного оборудования. При выборе вариантов специалисты завода и НГМК, опираясь на свой опыт, отдавали предпочтение испытанным временем оборудованию и технологиям, принимая во внимание технико-экономические расчеты. Однако в министерстве решения зачастую принимали без учета их мнения. Была предпринята попытка увеличить производительность цеха измельчения путем повышения единичной мощности мельничного блока. В 1986 г. началось строительство мельничного блока на базе мельницы ММС-90х30, работающего по одностадийной схеме измельчения. После пуска блока в эксплуатацию проявилось большинство недостатков, связанных с работой мельниц МБ в 1969–1970 гг. Коэффициент использования мельницы (КИО) не превышал 0,5. Усовершенствовав слабые узлы блока, специалистам удалось поднять КИО мельницы до 0,67. В 1991 г. блок был переведен на двустадийную схему измельчения путем установки мельницы II стадии МШЦ-5500х6500. Производительность блока увеличилась в 2 раза.

За последние 20 лет введены в эксплуатацию пять новых мельничных блоков, на существующих площадях смонтировано 10 шаровых мельниц МШЦ-4500х6000 и 3 мельницы МШЦ-3600х5500, произ-

ведена замена шести мельниц МШЦ-3200х4500 на мельницы МШЦ-3600х5000 и двух мельниц МШЦ-3600х5000 на МШЦ-4500х6000. Для снижения простоев все мельницы ММС переведены на безредукторный привод.

Проекты строительства нового корпуса цеха измельчения были связаны со значительными капитальными затратами. Для интенсификации производства было принято решение о замене в цехе измельчения части классификаторов 2КСП-24 на гидроциклоны, что позволило на высвободившихся площадях смонтировать дополнительное измельчительное оборудование.

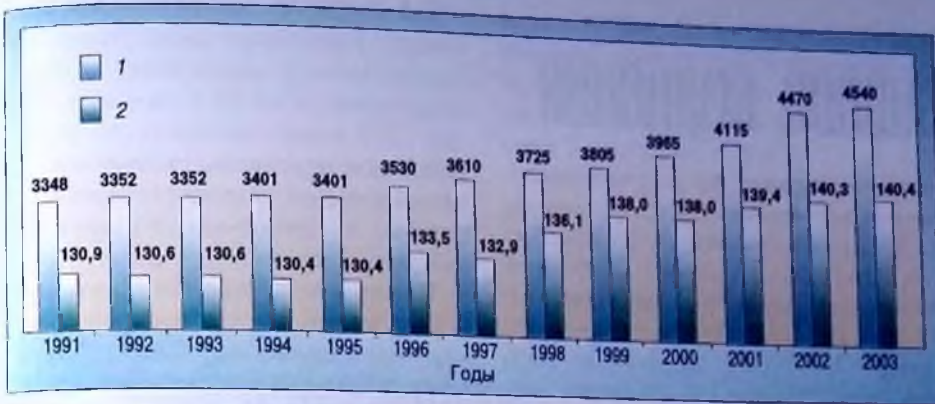
В настоящее время после успешных испытаний 8 мельничных блоков работают с гидроциклонными установками, на пяти из них установлены гидроциклоны немецкой фирмы Engineering Dobersek GmbH и насосы фирмы Warman.

В 1987 г. впервые на четырех мельничных блоках внедрена двухуровневая система управления циклом измельчения, однако отсутствие комплектующих и частые сбои в работе ЭВМ СМ-2 помешали широкому внедрению системы. Сегодня на ГМЗ-2 находятся в эксплуатации три системы централизованного контроля и автоматического регулирования технологических параметров: «Измельчение», «Сгущение», «Сорбция». Предполагается внедрить трехуровневую систему управления циклом измельчения. Среди зарубежных фирм проводится тендер на проведение работ по автоматизации мельничных блоков с применением новейших разработок в области информационных технологий.

Постоянное усовершенствование узлов мельничного оборудования, со-



Установка для получения готовой продукции



Суммарный объем (м³) мельничного оборудования (1) и производительность (т/ч) мельничных блоков (2)

крашение времени ремонтов позволило достичь КИО мельниц на I и II стадиях измельчения соответственно 0,828 и 0,826. Производительность завода по переработке руды в 2001 г. составила более 24 млн т. В перспективе предполагается перерабатывать 28 млн т в год. Изменение суммарного объема мельничного оборудования и производительности мельничных блоков приведено на рисунке.

Наращивание объемов переработки требовало развития остальных переделов завода. В 1973 г. построен цех сгущения, включающий отделения реагентное и сгущения. В цехе вводились в эксплуатацию новые сгустители, производилась их реконструкция для увеличения производительности. В 1981 г. для обеспечения потребностей завода в гашеной извести установлена барабанная печь обжига известняка. Впоследствии была введена в эксплуатацию вторая известковая печь. В настоящее время готовится к запуску третья. В 1983 г. в цехе завершено строительство участка растворения цианистого натрия.

Развивалась и совершенствовалась технология в цехе сорбции и

регенерации по мере увеличения объемов переработки руды. Были усовершенствованы дренажная головка сорбционного пачука, система отмывки и отделения ионообменной смолы от щепы и распределения ее по технологическим цепочкам сорбции, произведена замена барабанных грохотов на вибрационные, для снижения потерь смолы установлены смолловушки. В цехе внедрена система контроля и поддержания уровня пульпы в пачуках, система автоматического управления процессом сорбционного выщелачивания, позволяющая снизить расход дорогостоящего цианистого натрия. Сегодня в цехе в эксплуатации находятся десять технологических цепочек сорбции, готовится запуск одиннадцатой.

Несовершенство первой технологической схемы аффинажа золота проявилось уже в 1969 г. Начались поиски новых технологий для получения золота банковской чистоты — 99,99 %. Приоритет в разработке и совершенствовании царско-водочного электролиза принадлежит исключительно специалистам завода. В настоящее время цех готовой продукции работает стабильно и дополнительно перерабатывает в золотые слитки полупродукты ГМЗ-1, ГМЗ-3 и совместного предприятия «Зарафшан-Ньюмонт».

Экономические показатели золотоперерабатывающего предприятия в значительной степени зависят от полноты извлечения из руды ценных компонентов. Раз-

работке технологий попутного извлечения драгоценных и редких металлов уделялось большое внимание. В 1972 г. специалистами завода и рудоуправления разработана технология получения металлургического серебра. В 1980 г. освоена технология получения палладия чистотой 99,9 % из отработанных электролитов электролиза золота. В этом же году было построено отделение получения триоксида вольфрама из шеелитового гравитационного концентрата. Как и на золоте, здесь впервые в мировой практике применили технологию сорбции из пульпы на ионообменную смолу АМ-2Б. По экономическим соображениям отделение попутного извлечения вольфрама было остановлено в 1990 г. и демонтировано в 1995 г. С 1998 г. в состав входит предприятие по производству фосфоритной муки и фосфоритного концентрата.

При любом напряжении в производственной сфере администрация завода всегда уделяла большое внимание социально-бытовым вопросам и охране окружающей среды.

Со дня пуска завода специалистами предприятия и НГМК совместно со многими научными институтами был выполнен большой объем научно-исследовательских работ, направленных на совершенствование технологии, снижение расхода реагентов, повышение качества продукции. При довольно низком исходном содержании золота в перерабатываемой руде на ГМЗ-2 достигнуты высокие технологические показатели по извлечению золота и расходу реагентов. Правительство Республики Узбекистан по достоинству оценило вклад завода в экономический потенциал государства. Многие работники завода награждены орденами и медалями.

Оценкой высокого качества и престижа золота Узбекистана служит множество призов и наград, полученных НГМК от международных организаций.

В 1994 г. золоту ГМЗ-2 арбитражной лабораторией Лондонской биржи металлов присвоен статус «Оптимальной поставки», а в 1997 г. присужден сертификат качества Токийской биржи промышленных товаров. Это значит, что оно имеет высочайшую репутацию и не подлежит перепроверкам.



Золото Кызылкумов

Интенсификация процесса сгущения



А. А. Пашков,
главный инженер
ГМЗ-2



К. Н. Лаврентьев,
инженер ГМЗ-1

(Навоийский ГМК)

В научно-технической литературе практически не рассматриваются вопросы интенсификации процесса сгущения. И это несмотря на то, что в себестоимости рудопереработки доля сгущения весьма значительно и достигает 15%. Исследования, выполненные на местах, как правило, ограничиваются уточнением оптимального расхода полиакриламида и величины рН осаждающей среды. Предлагаются модифицированные пластинчатые сгустители для обезвоживания крупнозернистого рудного материала или процессы отмывки с применением гидроциклонов.

Однако одноярусному радиальному сгустителю на большинстве рудоперерабатывающих предприятий еще долго не будет альтернативы. Радиальный сгуститель легок в обслуживании и в управлении. Его единственным, но существенным недостатком является низкая удельная производительность. Этот недостаток наиболее заметен в районах Севера и Дальнего Востока. Но даже в Центральных Кызылкумах, где сгустители размещают на открытом

воздухе, затраты на их строительство весьма велики.

В рассматриваемом случае (см. рисунок) на сгущение поступает пульпа с концентрацией твердого 1110–1120 г/л. Плотность рудного зерна 2,7 г/см³, крупность 80% класса –0,074 мм.

На заводе установлен 21 сгуститель диаметром 50 м, из которых шесть оборудованы центральным, а остальные — периферийным приводом.

До 1999 г. на заводе даже не ставились под сомнения достигнутые технологические показатели сгущения. Производительность одного сгустителя по исходному питанию составляет 650–800 м³/ч (в среднем 1,5 т/м² в сутки) при плотности разгрузки 1450 г/л. Расход полиакриламида и извести составляет 12–14 г/т и 1,7–2 кг/т соответственно.

Анализ практики применения сгустителей на известных рудоперерабатывающих комбинатах подтвердил, что достигнутые показатели близки к предельным значениям. По-

Влияние расхода полиакриламида на производительность сгустителя, оборудованного ККС

Расход ПАА, г/т	Питание сгустителя, м ³ /ч	Уровень осветленного слоя, см	Удельная производительность, т/м ² в сутки
14	1494	56	3,8
11	1400	58	3,6
9	1253	63	3,0
7	950	55	2,2

этому расширение цеха измельчения одновременно сопровождалось строительством новых сгустителей. Даже сложилось такое мнение: число сгустителей на заводе должно равняться числу перерабатываемых в год миллионов тонн руды. В 70-е и 80-е годы на заводе предпринимались попытки увеличить производительность сгущения путем изменения режима подачи полиакриламида, изменения конструкции тангенциального успокоителя, предварительной обработки полиак-

риламида каустиком, предварительной магнитной обработки пульпы и прочее. К сожалению, положительных результатов они не дали.

В ходе проведения лабораторных исследований по оптимизации расхода полиакриламида было установлено, что удельная производительность лабораторных отстойников (при прочих равных условиях) составляет 3–3,5 т/м² в сутки, т. е. в два раза превышает достигнутую в промышленных условиях.

Авторами было высказано предположение, что в промышленных сгустителях не удается создать условия для эффективной флокуляции частиц перед подачей пульпы на сгущение. Флокулообразованию мешает значительная турбулентность потоков в пульпопроводах, сопровождаемая аэрацией пульпы.

В связи с этим была разработана конструкция специальной кольцевой камеры смешивания (ККС) исходной пульпы с полиакриламидом, предназначенной для успокоения пульпового потока перед сгустителем и удаления из потока воздуха.

В феврале 1999 г. на сгустителе № 14 была смонтирована первая ККС. Испытания сгустителя превзошли наши ожидания. При плановом расходе полиакриламида производительность сгустителя по исходной пульпе удалось поднять с 800 до 1500 м³/ч. При производительности по питанию 800 м³/ч расход полиакриламида снизился с 13,6 до 5,3 г/т. Показатели работы опытного сгустителя приведены в таблице.

К настоящему времени ККС установлена уже на четырех сгустителях, в том числе на одном сгустителе с периферийным приводом. Предполагается установить ККС еще на двух сгустителях. Полученные результаты



Гидрометаллургический завод № 2



Схема внутриводского водооборота

позволили отказаться от строительства шести новых сгустителей, связанного с увеличением производительности завода с 20 до 26 млн т в год.

На изготовление одной ККС требуется 6 т стального проката. Одно монтажное звено изготовит и смон-

тирует ККС за 5 сут. Экономия капитальных затрат на строительство сгустителей, насосных и сетей коммуникаций в наших условиях составила 3 млн долл. США.

Конструкция ККС защищена патентом. Авторы полагают, что наи-

большую выгоду от применения модернизированных сгустителей можно получить в районах Крайнего Севера и Дальнего Востока, где сгустители эксплуатируют в обогреваемых помещениях и где затруднен подвоз реагентов.

УДК 622.765.06

© Коллектив авторов, 2002

Полупромышленные испытания флотореагентов фирм Caytec и Klarant



К. С. Санакулов,
технический директор
комбината,
канд. техн. наук



К. Ф. Ким,
зам. начальника
Центральной химико-
технологической
лаборатории



О. П. Василенок,
начальник Опытной
обогащительной
фабрики



С. И. Червко,
инженер-
исследователь
Центральной химико-
технологической
лаборатории

(Алмалыкский ГМК)

На медно-молибденовой руде Кальмакырского месторождения проведены лабораторные, а затем и полупромышленные испытания флотореагентов, выпускаемых фирмой Caytec: собирателей АЭРО 5415, АЭРО 5477, АЭРО 5460, АЭРО 412, АЭРО 3501, S-7513 и пенообразователей аэрофрот 65 и аэрофрот 88.

Водонерастворимые реагенты АЭРО 5415, АЭРО 5460 и S-7513 (тианоккарбаматы), как полные заменители ксантогената, подавали в натуральном виде в зумпф насоса II стадии измельчения и в контрольную флотацию. Водорастворимые реагенты АЭРО 412, АЭРО 3477 и АЭРО 3501 (дитиофосфаты) в виде водного 0,3 %-ного раствора поступали в зумпф насоса II стадии измельчения; в контрольной флотации использовали ксантогенат. Пенообразователи аэрофрот 88 и аэрофрот 65 загружали в виде смеси в соотношении 1:1.

Реагенты испытывали на медно-молибденовой руде текущей добычи, содержащей 0,36 % меди и 0,01 %

молибдена. Сульфидность руды 91,7 %.

Испытания проводили по стандартной схеме обогащения, включающей: основную, контрольную и две перечистные операции флотации, доизмельчение концентрата I перечистки, доизмельчение промпродукта (концентрат контрольной флотации и хвосты I перечистки) и их флотацию в основном цикле. Крупность измельченной руды — 58 % класса $-0,071$ мм, pH в голове флотации — 9,2–9,5, остаточная концентрация CaO — 500–700 мг/л.

Результаты полупромышленных испытаний флотореагентов фирмы Caytec свидетельствуют, что с применением тианоккарбаматов АЭРО 5415, АЭРО 5460 технологические показатели обогащения находятся на уровне стандартного режима. При использовании дитиофосфатов АЭРО 412, АЭРО 3477, АЭРО 3501 в сочетании с ксантогенатом увеличивается выход коллективного концентрата, но при этом резко снижается его качество, извлечение металлов практически не изменяется.

Лучшие результаты получены при использовании реагента АЭРО 7518. С его применением извлечение металлов растет: меди на 0,9, молибдена на 6, золота на 2,1 и серебра на 3,94 %. При этом примерно в 5 раз сокращается расход пенообразователя и в 1,28 раза — собирателя.

Из предложенных фирмой Klarant флотореагентов для испытаний были отобраны: собиратели Hostafлот LSB, Hostafлот LIB и пенообразователь С-7. Водорастворимые реагенты: Hostafлот LSB и Hostafлот LIB относятся к классу дитиофосфатов. Они представляют собой бесцветные или слабоокрашенные жидкости, не обладающие резким запахом. Пенообразователь Flotanol-7 (полиалкиленгликоль) также является бесцветной водорастворимой жидкостью без запаха.

Уточнение оптимальных условий флотации при использовании предложенных реагентов проводили по методике многофакторного планирования экспериментов, предложенной В. П. Малышевым. Она включает 25 экспериментов с изучением шести различных факторов (условий флотации) на пяти уровнях (см. таблицу).

Опыты проводили в лабораторных условиях по одностадийной схеме, включающей измельчение руды и ее флотацию. При математической обработке экспериментальных данных по специально разработанной компьютерной программе установлены частные зависимости между изучаемыми факторами и показателями флотации, выраженные в виде частных уравнений регрессии.

Анализируя полученные результаты, можно сделать заключение, что



Медная обогатительная фабрика, автоматизированный контроль технологического процесса

оптимальные технологические показатели при работе на предложенных реагентах могут быть получены при следующих условиях:

содержание твердого в основной флотации не должно превышать 28–30 %: пирит успешно флотируется во всем диапазоне исследованных плотностей;

достаточная крупность руды: для халькопирита и пирита — 65 % класса $-0,071$ мм, для молибденита — не менее 70 % указанного класса;

депрессия пирита начинается при $pH = 9,3$; минералов меди и молибдена при $pH = 9,5$, т. е. депрессия пирита в голове процесса без потерь других металлов практически невозможна;

для максимального извлечения меди расход собирателя LSB должен составлять не более 15–17 г/т, молибдена — до 30 г/т. Оптимальный расход собирателя LIB составляет 10–12 г/т; при расходе вспенивателя С-7 более 20 г/т повышается выход концентрата и происходит его разубоживание.

Полупромышленные испытания флотореагентов фирмы Clariant про-

учаемые факторы и уровни их изменения

Порядковый номер фактора	Изучаемые факторы	Уровни изменения факторов				
		1-й	2-й	3-й	4-й	5-й
I	Содержание твердого в питании основной флотации, %	23,6	25,9	28,2	30,5	32,8
II	Содержание класса $-0,074$ мм, %	50,0	60,0	65,0	70,0	75,0
III	Расход извести, г/т	0	500	$1 \cdot 10^4$	$1,5 \cdot 10^4$	$2 \cdot 10^4$
IV	Расход LSB, г/т	0	5,0	10,0	20,0	30,0
V	Расход С-7, г/т	5,0	10,0	20,0	30,0	40,0
VI	Расход LIB, г/т	0	5,0	10,0	15,0	20,0

В ходе испытаний проверены различные режимы флотации. На первом этапе фабрика работала по стандартному режиму при различной остаточной концентрации СаО во II перемешке (600–700 и 400–500 мг/л). Установлено, что уменьшение остаточной концентрации СаО в перемешивательной операции снижает содержание меди в концентрате на 3–4 %, но при этом увеличивается извлечение в концентрат: меди на 2, золота и серебра на 3–4 %.

При использовании реагентов Hostafлот LSB и Hostafлот LIB в сочетании с ксантогенатом и при сниженном расходе извести во II перемешке (СаО 400–500 мг/л) содержание меди в коллективном концентрате на 3–4 % выше по сравнению с ксантогенатным режимом при равном извлечении металла.



Медная обогатительная фабрика, центральный пульт управления

водили по той же схеме обогащения на медно-молибденовой руде, содержащей 0,56 % меди и 0,016 % молибдена. Сульфидность руды — 85,17 %.

Кроме того, применение собирателей Hostafлот LSB и Hostafлот LIB позволяет за счет снижения остаточной концентрации СаО в перемешивательной операции до 400 мг/л повысить извлечение драгметаллов на 3–4 %.

Таким образом, указанные флотационные реагенты обладают высокими технологическими свойствами. Их использование в промышленном процессе позволяет улучшить показатели обогащения, сократить расход других реагентов и тем самым сократить нагрузку на окружающую среду.

Управление концентрацией цианида при выщелачивании золота



А. А. Пашков,
главный инженер
ГМЗ-2



В. В. Лой,
главный приборист
ГМЗ-2

(Навоийский ГМК)

Практика цианирования золотосодержащих руд показывает, что лишь незначительная доля цианида расходуется собственно на растворение золота. Большая часть его вступает во взаимодействие с компонентами рудной массы. Рудное поглощение цианида является важнейшей характеристикой процесса и зависит от степени окисления руды, наличия в ней меди, железа, глинистых минералов, серы, углерода. Поглощение цианида не есть величина постоянная даже для одного конкретного месторождения. Причем если само цианирование золота протекает, как правило, в течение 10–15 ч, то поглощение цианида рудой происходит в первые часы контакта пульпы с реагентом. Поэтому оперативное технологическое реагирование на изменяющийся процесс поглощения цианида явля-

ется весьма актуальной задачей при сорбционном цианировании золота.

Для создания оптимального уровня цианидов в пульпе используют системы автоматического регулирования, позволяющие обеспечить стабильное поддержание заданной начальной концентрации реагента [1]. При этом требуемая начальная концентрация реагента в пульпе определяется опытным путем, исходя из необходимости максимально возможного извлечения золота и минимального расхода реагента с учетом расхода цианида на гидролиз при изменении pH пульпы.

Последний фактор можно считать постоянным, так как он посредством систем автоматики поддерживается на одном уровне и отклонение величины pH пульпы от заданного значения составляет $\pm 1,5\%$. Вышеуказанные технологические критерии взаимосвязаны, поэтому их выбор осуществляется, исходя из экономических условий: дополнительных затрат на реагенты, необходимые для увеличения извлечения золота, и прибыли, полученной от этого. А поскольку состав исходного сырья периодически меняется, то изменяется и количество реагента, вступающего в побочные химические реакции. В связи с этим начальную концентрацию цианида в пульпе следует постоянно корректировать. Такая корректировка в схемах

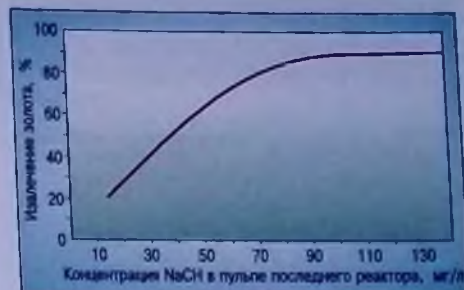


Рис. 1. Влияние концентрации цианида на извлечение золота

автоматического регулирования производится по результатам анализов на содержание золота в твердой фазе пульпы [2].

На практике от момента поступления пульпы и реагента в первый реактор до получения результатов анализа на золото в пульпе, сбрасываемой в хвостохранилище, проходит длительный промежуток времени. Так, в наших условиях он составляет 15 ч, т. е. в течение всего этого времени процесс сорбционного выщелачивания золота практически неуправляем, что приводит либо к снижению извлечения золота, либо к непроизводительному расходу реагента. Чтобы избежать потерь золота обычно поддерживают начальную концентрацию реагента в пульпе на более высоком уровне, чем это требуют условия ведения технологического процесса [3]. С целью определения критериев, позволяю-



Отделение сорбции



Операторская отделения сорбции

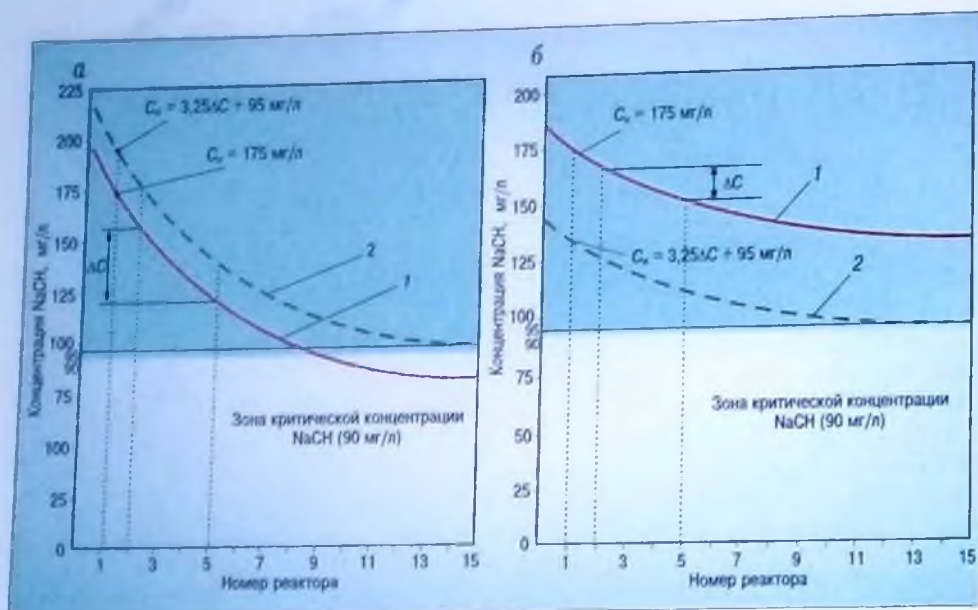


Рис. 2. Изменение концентрации цианида в сорбционных аппаратах при высоком (а) и низком (б) его поглощении:
1 — экспериментальные показатели; 2 — показатели оптимального процесса выщелачивания

щих оптимизировать процесс сорбционного выщелачивания золота были проведены исследования, в результате которых установлено:

извлечение золота в значительной степени зависит от концентрации реагента в пульпе последнего реактора; уменьшение концентрации реагента ниже так называемого критического уровня приводит к резкому повышению потерь золота, а увеличение — к дополнительному расходу дорогостоящего реагента (рис. 1);

при выщелачивании в каскаде из 15 реакторов критическая концентрация реагента в пульпе последнего реактора составляет 90 мг/л;

для оперативного управления процессом сорбционного выщелачивания золота необходимо на каждый текущий момент времени знать зависимость между начальной и ко-

нечной концентрациями реагента в пульпе.

Авторами предварительно построены экспериментальные кривые изменения концентрации реагента по реакторам для пульп с различной интенсивностью протекания химических реакций. Начальная концентрация цианида в пульпе составляла 175 мг/л (рис. 2, кривые 1).

Концентрацию реагента в пульпе измеряли последовательно от первого реактора к пятнадцатому с промежутком времени в один час. По построенным кривым определили величину снижения концентрации реагента в пульпе ΔC на пространственно-временном участке от второго до пятого реакторов, т. е. в зоне наиболее интенсивного протекания химических реакций

$$\Delta C = C_2(t_r - 3 \text{ ч}) - C_5(t_r), \quad (1)$$

где $C_2(t_r - 3 \text{ ч})$ — концентрация реагента в пульпе второго реактора на момент времени $(t_r - 3 \text{ ч})$, мг/л; $C_5(t_r)$ — концентрация реагента в пульпе пятого реактора на момент времени t_r , мг/л.

Концентрацию реагента в пульпе второго реактора определяли на момент времени $(t_r - 3 \text{ ч})$, учитывая, что химические реакции от второго до пятого реактора протекают в течение трех часов.

Пространственно-временной участок для определения ΔC выбрали, исходя из условий:

минимизации относительной погрешности в определении ΔC , т. е. величина ΔC должна быть на порядок выше относительной погрешности инструментального метода определения концентрации реагента в пульпе;

сокращения времени запаздывания реакции регулятора τ на изменение ΔC (в нашем случае $\tau = 4 \text{ ч}$).

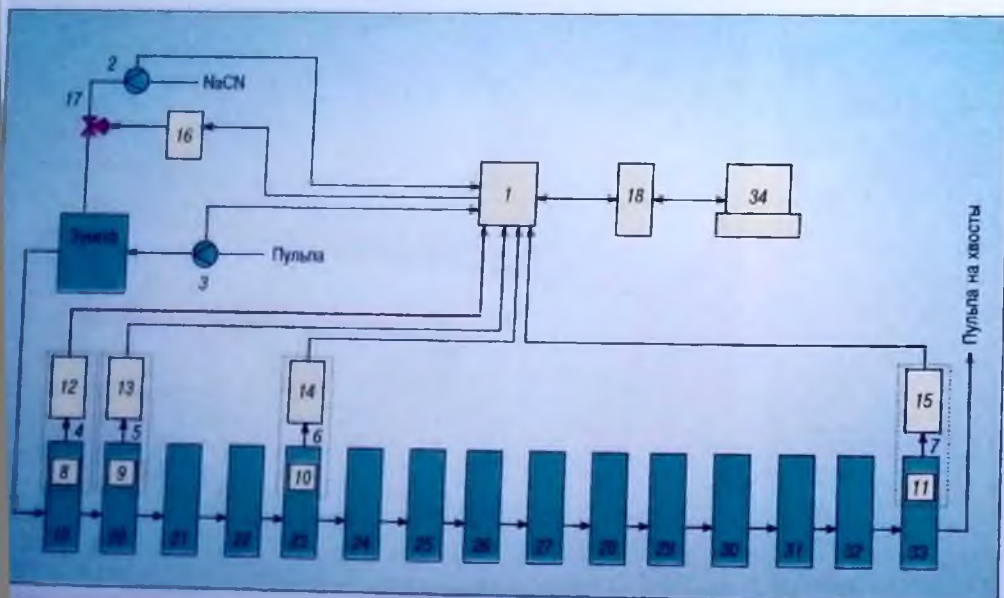
В результате обработки экспериментальных кривых (см. рис. 2) была получена зависимость

$$C_{\text{н}} = 3,25 \Delta C + 95, \quad (2)$$

где $C_{\text{н}}$ — заданная начальная концентрация реагента в пульпе, мг/л; 95 — концентрация реагента в пульпе последнего реактора, мг/л.

В соответствии с полученными результатами на ГМЗ-2 внедрена система управления процессом выщелачивания золота из пульп с автоматической перенастройкой задания начальной концентрации реагента в пульпе, блок-схема которой показана на рис. 3.

Система работает следующим образом: на микропроцессорный контроллер 1 поступают сигналы от расходомеров реагента 2 и пульпы 3, автоматических систем контроля концентрации реагента 4-7, состоящих из электродных ячеек с ион-селективными электродами 8-11 и высокоомных промышленных преобразователей 12-15. По сигналам от расходомеров пульпы и реагента микропроцессорный контроллер, в соответствии с заданной начальной концентрацией реагента в пульпе, рассчитывает текущее значение соотношения расходов реагента и пульпы и по пропорционально-интегральному закону регулирования, через электропневматический преобразователь 16 воздействует на пневмоклапан 17. С выхода автоматической системы контро-



с. 3. Блок-схема управления концентрацией цианида

ля реагента 4 осуществляется обратная связь системы регулирования. По сигналам от автоматических систем контроля реагента 5, 6 ЭВМ РС 18 по формуле (1) рассчитывает величину ΔC от второго до пятого реакторов и дает команду микропроцессорному контроллеру на изменение задания начальной концентрации реагента в пульпе. Для визуального контроля за ходом процесса выщелачивания золота в

реакторах 19–33 вся информация выведена на дисплей оператора 34.

Внедрение системы управления процессом выщелачивания золота из пульп с автоматической перенастройкой задания начальной концентрации реагента позволило сократить расход цианистого натрия на 30 % при сохранении необходимого извлечения золота.

Список литературы

1. Гадицкий В. В., Озеров А. И. Автоматический контроль и стабилизация содержания цианид-ионов при сорбционном выщелачивании золота // Цветные металлы. — 1990. — № 11.
2. Барченков В. В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. — М.: Металлургия, 1982.
3. Лодейщиков В. В. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом. — М.: Металлургия, 1973.

УДК 622.234.42

© Е. А. Толстов, М. Е. Першин, 2002

Совершенствование технологии добычи урана способом подземного выщелачивания



Е. А. Толстов,
главный инженер
комбината,
д-р техн. наук



М. Е. Першин,
главный геотехнолог
комбината

(Навоийский ГМК)

ний и гидрохимической зональности позволило геологам разработать генетическую модель рудообразования и установить основные поисковые критерии. Было установлено, что урановое оруденение приурочено к проницаемым водоносным горизонтам и тяготеет к границе выклинивания зоны пластового окисления, развитой в рудовмещающих отложениях.

По мере выклинивания окисленных пород происходит достаточно резкое снижение электрохимического потенциала пластовых вод и со-

держания растворенного в них урана. Продвижение зоны окисления обуславливает накопление на окислительно-восстановительном барьере не только урана, но и таких элементов, как селен, ванадий, рений, иттрий, молибден. Огромную роль в формировании геохимического барьера играют микроорганизмы.

В результате специфическая особенность формирования рудных залежей превратилась в обоснованную генетическую модель образования инфильтрационных (гидрогенных) месторождений урана. Дальнейшая

Министерство геологии Узбекистана с 1940 г. проводит комплексную геологическую съемку Кызылкумов, в том числе и специальные поисковые работы на уран. С 1950 г. специализированные работы продолжает Краснохолмская экспедиция (ныне государственное геологическое предприятие «Кызылтепагеология») — аэrorадиометрические и наземные геолого-радиометрические поиски, в результате которых выявлено 80 рудопроявлений урана и значительное количество радиоактивных аномалий.

В 1952 г. при заверке аэроаномалии Учкудук наземными работами было выявлено настуран-черниевое оруденение, при прослеживании и оконтуривании которого открыто крупное месторождение урана Учкудук. Изучение закономерностей размещения оруденения, парагенетического ряда минеральных образова-



Монумент «Три колодца» в г. Учкудук



Полигон подземного выщелачивания урана

разработка теории рудоформирования позволила выделить в истории геологического развития региона период формирования рудоносных зон пластового окисления.

Рудовмещающие отложения осадочного чехла залегают на складчатом палеозойском фундаменте, включающем в себя толщу углеродисто-кремнистых сланцев, кварцитов и известняков с многочисленными интрузиями кислого и основного составов. Осадочный чехол сложен отложениями мела, палеогена, неогена и антропогена общей мощностью до 1500 м. Нижемеловые отложения (неоком-апт) представлены пестроцветными осадками морского и аллювиального генезиса. В разрезе верхнего мела выделяются два крупных ритма (сеноман-нижний турон и верхний турон-сенон), каждый из которых начинается континентальными и заканчивается морскими отложениями — крупные морские трансгрессии соответствуют нижнему турону и маастрихту. Отложения палеогена начинаются с локально распространенной эвапоритовой толщи палеоцена, на которой залегают морские, преимущественно глинистые, осадки эоцена — нижнего олигоцена. Однако в средней части верхнеэоценовых глин достаточно часто фиксируются прослои кварцевых песков и мергелей. Залегающие выше по разрезу верхнеолигоценовые и миоценовые отложения представлены толщей красноватых континентальных осадков. Венчает разрез осадочного чехла толщина плиоцен-антропогеновых от-

ложений, залегающая с глубоким стратиграфическим и угловым несогласием на различных образованиях как фундамента, так и осадочного чехла.

Геологами Краснохолмской экспедиции проводились целенаправленные изучение и поиски в образованиях складчатого фундамента (месторождения Джантуар, Косчека, Рудное) и комплексе континентально-морских осадочных отложений мела (месторождения Букинай, Сугралы, Сабырсай, Кетменчи, Канимех и др.) и палеогена (Лявлякан, Бешкак и т. д.), составивших вместе с месторождением Учкудук минерально-сырьевую базу Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК), ведущего добычу урана на территории Узбекистана.

В настоящее время в НГМК функционируют следующие предприятия по добыче урана: Северное рудоуправление (СевРУ), разрабатывающее месторождения Учкудук и Сугралы; рудоуправление 5 (РУ-5) — месторождения Северный и Южный Букинай, Бешкак и Лявлякан; Южное рудоуправление (ЮРУ) — месторождения Сабырсай и Кетменчи. Добыча урана во всех рудоуправлениях производится только способом подземного выщелачивания (ПВ) через системы технологических скважин, пробуренных с поверхности.

В 1960 г. специалистами НГМК (А. П. Щепетков, А. М. Величенко, Л. И. Лунёв и другие) была обоснована необходимость проведения научных исследований для разработки

технологии подземного выщелачивания урана на месторождении Учкудук, что и было реализовано на опытной ячейке залежи № 30.

За время ведения работ на опытном участке ПВ-101 были наработаны основы технологии сернокислотного подземного выщелачивания урана. Положительные результаты позволили распространить этот метод на залежи, непригодные для отработки горным способом. В последующие годы установлены преимущества ПВ по сравнению с традиционными способами добычи урана:

низкие капитальные и эксплуатационные затраты;

быстрый возврат капитальных вложений;

сокращение сроков ввода предприятия в эксплуатацию;

низкая энергоемкость производства и малая потребность в оборудовании;

меньшее воздействие радиации на персонал и окружающую среду;

резкое сокращение потребности в объектах утилизации оборудования;

возможность расширения минерально-сырьевой базы за счет рентабельной отработки низкосортных и глубокозалегающих (до 500 м) руд.

Горно-геологические условия инфильтрационного оруденения (высокая обводненность, залегание в рыхлых отложениях), осложняющие ведение открытых и подземных горных работ, благоприятствуют проведению ПВ. Переход на этот способ потребовал выполнения дополнительного комплекса научных исследований и опытно-промышленных работ, направленных на изучение материалоемкости процесса ПВ и снижение его негативного воздействия на окружающую среду, повышения интенсивности процесса.

Технологическая цепочка проведения ПВ на выделенном для отработки урановорудном объекте выглядит следующим образом: горно-подготовительные работы (ГПР) — выщелачивание урана в недрах — раствороподъем.

Горно-подготовительные работы включают бурение и сооружение технологических скважин и их обвязку. Для бурения и сооружения скважин ПВ используются установки роторного бурения УРБ-ЗАМ, 1БА-15В и их модификации. Затраты на проведение ГПР достигают 40 % в структуре себестоимости

добытого урана и определяются выбранной плотностью сети технологических скважин, коэффициентом их использования и временем работы.

Плотность сети скважин зависит от коэффициента фильтрации рудовмещающих отложений, ширины рудных тел, наличия и положения оруденения относительно водоупоров, морфологии руд и способ раствороподъема. При равных условиях изменение плотности сети от $40 \times 40 \times 20$ м до $50 \times 50 \times 25$ м позволяет уменьшить на 36 % объемы бурения, а следовательно и сократить затраты. Время работы скважин определяется надежностью применяемой обсадной колонны и ее конструкции. В последние 5 лет на полигонах ПВ для сооружения скважин взамен полиэтиленовых труб применяют поливинилхлоридные трубы диаметром от 19 до 63 мм, изготавливаемые на заводе по выпуску труб ПВХ в Южном рудоправлении НГМК. Подобранные специалистами ЮРУ рецептура позволяет обсадным колоннам выдерживать внешнее давление до 10 МПа и быть весьма устойчивыми к ударным нагрузкам. Использование фильтров КДФ-91, КДФ-118 и КДФ-186, имеющих скважинность от 18 до 24 % (разработанных специалистами НГМК и производимых ЮРУ НГМК), дает возможность получать высокий и стабильный дебит технологических скважин, что и определяет рациональное разрежение сети.

Выщелачивание металла в недрах до недавнего времени развивалось в направлении внедрения и совершенствования сернокислотной схемы ПВ. Карбонатные и бикарбонатные растворители оказались малоэффективными вследствие активизации в пласте коагуляционных процессов и отсутствия доступных окислителей. Опытные работы с использованием подготовки рудного блока принудительным окислением подачей сжатого воздуха и выщелачиванием растворами, насыщенными кислородом, позволили отработать в промышленных масштабах две новые технологии ПВ: мини-реагентную и бикарбонатно-кислотную.

Решения о применении той или иной технологической схемы базируются на достоверных данных о литологическом составе рудовмещающих отложений, их гидрогеологичес-

ких характеристиках, минеральном составе, гидрохимической обстановке. Технологические схемы должны быть направлены на рациональное освоение месторождений при использовании взаимодействующих ресурсов на уровне, обеспечивающем получение максимальной прибыли. Это достигается адаптацией геотехнологических методов к условиям не только месторождений, но и рудных блоков.

Выщелачивание урана в «жестком» кислотном режиме эффективно используется в бескарбонатных рудах (содержание CO_2 менее 0,5 %). Химизм процесса образования сульфатного комплекса уранила $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_2]^{2-}$ детально описан в справочной литературе. Достоинством этой схемы является высокая кинетика процесса выщелачивания. Однако отрицательных факторов здесь значительно больше: высокий (до 150 кг/кг) удельный расход кислоты; явления химической коагуляции, определяющие большой объем ремонтно-восстановительных работ; низкий (<0,85 %) коэффициент использования скважин; высокие затраты на приобретение оборудования в антикоррозионном исполнении. За счет высокой химической активности сернокислотных растворов в контурах выщелачивания резко повышается общая минерализация пластовых вод.

Бикарбонатно-кислотное выщелачивание применяется при содержании CO_2 в рудовмещающих отложениях более 2 %. Технология основана на переходе карбонатов из твердого состояния в раствор в виде бикарбонат-иона при подкислении рабочих растворов до значений $\text{pH} = 2 \pm 2,5$ и насыщении их кислородом воздуха.

Продуктивные растворы характеризуются значениями pH от 6,5 до 8, а содержание бикарбонат-иона колеблется от 400 до 1000 мг/л; удельный расход кислоты составляет 30–50 кг/кг (добавочная кислотность до 3 г/л).

При проведении бикарбонатно-кислотного выщелачивания несколько снижается кинетика процесса (значение Ж:Т составляет 3–2,5 единицы при коэффициенте извлечения 0,7), но и нивелируются отрицательные явления — проявления химической коагуляции отмечаются лишь на заключительной стадии отработки; в 2,5–3 раза уменьшаются объемы ремонтно-восстановительных

работ; коэффициент использования скважин достигает 0,9.

Мини-реагентная схема выщелачивания применяется при содержании CO_2 в рудах от 0,5 до 2 % и напорном режиме пластовых вод в контурах объекта отработки. Реализация схемы происходит в два этапа:

предварительное окисление рудной минерализации путем нагнетания сжатого воздуха и отжатия пластовых вод из объема эксплуатационного блока;

выщелачивание урана слабыми растворами ($\text{pH} = 3,5 \pm 4$; добавочная кислотность 0,15–0,35 г/л), насыщенными кислородом воздуха (50–80 мг/л).

На первой стадии продуктивные растворы обогащаются бикарбонат-ионом (до 1000 мг/л) в результате окисления сульфидов и последующего разложения карбонатных минералов, присутствующих в составе рудовмещающих отложений. При этом начальная концентрация урана в продуктивных растворах достигает 600 мг/л. По мере работы откачной скважины происходит постепенное снижение содержания урана до 25–30 мг/л, бикарбонат-иона — до 200–220 мг/л. Приближение фронта выщелачивающих растворов фиксируется плавным ростом содержания как урана (до 50–80 мг/л), так и бикарбонат-иона (до 360–450 мг/л). Продуктивные растворы характеризуются слабощелочной реакцией ($\text{pH} = 7,6 \pm 8$) и незначительным (до 20 %) повышением минерализации пластовых вод.

Техногенные изменения рудовмещающих песков визуально фиксируются по смене их окраски — с серой на белесую с мелкими (до 10 мм) бледно-желтыми пятнами. Минеральный состав песков (средневзвешенный на мощность блока) изменяется незначительно — уменьшается количество карбонатных минералов (кальцит, доломит, сидерит) с 1,9 до 1,4 %, глинистых составляющих (монтмориллонит, гидрослюда, каолин) с 4,5 до 3,5 %. Из новообразований следует отметить пленочки гипса и гидроксидов железа (псевдоморфозы по пириту, марказиту).

Результаты спектрального анализа за рудовмещающих отложений свидетельствуют о незначительном выщелачивании таких элементов, как Fe, Al, Ca, Mg, Na и K. Пластовые воды в контуре выщелачивания подвержены минимальному изменению

а ареал растекания технологических растворов не превышает 25–30 м.

Преимущества мини-реагентной технологии следующие:

- стабильная работа геотехнологических скважин при отсутствии химической коагуляции позволяет достигнуть коэффициента использования скважин 0,95 и резко сократить объем ремонтно-восстановительных работ;

- сокращение объемов ГПР за счет создания интенсивной гидродинамики при разрежении сети скважин;

- сокращение расхода реагентов на добычу;

- снижение энергоемкости производства;

- сведение к минимуму техногенных изменений рудовмещающих отложений и пластовых вод.

Раствороподъем. Выбранные средства раствороподъема определяют рентабельность производства. На предприятиях ПВ НГМК раствороподъем осуществляют двумя способами: погружными насосами и эрлифтами. Наиболее экономичным является насосный способ добычи продуктивных растворов, позволяющий максимально активизировать гидродинамику выщелачивания и, как следствие, использовать разреженные сети скважин (до 7 тыс. м³ на 1 ячейку). При рациональном выборе насоса под конкретную рудную залежь и эксплуатационный блок энергозатраты составляют 0,5–0,8 кВт·ч на 1 м³ раствора, значительно сокращается объем строительных-монтажных работ. В рудоуправлениях НГМК при добыче урана способом ПВ используют насосы: ПЭН-6 производства ПО «Алмаз» (г. Лермонтово) — фактическая средняя наработка на отказ в разных рудоуправлениях 2100–2800 ч; производства фирмы Oddesse (Германия) — от 4100 до 9000 ч и производства фирмы Grundfos (Дания, Германия) — от 6400 до 12800 ч. По результатам эксплуатации погружных насосов предпочтение отдано насосам Grundfos.

Область применения технологических схем определяется как горно-геологическими условиями залегания руд и их вещественным составом, так и наличием на поверхности народнохозяйственных объектов.

Подземное выщелачивание урана в Центральных Кызылкумах ведется в горизонтах с изначально высокой минерализацией пласто-

вых вод, непригодных для хозяйственных целей, и не затрагивает интересов водопользователей. Все проекты на строительство рудников ПВ проходят тщательную экологическую экспертизу, где рассматриваются и утверждаются мероприятия, ограничивающие воздействие на окружающую среду и предусматривающие дальнейшую рекультивацию поверхности и охрану недр.

В 2001 г. к руководству НГМК обратилось государственное предприятие Китая с просьбой об оказании помощи в разработке технологической схемы ПВ урана на одном из месторождений северо-востока страны. При рассмотрении первичных материалов по месторождению оказалось, что рудовмещающие отложения характеризуются высоким содержанием карбонатов и низким коэффициентами фильтрации, высокими напорами на кровлю рудовмещающего горизонта и аномальными концентрациями бикарбонат-иона в пластовых водах. Проведенные китайскими специалистами опытные работы по вскрытию руд традиционной серноокислотной технологией результатов не принесли. Применение классического карбонатного выщелачивания нереально из-за вероятной полной коагуляции пласта. Специалистами НГМК разработан технологический регламент ведения опытных работ для адаптации мини-реагентной схемы к условиям месторождения. В результате заключен контракт, по условиям которого методическое руководство работами будут выполнять узбекские специалисты, а после внедрения технологии в промышленное производство китайская сторона будет выплачивать НГМК роялти в течение 10 лет.

На возможность отработки по мини-реагентной технологии можно оценить грунтово-инфильтрационные месторождения Украины. Рудовмещающие отложения бучакского яруса (палеоген) представлены аллювиальной серией осадков и лагунными фациями. В разрезе присутствуют пески с высоким содержанием углестого вещества, лигниты и бурые угли. Рудные тела располагаются вдоль границы зоны окисления — на контактах окисленных бучакских отложений с корами выветривания фундамента и прослоями углей. При использовании любой из классичес-

ких схем ПВ вероятны очень высокая себестоимость продукции (высокий расход реагентов, коагуляция) и значительные экологические проблемы, поскольку месторождения расположены в весьма обжитой сельскохозяйственной местности. В этих условиях было бы оправдано и наиболее эффективно применение мини-реагентной технологии.

Инфильтрационные месторождения Южного Казахстана обрабатывают традиционным способом серноокислотного ПВ с приемлемыми экономическими показателями. Однако остаются неиспользованными возможности достижения более высоких показателей и резкого снижения воздействия на окружающую среду. В первую очередь это связано с внедрением мини-реагентной технологии и проведением опытных работ, например, на месторождении Акдала, локализованном в жалпакском горизонте.

Таким образом, применение геотехнологических решений при освоении месторождений урана значительно расширяет возможности добывающих предприятий. Внедрение способа подземного выщелачивания позволило вовлечь в эксплуатацию месторождения урана, непригодные для отработки традиционными способами, при этом значительно расширить минерально-сырьевую базу. Развитие ПВ урана на месторождениях учкудукского типа на первом этапе велось по пути внедрения и совершенствования серноокислотного выщелачивания.

Экспериментальные исследования показали, что бикарбонат-ион является комплексобразователем, связывающим уран в устойчивые растворимые комплексы, а наиболее доступным окислителем — кислород воздуха. Наиболее эффективный способ предварительного окисления руд основан на создании в объеме рудного блока воздушной среды за счет вытеснения пластовых вод сжатым воздухом.

Обобщение полученных результатов позволило разработать и внедрить в производство новые схемы ПВ (бикарбонатно-кислотную и мини-реагентную).

Критериями адаптации технологических схем, определяющих эффективность производства, являются прибыль, коэффициент использования запасов и степень воздействия на окружающую среду.

Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера «Мурунтау» на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт»



Г. Никсон,
генеральный директор



Д. Е. Толстов,
инженер,
канд. техн. наук

(СП «Зарафшан-Ньюмонт»)

Совместное предприятие (СП) «Зарафшан-Ньюмонт» создано в феврале 1992 г. компанией «Ньюмонт Лтд.» (США), Государственным комитетом Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам (Госкомгеологии) и Навоийским горно-металлургическим комбинатом для переработки методом кучного выщелачивания (КВ) забалансовой руды, накопленной на складах карьера «Мурунтау» за 25 лет его существования. Доля иностранного партнера в уставном капитале СП составляет 50%. Согласно договору, для переработки передано 220 млн т руды со средним содержанием золота 1,4 г/т. СП «Зарафшан-Ньюмонт» является первым предприятием по коммерче-

ской добыче золота, проект которого был успешно реализован в Республике Узбекистан.

В целях сокращения сроков погашения кредитов на первом этапе существования СП переработке подлежит забалансовая руда (60 млн т) с повышенным (1,6 г/т) содержанием золота при извлечении 65%, а на втором — руда (160 млн т) с содержанием 1,1 г/т при извлечении около 50%. Проектная производительность завода по руде составляет 13,8 млн т/год с ежегодным выпус-

ком золота в количестве 12,5 т. Упрощенная схема завода КВ представлена на рис. 1.

Производственные операции осуществляются следующим образом. Три бульдозера D10L подают руду в зону работы трех фронтальных погрузчиков D992, которыми она доставляется в приемный бункер щековой дробилки Нордберг 160, установленной на самоходном шасси «Локотрак», где дробится до крупности -150 мм. Вибрационный колосниковый грохот, размещенный перед



Корпус IV стадии дробления и система аспирации



Комплекс дробления и многоярусный штабель руды

дробилкой, направляет рудную массу кондиционного размера непосредственно на конвейер. Наличие самоходного шасси позволяет размещать дробилку в непосредственной близости от забоя, что повышает эффективность работы оборудования. После I стадии дробления рудную массу системой конвейера подают на буферный склад, из которого ее направляют сначала в дробилку II стадии (стандартная конусная дробилка Нордберг MP-1000), затем в дробилки III стадии (две ротоконусные дробилки Нордберг MP-1000), где она последовательно доводится до крупности -5 +13 мм соответственно. Дробилкой

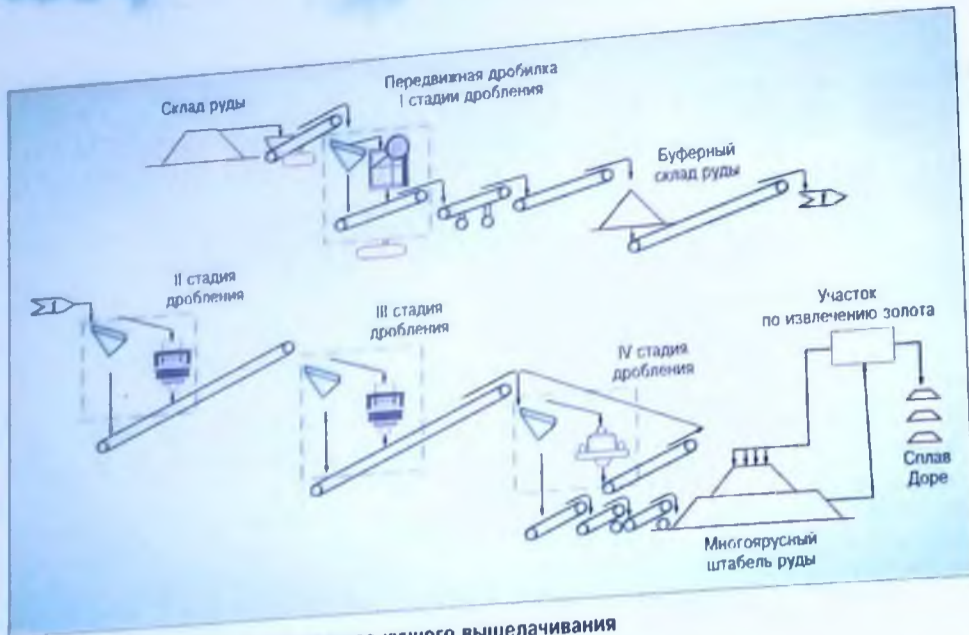


Рис. 1. Технологическая схема завода кучного выщелачивания

работают в открытом цикле. Для предварительного удаления мелкого материала перед ними установлены грохоты типа «банан» фирмы «Нордберг»

Четвертая стадия дробления включает 16 дробилок роторного типа с вертикальным валом, работающих в замкнутом цикле с 14 грохотами типа «банан» фирмы «Нордберг». Конечная номинальная крупность руды (-3,35 мм) является экономически оптимальной для процесса КВ.

Дробленую руду системой конвейеров подают на участок КВ, где ее при помощи 34 передвижных конвейеров и одного отвалообразователя (стакера) заходками шириной 85 м и высотой 10 м укладывают на подушку выщелачивания. После отсыпки очередного слоя руды систему конвейеров и отвалообразователь перемещают для укладки следующего слоя. Проектная высота штабеля составляет 80 м (8 слоев высотой по 10 м каждый).

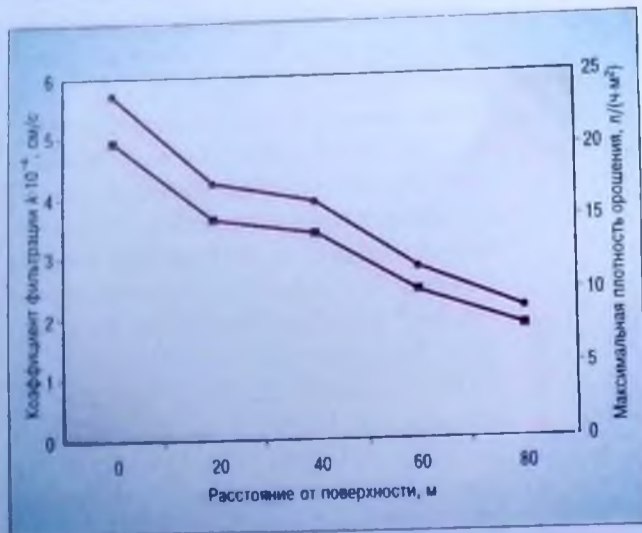


Рис. 2. Изменение скорости фильтрации растворов по глубине штабеля

При выщелачивании руды крупностью -4 мм обычно сталкиваются с проблемой плохой фильтрации растворов поскольку наличие глинистых частиц и мелкой фракции руды обуславливает низкую проницаемость штабеля руды.

В связи с этим на конвейер, со-

единяющий IV стадию дробления с участком выщелачивания, к дробленой руде добавляют цемент, известь и воду с целью ее агломерации. При этом в ходе отсыпки нижних ярусов многоярусного штабеля добавляется большее количество цемента. Это связано с увеличением давления на нижние слои штабеля вышележащих слоев и, как следствие, с ухудшением фильтрационных свойств руды, уложенной в основание штабеля. Так, при увеличении высоты штабеля до 70-80 м (7-8-й слой), скорость фильтрации в нижнем слое руды уменьшается в 2-2,5 раза от первоначальных показателей (рис. 2).

При эксплуатации многоярусного штабеля большое значение имеет конструкция его основания, на которое размещают руду.

На предварительно подготовленное грунтовое основание укладывают слой глины толщиной 300 мм и уплотняют его. Затем сверху расстилают полиэтиленовую пленку высокой плотности. Для предохранения от механических повреждений плен-



Капельное орошение поверхности штабеля руды

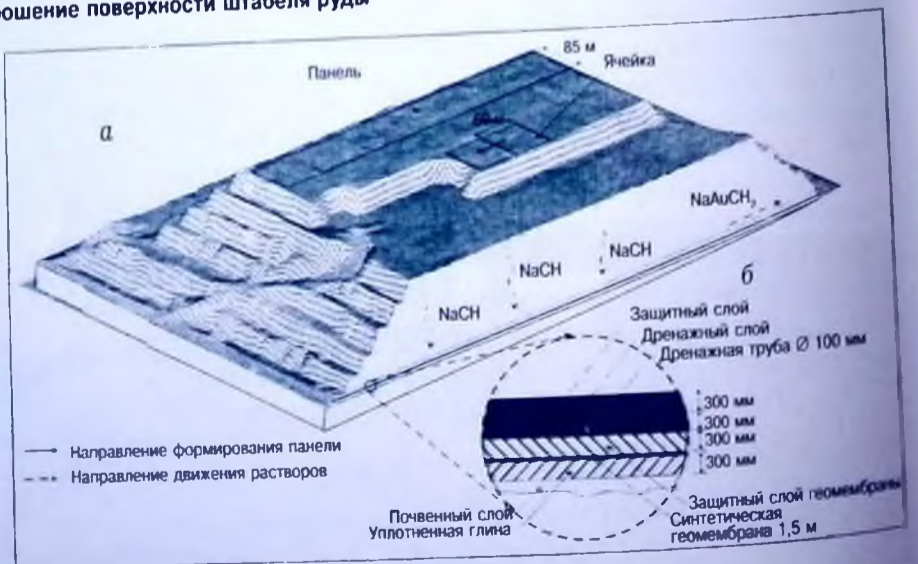


Рис. 3. Конструкция рудного штабеля: а — разрез штабеля; б — разрез основания штабеля

ПЕРЕРАБОТКА И ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ку покрывают слоем мелкодробленой руды высотой в несколько десятков сантиметров. Он является основанием для укладки перфорированных дренажных труб диаметром 100 мм. Концы труб стыкуют с основным дренажным коллектором диаметром 450 мм, проходящим вдоль всего основания штабеля. Последний, верхний слой основания штабеля выполнен из хорошо сортированной породы крупностью не более 50 мм. Этот слой защищает всю дренажную систему от динамического воздействия работающих механизмов при формировании штабеля. Его мощность достигает 600 мм, что позволяет успешно распределить нагрузку от конвейеров-перегрузателей и отвалообразователя, предотвращая повреждение дренажных труб (рис. 3).



Погрузка руды в комплекс первичного дробления



Транспортирование руды от забоя до промежуточного рудного накопителя

Выщелачивающий раствор через систему трубопроводов и капельные эмиттеры подают на поверхность рудной массы. Капельные эмиттеры распределены на поверхности штабеля по сетке 600x600 мм. Применение капельного орошения снижает потери выщелачивающего раствора на испарение и обеспечивает его равномерное распределение по всей поверхности штабеля. Одновременно под выщелачиванием находится более 500 тыс. м² поверхности.

Существенное влияние на процесс выщелачивания оказывает плотность орошения. При ее увеличении концентрация золота в про-

дуктивном растворе снижается. На основе многочисленных промышленных испытаний установлено, что для достижения оптимального соотношения между содержанием золота в продуктивном растворе и существу-

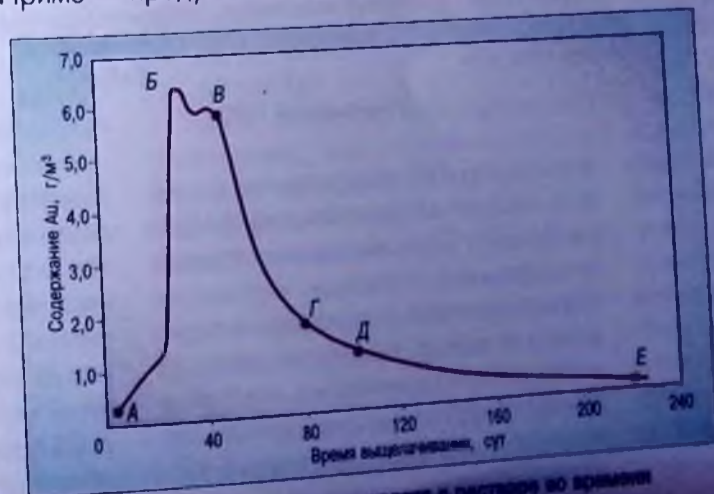


Рис. 4. Изменение концентрации золота в растворе во времени

ющими мощностями по его переработке необходимо дифференцировать плотность орошения во времени (рис. 4).

Рекомендован следующий оптимальный режим орошения рудного штабеля (см. ниже).

Продолжительность орошения, сут	Плотность орошения, л/(ч·м ²)
АБ (0-23)	15
БВ (24-50)	12
ВГ (51-70)	10
ГД (71-100)	8
ДЕ (больше 100)	Выщелачивание выщележащих ярусов

При использовании указанного режима орошения содержание металла в продуктивном растворе поддерживается на уровне не ниже 1,2 мг/л, что обеспечивает эффективное извлечение золота из раствора. Последнее осуществляется методом цинкового осаждения на установке «Меррилл-Кроу». Продуктивный раствор пропускают через фильтрующие элементы для улавливания взвесей, а затем подвергают вакуумной деаэрации с целью удаления кислорода и углекислого газа. После этого в раствор добавляют цинковую пыль и нитрат свинца. Образовавшийся осадок отделяют в пяти фильтр-прессах, а отработанный раствор возвращают в процесс выщелачивания.

Полученный осадок пр-

каливают в двух печах при температуре 650 °С для окисления основных металлов. Прокаленный осадок смешивают с флюсом (смесь буры, се-

Показатели работы СП «Зарафшан-Ньюмонт»

Показатели	Годы					
	1995	1996	1997	1998	1999	2000
Количество переработанной руды, тыс. т	4205	11222	13285	13542	13601	14094
Содержание золота, г/т	1,78	1,81	1,72	1,76	1,93	1,59
Выпуск золота, кг	761	9535	13683	11724	16886	15515



Система подачи руды в штабель с помощью конвейерных перегружателей

литры и кремнезема), а затем плавят в дуговой плавильной печи.

Сплав золота, полученный после плавки, содержит, %: Ag — до 10; Cu — до 5; Pb — 2-3; других примесей — до 2. Аффинаж этого сплава и получение готовой продукции, содержащей золота 99,99 % осуществляется на ГМЗ-2.

Показатели работы СП «Зарафшан-Ньюмонт» представлены в таблице.

Таким образом, деятельность СП «Зарафшан-Ньюмонт» подтверждает высокую эффективность метода КВ золота из многоярусных штабелей.

УДК 622.772

© Коллектив авторов, 2002

Бактериально-химическое выщелачивание меди из хвостов флотации медной обогатительной фабрики Алмалыкского ГМК



М. Г. Сагдиева,
ведущий научный сотрудник,
д-р биол. наук

(Институт микробиологии АН РУз)



С. И. Борминский,
младший научный сотрудник



К. С. Санакулов,
технический директор комбината,
канд. техн. наук



А. А. Варавин,
главный обогатитель комбината

(Алмалыкский ГМК)



О. П. Василенок,
начальник Опытной обогатительной фабрики

Одним из перспективных методов извлечения ценных компонентов из техногенного сырья является его биогидрометаллургическая переработка [4].

При этом возможны два основных технологических решения поставленной задачи. Одно из них предусматривает непосредственную гидрометаллургическую переработку техногенного сырья.

По второму варианту сначала проводят предварительную концентрацию сульфидов каким-либо обогатительным методом, например, флотацией, а затем полученные концентраты подвергают биогидрометаллургической переработке.

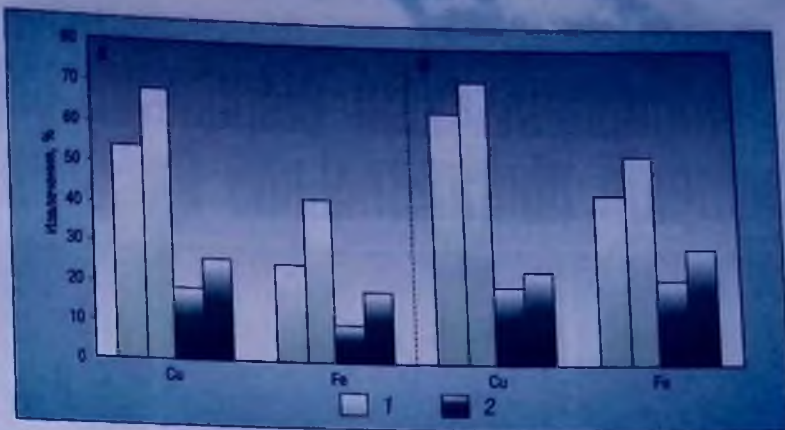
Материалы исследований, проведенных в рамках первого технологического варианта, рассматриваются

Проблема утилизации отходов горнорудных предприятий является общеизвестной. Актуальна она и для Республики Узбекистан [1]. В частности, за более чем 50-летний период в отвалах Алмалыкского горно-металлургического комбината (АГМК) накопилось около 140 млн т некондиционных руд, в двух хвостохранилищах заскладиро-

вано почти 850 млн т хвостов флотации медной обогатительной фабрики (МОФ). Они, во-первых, занимают огромные площади и в значительной степени загрязняют окружающую среду, а, во-вторых, представляют собой техногенные месторождения, содержащие ряд ценных элементов, в том числе цветные, благородные и редкие металлы [2, 3].



Спиральный классификатор медной обогатительной фабрики



Результаты выщелачивания (две серии экспериментов) меди и железа из текущих (а) и лежалых (б) хвостов флотации: 1 — в присутствии культуры *Thiobacillus ferrooxidans*-4; 2 — без применения бактериальной культуры

в данной статье. В другой статье, опубликованной в этом же номере «Горного журнала», представлены результаты исследований по второму варианту.

С целью разработки биотехнологии извлечения меди и вскрытия золота и серебра из хвостов флотации МОФ, авторами проведено микробиологическое обследование различных объектов Алмалыкского рудного поля (отвалы некондиционных забалансовых руд, хвостохранилище № 1, экспериментальные кучи бактериально-химического выщелачивания). Установлено, что практически во всех отобранных пробах присутствуют железо- и сероокисляющие бактерии *Thiobacillus ferrooxidans* и *Thiobacillus thiooxidans*, причем численность бактерий варьирует от 10^2 до 10^7 кл/мл в зависимости от вещественного состава, влажности и pH пробы. Следует отметить, что в пробах, отобранных из хвостохранилища № 1, несмотря на то что pH среды колеблется в пределах 7–8,5, концентрация микроорганизмов составляет 10^1 – 10^3 кл/мл, что свидетельствует о микроразнообразии развития ацидофильных бактерий на сульфидных минералах хвостов флотации.

В опытах использовали ацидофильную ассоциацию *Thiobacillus ferrooxidans*-4, выделенную из экспериментальной кучи бактериального выщелачивания и предварительно адаптированную к текущим и лежащим хвостам флотации. В ходе адаптации культуры к исследуемым продуктам установлено, что при бактериальном выщелачивании меди из лежалых хвостов не требуется дополнительно подкислять среду, в то время как при выщелачивании теку-

щих хвостов необходимо дополнительно вводить концентрированную серную кислоту. Определены основные параметры выщелачивания меди из текущих и лежалых хвостов флотации: pH = 2–2,2, температура 28–32 °С, соотношение Т:Ж = 1:10. В этих условиях извлечение составляло, %: меди из текущих хвостов 56–68, из лежалых — 63–75, желе-



Медеплавильный завод, цех электролиза меди

за — соответственно 25–40 и 45–54% за 15 сут выщелачивания, в то время как в контрольных опытах (без применения бактериальной культуры) — 18–25 и 20–28%, 10–18 и 25–32% соответственно (см. рисунок).

Таким образом, принципиально установлено, что различные хвосты флотации пригодны для переработки биотехнологическим методом. Это явилось основанием для проведения опытов по кучному выщелачиванию меди в колоннах из хвостов флотации. Масса каждой пробы составляла 1,5 кг, концентрация бактерий — 10^7 – 10^8 кл/мл, железа (III) — 2,8–3,2 г/л, режим орошения — 0,5–0,75 л/сут. За 30 сут из текущих хвостов

лежалых хвостов извлечено 76,4 и 82% меди соответственно. Следует отметить, что за первые шесть циклов выщелачивания из лежалых хвостов было извлечено более половины всей меди, что, по-видимому, связано с природным окислением сульфидных минералов, в частности халькопирита и пирита, входящих в состав хвостов флотации МОФ АГМК.

Результаты химического, фазового и спектрального анализов показывают, что за 30 сут разрушается более 70% первичных сульфидов меди и около 58% пирита, что свидетельствует о вскрытии золота, тонковкрапленного в сульфидные минералы. Помимо меди и железа, в выщелачиваемых растворах обнаружены цинк, кадмий и другие ценные элементы.

Полученные данные свидетельствуют о перспективности разрабатываемой технологии, которая позволит значительно расширить сырьевую базу республики за счет вовлечения в переработку техногенных отходов и увеличить производство меди, золота, серебра и других сопутствующих ценных металлов.

Список литературы

1. Генчев Ф. Переработка металлургических шлаков и хвостов флотации обогатительных фабрик // Биоготехнология металлов. — М., 1985.
2. Каширский С. А., Турсебеков А. Х. Сырьевая база комбината // Цветные металлы. — 1998. — № 2.
3. Бадалов С. Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. — Ташкент: Изд-во ФАН АН РУз, 1991.
4. Сагдиева М. Г. Перспективы биотехнологии извлечения цветных и благородных металлов из нетрадиционного золотосодержащего сырья // Тез. докл. республиканской научно-технической конференции «Новые неорганические соединения». — Ташкент, 2000.

Комбинированная технология переработки хвостов медной обогатительной фабрики Алмалыкского ГМК



К. С. Санакулов,
технический директор комбината, канд. техн. наук



М. М. Халматов,
начальник ПТО, канд. техн. наук



К. Ф. Ким,
зам. начальника Центральной химико-технологической лаборатории



М. Г. Сагдиева,
ведущий научный сотрудник, д-р биол. наук



С. И. Борминский,
младший научный сотрудник

(Алмалыкский ГМК)

(Институт микробиологии АН РУз)

(0,4 г/т) обнаруживается вблизи дамбы. К центру хвостохранилища его содержание снижается до 0,2 г/т. Сульфидность хвостов колеблется от 52 до 94 % (в среднем — 83 %).

Лабораторные опыты по флотационному обогащению отобранных проб проводили в открытом цикле по фабричному режиму на водопроводной воде. Химический состав отвалных хвостов МОФ, медного и пиритного кон-

В рамках решения проблемы утилизации отходов Алмалыкского горно-металлургического комбината авторами были проведены исследования по переработке лежалых хвостов флотации медной обогатительной фабрики (МОФ). Ставилась цель получить из хвостов флотационные концентраты и определить их пригодность к выщелачиванию меди биотехнологическими методами с последующим извлечением золота и серебра, а также других сопутствующих ценных металлов.

Было отобрано 200 проб из различных участков хвостохранилища № 1 МОФ АГМК. Результаты гранулометрического, фазового и химического анализов показали следующее. Более крупные фракции распо-

ложены возле дамбы на расстоянии до 40 м от нее. Среднее содержание меди по всему пляжу 0,2, молиб-

денатов, полученных при их флотации, и отходов флотации представлен в таблице.

Химический состав продуктов флотации

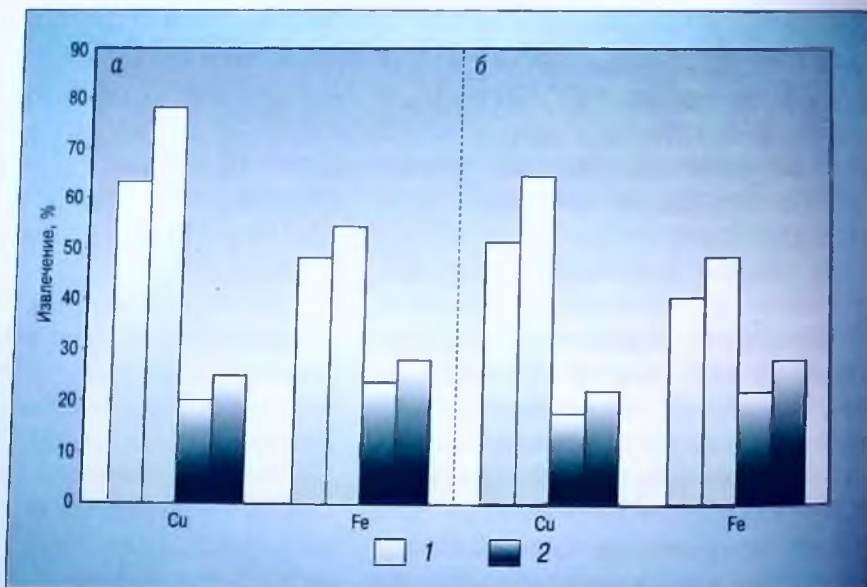
Наименование продуктов	Содержание, % (г/т)								
	Cu	Mo	Au	Ag	SiO ₂	Al ₂ O ₃	S _{общ}	S _{св}	Fe _{св}
Медный концентрат	10,44	0,125	16,0	44,5	10,9	2,72	35,9	25,0	32,9
Хвосты медной флотации	0,064	0,002	0,162	1,15	68,1	11,4	0,44	0,25	3,9
Пиритный концентрат	0,65	0,18	3,5	14,5	10,7	2,2	46,1	29,4	37,2
Хвосты пиритной флотации	0,048	0,0018	0,189	2,18	69,2	12,4	0,37	0,32	3,8
Исходные лежалые хвосты	0,20	0,003	0,5	1,6	65,7	13,8	1,7	1,0	4,9

дена — 0,0033 %. Остальные компоненты распределены по площади хвостохранилища более равномерно. Их среднее содержание составляет, %: 1,74 S; 1,23 г/т Ag; 4,63 Fe; 3,65 CaO + MgO; 10,9 Al₂O₃; 66,3 SiO₂. Высокое содержание золота

Для проведения бактериального выщелачивания флотационных концентратов была отобрана наиболее активная культура *Thiobacillus ferrooxidans*-4, выделенная из отвала АГМК, на котором в восьмидесятих годах проводилось бактериальное



Главный корпус медной обогатительной фабрики



Результаты выщелачивания (две серии экспериментов) меди и железа из медного (а) и пиритного (б) концентратов:

1 — в присутствии культуры *Thiobacillus ferrooxidans*-4; 2 — без применения бактериальной культуры

выщелачивание меди. Культуру адаптировали к исследуемым концентратам методом многократных пересевов на среде 9К, в состав которой вместо железа добавляли флотационные концентраты в различных соотношениях Т:Ж.

Установлено, что и медный, и пиритный флотационные концентраты пригодны к переработке методом

бактериального выщелачивания. В оптимальных условиях процесса (температура 28–32 °С, Т:Ж= 1:10, рН = 1,8+2) извлечение меди из концентратов составляет 63–78 и 51–64 % соответственно (см. рисунок).

Анализ кеков бактериального выщелачивания показывает, что содержание сульфидной серы в про-

цессе культивирования бактерий на среде с флотоконцентратами резко снижается, что свидетельствует о биодеструкции сульфидных минералов и связанном с этим вскрытии золота, тонковкрапленного в пирите и халькопирите, которое можно извлекать методом цианирования или тиосульфатного выщелачивания.

УДК 622.772

© Е. А. Толстов, Г. Н. Глотов, 2002

Проектирование технических и технологических показателей при скважинном подземном выщелачивании урана



Е. А. Толстов,
главный инженер
комбината,
д-р техн. наук



Г. Н. Глотов,
главный геолог РУ-5,
канд. техн. наук

(Навоийский ГМК)

Скважинное подземное выщелачивание (СПВ) урана в настоящее время является единственным способом разработки месторождений урана «учкудукского» типа в Кызылкумском районе. Однако его эффективное применение невозможно без предварительной оценки технических и технологических показателей, которая базируется на геотехнологическом районировании месторождений и моделировании процесса выщелачивания в конкретных горнотехнических и гидрогеологических условиях.

Вопросами геотехнологического районирования месторождений урана «учкудукского» типа занимались добывающие (ЛГХК, НГМК), геологоразведочные (ПГО «Кызылтапагеология») и научные (ВНИИХТ, ВИМС, ВНИПИПТ, ИГЕМ АН СССР) организации. У каждой из них был свой

подход к оценке особенностей строения залежей и на этой основе выделению геотехнологических типов и сортов руд. При этом геотехнологическое районирование проводилось в основном применительно к сернокислотному, в значительно меньшей степени — к бикарбонатно-кислотному и совсем не было уделено внимание безреагентному (мини-реагентному) способу СПВ урана.

Геотехнологическое районирование месторождений не может быть представлено в логически завершенном виде, если оно не опирается на корректную информационную базу и не ограничено получением прогнозных технологических показателей через технолого-экономические модели процесса выщелачивания, апробированные в условиях действующих предприятий.

Разработанный метод* геотехнологического районирования основывается на ретроспективном анализе результатов промышленного и опытно-промышленного применения подземного выщелачивания на месторождениях Северный и Южный Букинай, Бешкак, Сугралы, Кендыктубе, Северный и Южный Карамурун. Метод представляет собой последовательный ряд графических и расчетных операций (рис. 1).

Для геотехнологического районирования месторождений урана «учкудукского» типа предложено использовать пять ведущих природных

параметров (продуктивность, карбонатность, коэффициент фильтрационной неоднородности пород и руд $K_{фн}$, отношение мощности пласта к мощности рудовмещающего горизонта m/M и отношение содержания урана к мощности пласта c/m), что с учетом других параметров вполне обеспечивает необходимую для практики точность прогнозирования показателей СПВ.

Оценка пригодности рудных залежей к кислотному, бикарбонатно-кислотному и безреагентному (мини-реагентному) способам выщелачивания определяется главным образом по содержанию в породах рудовмещающего горизонта карбонатов (по CO_2). По этому признаку выделяют руду, пригодную для кислотного (содержание $CO_2 < 1+1,5\%$), бикарбонатно-кислотного (содержание $CO_2 > 1+1,5\%$) и безреагентного (содержание $CO_2 > 1,5+2\%$) способов выщелачивания.

Выделение геотехнологических типов руд по морфолого-геохимическим и гидрогеологическим признакам осуществляется, исходя из принадлежности участка к различным частям роллообразных залежей (природным морфолого-геохимическим и гидрогеологическим зонам) с характерными значениями параметров m/M , $K_{фн}$ и c/m , которые совокупно обуславливают существенное различие технологических свойств руды. По этому признаку на место-

* Толстов Е. А. Физико-химические технологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. — М.: Изд-во МИТУ, 1999.

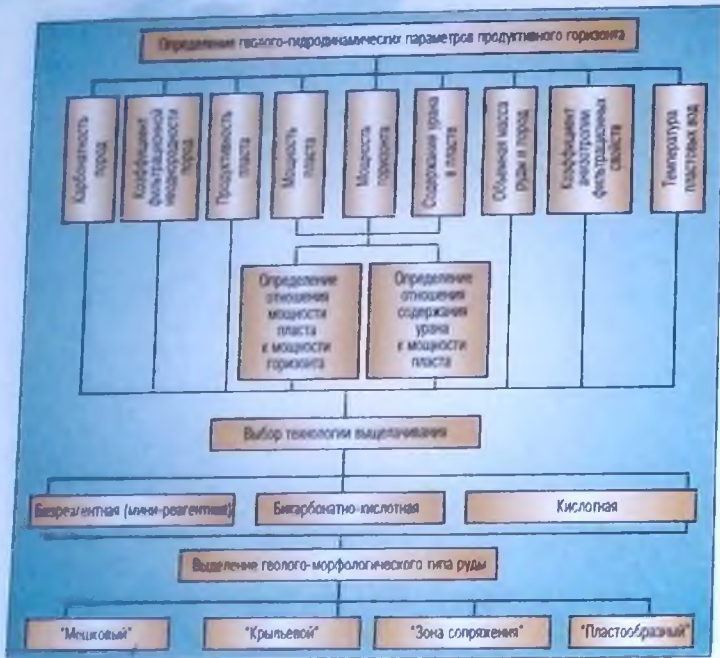


Рис. 1. Схема геотехнологического районирования месторождений «учкудукского» типа

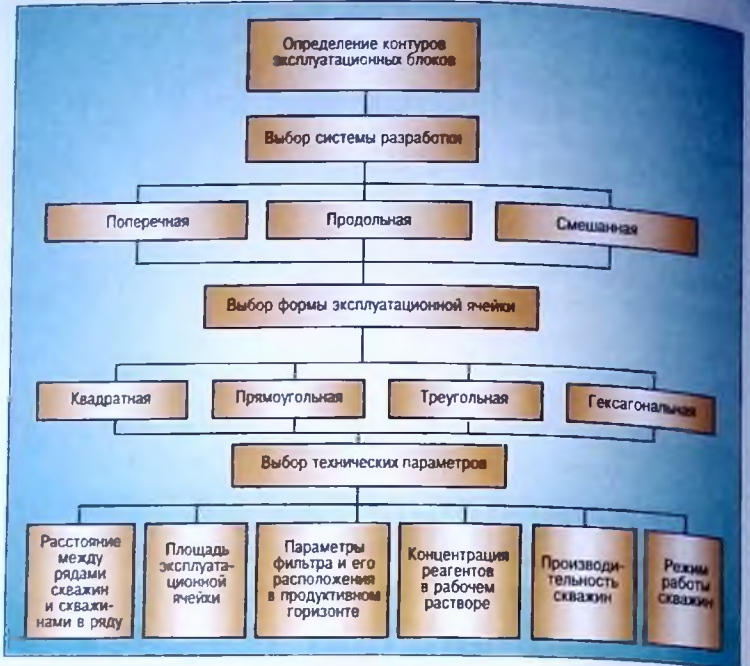


Рис. 2. Схема определения технических параметров отработки залежей способом СПВ

рождениях «учкудукского» типа выделяют руду «мешкового», «крыльевого», «зон сопряжения» и «пластообразного» типов с различными соотношениями мощности пластов и водоносных горизонтов, фильтрационными характеристиками руды и вмещающих пород, содержанием полезного компонента и т. п.

Геотехнологическое районирование месторождения предшествует проектированию горно-подготовительных работ и выполняется с целью получения технолого-экономической оценки залежи (месторождения) и укрупненного планирования добычи. Районирование, выполненное на стадии разведки месторождения, помогает также наметить объемы и виды опытных работ для каждого из выявленных геотехнологических типов и сортов руды.

После геотехнологического районирования приступают к проектированию схемы разработки месторождения (залежи), которое выполняют в два этапа.

Первый этап проектирования базируется на фактических материалах, полученных при предварительной, детальной и эксплуатационной разведке. На этом этапе определяют общую направленность отработки блоков ПВ, выбирают варианты схем разработок, рассчитывают межрядные и межскважинные расстояния в зависимости от режимов эксплуатации, определяют прогнозные техно-

го-экономические показатели выщелачивания (рис. 2).

Второй этап проектирования выполняют после бурения технологических скважин и получения дополнительных материалов по их опробованию. По уточненным данным пересчитывают эксплуатационные запасы урана, уточняют контуры участков с различными природными типами и сортами руд и рассчитывают основные технико-экономические показатели как в целом по блоку, так и по группам технологических ячеек, резко отличающихся по параметрам от средних их значений по блоку, с целью определения возможностей одновременной отработки всего блока. Это достигается путем частичного изменения (бурение дополнительных технологических скважин) схемы вскрытия, принятой на первом этапе проектирования, корректировки режимов подачи выщелачивающих растворов, изменения

производительности скважин в допустимых пределах.

На втором этапе проектирования составляют проект отработки участка со схемой расположения технологических трубопроводов и дополнительных узлов подкисления (в случае необходимости), а также графики интенсивности отработки запасов урана во времени и изменения качества продуктивных растворов.

После определения технических параметров приступают к определению технологических показателей выщелачивания, что достигается на основе математического моделирования процесса.

Физико-математическая модель процесса ПВ урана для различных технологий построена, исходя из следующих предпосылок.

Одна и та же скважинная система в зависимости от ее технических параметров и конкретных геолого-

гидрогеологических условий будет характеризоваться разными геотехнологическими показателями. Соответственно, в одинаковых геолого-гидрогеологических условиях различия в параметрах систем отработки будут приводить к разным геотехнологическим показателям.

Известные в настоящее время методы расчетов основных геотехнологических показателей основаны на упрощенном описании процесса СПВ. При этом широ-



Полигон подземного выщелачивания урана

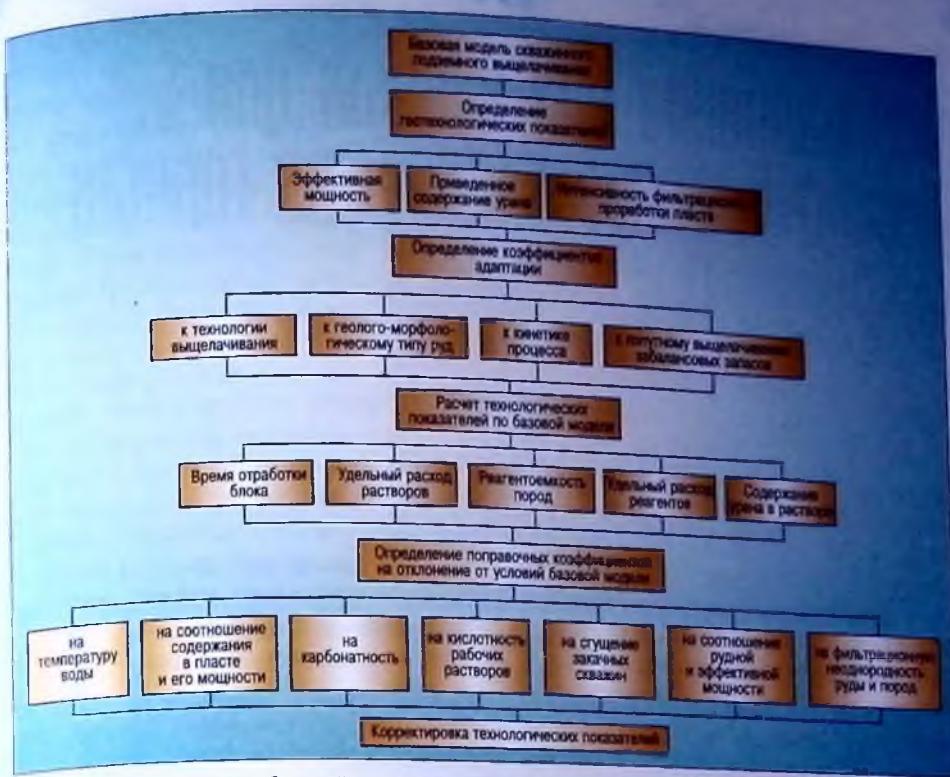


Рис. 3. Схема адаптации базовой модели выщелачивания к условиям отработки залежей

кое распространение получили принцип дифференцированного наложения на структуру фильтрационного потока кинетических закономерностей перевода урана в раствор, полученных для одномерных условий фильтрации, и интегральное обобщение их во времени на выходе из откачной скважины. На основе такого подхода построены модели процесса ПВ, которые в частных случаях удовлетворительно решают узкий круг задач.

За время применения СПВ в Кызылкумском районе накоплен уникальный эмпирический материал, характеризующий результаты отработки сотен эксплуатационных блоков, на которых использовали различные технологии, схемы вскрытия, межрядные и межскважинные расстояния, режимы выщелачивания.

В анализ включен фактический материал по отработке более 700 эксплуатационных блоков семи месторождений: Букинай, Южный Букинай, Бешкак, Кендык-Тюбе, Сугралы (Кызылкумская провинция); Северный и Южный Карамурун (Сардарынская провинция). В ходе анализа разработан ряд оригинальных методик: определения эффективной мощности в выщелачиваемом объеме горнорудной массы; оценки геотехнологических свойств рудных залежей (их частей); фильтрационных

свойств рудовмещающих горизонтов; коэффициентов радиоактивного равновесия руд. Определен характер изменения проницаемости рудного пласта в динамике отработки блоков ПВ в зависимости от применяемых технологий и карбонатности среды. Обоснован геотехнологический параметр — интенсивность фильтрационной проработки горнорудной массы и отработана методика его определения. Этот параметр положен в основу моделирования процесса выщелачивания.

В результате выполненного анализа создана детерминированная динамическая модель ПВ, которая качественно и количественно отражает взаимосвязи и взаимообусловленность природных, технических и геотехнологических параметров, участвующих в процессе ПВ, с его геотехнологическими выходными показателями.

Для описания динамики процесса ПВ в зависимости от природных, технических параметров и условий залегания рудных залежей предложены формулы для определения (расчета) основных геотехнологических показателей ПВ. Они отражают общий характер изменения показателей процесса фильтрационного выщелачивания. Известно*, что влияние многочисленных факторов проявляется через изменение абсолютных характеристик процесса при со-

хранении общего вида зависимостей. Это позволяет сделать вывод о возможности адаптации базовых формул к конкретным условиям с помощью подбора соответствующих коэффициентов, изменяющихся закономерно при изменении условий протекания процесса выщелачивания. При этом многообразие природных и технических факторов обусловило необходимость разработки базовой физико-математической модели процесса СПВ для конкретных условий, численная характеристика которых принимается за базовые показатели (см. ниже). По отношению к этой модели определяются коэффициенты адаптации к изменяющимся условиям проведения процесса, что значительно упростило решение поставленной задачи. Схема адаптации базовой модели процесса выщелачивания к изменяющимся условиям приведена на рис. 3.

Температура пластовых вод, °С21
Соотношение между содержанием урана и мощностью пласта, %/м0,0063
Карбонатность руды и вмещающих пород в пересчете на CO ₂ (для серноокислотной технологии), %0,50
Кислотность рабочих растворов на стадии подготовки блоков при серноокислотной технологии, %2,50
Соотношение расстояний между откачными и заканными скважинами по заканному и откачному рядам (применяется при прямоугольной трехскважинной системе разработки)1,0
Линейный коэффициент рудоносности, т/М0,300
Коэффициент фильтрационной неоднородности вмещающих пород и руды1,0

При расчетах динамических параметров и показателей СПВ в обязательном порядке необходимо учитывать изменение интенсивности фильтрационной проработки горнорудной массы во времени, происходящей в результате механической, химической и газовой коагуляции пород рудовмещающего горизонта.

Таким образом, разработанная физико-математическая модель скважинного подземного выщелачивания позволяет проектировать геотехнологические показатели процесса, адаптируясь к технологии выщелачивания, геолого-гидрогеологическим характеристикам месторождения и техническим параметрам системы разработки.

— М.: ЦНИИТопкоэфром, 1981.

* Садонин В. Г., Веселова Л. Н. Разработка гидрогенных месторождений металлами

Опыт создания и использования баз данных для обработки геологоразведочной информации на горных предприятиях Алмалыкского ГМК



С. И. Дабижа,
главный геолог
Алмалыкского ГМК



Б. А. Айрапетян,
ведущий программист
научно-производственного
предприятия
AQVATEST

ность взаимосвязанных, хранящихся вместе данных при наличии такой минимальной избыточности, которая допускает их использование оптимальным образом для одного или нескольких приложений; данные запоминаются так, чтобы они были независимы от программ, использующих эти данные; для добавления новых или модификации существующих данных, а также для поиска данных в базе данных применяется общий управляемый способ. Данные структурируются таким образом, чтобы была обеспечена возможность дальнейшего наращивания приложений. Говорят, что система содержит совокупность баз данных, если эти базы данных полностью самостоятельны».

Нами разработана совокупность баз данных, удовлетворяющая всем теоретическим требованиям к банку данных. Создание баз данных не являлось самоцелью. Их развитие и совершенствование происходило в процессе решения различных производственных задач. Приведение информации в порядок обуславливало в свою очередь упорядочение процедур обработки.

Концептуально мы подходим к решению основных задач информатизации:

- базы исходных данных независимы от объектов;
- программное обеспечение для обработки данных создается независимо от структур баз данных;
- программные компоненты системы обработки независимы друг от друга;

программное обеспечение состоит из набора процедур, комбинация использования которых позволяет формировать средства для решения различных задач.

Программное обеспечение

Система обработки построена так, что в ней можно создавать сколько угодно много технологических цепочек для решения различных за-

дач. К примеру, для решения задачи подсчета запасов необходимо выполнить в определенном порядке ряд вычислительных процедур. Для решения задачи геолого-экономической оценки месторождения необходимо выполнение своего набора процедур. Если наша система настроена на решение задачи подсчета запасов, то для ее использования при геолого-экономической оценке месторождений набор необходимо дополнить только недостающими процедурами. Обработку можно построить по желанию пользователя, не нарушая при этом целостности системы. Важно отметить, что ни одна процедура не «вшита» в базовое программное обеспечение и может быть включена в него извне. Такой подход позволил создать открытую систему обработки информации, в центре которой находится программа управления процессом обработки информации, состоящая из следующих блоков:

- программ доступа к базам данных произвольных структур;
- графического редактора пространственных объектов на произвольных проекциях;
- программ просмотра пространственных объектов с использованием средств объемной визуализации;
- программы печати произвольной графической информации;
- программы просмотра информации баз данных;
- диспетчера для запуска процедур обработки информации.

На рисунке схематично изображена работа системы.

К настоящему времени созданные БД и процедуры обработки охватывают несколько сфер геологоразведочной деятельности от подготовки информации до таких важных задач, как подсчет запасов, плоское и объемное моделирование геологических объектов для их углубленного изучения, геолого-экономическая оценка месторождений и др.

Базы данных

Для хранения и обработки графической информации создана БД, которая является ядром практически всех пространственных геометрических операций, осуществляемых над трехмерными объектами. Это могут быть точечные, линейные, площадные, объемные объекты и поверхности. Каждый из этих элементов может иметь произвольный набор качественных и количественных параметров.

Для удобства элементы базы данных снабжены возможностью разделения по группам. Группы объединены общим «хозяином», что дает возможность работать в этой базе данных одновременно с несколькими объектами. Каждый из элементов может быть как исходным, так и результатом обработки. Так, точечные и линейные объекты могут быть преобразованы в поверхности. Список поверхностей позволяет задать объемные объекты. Пересечение поверхностей порождает линейные объекты. Сечение объемных объектов поверхностями даст в результате площадные объекты. Эти объекты независимо от способа их получения могут быть использованы для дальнейшей работы.

Структура базы данных позволяет хранить информацию о произвольных срезах ее элементов. Задав произвольную плоскость и объем влияния, можно выбрать точечные, линейные и объемные объекты, которые нас интересуют. С помощью предназначенных для этого процедур для точек будут определены те из них, которые попадают в объем влияния; для линейных объектов будут определены части линий, пересекающие объем влияния; для объемных объектов будут вычислены контуры их пересечения с заданной плоскостью. Полученную информацию можно визуализировать графическим редактором. С помощью этого редактора можно нанести контуры новых объемных объектов. Сделав это на ряде срезов, мы породим новые объ-



Карьер «Кальмакыр»

емные объекты, которые могут быть использованы в дальнейшей обработке. При формировании новых объектов существует возможность их просмотра в пространстве. Этой возможностью можно воспользоваться, в частности, при подготовке материалов к подсчету запасов методами вертикальных разрезов или горизонтальных сечений.

Много внимания при разработке и создании системы уделено вопросам использования условных обозначений при визуализации графических материалов. Для этих целей можно использовать предусмотренные для этого возможности Windows. В этом случае для линий можно задать толщину, цвет и стиль, для площадных элементов — толщину, цвет и стиль контура такого элемента, а также цвет и стиль заливки. Точки могут быть изображены маркерами в виде различных фигур (эллипсов, прямоугольников, различных звездочек и т. п.). Для оформления можно

также использовать базу данных условных обозначений. В ней предусмотрена возможность нестандартного оформления для всех типов объектов. В базе данных также предусмотрена гибкая возможность задания текстового оформления любых элементов. В этой базе данных можно набрать различные справочники стандартных или общепринятых способов оформления графических материалов.

Для хранения исходных геологоразведочных данных на комбинате используются базы данных

разведочным, эксплуатационным скважинам и выработкам. Базы данных по разведочным и эксплуатационным скважинам позволяют добавлять и хранить результаты разведки по скважинам произвольных объектов с индивидуальными наборами параметров по каждому из них. Так, в базе данных геологоразведочной информации месторождений АГМК содержится информация по медно-молибденовым месторождениям Кальмакыр, Дальнее, Сары-Чеку, Кызата и свинцово-цинковому месторождению Учкулач. База данных по разведочным скважинам содержит информацию более чем по 2400 скважинам, 300000 пробам, 800000 количественным показателям, 10000 качественным показателям. База данных по эксплуатационным скважинам включает в себя информацию по более 41500 скважинам, соответственно по более 80000 пробам, 188000 количественным показателям. Ежемесячно база по эксплуатационным скважинам пополняется 1500 скважинами. В эти базы могут быть добавлены данные по скважинам любых других месторождений. Структуры баз данных и их интерфейс позволяют хранить, добавлять и удалять в базе данных произвольную аналитическую и качественную информацию. Кроме того, программное приложение, созданное на этой основе, позволяет производить первичную обработку данных. В настоящий момент это расчет

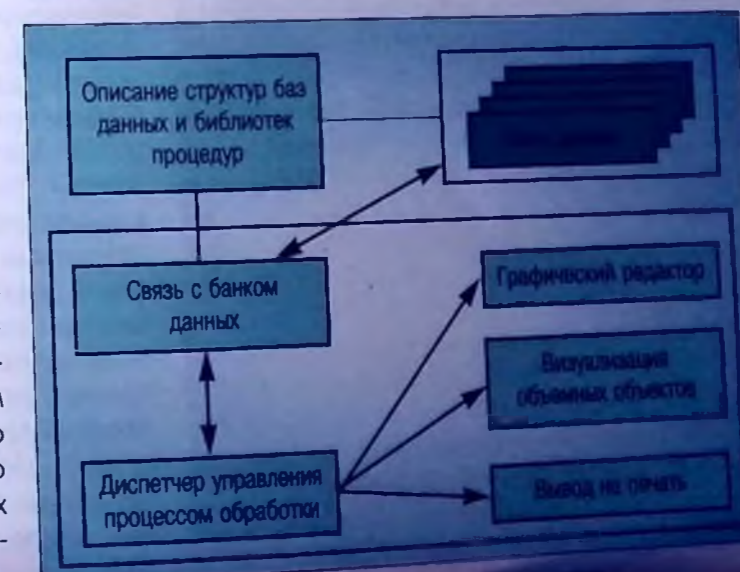


Схема работы открытой системы обработки информации



Выемочно-погрузочные работы в карьере «Кальмакыр»

сколькими операторами. Зачастую это приводило к искажению накапливаемой в базах данных информации, что требовало создания страховочных копий.

Практика показала, что эффективное функционирование созданной системы обеспечивается при использовании ее в локальной вычислительной сети на основе сетевых карт объемом 100 Мбайт, 100 Мбайт HUB и

опорных точек скважин по инклинометрии, выделение рудных интервалов по любым вариантам кондиций (визуализация результатов) и статистическая обработка данных. Статистическая обработка включает в себя первичную обработку, регрессионный анализ, вычисление вариограмм. Перечисленные программы не относятся к процедурам обработки в системе. Они написаны для использования в рамках конкретных баз данных.

Кроме перечисленных баз данных общего назначения, для производственных целей геологической службы АГМК созданы специализированные базы для решения конкретных производственных задач. Среди них — БД для обработки маркшейдерских данных, используемых для расчета координат опорных точек поверхности. Эта БД используется, в частности, для определения постоянно меняющейся формы карьера. А для оперативного учета добытой руды созданы БД и программное приложение, позволяющие получать информацию о количестве и качестве руды, добытой за определенный период времени по экскаваторам и направлениям отгрузки.

Техническое обеспечение

Наиболее важным элементом технического обеспечения для надежной работы системы являются сетевые возможности локальной вычислительной сети.

При использовании последовательно-магистральной одноранговой сети Microsoft на основе сетевых карт объемом 10 Мбайт с коаксиальным кабелем работа системы отличалась очень низкой надежностью. Это связано с использованием сетевых карт низкого качества. Скорость передачи данных была недостаточной при вводе информации не-

кабеля «витая пара» с сервером, работающим под управлением операционной системы Windows 2000 (NT 5) и нескольких рабочих станций. Для хранения операционной системы выделено два жестких диска, которые объединены в массив RAID 1, а для хранения данных — три жестких диска, которые объединены в массив RAID 5. Для эффективного использования графических возможностей системы желательна на рабочих станциях специалистов устанавливать мониторы больших размеров с высокой степенью разрешения и качественные цветные устройства печати.

Таким образом, создана открытая автоматизированная система, предназначенная для решения задач, связанных с обработкой пространственной информации. Система не привязана к конкретным целям геологоразведочного производства. Она может быть использована для решения горно-технологических, экологических, картографических и других задач. Вопрос только в том, какими процедурами обработки информации она оснащена. С точки зрения системы процедуры не различаются и могут быть добавлены в любом количестве без каких-либо ограничений.

Ввод информации в больших объемах в описанные базы данных на горных предприятиях АГМК начал осуществляться в 1997 г. В это же время прекратилось нанесение всей этой информации на бумажные планшеты.

За прошедшие годы суммарный объем баз данных составил 200 Мбайт. В конечном итоге это позволило полностью отказаться от ведения сортовых планов эксплуатационных горизонтов, на составление которых уходила большая часть рабочего времени, а хранение сортовых

планов, которых за 40 лет эксплуатации месторождений было составлено около 6000 листов формата А1, стало большой проблемой. Кроме этого, сама собой отпала проблема поиска нужной информации в большом объеме бумажных носителей.

С помощью созданной системы решение задач подсчета запасов как глобальных, так и локальных становится обыденным процессом, который можно осуществлять регулярно. Объемы графических и табличных материалов несоизмеримо меньше, чем при проведении аналогичных работ вручную, а информативность результатов обработки при этом не ограничена. Система построена таким образом, что она позволяет просмотреть все исходные, промежуточные и конечные результаты обработки табличных и графических материалов в удобном виде. При необходимости любые из этих материалов могут быть выведены на печать.

В полном объеме используются базы данных маркшейдерской обработки учета формы карьера и оперативного учета добытой руды на месторождении Кальмакыр. Все программные продукты могут без всяких изменений использоваться на любых месторождениях АГМК. Повсеместное внедрение на горных предприятиях АГМК созданной системы — вопрос времени, необходимого на решение организационных вопросов по подготовке кадров и приобретения необходимой техники.

Следует отметить, что в геологической отрасли нашей республики много средств расходуется на создание программных комплексов для определения подсчета запасов, геолого-экономической оценки месторождений, создания баз данных картографической информации и других близких задач. У последних много общих процедур, повторяющихся в каждой реализации. Авторы считают, что принципы, заложенные в описанном выше программном продукте, позволят значительно сократить немалые государственные средства, направляемые на эти цели. Кроме того, мы предлагаем начать формирование отраслевого банка данных, которого по существу пока нет. Банк данных геологоразведочной информации АГМК является хорошим примером того, что это можно делать.

УДК 658.511.2.42

Информативные и оперативные ядерно-физические методы контроля технологического процесса

© Коллектив авторов, 2002



Г. Саттаров, начальник БСМИ, д-р техн. наук (Навоийский ГМК)



Ж. Камилов, начальник ЦЭЛ (Навоийский машиностроительный завод)



А. Музаффаров, инженер БСМИ (Навоийский ГМК)



Ф. Кадиров, старший научный сотрудник, канд. техн. наук (ИЯФ АН РУз)



В. Е. Латьшев, начальник ЦНИЛ, д-р геол.-минерал. наук МАН (Навоийский ГМК)

Для элементного анализа руд и технологических продуктов, содержащих уран и золото, применяются различные физико-химические и ядерно-физические методы анализа. Ядерно-физические методы обладают рядом преимуществ: высокой чувствительностью; возможностью одновременного определения ряда элементов, а также автоматизации процесса анализа; экспрессностью при анализе элементов по короткоживущим радионуклидам. Для активационного анализа геологических и технологических образцов применяются нейтронно-активационный анализ (НАА) с применением реактора, ампульных источников нейтронов, фотоактивационного анализа. Для покусковой сортировки золотосодержащих руд используются рентгеновские методы анализа по различным геохимическим признакам. Для определения урана в геологических образцах применяются спектрометрические, радиометрические, рентгеноспектральные, рентгенофлуоресцентные, нейтронно-активационные методы анализа.

Информативные методы контроля технологических процессов

1. Фоторегистрация радиолуминесценции. Метод основан на регистрации люминесцентных свечений (излучений) на фотопленке, образующихся при облучении штуфов (шлифов) гамма-квантами с энергией 1,1–10 МэВ. В зависимости от величины удельной интенсивности свечения можно отличить локальное распределение минералов и пород. Для

количественной оценки рудных и нерудных минералов используют уравнение

$$\eta = N_m A_m D_m / N_n A_n D_n,$$

где индексы m и n относятся соответственно к люминесцирующим и нелюминесцирующим минералам; N — число первоначально возбужденных атомов; A — вероятность распада возбужденного атома за единицу времени; D — доля минерала. В идентичных экспериментальных условиях критерием различия является величина, большая 1,06. Данный метод позволяет изучать: особенности формирования околорудных метасоматитов; распределение шеелита в золотосодержащих рудах; парагенетические ассоциации пород и минералов. Метод может найти применение

для оценки текстурно-структурных особенностей и минеральных неоднородностей руд как важного вспомогательного наглядного инструмента при минералогических исследованиях.

2. Нейтронно-активационная автордиография. Метод основан на облучении шлифов тепловыми нейтронами реактора, регистрации бетта- и гамма-излучений исследуемого радионуклида рентгеновской пленкой. Для этого выбирают оптимальные экспериментальные условия, где достигается преобладающая удельная активность определяемого радионуклида. Способ позволяет определить: пространственное распределение золота и сопутствующих элементов (S, As, Sb и др.); фракционный состав золотосодержащих микровключений в шлифах и порошковых образцах.

3. Нейтронно-активационное радиосканирование. Метод основан на облучении шлифов руд тепловыми нейтронами и определении локальной концентрации золота и сопутствующих элементов (As, Sb, Fe и др.) гамма-спектрометрически путем коллимации гамма-излучений измеряемых участков образца. Способ позволяет определять: концентраци-



Гидрометаллургический завод

Таблица 1. Аналитические параметры ядерно-физических методов анализа смол на содержание золота

Анализ	Навеска смолы, г	Интервал определяемых содержаний Au, мг/г	Число анализов за смену
Гамма-абсорбционный	20-50	1-10	30-35
Нейтронно-радиационный	300-500	1-10	12-15
РФА с анализатором АСМ-1	5-30	0,1-10	35-40
Рентгенофлуоресцентный с ППД	3-10	0,08-10	15-20
НАА с источником нейтронов	5-7	0,05-10	15-20
Сf-252	70-80	0,001-1	15-20
Фотоактивационный	300	0,0005-10	150

онные кривые распределения золота и сопутствующих элементов в шлифах; локальные концентрации элементов в минералах и рудах; корреляционные связи золота с As, Sb, Fe и другими элементами; относительные величины распределения свободного и сульфидного золота в шлифе.

4. *Исследование выщелачиваемости редких и РЗЭ.* Способ определения выщелачиваемости в статических и динамических условиях основан на облучении навески руды тепловыми нейтронами, выдержке в течение определенного времени для распада короткоживущих радионуклидов, перемешивании индикатора с необлученной пробой с последующим проведением выщелачивания, определении содержания элементов в твердой и жидкой фазах путем измерения интенсивности исследуемых элементов (Sc, Ce, Eu и др.) по их радионуклидом. Методику использовали для изучения выщелачиваемости рения, скандия, редкоземельных элементов в динамических и статических условиях в пробах, отобранных из различных месторождений Навоийского ГМК.

5. *Определение времени нахождения продуктов в технологических аппаратах.* Метод заключается в выборе оптимального радионуклида в качестве метки с учетом ядерно-физических характеристик и химического «поведения» радиометки в конкретных технологических условиях, подготовки меченой пробы к исследованию и изучению времени нахождения продуктов в аппаратах путем измерения наведенной активности изотопа радиометрическими приборами. Для определения времени нахождения смолы (АМП, АМ-2Б и их аналогов) наиболее удобным является использование радионуклида Re-186 с периодом полураспада 3 дня. При определении времени нахождения пульпы в процессе сорбционного выщелачивания урана и золота наиболее удобно применение радионуклида Cr-51 и Fe-59 с периодом полураспада соответственно 27,8 и 45,6 дней. Для определения коэффициента продольного перемещения песков в пульсационных колоннах наиболее приемлем радионуклид Sc-46. Метод опробован и использовался для опре-

деления времени нахождения смолы, пульпы на ГМЗ-1, ГМЗ-2 и для определения коэффициента продольного перемещения песков в пульсационной колонне ГМЗ-1.

Оперативные методы контроля процесса извлечения золота и урана

1. *Контроль процесса сорбционного выщелачивания золота.* Традиционно контроль процесса осуществляется путем определения золота в твердой и жидкой фазах пульпы и в ионообменной смоле. Золото в жидкой фазе определяется методом атомно-абсорбционного анализа, а золото в твердой фазе пульпы — методом пробирного анализа. Нейтронно-активационный анализ с использованием Sb-Be источника нейтронов позволяет определить содержание золота в твердой фазе пульпы с порогом определения 0,1 г/т, но результаты могут быть выданы только через трое суток после поступления пробы на анализ, поэтому этот метод не нашел широкого применения для оперативного контроля технологического процесса сорбционного извлечения золота. Ядерно-физические методы можно применять для анализа флотоконцентрата и золотосодержащих ионообменных смол. В табл. 1 приведены возможности различных ядерно-физических методов анализа для определения золота в ионообменной смоле. Среди вышеперечисленных методов анализа может найти широкое применение рентгенофлуоресцентный переносной рентгеновский анализатор смолы АСМ-1 (разработчик — ИЯФ АН РУз). Кроме золота, данный анализатор позволяет определять в смоле ряд примесных элементов (Fe, Cu, Ni, Zn, Se и др.).

2. *Контроль качества руд и флотоконцентратов.* Метод основан на определении содержания серы и влажности во флотоконцентрате путем измерения характеристического гамма-излучения радиоизотопов серы и водорода, образующихся при

захвате нейтронов ядрами указанных элементов. Методика позволяет определить содержание серы в рудах и флотоконцентратах в интервале 0,5-30%. Использование методики позволяет оперативно контролировать процесс флотационного обогащения сульфидных руд.

3. *Рентгенофлуоресцентный анализ.* Разработаны методики определения содержания более 10 элементов (S, Sc, Ti, Ca, Fe, Re и др.) в технологических продуктах.

Методика основана на энергодисперсионном анализе вторичного излучения, образующегося при облучении проб рентгеновскими лучами от ампульных источников. Порог определения скандия и рения в технологических растворах составляет 0,08-0,2 г/л. Для снижения их порога определения на 1-2 порядка растворы предварительно концентрируются химическими способами.

4. *Радиоиндикаторный метод.* Разработана радиоиндикаторная методика определения относительной концентрации более 10 элементов (Mo, Re, Sc, Au, РЗЭ и др.) в технологических продуктах с порогом определения 10⁻¹⁰%. По разработанной методике проведено более 30 тыс. элементопределений. Применение данного способа позволило за очень короткий срок провести научно-исследовательские работы и организовать выпуск перрената аммония на ГМЗ-1 НГМК в промышленных масштабах. Методика использована для разработки схем попутного извлечения рения из сернокислых медь- и молибденсодержащих растворов.

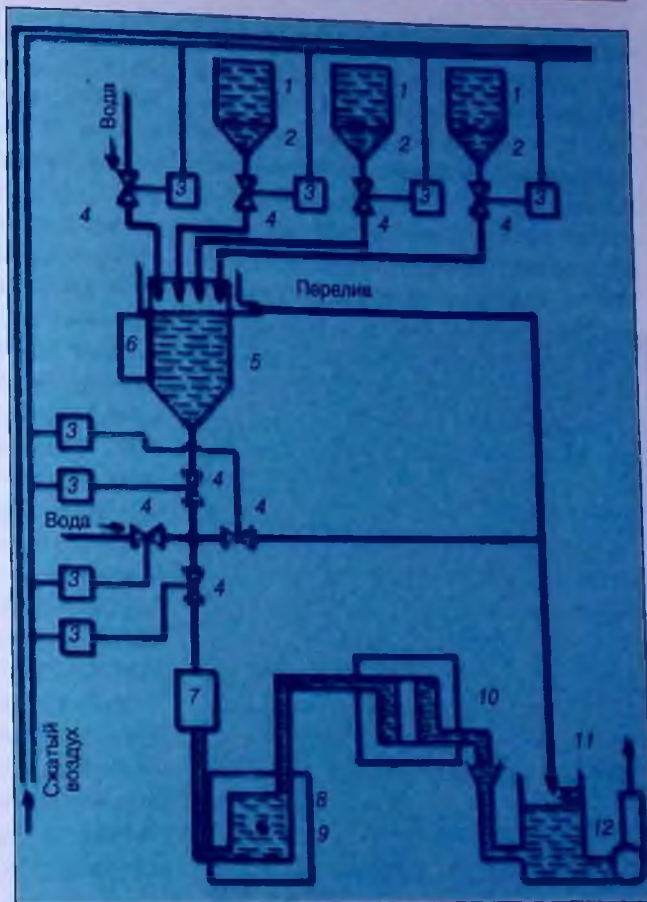
5. *Гамма-абсорбционный анализ.* Метод определения содержания урана в ионообменной смоле основан на поглощении рентгеновского гамма-излучения, проходящего через слой анализируемого вещества. Методика позволяет определить содержание урана в интервале 1-70 мг/г с производительностью 70-80 анализов в смену. В качестве источника первичного излучения использовали Am-241 и Co-57.

6. *Дискретный экспресс-анализ технологических продуктов.* Метод основан на определении содержания элементов методом НАА по короткоживущим радионуклидам с использованием источника нейтронов

Таблица 2. Режимы анализа различных элементов методом НАА

Элемент	Радиоизотоп	$E_{\gamma}, \text{кэВ}$	$T_{1/2}, \text{мин}$	$\lambda, \text{мин}^{-1}$	$\epsilon, \%$	$\sigma, \text{б}$	$\sigma_{\text{эф}}, \text{б}$	$\sigma_{\text{эф}}, \text{б}$	$\sigma_{\text{эф}}, \text{б}$	$\sigma_{\text{эф}}, \text{б}$
Фтор	F-20	1633	11 с	0,06	10	100	100	100	100	100
	N-16	6130	7,14 с	0,06	295	100	100	100	100	100
Магний	Mg-27	844	9,46 мин	2,0	100	100	100	100	100	100
Алюминий	Al-28	1778	2,3 мин	8,1	100	100	100	100	100	100
Скандий	Sc-46m	142	18,6 с	0,002	10	100	100	100	100	100
Кальций	Ca-49	3084	8,7 мин	3,2	10	100	100	100	100	100
Титан	Ti-51	320	5,8 мин	0,6	10	100	100	100	100	100
Ванадий	V-52	1434	3,8 мин	0,010	100	100	100	100	100	100
Медь	Cu-66	1039	5,1 мин	0,005	10	100	100	100	100	100
Селен	Se-77m	162	17 с	0,00001	10	100	100	100	100	100
Молибден	Mo-101	191	14 мин	0,0001	100	100	100	100	100	100
Серебро	Ag-110	657	24 с	0,000005	10	100	100	100	100	100
Барий	Ba-137	661	2,5 мин	0,06	10	100	100	100	100	100
Самарий	Sm-155	104	22 мин	0,0008	100	100	100	100	100	100
Вольфрам	W-183m	107	5,3 с	0,0001	10	100	100	100	100	100
Уран	U-239	74	23,5 мин	0,00025	10	100	100	100	100	100

Cf-252. Ампульный источник Cf-252 с выходом $6 \cdot 10^9$ нейтронов в секунду установлен в контейнере для хранения источника, последний при помощи электромотора, управляемого с пульта, находится в блоке облучения. Для определения элементов по среднеживущим радионуклидам в блоке облучения имеется шесть вертикальных каналов. В каждом канале размещается 11 плоскопараллельных полиэтиленовых контейнеров диаметром 80 мм и высотой 12 мм, в которое помещается 100–120 г твердых образцов. Для снижения градиента потока нейтронов во время облучения предусмотрена возможность вращения корзины с кассетами вокруг своей оси и вокруг источника. В блоке имеется два канала для облучения и анализа элементов по короткоживущим радионуклидам. Подача проб в режиме анализа короткоживущих радионуклидов осуществляется по пневмотранспортному каналу при помощи сжатого воздуха, управляемого с пульта. Для увеличения отношения полезного сигнала к фону предусмотрен вариант циклического облучения проб. Измерения скорости счета импульсов проводят Ge(Li) детекторами с разрешающей способностью 4 кэВ по линии 1170 кэВ



Принципиальная схема установки для автоматического контроля концентрации урана в различных технологических пульпах: 1 — позиция отбора пульпы; 2 — пульпоотборник; 3 — пневмосхемы управления пневмоклапанами; 4 — пневмоклапаны; 5 — накопитель пульпы; 6 — плотномер; 7 — ротаметр; 8 — блок облучения; 9 — камера активации; 10 — блок измерения; 11 — емкость для сброса пульпы; 12 — насос

(Co-60), результаты обрабатывают в компьютере по специальной программе.

Для экспресс-анализа элементного состава твердых технологических образцов измельченную пробу помещают в цилиндрический полиэтиленовый контейнер многоразового использования диаметром 13 мм и высотой 40 мм. В контейнер помещается 10–12 мл технологических растворов или 10–15 г твердых образцов. Аналитические параметры методики приведены в таблице 2.

потоке нейтронов Cf-252 $f = 8 \cdot 10^9$ нейтронов в секунду.

7. Анализ элементов в потоке пульп и растворов. Исследовано пространственно-энергетическое распределение нейтронов в пульпе с содержанием твердого до 50 % по весу. Найдено идентичное распределение нейтронов в воде и пульпе. Этот факт явился основанием для использования известных справочных данных при расчете оптимальной конфигурации установки и условий получения максимальной удельной активности запаздывающих нейтронов (ЗН), а также и гамма-излучений в камере активации. С применением численного метода решений оптимальных условий активации и измерения для моделей камеры активаций и регистраций найдены численные значения объема камер активации; регистрации и объемной скорости прокатки пульпы. На основании прделанных исследований создана установка для автоматического контроля концентрации урана в пульпах, отбираемых из различных участков технологического процесса (см. рисунок). Концентрацию урана определяют по формуле

$$C = N_n / K_p K_f K_r$$

где N_n — скорость полезных импульсов ЗН; K_r — градуировочный коэффициент при плотности пульпы 1,3 кг/л и скорости прокатки 30 л/мин; K_p, K_f — поправочные коэффициенты, определяемые из зависимости числа ЗН соответственно от плотности и объемной скорости прокатки пульпы. Информацию можно получить в цифровом и графическом виде с интервалом определений 10 мин, что позволяет оперативно контролировать содержание урана в пульпе.

Разработана установка для одновременного определения содержания ванадия и урана в потоке технологических пульп и содержания ряда элементов в последовательном режиме. Способ основан на определении содержания урана методом регистрации запаздывающих нейтронов и сопутствующих элементов по их короткоживущим изотопам. Порог определения ванадия, скандия, селена, индия и серебра в потоке пульпы по короткоживущим радионуклидам составляет соответственно 10; 2,1; 12; 0,9; 10 мг/л при интенсивности Cf-252 $6 \cdot 10^8$ нейтронов/(см²·с).

Природоохранная деятельность Навоийского горно-металлургического комбината



В. А. Груцинов,
начальник отдела
охраны окружающей
среды Навоийского
ГМК

С первого дня независимости Узбекистана, когда многие аспекты деятельности НГМК были еще засекречены, а об экологической ситуации в Центральном Кызылкумах ходило много слухов, руководство комбината сосредоточило свои усилия на решении накопившихся за многие годы экологических проблем.

Работники комбината понимали, что в новых социально-экономических условиях комбинат сможет выжить, если он пойдет по пути глубокого реформирования своей экономической деятельности и одновременно значительного снижения негативного воздействия на природную среду. И такой путь был найден — это внедрение в производство новейших не только эффективных, но и экологически безопасных технологий, строительство новых природоохранных объектов, ликвидация вышедших из эксплуатации горнодобывающих производств, рекультивация земель.

Наиболее эффективным решением явилась полная замена традиционных горных способов добычи урана на подземное его выщелачивание из рудных тел на месте залегания через систему технологических скважин.

До 1994 г., когда в НГМК эксплуатировались карьеры и шахты по добыче урана, имелись и все экологические проблемы, характерные для горнодобывающей промышленности. Горными работами нарушались огромные площади земной поверхности, лунный ландшафт напоминали собой цепи отвалов пустых пород, накапливались радиоактивные отходы в виде отвалов забалансовых руд и хвостов переработки руды на заводе. С целью осушения

горных выработок огромные объемы подземных вод откачивались на рельеф местности, многие тысячи тонн рудной пыли выбрасывались в атмосферу при ведении взрывных работ на карьерах.

С переходом в 1994 г. от шахт и карьеров к добыче урана способом подземного выщелачивания негативное воздействие на природную среду резко сократилось. Произошло это потому, что способ подземного выщелачивания урана по сравнению с шахтами и карьерами имеет ряд преимуществ по многим экологическим показателям. При этом способе из технологической цепочки получения готовой продукции исключается ряд трудоемких, экологически напряженных операций, связанных как с добычей, так и с переработкой урановой руды.

Вместе с тем способ подземного выщелачивания создает такую серьезную экологическую проблему, как загрязнение подземных вод из-за поступления в рудоносный горизонт в качестве реагента большого количества кислоты. При использовании, например, серной кислоты с концентрацией в рабочих растворах 10–20 г/л за счет ее высокой химической активности общая минерализация подземных вод в контуре рудного тела повышается в 5–10 раз. Такое негативное воздействие на подземные воды требует разработки и ре-

ализации дорогостоящих природоохранных мероприятий после завершения эксплуатации объекта.

В НГМК за последние годы разработана технология подземного выщелачивания, при которой загрязнения подземных вод не происходит. Новая геотехнология получила название слабокислотного выщелачивания урана. Ее сущность состоит в переводе карбонатного вещества из породы в раствор в виде иона HCO_3^- при подкислении пластовых вод до $\text{pH} = 4 \div 4,5$ и насыщении рабочих растворов кислородом воздуха. Слабокислотная геотехнология выщелачивания урана по полноте извлечения металла из недр не уступает «жесткой» сернокислотной технологии, а по себестоимости продукции экономичнее на 15–20%. Главное же ее достоинство состоит в том, что при ее применении величина водородного показателя пластовых вод, общая минерализация, состав и содержание основных компонентов в процессе выщелачивания и после его завершения в пределах контура рудного тела практически не отличаются от фоновых значений.

За последние годы в НГМК широко внедряется разработанная специалистами комбината технология реабилитации полигонов радиоактивных отходов способом намыва противорадиационного экрана. Эта



В окрестностях г. Навои



Хвостохранилище ГМЗ-1

малозатратная технология применяется, например, с целью захоронения хвостохранилища гидрометаллургического завода № 1 в г. Навои. Суть ее заключается в том, что бывший урановый завод, перефилированный с 1994 г. на переработку золотосодержащих руд месторождения Мурунтау, намывает твердую фазу отходов «золотого» производства на поверхность радиоактивных отходов, образовавшихся от прошлой деятельности. Таким образом, образуется экран из инертной горной массы, исключая пыление радиоактивных отходов и обеспечивающий снижение уровня радоноразделения. К настоящему моменту уже перекрыто более 100 га хвостохранилища без затрат, требуемых в огромных количествах при захоронении накопителей радиоактивных отходов способом завоза грунта. По программе комбината все хвостохранилища ГМЗ-1 (620 га) в ближай-

шие 10–12 лет будут полностью перекрыты надежным экраном с защитным слоем из местного грунта.

НГМК совместно с американской компанией «Ньюмонт» (совместное предприятие «Зарафшан-Ньюмонт») владеет технологией кучного выщелачивания

золота из бедных руд, являющихся отходами при добыче золотосодержащих руд на месторождении Мурунтау.

На карьере «Мурунтау» внедрена и действует циклично-поточная технология (ЦПТ) транспортирования горнорудной массы из карьера на земную поверхность. По наклонным конвейерам из карьера на высоту 110 м в год подается более 20 млн м³ горной массы. Для выполнения этой работы среднестатистическим автомобилем, имеющимся на карьере, потребовалось бы сжечь 21 тыс. т дизельного топлива, при этом в атмосферу выделилось бы более 4 тыс. т вредных веществ. В настоящее время ведутся работы по реконструкции комплекса ЦПТ, что позволит увеличить его производительность и решить многие экологические проблемы.

В НГМК внедрен в производство программно-управляемый комплекс посамосвальной рентгенометрической сортировки золотосодер-



Пустыня Кызылкум



жащих руд месторождения Кокпатас и фосфоритовых руд на Джерой-Сардаринском месторождении. Успешное освоение этой технологии позволило в 2001 г. отсортировать из добытой рудной массы 35 % пустой породы, что привело к снижению на 30 % выбросов вредных веществ в атмосферный воздух за счет сокращения объемов переработки рудной массы.

На комбинате ежегодно обезвреживается 50–70 тыс. ртутьсодержащих люминесцентных ламп, вышедших из эксплуатации. Это стало воз-



«Корабли пустыни» Кызылкум



Сохранение природного ландшафта — важная задача экологов

можным после запуска в производство собственной установки демеркуризации ламп по разработанной совместно с фирмой «Сэлта» технологии.

Ежегодно перерабатывается 20 тыс. т отходов литейного цеха машиностроительного завода в виде «горелой земли». Установка по ее переработке позволяет вернуть в производство реставрированный формовочный песок и освободить огромные площади земной поверхности от промышленных отходов.

За последние годы в технологии переработки золотосодержащих руд широко используются хозбытовые стоки после их очистки. Так, более 2 млн м³ хозбытовых стоков после канализационных очистных сооружений в г. Зарафшане подается по водопроводу в г. Учкудук и там используется в технологии производства золота на гидрометаллургическом заводе № 3. Более 2 млн м³ стоков промышленной площадки Мурунтау используют в технологии кучного выщелачивания золота на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт»; 400 тыс. м³ стоков машиностроительного завода используют в производстве золота на гидрометаллургическом заводе № 1; более 5 млн м³ очищенных хозбытовых стоков используют для орошения сельхозкультур в агрофирме «Дустлик» и парковых зон городов и поселков.

Известно, что Кызылкумы богаты разведанными запасами золота, часть которых относится к упорным, сульфидным рудам, сопутствующим элементом которых является мышьяк. По этой причине сульфидные золотосодержащие руды в настоящее время еще не отрабатываются.

Чтобы не загрязнять хрупкую природную среду Центральных Кызылкумов мышьяком, пришлось отказаться от разработанного проекта извлечения золота из сульфидных руд по обжиговой технологии и принять на вооружение наиболее экологически чистую технологию бактериального выщелачивания золота. В этом вопросе комбинат широко сотрудничает с известными в мире фирмами, имеющими большой опыт переработки сульфидных руд по технологии BIOX®.

Таким образом, основное направление решения экологических проблем — это новые технологии.

Вторым по значению направлением природоохранной деятельности на комбинате является строительство новых и реконструкция старых водовоздушных очистных сооружений и полигонов для размещения бытовых и промышленных отходов.

За последние годы НГМК затрачивает на реализацию природоохранных мероприятий 6–7% от всех затрат на основную деятельность. В настоящее время на предприятиях комбината действует 177 пылегазулавливающих установок общей производительностью 2373,8 тыс. м³ воздуха в час. Из них за последние 10 лет построено 72 и реконструировано 45 установок, что позволило за этот период, несмотря на рост производства урана и золота и появление новых видов деятельности (добыча и переработка фосфоритовых руд), сократить объем выбросов вредных веществ в атмосферный воздух на 5 тыс. т.

На комбинате находятся в эксплуатации 10 канализационных очистных сооружений общей производительностью 106,9 тыс. м³ стоков в

сутки. За последние пять лет построены два новых водоочистных сооружения и реконструированы три старых. Вместе с тем вопросы рационального использования водных ресурсов в условиях пустыни Кызылкум сейчас и на ближайшее будущее являются приоритетными. В 2001 г. на комбинате использовано 150 млн м³ оборотной воды, что на 30 млн м³ больше, чем в предыдущем году. Это стало возможным благодаря реконструкции и совершенствованию замкнутых систем оборотного водоснабжения на гидрометаллургических заводах. В последние годы построено новое хвостохранилище гидрометаллургического завода № 3, проведена реконструкция хвостохранилища ГМЗ-1 (сооружен противофильтрационный экран на карте № 6), построены пять новых полигонов для размещения бытовых и промышленных отходов, в стадии строительства находятся еще четыре накопителя отходов.

Комбинат уделяет большое внимание вопросам ликвидации вышедших из эксплуатации промышленных объектов и рекультивации нарушенных земель. За 8 лет комбинат рекультивировал и возвратил землевладельцу 25575 га нарушенных горными работами земель. В настоящее время рекультивационные работы ведутся на площади 800 га.

Таким образом, главными направлениями природоохранной деятельности Навоийского горно-металлургического комбината являются внедрение в производство новых экологически чистых технологий, строительство и реконструкция природоохранных объектов, ликвидация вышедших из эксплуатации горнодобывающих объектов и рекультивация земель.

Развитие горного дела на территории Узбекистана



Н. Т. Сариев,
старший
преподаватель

(Навоийский государственный
горный институт)



Р. М. Каршиев,
проректор,
канд. ист. наук

у них на головные уборы, пояса, ремни и различные украшения.

Как свидетельствуют исторические трактаты Абу Райхана Беруни аль-Истархи, народам Средней Азии еще в VIII–X вв. были известны свойства ртути, свинца, меди, серебра. Беруни упоминает, что на территории Средней Азии добывали россыпное золото. Правда, о масштабах добычи ничего не известно, но вряд ли они были значительными, так как на кустарных промыслах невозможно было перерабатывать большие объемы горной массы.

О способе добычи золота в окрестностях р. Джейхун (Пяндж) писал в 885 г. арабский историк Абдул-Касим Убайжеллах ибн Хордобек. Оказывается, золотодобытчики прибывали к берегу козьи шкуры и лили на них воду с песком из реки. Затем шкуры сушили и вытряхивали из них золото.

Кризис рабовладельческого общества неблагоприятно отразился на горнодобывающем промысле. В этот период рост объемов производства достигался не за счет его совершенствования, а за счет увеличения числа разрабатываемых объектов и занятых на них людей.

В этот период крупные месторождения особо ценных полезных ископаемых, приносивших верную прибыль, часто составляли собственность казны. Свидетельством тому может быть серебряный рудник «Шаша», где в начале IX в., в период правления арабского халифата

Харун-ар-Рашида, функционировал монетный двор, выпускавший дирхемы общегосударственного образца с обозначением «Маоден аш-Шаш».

Из цветных камней в Согде добывалась пользовавшаяся большим спросом бирюза. Следы разработок бирюзы известны в ряде пунктов Кызылкумов, Нуратинских горах, а также горах Актау, расположенных к югу от Самарканда. В X–XII вв. для строительства начали использовать мрамор, добываемый в районе Газгана, расположенном западнее Нуратинских гор.

В раннем средневековье были известны многочисленные месторождения различных глин. Среди них — месторождения каолиновой глины у западной оконечности Актау, близ нынешнего селения Карнаб, и высококачественной керамической глины в районе Кермене.

В период государства Саманидов и Караханидов (на территории нынешнего Узбекистана) добывали серебро, золото и другие металлы. Основными их потребителями были восточноевропейские страны. В эпоху Амира Темура и Темуридов их добыча велась в ряде пунктов Мавэранныхра.

Поисками золота в XVIII–XIX вв. и начале XX в. на территории Средней Азии занимались многие российские геологи и ученые. Среди них можно отметить геолога Зарудного, который в 1912 г. к северу от Мурунтоу обнаружил кварцевую жилу с вкраплениями желтого металла.

Экспедиции И. В. Мушкетова, В. К. Вебера и других в начале XX в. начали проводить исследования на территории Туркестана.

Первое научное учреждение по горному делу появилось в Узбекистане в 20–30-х годах, в 50–60-е годы произошел новый подъем в развитии горной промышленности Узбекистана. Открытие и освоение месторождения золота Мурунтау в пустыне Кызылкум — важная веха в его экономическом развитии.



Памятник архитектуры XVI века в окрестностях г. Самарканд — цитадель Кошмешида

Горное дело в Узбекистане имеет более чем тысячелетнюю историю. Сегодня республика входит в число стран, обладающих крупнейшими в мире ресурсами золота, серебра и ряда других полезных ископаемых.

Геологическое изучение недр Узбекистана, как и всей Средней Азии, имеет сложную историю. Первые шаги в поисках и использовании полезных ископаемых сделали люди эпохи палеолита, населявшие долины рек Сырдарья и Амударья. По данным археологов М. Е. Массона, С. П. Толстого и других, они уже в первом тысячелетии до н. э. разобрались в свойствах некоторых минералов и пород и даже умели плавить железо.

Археологические исследования показывают, что меднорудные промыслы Центральных Кызылкумов связаны с эпохой «бронзы» (Джаманкынгыр, Коктау). Античный историк Геродот писал об обитавших до н. э. в Кызылкумах массагетах, родственниках скифов и сарматов, откочевавших от долины Зарафшана в Причерноморские степи, что «...железа и серебра вовсе не употребляли, потому что этих металлов нет в их стране, тогда как золота и меди — в изобилии». Племена массагетов, констатировал Геродот, изготавливали предметы вооружения: копья, стрелы, секиры из меди, а золото шло



Природный памятник — результат ветровой эрозии

В связи с распадом СССР и появлением новых независимых государств, начавшимся переходом от плановой экономики к рыночной многие предприятия и организации остались без госзаказа и финансирования. В тяжелое положение попал и крупнейший в республике Навоийский горно-металлургический комбинат.

Для обеспечения перехода от бюджетного финансирования к самофинансированию и выхода с продукцией на мировой рынок комбинат при активной поддержке Президента Узбекистана И. А. Каримова получил кредиты и привлек иностранных инвесторов. Одновременно специалисты ком-

бината в содружестве с научными и проектными организациями вели широкие исследования по совершенствованию технологии и организации производства.

За последние годы прирост добычи золота на НГМК составил 40 %, уверенно удерживаются темпы расширенного воспроизводства, осваиваются новые месторождения. Разработано технико-экономическое обоснование развития комбината до 2035 г.

Золото Мурунтау еще долго будет конкурентоспособным и прибыльным. Намечено освоение месторождений Кокпатас и Доугызтау. Совместно с российской компанией ЗАО «Интегра» для кокпатасских руд разработана система рентгено-радиометрической сортировки.

Расширяется реестр новейших

эффективных технологий. Совместно с фирмой «Дженкор» (ЮАР) на Кокпатасе успешно испытана экологически чистая и эффективная биоксидная технология извлечения золота из сульфидно-мышьяковистых руд.

В последнее время открыто 40 месторождений драгоценных металлов. По разведанным запасам золота, урана, нефти, фосфоритов Узбекистан занимает ведущее место в мире. По запасам золота республика находится на 4-м месте в мире, по запасам меди — на 10–11-м, урана — на 7–8-м месте.

Важной вехой в развитии горного дела и подготовки высококвалифицированных кадров для добывающей и перерабатывающей промышленности Узбекистана явилось открытие в 1995 г. Навоийского государственного горного института. В целях укрепления производственной базы концерна «Кызылкумредметзолото» и предприятий горно-металлургической отрасли республики высококвалифицированными специалистами, совершенствования системы организации подготовки кадров на основе внедрения современных методов обучения, усиления связи учебного процесса с производством и широкого использования в образовательных программах передового опыта, накопленного отечественными и зарубежными горнодобывающими и металлургическими предприятиями, Навоийский государственный горный институт Указом Президента Республики Узбекистан И. А. Каримова от 12 апреля 2001 г. был передан в состав концерна «Кызылкумредметзолото».



Наскальные рисунки в окрестностях г. Навои (возраст 4–5 тыс. лет)



Владимир Николаевич Мосинцев

(к 70-летию со дня рождения)



21 июня 2002 года исполнилось 70 лет со дня рождения Владимира Николаевича Мосинцева — крупного ученого и специалиста в области технологии разработки месторождений цветных и редких металлов, физики и технологии взрывных работ и охраны окружающей среды при ведении горных работ, профессора, доктора технических наук, почетного члена Российской академии естественных наук, лауреата Государственной премии СССР, заслуженного деятеля

науки и техники Российской Федерации.

Окончив в 1955 г. горный факультет Московского института цветных металлов и золота, он в 1958 г. защитил кандидатскую диссертацию и был направлен на работу в Академию наук Киргизии. При непосредственном участии В. Н. Мосинцева в Киргизии создан первый в Средней Азии Институт физики и механики горных пород, в котором он проработал до 1961 г.

В 1967 г. Владимир Николаевич защитил докторскую диссертацию, в 1968 г. был принят по конкурсу во Всероссийский проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии — ВНИПИпромтехнологии, где занимал должности начальника лаборатории, отдела, в 1971 г. был назначен на должность заместителя директора института по научной работе.

Научно-производственная деятельность профессора В. Н. Мосинцева развивалась в четырех основных направлениях.

Первое — это создание научных основ управления энергией взрыва в народнохозяйственных целях. В. Н. Мосинцев сформулировал закон критической энергоемкости дробления горных пород взрывом, позволяющий по-новому объяснить ряд явлений дробящего и метательного действия взрыва, что послужило основой создания ряда инженерных методов управления энергией взрыва. Впервые в практике горнодобывающего производства сформулированы и применены для оценки эффективности новых технологических процессов и работающих в них машин аппарат математической теории надежности и критерии оценки надежности, основанные на определении энергоемкости выполнения различных технологических процессов и операций.

Второе научное направление — выявление и обоснование основных закономерностей экранирования энергии волн напряжения путем создания специальных защитных экранов, предохраняющих промышленные и гражданские объекты, ценные кристаллы минерального сырья, а также повышающих коэффициент полезного использования энергии взрыва. На этой основе разработаны инженерные методы управления сейсмическим действием взрыва.

Третье направление научной деятельности В. Н. Мосинцева отражено в цикле научно-исследовательских работ по развитию техники и технологии горнодобывающего производства на предприятиях сырьевой базы отрасли — определены важнейшие направления и тенденции ее технического перевооружения, вовлечения в производство новых месторождений, степень концентрации горных работ, направления развития технологии открытых горных работ на основе поточного и циклично-поточного производства, подземных горных работ с при-

менением самоходного горного оборудования, технологии подземного и кучного выщелачивания. Работа по развитию и коренному совершенствованию открытых горных работ в отрасли в 1974 г. была отмечена Государственной премией СССР.

Четвертое научное направление связано с решением основных проблем охраны окружающей среды при ведении горных работ. Созданный В. Н. Мосинцевом цикл технологических решений явился научно-теоретической базой для практической реализации безотходных технологий ведения горных работ при минимальном нарушении и последующем полном восстановлении окружающей среды.

Результаты научных работ профессора В. Н. Мосинцева по отмеченным направлениям исследований отражены в 300 научных трудах, в том числе 56 изобретениях, 22 книгах, 36 брошюрах, опубликованных в России, других странах СНГ и за рубежом.

Наряду с большими объемами научных исследований В. Н. Мосинцев активно участвует в подготовке научных кадров: им подготовлено 27 кандидатов технических наук в различных областях горных наук, под его методическим руководством защищено 6 докторских диссертаций.

На различных этапах своей научно-производственной деятельности В. Н. Мосинцев являлся членом Экспертного совета ВАК и Ученого совета Академии наук по народнохозяйственному использованию энергии взрыва, членом научно-технического и специализированного ученых советов ВНИПИпромтехнологии, членом Межведомственной комиссии по взрывному делу и председателем ее секции «Сеймика горных взрывов», неоднократно выезжал в заграничные командировки по оказанию научно-технической помощи, для участия в Международных горных конгрессах, съездах горняков и металлургов.

Разносторонняя и плодотворная трудовая деятельность В. Н. Мосинцева отмечена правительственными и отраслевыми наградами, поощрениями, дипломами и медалями различных выставок и совещаний.

В настоящее время В. Н. Мосинцев продолжает активную научную деятельность, являясь научным консультантом в институте ВНИПИпромтехнологии, осуществляет научно-методическую помощь в подготовке аспирантов и соискателей. Является членом диссертационного совета ВНИПИпромтехнологии по защите докторских и кандидатских диссертаций, а также членом редколлегии «Горного журнала».

Отмечая знаменательную дату в жизни Владимира Николаевича Мосинцева, друзья и коллеги сердечно поздравляют его с юбилеем, желают ему доброго здоровья, счастья, благополучия и дальнейших творческих успехов.

*ВНИПИпромтехнологии,
Министерство Российской Федерации по атомной
энергии,
ИПКОН РАН,
Академия горных наук,
Новоийский горно-металлургический комбинат
(Республика Узбекистан),
Приаргунское производственное горно-химическое
объединение,
Московский государственный геологоразведочный
университет,
Московский государственный горный университет,
редколлегия и редакция «Горного журнала»*

Leading enterprises of mining and metallurgical industry of Uzbekistan

MAIN DIRECTIONS OF PRODUCTION DEVELOPMENT AT NAVOI MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Kucherskii N. I. 4

The existing state of gold and uranium mining at the combine is examined. The measures undertaken at Navoi combine in the field of production diversification are described. Special attention is paid to the problems of the development of Dzheroi-Sardarinskoe phosphorite deposits in the area of central Kyzylkumy. The prospects of further development of Navoi combine are estimated.

ALMALKYKSKII MINING AND METALLURGICAL COMBINE LOOKS IN FUTURE WITH OPTIMISM

Prokhorenko G. A., Sanakulov K. S., Khalmatov M. M. ... 12

Raw material base, technology of mining operations, concentrating and metallurgical technological stages are described. The prospects of combine development are examined in details, and the main statements of the program for modernization of copper and zinc production are presented.

COAL INDUSTRY IN UZBEKISTAN: FORMATION STAGES AND DEVELOPMENT WAYS

Klimenko A. I., Rakhimov V. R., Kyaro V. A. 20

Raw material base of national coal industry is estimated and modern state of this industrial branch is analyzed. The main directions of coal industry development at the main plants (Angren coal open-cast mine, station of underground coal gasification etc) are examined. Transition stages from cyclic to stream and cyclic-stream technologies of coal mining and excavating operations are elucidated.

Raw material base

MINERAL AND RAW MATERIAL BASE OF THE INDUSTRY IN UZBEKISTAN AND PROSPECTS OF ITS DEVELOPMENT

Akhmedov N. A. 28

The paper presents the large complex of ore minerals using widely in all industrial branches. Multiple new deposits and prospective ore-bearing places of noble, nonferrous, rare, radioactive and ferrous metals are named. It is shown that mining and processing of mineral raw materials are the priority directions in the development of national industry.

MODERN TECHNOLOGIES OF MINING AND CONCENTRATING THE PHOSPHORITE ORES AT DZHEROI-SARDARINSKOE DEPOSIT

Tolstov E. A., Kustov A. M., Inozemtsev S. B. 32

Essential reserves of phosphorite ores were revealed in Uzbekistan. The profitable technology of development of these deposits is connected with selective layerwise ore mining, their preliminary radiometric screening (for every dump track) and consequent concentration via combined route (using dry and wet cleaning methods).

Economics

INVESTING PROVISION OF NONFERROUS METALLURGY IN UZBEKISTAN

Abdullaev A. I. 36

Importance of the problem of investing the basic industry of Uzbekistan (in particular, nonferrous metals industry) with for-

eign capitals is observed. Role of investments for the development of national economics is considered.

THE PROBLEMS OF INCORPORATING OF ALMALKYK MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Tsyplyagin Yu. K., Tadzhi R. Kh. 39

The problems of incorporating of Almalyk mining and metallurgical combine are examined in details. Incorporating has the aim to attract potential foreign investors, what will help to widen financial and economical opportunities of this combine and to occupy deserving place at CIS and international copper market.

INVESTING OPPORTUNITIES FOR METALLURGICAL INDUSTRY IN UZBEKISTAN

Gurov A. S., Vorobiev A. G. 43

The data about «Uzmetkombinat» corporation, producing rolled section steel and being the largest one in the Central Asia region, are presented.

Development of deposits

COMPOSITION OF LONG PROSPECTIVE PLANS FOR DEVELOPMENT OF «MURUNTAU» QUARRY

Sytenkov V. N., Abdullaev U. M. 46

Adaptive scenario of the development of «Muruntau» quarry was developed for more easy overcoming negative effects of different factors. It is noted, that scenario of the development for every direction has to include distinct purpose connected with general aim of strategic development of the enterprise in general.

INTENSIFYING THE MINING WORKS IN COMPLICATED MINING-GEOLOGICAL CONDITIONS OF «MURUNTAU» QUARRY

Mal'gin O. N., Ioffe A. M., Shemetov P. A., Zaikov V. G., Kabirov A. R. 50

It is shown that more effective equipment should be used for decrease of level preparation time and increase of lowering speed for mining works. As well it is expedient to cut width of work places to a minimum, to concentrate more excavators at minimal blocks, and, if necessary, to drill and blast working hedges.

MINING WORKS AT «KAL'MAKYR» QUARRY

Ramme V. Yu., Yaroshevich V. V., Kosimov M. O. 56

The paper describes the largest copper enterprise in Uzbekistan from its foundation to the present time. The systems for quarry development and transportation remedies are observed, development prospects of the enterprise are estimated. GEOMECHANICAL ANALYSIS AND SYSTEMS FOR SIDE DEFORMATION CONTROL AT «MURUNTAU» QUARRY

Silkin A. A., Kol'tsov V. N. 60

The results of geomechanical analysis of side massif state at «Muruntau» quarry are presented. This analysis is the part of creating rational mine-surveying net for providing permanent control after state of hedges and sides of the quarry.

DEVELOPMENT OF EXCAVATING AND TRANSPORTATION COMPLEX AT «MURUNTAU» QUARRY

Shemetov P. A., Kolomnikov S. S. 65

Adaptive development of excavating and transportation complex at the quarry is examined. It is shown that increase of adaptive opportunities of subsystem for control of loading and transportation complex is based on application of up-to-date computer technologies for data processing and satellite control systems for quarry objects, including quality of selective ore excavation.

OPTIMIZATION OF QUEUE OF WORKING THE RESERVES OF OXIDIZED ORES AT KOKPATAS DEPOSIT

Zin'ko N. A., Fil' V. I., Kochegarov E. N. 70

The problems of optimization of deposit development via simulation of excavating-automotive complexes are observed. This optimization is intended for decrease of annual operation expenses.

TYRE OPERATION FOR HEAVY-DUTY DUMP TRUCKS AT «MURUNTAU» QUARRY

Chervyak E. A., Bredikhin A. A., Shabanov M. R. 72

The statements of the Program of lowering the expenses for tyre operation are presented. This Program includes technical problems of operation, providing required road conditions, joint work with tyre producers and organization of tyre repair.

FORMING THE HIGH REFUSE TERRACES ON THE BASES WITH WEAKENED AREAS

Sytenkov V. N., Naimova R. Sh. 76

New technological schemes of refuse disposal are proposed on the example of «Muruntau» quarry. These schemes increase safety of dumping in formation of high refuse terraces on the bases with weakened areas, and it allowed to increase height and, correspondingly, volume of refuse terrace.

QUALITY MANAGEMENT FOR ORE STREAM IN CYCLIC-STREAM TECHNOLOGY FOR DEVELOPMENT OF DEPOSITS WITH COMPLICATED STRUCTURE

Shemetov P. A. 80

It is shown that maximal efficiency of quality management can be achieved by choosing the structure of stabilizing system on the base of analysis of static and dynamic quality parameters of minerals in ore bodies and in different stages of technological line.

SYSTEMS OF ORE QUALITY MANAGEMENT IN THE DEVELOPMENT OF DZHEROI-SARDARINSKOE PHOSPHORITE DEPOSIT

Zolotarev Yu. P., Fedyanin S. N. 83

It is shown that technological classes of non-contrast phosphorite ores correspond their lithologic types, and geometric parameters of optimal excavation volume can be calculated using statistic analysis of geological data about structure of ore layers. Technological efficiency of large-size radiometric separation of mined rocks is substantiated.

Improvement of drilling and blasting operations

DRILLING AND BLASTING OPERATIONS AT THE QUARRIES OF ALMALYKSKII MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Mukhamedov A. K., Ramme V. Yu., Cherednichenko N. G., Aranovich V. L. 88

Transition to the more efficient blasting scheme of high hedges is undertaken as a result of pilot-industrial explosions with usage of emulsive explosives (emulgites) of local production at the «Kal'makyr» quarry of Almalyskii mining and metallurgical combine. Recommended parameters of explosion are presented, economical efficiency is estimated.

INTENSIFYING OF DRILLING WORKS IN THE QUARRIES OF NAVOI MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Shlykov A. G., Mal'gin O. N., Zin'ko N. A., Fil' V. I., Bibik I. P. 90

The paper describes several innovations put into operation at the quarries of Navoi mining and metallurgical combine and allowed to intensify drilling works. Among these innovations the next are mentioned: modernization of mast of serial machine-tool SBSH-250MNA-32, reconstruction of machine-tool SBSH-190/250-60, development of paddle above-bit vibration dampers, improvement of drilling flight structure. The results of pilot-industrial testings of cone bits made by different plants in CIS countries, and the results of operation of drilling machine-tools ROC-860HC produced by «Atlas Copco» company, are presented.

USAGE OF THE SIMPLEST AND EMULSION EXPLOSIVES OF OWN FABRICATION AT «MURUNTAU» QUARRY

Rubtsov S. K., Goncharov V. V., Salkhov R. R., Bibik I. P. 94

Experience of igdanite application at «Muruntau» quarry, including forming the combined charges, is described. Igdanite is producing on the base of ammonium nitrate at «Navoiazot» corporation. Economical expedience of using emulsion explosives at the quarry is substantiated.

TECHNOLOGICAL FEATURES OF EXPLODING HIGH HEDGES AT «MURUNTAU» QUARRY

Rubtsov S. K., Kuleshov A. Yu., Bibik I. P. 98

Several advantages of exploding high hedges are theoretically substantiated. The results of pilot explosions and parameters of drilling and blasting operations (including construction features of hole charges), used during preparation of explosions, are presented.

DECREASE OF HARMFUL EFFECT OF MASS EXPLOSIONS ON EDGE AREA AT «MURUNTAU» QUARRY

Mosinets V. N., Rubtsov S. K. 100

The results of investigation of different methods for screening the seismic effect of mass explosions on edge area at «Muruntau» quarry are presented. Nomographic methods for calculation of seismic-safe blasting parameters, providing safety of hedges, sides and technical buildings at the sides, are given.

Complex usage of mineral resources

PROSPECTS OF COMPLEX USAGE OF THE RESOURCES FROM COAL DEPOSITS IN UZBEKISTAN

Klimenko A. I., Rakhimov V. R., Ekaterininskii V. A. ... 105

The results of scientific and research works and industrial experience in usage of overburden rocks and wastes of coal concentration are generalized for the conditions of Angren deposit, where construction materials, alumina, refractories, organic-mineral fertilizers are manufacturing for national industrial use.

ALUMO-SILICATE REFRACTORIES FOR METALLURGICAL INDUSTRY ON THE BASE OF RAW MATERIALS FROM UZBEKISTAN

Shakarov T. I., Salimov Z. S., Mkrtychyan R. V. 109

Different sources of mineral raw materials, suitable for manufacturing high-quality refractories, are revealed in Uzbekistan. Kaolin from Angren deposit, pyrophyllite from Boinaksaiskoe deposit, shales from Dzherdanakskoe deposit can be mentioned here. Obtained experimental specimens of refractories, made on the base of above-mentioned raw materials, meet the technical requirements.

Mineral processing

MY PLANT IS MY PRIDE

Stepura V. N. 112

The history of foundation, development, reconstruction of hydrometallurgical plant № 2, incorporated in the Central ore administration of Navoi mining and metallurgical combine, is presented.

INTENSIFYING THE CONDENSATION PROCESS

Pashkov A. A., Lavrent'ev K. N. 116

Efficiency rise of condensation of fine-dispersed pulps was achieved at Navoi mining and metallurgical combine owing to mounting the annular mixing chamber in radial condensers. It allows to decrease pulp turbulence at the entrance of condenser, to lower its aeration degree and to use more completely flocculating effect of polyacrylamide.

SEMI-INDUSTRIAL TESTINGS OF FLOTATION REACTANTS OF CAYTEC AND KLARIANT COMPANIES

Sanakulov K. S., Kim K. F., Vasilenok O. P., Cherevko S. I. 117

Semi-industrial testings of flotation reactants made by Caytec and Klariant companies, undertaken on copper-molybdenum ore, showed high efficiency of their operation as collectors and frothers. Their usage allows to decrease consumption of reactants, to rise metal content in the concentrates and their extraction.

CONTROL OF CYANIDE CONCENTRATION IN GOLD LEACHING

Pashkov A. A., Loi V. V. 119

The system of computer control of gold leaching process was developed and put into practice at Navoi mining and metallurgical combine. This system allows to optimize cyanide consumption taking features of substantial composition of raw material into account.

IMPROVEMENT OF URANIUM MINING TECHNOLOGY VIA UNDERGROUND LEACHING

Tolstov E. A., Pershin M. E. 121

Usage of geotechnological solutions in the development of uranium deposits essentially widen possibilities of mining enterprises. Putting the underground leaching into practice allowed to develop those uranium deposits that couldn't be worked by conventional methods, and to widen substantially mineral and raw material base.

HEAP GOLD LEACHING FROM OVERBALANCED ORE AT «MURUNTAU» QUARRY OF «ZARAFSHAN—NEWMONT» JOINT VENTURE

Nikson G., Tolstov D. E. 125

The paper presents technology, characteristics of basic equipment, technological parameters of heap leaching of overbalanced ores (with average gold content 1.4 g/t). Volume of processed ore constitutes 13–14 mln. t/year.

BACTERIAL-CHEMICAL COPPER LEACHING FROM FLOTATION TAILINGS AT COPPER CONCENTRATING PLANT OF ALMALKYSKII MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Sagdieva M. G., Borminskii S. I., Sanakulov K. S., Varavin A. A., Vasilenok O. P. 128

Usage of direct bacterial leaching of stale and current flotation tailings at copper concentrating plant of Almalykskii mining and metallurgical combine allows to extract 70–75% of copper in solution and achieve the effective opening of gold and silver particles ingrained in sulfide minerals.

COMBINED TECHNOLOGY FOR PROCESSING OF TAILINGS OF COPPER CONCENTRATING PLANT OF ALMALKYSKII MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Sanakulov K. S., Khalmatov M. M., Kim K. F., Sagdieva M. G., Borminskii S. I. 130

Combined technology for processing of flotation tailings envisages preliminary additional extraction of copper and iron sulfides from these tailings with consequent bacterial copper leaching from concentrates. Decrease of volumes of leached material allows to cut expenses for reactants and bacterial cultures.

DESIGNING THE TECHNICAL AND TECHNOLOGICAL PARAMETERS IN DOWNHOLE UNDERGROUND URANIUM LEACHING

Tolstov E. A., Glotov G. N. 131

Physical-mathematical model of downhole underground uranium leaching is proposed. This model allows to design technological parameters, taking into account leaching technology, geological-hydrogeological parameters of deposit and technical parameters of development systems.

Automation

EXPERIENCE OF CREATION AND USAGE OF DATA BASES FOR PROCESSING GEOLOGICAL EXPLORING INFORMATION AT MINING ENTERPRISES OF ALMALKYSKII MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Dabizha S. I., Airapetyan B. A. 134

Creation of automatic system for processing the spatial information as well as for solving mining-technological, ecological, cartographical and other problems is shown. It is noted that all software can be used at all deposits of Almalykskii mining and metallurgical combine without any variations.

INFORMATION AND OPERATIVE NUCLEAR PHYSICAL METHODS OF CONTROL FOR TECHNOLOGICAL PROCESS

Sattarov G., Kamilov Zh., Muzaffarov A., Kadirov F., Latyshev V. E. 137

The paper shows comparative characteristics of nuclear physical methods of express control for technological process of extraction of gold, uranium and some rare elements via sampling and in continuous flux of pulp and solutions.

Ecology

ENVIRONMENTAL ACTIVITY OF NAVOI MINING AND METALLURGICAL COMBINE

Grutsinov V. A. 140

The main directions of environmental activity of Navoi mining and metallurgical combine are elucidated: putting new ecologically clean technologies into practice, construction and reconstruction of environmental objects, elimination of closed mining facilities and land reclamation.

History of mining matter

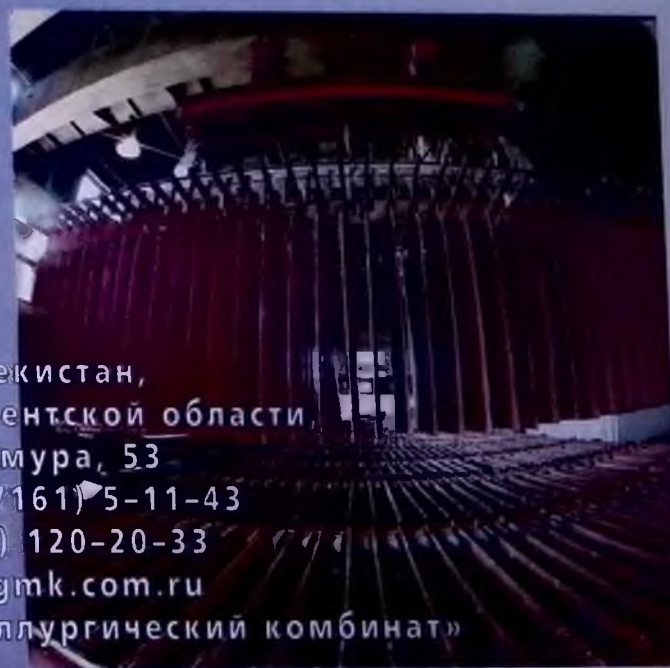
DEVELOPMENT OF MINING MATTER IN UZBEKISTAN

Sariev N. T., Karshiev R. M. 143

It is shown that mining industry plays the main role in the economical and political history of the society, and Uzbekistan occupies the leading place in the world for its basic mineral resources (gold, uranium, oil, phosphorites), meaning confirmed resources and prospective ores.



ОАО «Алмалыкский ГМК» с оптимизмом смотрит в будущее



Республика Узбекистан,
702400, г. Алмалык Ташкентской области,
просп. Амира Темура, 53
Телефон: 8-10 (998-7161) 5-11-43
Факс: 8-10 (998-71) 120-20-33
E-mail: info@oaoagmk.com.ru
ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат»



Навоийский ордена «Дустлик» горно-металлургический комбинат государственного концерна «Кызылкумредметзолото»



Республика Узбекистан, 706800, г. Навои,
ул. Навои, 27

Телефон: 8-10 (998-7922) 3-11-03

Факс: 8-10 (998-7922) 3-99-51

E-mail: ngmk@online.ru

