

O'zbekiston

KONCHILIK xabarnomasi

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

1 #8

may 2002

JURNAL 1997 YILDAN
CHIQA BOSHLAGAN

19 мая День работников
горно-металлургической
промышленности Узбекистана



35 лет
золотодобывающему
карьеру "Мурунтау"

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

Узбекистана

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

Руководство и главные специалисты рудника Мурунта



И.А. Шеметов,
начальник рудника



Н.П. Снытка,
главный инженер



К.Н. Шишков,
зам. начальника по общим вопросам



О.А. Червонных,
помощник начальника по хозяйственной части



Ф.А. Кравченко,
зам. главного инженера по горным работам



А.С. Бирюков,
зам. главного инженера по производству



Н.П. Бабик,
зам. главного инженера по буровзрывным работам



И.Х. Хадиялов,
зам. главного инженера по технике безопасности



Н.М. Хасанов,
зам. главного инженера по АСУ



А.А. Богосюк,
председатель профкома



В.Н. Бычков,
главный геолог



С.С. Коломников,
начальник производственно-технического бюро



А.Н. Барнаш,
главный маркшейдер



Ю.П. Вахрушев,
главный механик



В.М. Мисерханов,
главный энергетик



К.Х. Нургуманов,
зам. главного энергетика



Б.К. Телибаев,
начальник геомеханического бюро



Ш.А. Сейтбаев,
зам. начальника производственно-технического бюро



А.В. Чекменев,
начальник ОТ и Т



О.И. Половинникова,
начальник отдела кадров



Н.В. Крутицкий,
начальник цеха



Ким Т.А.,
зам. начальника цеха



Ю.Е. Ривоненко,
начальник отдела снабжения



Е.Н. Солomatina,
начальник ЦРПО



В.В. Фролов,
главный инженер ЦРПО



Т.Т. Тукаев,
начальник Энергоцеха



А.В. Андрущенко,
главный инженер Энергоцеха



И.А. Ким,
начальник цеха «Автоматизация добычи горной массы»



В.В. Гончаров,
начальник цеха карьерной добычи



И.Ф. Мишин,
главный инженер карьерного цеха



В.Н. Перехищев,
начальник горного участка «Западный»



А.А. Панка,
начальник горного участка «Восточный»



В.Р. Заболотный,
начальник бурового участка



Ю.П. Лопатин,
начальник горно-транспортного участка



А.К. Гребенков,
зам. начальника горно-транспортного участка «Восточный»



И.Н. Мельников,
начальник участка «Автоматизация добычи горной массы»



А.М. Калашников,
начальник участка КНПХ



А.Н. Черкаский,
начальник ремонтно-эксплуатационного участка



А.В. Кривчук,
начальник карьера Танкур



Н.Д. Сухов,
главный инженер карьера Танкур



Е.Б. Сырбайев,
зам. начальника карьера Танкур



Т.Н. Нурмагамбетов,
главный маркшейдер карьера Танкур

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

Ta'sisshilar:

"Qizilqumnodirmetalloltin"
Davlat konserni,
Navoiy Davlat konchilik instituti

Bosh muharrir:

RAIMJANOV B.R.

Bosh muharrir o'rinbosari

SITENKOV V.N.

Tahririyat kengashi:

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

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

DAVRANBEKOV U.Yu. –
("Geotexnika" bōlimining muharriri)

INOZEMSEV S.B. –
("Geofizika" bōlimining muharriri)

KLIMENKO A.I.

MALGIN O.N.

NASRIDDINOV I.B.

OBRAZSOV A.I. –
("Geologiya" bōlimining muharriri)

PROXORENKO G.A.

RAHIMOV V.R. –
("Geomexnika" bōlimining muharriri)

SAIDOV R.T.

SANAKULOV K.S.

TOLSTOV Ye.A.

XUSANOV N.N.

SHARIPOV X.T.

SHEMETOV P.A. –
("Geotexnologiya" bōlimining muharriri)

Номер журнала посвящен
Дню работников горно-
металлургической промышленности
и 35-летию рудника Мурунтау
Центрального рудоуправления
Навоийского ордена «Дусллик»
горно-металлургического комбината

Кустов А.М., Шеметов П.А. Флагману золотодобывающей
промышленности Республики Узбекистан
руднику Мурунтау – 35 лет..... 5

FAN VA SANOAT / НАУКА И ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Мальгин О.Н., Иноземцев С.Б., Филь В.И., Аристов И.И.
Технологическое обеспечение полноты и качества отработки
сложноструктурных рудных тел на золоторудных карьерах..... 7
Сытенков В.Н. Управление минерально-сырьевыми ресурсами
горно-перерабатывающего комплекса Мурунтау..... 10
Рахимов В.Р., Клименко А.И. Перспективное развитие комплексного
использования ресурсов угольных месторождений Узбекистана..... 14

GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Образцов А.И. Распределение золота во вмещающих породах
и его практическое использование 18
Шеметов П.А., Федянин А.С. Мониторинг состояния откосов бортов
глубокого карьера 20

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Сытенков В.Н., Бибик И.П. Метод определения оптимальных
параметров БВР для технологических потоков карьеров 23
Рубцов С.К., Шеметов В.П., Бибик И.П. Исследование рациональных
параметров конструкции и состава забойки скважинных зарядов
в условиях карьера Мурунтау..... 27
Кабиров А.Р., Юдин В.В. Технология последовательной
расконсервации нерабочего борта карьера Мурунтау..... 29
Насридинов И.Б., Носиров У.Ф., Шарипов Э.А., Норов Ю.Д., Тураев А.С.
Способ формирования траншейного заряда взрывчатого вещества 30
Назаров З.С., Рахимов С.С., Тухташев Б.Т. Управление импульсом
взрыва скважинных зарядов ВВ с помощью забойки..... 31
Инамов У. Оценка уровня технологического процесса
выемки горной массы 33
Давранбеков У.Ю., Инамов У. Оптимизация процессов технологии
открытых горных работ методами оценки качества
системы забой - экскаватор – оператор..... 34
Коломников С.С., Лашко В.Т., Грищенко Г.Г. Совершенствование схем
циклично-поточного производства горных работ в глубоких карьерах..... 36
Кривенко Ю.Н., Бызеев В.К. Управление горным давлением
при открытой разработке пластовых месторождений 38

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

Кольцов В.Н., Телибаев Б.К., Федянин А.С. Оптимизация параметров
борта глубокого карьера на участке деформации с помощью
комплекса инженерных методов 40
Маджидов И.У. Напряженно-деформированное состояние
обделки туннеля совместно с прилегающей грунтовой средой..... 42

Дорогие зарафшанцы, горняки и металлурги!

Примите от меня лично и всех горняков Алмалыкского ГМК самые искренние поздравления с 35-летием рудника Мурунтау!

Эта мировая рукотворная жемчужина созданная вашим многолетним и нудным трудом, творческим полётом вашей инженерной мысли была и б флагманом индустриального Узбекистана.

Мурунтау стал школой вот уже для третьего поколения горняков, полиг для научных исследований, где на практике были применены многие лuche идеи горной науки.

Знаю, что и сегодня у руля стоят опытные специалисты, профессионалы, которые сумеют продлить работу предприятия на многие десятилетия с сам высокими показателями.

Желаю вам, дорогие горняки, чтобы труд на этом гигантском руднике для вас всегда в радость, чтобы всё новые и новые технологические решения приносили вам, как мone, так и материальное удовлетворение.

Мысленно я всегда с вами и часть моего сердца осталась у вас, в любимом Зарафшане – лучшем го страны. Я горжусь тем, что 19-летним мальчишкой свой первый рабочий день начинал именно на руд Мурунтау и тем, что мои сыновья связали свою судьбу именно с этим предприятием.

Желаю всем зарафшанцам крепкого здоровья, плодотворного труда и твёрдой уверенности в завтрашнем дне!

ПРОХОРЕНКО Геннадий Алексеевич
генеральный директор ОАО «Алмалыкский ГМК»

*Уважаемые горняки и металлурги Зарафшана, дорогие коллеги и друзья!*

От имени шахтеров Узбекистана и от меня лично примите самые искренние поздравления с 35-летием рудника Мурунтау.

Являясь одним из крупнейших в мире горнорудных предприятий, рудник Мурунтау продолжает оставаться флагманом и гордостью независимого Узбекистана. Подтверждение тому – преодоление миллиардного рубежа по извлечению руды из золотой сокровищницы Зарафшана. Сплоченность и высокий профессионализм всего коллектива предприятия в сочетании с научными исследованиями и внедрением их результатов в производстве, постоянный поиск прогрессивных технических решений позволяют решать поставленные задачи и уверенно продвигаться к новым высотам. Я горжусь тем, что моя трудовая деятельность более четверти века связана именно с этим предприятием и тем, что между нами продолжают оставаться производственные и дружеские связи.

В честь знаменательного события желаю всем зарафшанцам и особо золотодобытчикам крепкого здоровья, уверенности и успехов в труде, дальнейшего процветания, счастья и благополучия в жизни. Пусть всегда удача благоволит Вам.

С искренним уважением
КЛИМЕНКО Александр Иванович
генеральный директор АО «Узмет»

Флагману золотодобывающей промышленности Республики Узбекистан руднику Мурунтау – 35 лет

УДК 001+661.632

© А.М. Кустов, П.А. Шеметов 2002 г.

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

Важной составной частью социально-экономического развития Узбекистана является его горнодобывающая промышленность, в которой Навоийский горно-металлургический комбинат имеет давние традиции и опыт промышленного освоения недр. Программа деятельности НГМК рассчитана на многие годы вперед. Залогом ее успешной реализации служит неисчерпаемый потенциал ускоренного развития Узбекистана, мудрость и дальновидность политики президента И.А. Каримова и правительства республики, сориентированной на стабильность, надежность и перспективу.

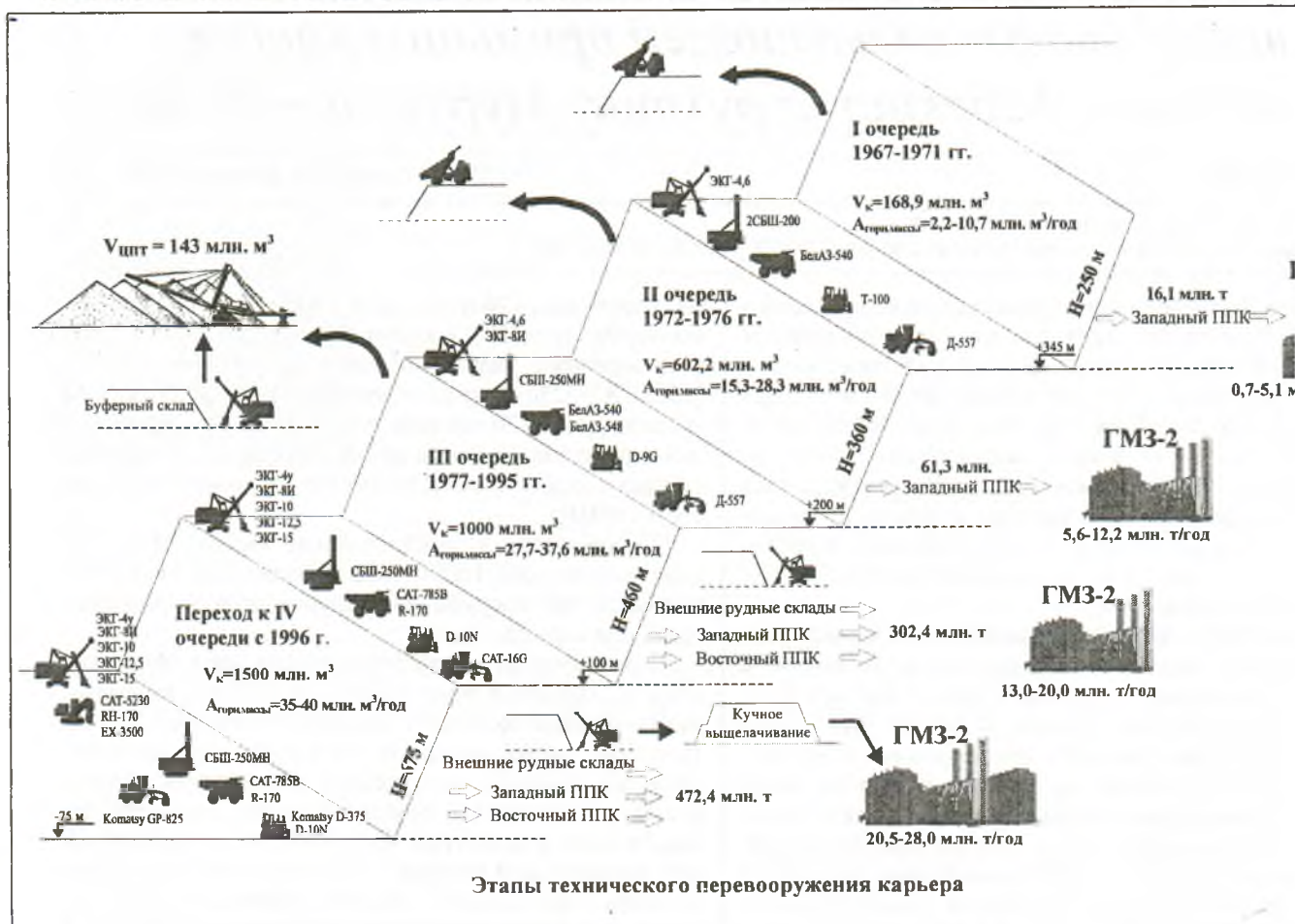
5 марта 1967 г. первый массовый взрыв в карьере Мурунтау нарушил вековой покой пустыни возвестивший о начале нового периода в освоении земных богатств Центральных Кызылкумов. Золотосодержащая руда пошла на рудные склады. Вскрытие месторождения Мурунтау осуществлено траншеями внутреннего заложения, четыре из которых предназначены для движения технологического автотранспорта, а одна – для размещения конвейерных линий комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ). Проектные размеры карьера в откорректированных границах III очереди: длина - 3,2 км; ширина - 2,5 км; глубина - 460 м; объем горной массы – 1092 млн. м³, запасы руды - 620,5 млн. т. Ширина автомобильных траншей равна 30 м при уклоне до 80%, угол наклона траншеи комплекса ЦПТ – 15°. Для разработки месторождения принята транспортная система с перемещением пород во внешние отвалы и поперечная двух бортовая отработка (от центра к флангам) с использованием автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта. Весьма сложное геологическое строение рудных зон определило селективную отработку месторождения. Балансовая руда отгружается на два внешних перегрузочных пункта карьера, расположенных на западном и восточном флангах, с последующей ее перегрузкой в думпкары и доставкой по железной дороге на ГМЗ-2. Вскрышная порода транспортируется КЛ в отвалы ЦПТ, а также автотранспортом на внешние бульдозерные отвалы. Отвалообразование многоярусное. Высота уступов верхней части карьера, а также ниже гор. +315 составляет 15 м, а в средней части – 10 м. Углы откосов бортов карьера в предельном положении изменяются от 26° (южный) до 32° (северный). Комплекс ЦПТ включает в себя две конвейерные линии, одна из которых ориентирована на транспортировку вскрышной породы, а другая позволяет вести совместную транспортировку забалансовой руды и минерализованной горной массы. Для дозагрузки комплекса ЦПТ с целью увеличения его производительности используются внутрикарьерные буферные склады. Технологический автотранспорт карьера представлен автосамосвалами «Юклид» и «Катерпиллар» грузоподъемностью,

соответственно, 170 и 136 тонн, экскаваторный парк экскаваторами типа ЭКГ с ковшом емкостью от 4 до 15 м³ и импортными гидравлическими экскаваторами CAT-5130, CAT-5230 (фирмы «Caterpillar»), EX-3500 (фирмы «Hitachi»), RH-170 (фирмы «Orienshtein & Koppel»), с геометрической емкостью ковша от 10 до 17 м³. Бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками СБШ-250МН.

Строительство и проектирование карьера Мурунтау ведется очередями. На рисунке представлены этапы технического перевооружения, приуроченные к очередям отработки карьера.

Первая очередь разработки месторождения Мурунтау, которая охватывает период с 1967 по 1971 год, ознаменовалась бурным развитием карьера и отгрузкой первых 10 млн.м³ горной массы. В это время была закончена проходка западной, центральной и восточной автомобильных траншей, что позволило начать отработку месторождения в проектных направлениях. Объем карьера при максимальной глубине – 250 м (до отметки +345 м) составил 168,9 млн. м³. За этот период добыто руды 16,1 млн. т, вывезено на склады забалансовой руды – 5,8 млн. т. Карьер начал работать, имея экскаваторный парк из трех ЭКГ-4,6, который к концу периода увеличился до 14 единиц. Количество технологического автотранспорта БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т выросло с 24 до 140 единиц. Парк буровых станков СБШ-200 составил 15 единиц, а дорожные машины были представлены бульдозерами Т-100 и автогрейдерами Д-557. В эти годы машинисты экскаваторов, буровых станков приобрели опыт, укрепилась ремонтная база, была осуществлена реорганизация структуры управления.

Вторая очередь отработки карьера с 1972 года по 1976 год положила начало постепенного перехода к новым типам горного оборудования и увеличению объемов горных работ. В связи с пуском второй очереди ГМЗ-2 пункт перегрузки руды на западном борту был реконструирован. Увеличилось количество экскаваторов, буровых станков, автосамосвалов и дорожной техники. На смену пришла новая техника: экскаваторы ЭКГ-8И, буровые станки СБШ-250МН, автосамосвалы БелАЗ-548. Впервые на карьере была внедрена импортная техника в виде бульдозеров D-9G и фронтальных погрузчиков Н-400С. В этот период для пылеподавления карьерные автодороги начали обрабатываться сульфидно-спиртовой бардой. В контурах второй очереди объем карьера при максимальной глубине 360 м (до отметки +200 м) составил 602,2 млн. м³. Добыто руды – 61,3 млн. т, заскладировано забалансовой руды – 55,6 млн. т. В 1975 году были отгружены из чаши карьера первые 100 млн. м³ горной массы.



В контурах третьей очереди отработки с 1977 по 1995 год, объем карьера при максимальной глубине – 460 м (до отметки +100 м) составил 1000 млн. m^3 . Добыто руды – 302,4 млн. т. Отгружены первые 500 млн. m^3 горной массы из карьера. Построен восточный перегрузочный пункт карьера, который позволил увеличить фронт погрузки руды в думпкары и сократил расстояние откатки руды из забоев. Этот период ознаменовался использованием комбинированного вида транспорта, был внедрен комплекс циклично-поточной технологии. Для создания буфера между циклическим и поточным звеньями организованы аккумулирующие склады. Через комплекс ЦПТ в этот период отгружено 143 млн. m^3 горной массы. Осуществлено полномасштабное техническое перевооружение карьерного оборудования: внедрены новые типы экскаваторов с емкостью ковша от 8 до 15 m^3 , автосамосвалы типа БелАЗ-540, БелАЗ-548 заменены на БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 тн и БелАЗ-7519 грузоподъемностью 110 тн, а в конце периода начался переход на импортные автосамосвалы типа CAT-758B и R-170 грузоподъемностью соответственно 136 и 170 тн; парк дорожных машин и тяжелой техники пополнился новыми более мощными фронтальными погрузчиками типа CAT-992C, автогрейдерами CAT-16G и бульдозерами CAT-10N. Введен в эксплуатацию на базисном складе ВМ растаривающий комплекс, а также зарядные машины СУЗН-3А, МЗ-4 и МЗ-8. Построен цех для ремонта экскаваторов и буровых станков; комплексная лаборатория гамма-активационного анализа, позволяющая в считанные секунды определять

содержание золота в добываемой руде; внедрен б станок СБШ-190/250-60 для бурения наклонных жин. Начата разработка месторождения Мютенбай рый в конечных границах IV очереди отработки с ется с карьером Мурунтау.

1996 год положил начало переходного период: вертой очереди отработки карьера, объем котор максимальной глубине – 675 м (до отметки – 75 м вит 1500 млн. m^3 , добыча руды – 472,4 млн. т. В отгружен миллиардный кубометр горной массы и ра. Технологический автотранспорт карьера пол представлен импортными автосамосвалами фирм «Лид» и «Катерпиллар» списочным составом 78 ед 1996 г. введены и эксплуатируются гидравлические каваторы CAT-5230, EX-3500, RH-170 с емкостью от 15 до 17 m^3 , характеризующиеся высокой мощностью и производительностью. Внедрен гидравлической буровой станок типа ROC. На взрывных работах зуетса система дистанционного радиоуправления вом типа «Друза». Внедрена система контроля перемещением горно-транспортного оборудования работкой сортовых планов. В III квартале 2002 г. в эксплуатацию комплекс по производству эмальных ВВ отличающихся высокой безопасностью и гической чистотой. Пуск модульного комплекса изводства ЭВВ – это серьезная предпосылка для шенствования горных работ на карьере.

Инновационные решения позволили на протяжении всего периода эксплуатации месторождения ст

наращивать производство золота. На горноперерабатывающем комплексе Мурунтау внедрены и получили развитие компьютерные технологии автоматизированного управления практически всеми технологическими звеньями; разработана и внедрена в производство компьютерная технология построения математической модели запасов сложноструктурного месторождения; созданы компьютерные технологии построения на базе модели запасов оптимальной финальной формы карьера и графика его развития; разработана и внедрена автоматизированная система управления автотранспортом карьера, функционирующая на базе космической навигационной технологии GPS; разработан и внедрен в эксплуатацию комплекс автоматизированных систем проектирования и управления работами по обеспечению качества добываемых руд, минимизации их потерь и разубоживания, состоящий из геолого-маркшейдерского обеспечения горных работ (АС «Руда»), автоматизированного проектирования горного производства, автоматизированного управления качеством рудопотока.

Программа увеличения объемов производства в Кызылкумском промышленном регионе обусловила необходимость поиска новых путей расширения сырьевой базы. Из-за возросшей нестабильности мировых сырьевых рынков стали актуальными вопросы варьирования производительностью горных предприятий в зависимости от рыночной конъюнктуры. Существенные резервы увеличения выпуска золота найдены специалистами комбината в выборе и управлении стратегией разработки месторождения за счет маневрирования производительностью горно-перерабатывающего комплекса Мурунтау. Государственный заказ по выпуску золота выполняется путем увеличения объема переработки забалансовой руды в результате роста производительности гидрометаллургического завода при соответствующем сокращении добычи

балансовой руды и уменьшении за счет этого объемов выемки горной массы в карьере. Ориентация на переработку забалансовой руды была принята в качестве перспективного направления с самого начала разработки месторождения, для чего велись раздельная добыча и складирование товарной и забалансовой руды и вскрышной породы. Использование наиболее дешевых запасов заскларированных забалансовых руд позволило увеличить объемы переработки на ГМЗ-2 в соответствии с рыночной конъюнктурой без увеличения вскрышных работ в карьере. В связи с этим уточненная концепция развития горно-перерабатывающего комплекса для повышения эффективности горных работ предусматривает: уменьшение производительности карьера по горной массе в результате перераспределения объемов переработки в сторону увеличения доли забалансовой руды за счет соответствующего роста производительности ГМЗ-2; повышение интенсивности ведения горных работ в рудных направлениях за счет оптимизации параметров рабочих площадок (минимум объема выемочного блока при максимуме выемочно-погрузочного оборудования в рудной зоне); проведение реконструкции комплекса ЦПТ с внедрением круто-наклонных конвейеров и модульных дробильно-перегрузочных пунктов; проведение планомерной замены изношенного горно-транспортного оборудования при минимизации его моделей и типоразмеров.

Сохранить производственный потенциал и оснастить горно-перерабатывающий комплекс новой техникой и передовыми технологиями стало возможным благодаря взвешенной политике правительства по реорганизации политической и экономической системы Узбекистана в результате чего достигнуто общегосударственное, общенациональное согласие, обеспечена социальная стабильность в обществе.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ОТРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ НА ЗОЛОТОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ

УДК 001+661.632

© О.Н. Мальгин, С.Б. Иноземцев, В.И. Филь, И.И. Аристов 2002 г.

О.Н. Мальгин, зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук,
С.Б. Иноземцев, главный геолог НГМК, канд. геол.-минерал. наук,
В.И. Филь, зам. главного инженера Северного РУ НГМК,
И.И. Аристов, горный инженер ВНИПИПромтехнологии

Характерными особенностями месторождений Мурунтау, Кокпатас и Даугызтау являются многообразие условий залегания рудных тел, их сложное строение при высокой неравномерности распределения золота в недрах и большие объемы горнорудной массы, ежегодно выдаваемые с карьеров. Глубина карьера Мурунтау, отрабатывающего мощные штокверковые рудные зоны прерывистого строения и изменчивой конфигурации, достигла 470 м и рассматриваются варианты развития горных работ до глубины 850 м и более. Ежегодные объемы выдаваемой из карьера горнорудной массы составляют 30-33 млн. м³, в т.ч. количество добываемой товарной руды 20-23 млн. т, и горные работы ведутся на 15-20 горизонтах.

Месторождение Кокпатас представлено более слож-

ными и многочисленными рудными телами весьма извилистой формы при бедном содержании *Аи* и выделении окисленных, смешанных и сульфидных сортов руд требующих раздельной добычи и переработки на ГМЗ. В связи с этим ведется опережающая добыча одновременно на 12-16 карьерах более легко перерабатываемых окисленных руд и начата эксплуатация месторождения Даугызтау, что позволит продлить сроки переработки окисленных руд и провести реконструкцию технологической схемы завода.

Многолетний опыт открытой разработки месторождений Мурунтау и Кокпатас показывает, что экономически эффективное и стабильное развитие горных работ при ежегодном наращивании объемов добычи руды и

выпуске *Аи* базируется на своевременной подготовке и внедрении новых технологических решений в единой системе недр-завод [1]. Для этого были объединены усилия геологической, геофизической, горно-эксплуатационных служб карьеров и технологов-обогащителей ГМЗ с привлечением научно-исследовательских и проектных организаций по разработке и внедрению новых приборов, компьютерных программ, методик и оборудования. Важнейший результат этого объединения творческих усилий служб предприятий и науки - нахождение технологических решений по увеличению полноты и качества извлечения запасов *Аи* из недр, что в отличие от ряда предприятий СНГ позволяет поэтапно снижать бортовое содержание *Аи* для оконтуривания балансовых запасов и отгрузки руды на ГМЗ, продлевать сроки отработки месторождений.

За почти 35-летний период отработки рудных тел месторождения Мурунтау применялись следующие режимы управления добычей: 1) выборочно-посортный на начальном этапе освоения месторождения, когда часть бедных балансовых руд складировалась в качестве временно некондиционных руд; 2) полный с посортно-селективной добычей балансовых руд при достаточном развитии горных работ, когда планирование и добыча руды производятся с учетом фактического содержания *Аи* в балансовых контурах сортовых планов при отсутствии или незначительных годовых переходящих остатках на складах; 3) попутно-забалансовый при переходе к дополнительному извлечению *Аи* в пределах забалансовых рудных контуров сортовых планов (кучное выщелачивание, новые кондиции, экспресс-сортировка).

На карьерах месторождений Кокпатас и Даугызтау ведутся работы по переходу от применяемого выбоочно-посортного режима управления добычей, проводимого путем складирования смешанного и сульфидного сорта руды, к полному с посортной добычей балансовых руд на карьерах и попутному использованию забалансовых руд для предварительного обогащения.

В качестве основных критериев оценки эффективности применяемых режимов управления добычей, технологических карьерных схем добычи, их параметров и горно-добычного оборудования используются показатели потерь и разубоживания руды, определяемые путем прямого контроля за экскаваторной выемкой балансовых сортов руд по рудным контурам сортовых планов. Установлены следующие стадии оценки показателей потерь и разубоживания руды в процессе добычи:

- проектные, учитывающие средние условия при техническом и рабочем проектировании отработки месторождений, залежей или уступов;

- эксплуатационные - нормативные, отчетные и сверхнормативные, рассчитываемые по геолого-технологическим параметрам сортовых планов и контролируемые по сохранению баланса руды и металла в недрах с добычей.

Их определение регламентируется утвержденными техническими инструкциями [1].

В зависимости от источников образования потерь и разубоживания руды и цели использования результатов их определения, отдельно выделяются два вида потерь, разубоживания руды:

- подсчетно-геологические (условные), учитывающие изменения вариантов оконтуривания и подсчета балансовых руд при новых значениях исходных геологических параметров (интервал опробования скважины, опробования, кондиции и др.);

- эксплуатационные (учетные), возникающие в процессе добычи руды и рассчитываемые относительно варианта оконтуривания и подсчета запасов балансовых руд по наиболее полным исходным данным согласованных и утвержденных сортовых планов для добычи.

Научно-производственное обоснование технологических неизбежных при добыче эксплуатационных потерь и разубоживания руды ведется по критерию минимального суммарного экономического ущерба (следствий) для предприятия от потерь и разубоживания 1 т руды. Фактические экономические последствия потерь 1 т запасов балансовых руд связаны с дополнительными затратами на добычу и переработку меньшего количества балансовой руды, находящейся в 1 т добытой товарной руды, а также на повышение затрат на полное вскрытие и амортизационные отчисления. Отдача 1 т разубоживающих пород в добытую товарную руду предприятие несет прямой ущерб от увеличения затрат на добычу и переработку породы вместо руды, а также от снижения извлечения металла в готовую продукцию на ГМЗ.

Нормативно-плановые размеры, потерь и разубоживания руды определяются с учетом следующих исходных параметров: 1) показатели сложности рудных контуров

на сортовых планах
$$K_{\text{ср}}^{\text{с}} = \frac{L_p}{S_p}, \text{ м/м}^2$$
, характеризующие

длину (периметр) рудного контура (L_p , м) в 1 м² площади рудной поверхности; 2) схемы добычи руды, варианты; 3) высота уступа (подступа); 4) сорта отгружаемых руд по содержанию *Аи*; 5) ущербы от потерь и разубоживания 1 т руды, через которые рассчитываются показатели экономически оптимального соотношения прирезок по сортам руд; 6) размеры зон приконтуры прирезок по схемам добычи и параметрам уступов, удельные нормы технологических прирезок к 1 п.м. длины рудного контура (периметру) по типам рудных схем добычи, их параметрам и сортам руд.

В табл. 1 приведена рабочая классификация сложности рудных тел, участков по показателю сложности их контуров на сортовых планах добычи. На карьерах Мурунтау отрабатываются в основном рудные тела со сложными контурами. Показателями сложности рудных контуров ($K_{\text{ср}}^{\text{с}}$) являются: на карьерах Мурунтау - от 0,15 м⁻¹, в среднем 0,10 м⁻¹; на карьерах месторождения Кокпатас от 0,15 до 0,60 м⁻¹, в среднем 0,35 м⁻¹; на карьерах Даугызтау - в среднем 0,25 м⁻¹.

Отработка рудных тел на карьерах производится по одинаковой селективно-площадной схеме добычи с отбойкой рудных зон с сохранением геолого-рудинной структуры массива, экскаваторной выемке сортов руды по видимым ориентирам с зачисткой откосов забоя при входе и выходе из руды. В геологических условиях карьера Мурунтау высота рудного уступа принята 10,0 м и 15,0 м. Для гор. 315 м - 15,0 м, применяются экскаваторы ЭКГ-8 и 15, гидравлические экскаваторы САТ-5230, EX-

Таблица 1
Локальная геолого-технологическая классификация залежей, рудных участков по сложности рудных контуров на карьерах НГМК

Группы сложности рудных контуров	Наименование типа сложности оруденения, их рудных контуров	Основные типы рудных залежей	Показатели сложности оруденения, их контуров, м ⁻¹ от - до ср
I	Простые, выдержанные	Выдержанные пологие и линзообразные залежи, участки, крупные штокверки, жилы. Одиночные мощные залежи с визуально различимыми контурами	0,06 - 0,10 0,08
II	Несложные, малоизменчивые	Малоизменчивые залежи, пласты, линзы, жилы, выдержанные по мощности штокверки, рудные зоны	0,10 - 0,20 0,15
III	Сложноструктурные, изменчивые	Сложные многосортные залежи, штокверки и жилы с отдельными апофизами, нарушениями сплошности	0,20 - 0,30 0,25
IV	Весьма изменчивые, сложные	Сложно-прерывистые залежи, штокверки, линзы, жилы с апофизами	0,30 - 0,40 0,35
V	Прерывисто-гнездовые	Отдельные рудные пятна, участки со сложными апофизами, нарушениями	0,40 - 0,60 0,50

RH-170 при транспортировке автосамосвалами грузоподъемностью 130-170 т. На карьерах месторождений Кокпатас и Даугызтау, в связи с высокой изменчивостью рудных контуров и бедным содержанием *Аи*, высота рудного уступа - 5,0 м и применяются экскаваторы ЭКГ-5 и RH-40Е с емкостью ковша 5-6 м³ и автосамосвалы грузоподъемностью 40-50 т.

Для снижения перемешивания сортов руд при взрывных работах массовые взрывы производятся по параметрам, обеспечивающим сохранение геолого-рудной структуры массива (на подпорную стенку, площадные). Оперативный контроль за отбойкой рудных зон с сохранением на допустимом уровне геолого-рудной структуры массива, и, следовательно, местонахождение рудных контуров ведется по параметрам: 1) фактические мощности подпорной стенки - не меньше расчетных, м; 2) коэффициенты разрыхления - не более предельно-допустимых размеров, ед.; 3) вспучивание кровли уступов в приконтурных частях рудных тел - не выше установленных пределов, м. При опытных наблюдениях за

производством взрывов дополнительно определяются, согласно методике, вертикальное и горизонтальное смещение массива, оцениваются местонахождения реперов до и после взрывов. В табл. 2 приведены предельно-допустимые контрольные параметры и показатели взрывов, обеспечивающие сохранение геолого-рудной структуры массива в условиях карьеров.

Рабочее проектирование развития горных работ, планирование объемов добычи и экскаваторная добыча руды на карьере Мурунтау производятся по сортовому плану уступов, подготавливаемым по данным усреднения проб по скважинам согласно компьютерных программ «АС РУДА». К сортовому плану М 1:200 или 1:500 по всем рудным участкам уступов составляются по разработанным компьютерным программам рабочие таблицы посортного распределения

запасов балансовых руд, планируемых потерях, разубоживании и добыче руды, металла по сортам руд и всей рудной массы по участку.

В целях повышения селективности выемки руды экскаваторами в забоях и управления рудопотоками на карьере Мурунтау внедряется система автоматизированного управления рудопотоками, которая включает в себя подсистемы: информационная база; контроль за соблюдением выемочных контуров; призабойная рудосортировка с вычислением содержаний *Аи* в ковше, автосамосвалах и адресация автосамосвалов на разгрузку; учет и контроль качества рудопотоков от забоев и всего по карьеру. По предварительным оценкам данная система управления добычей и рудопотоками на карьере Мурунтау позволяет снизить на 2-3% потери и на 5-6% разубоживание товарной руды, что повышает содержание *Аи* в добываемой руде на 1-3% [2].

Важным технологическим дополнением к применению на карьерах полному посортно-селективному режиму управления добычей служит попутное использование

Таблица 2
Контрольные параметры и показатели взрывов, подтверждающие сохранение геолого-рудной структуры массива на карьерах по группам сложности рудных контуров

	Карьер Мурунтау (высота 10-15 м)			Карьеры месторождений Кокпатас, Даугызтау (высота уступа 5 м)		
	простые, малоизменчивые (I, II)	сложноструктурные (III)	весьма изменчивые (IV, V)	простые, малоизменчивые (I, II)	сложноструктурные, весьма изменчивые (III, IV)	прерывисто-гнездовые (V)
Мощность подпорной стенки, не менее, м	15-20	20-25	25-30	6-8	8-10	10-15
Коэффициент разрыхления ГРМ, не более, ед.	1,25	1,20	1,15	1,20	1,15	1,10
Вспучивание приконтурной части кровли уступа, не более, м	1,80	1,20	0,70	0,80	0,50	0,30
Горизонтальное смещение рудных контуров, не более, м	2,70	1,80	1,10	1,30	0,80	0,50

забалансовых руд и минерализованной рудной массы для кучного выщелачивания и предварительного обогащения с помощью созданных в Навоийском ГМК ядерно-физических методов крупнопорционной (посамосваль-ной), мелкопорционной и покусковой сепарации руд применительно к золотосульфидным и золото кварцевым рудам. Ожидаемое повышение содержания **Аи** в обогащенном продукте сепарации на месторождениях Кокпатас и Даугызтау составит 1,4-1,7 раза.

За счет вовлечения в рентабельную переработку бедных, забалансовых руд и части минерализованной рудной массы значительно расширяется минерально-сырьевая база комбината. Ведется подготовка к эксплуатационному оконтуриванию балансовых запасов руды по более низким бортовым содержаниям **Аи**, что в условиях карьера Мурунтау при отработке рудных тел с высотой уступа 15,0 м, применении мощных экскаваторов, полном и попутно-забалансовом режимах управления добычей обеспечивает снижение фактических потерь с 5,0% до 3-4% и разубоживание товарной руды с 12,0-14,0% до 9-10%.

В соответствии с утвержденными Госгортехнадзором Республики Узбекистан «Правилами безопасности...» [3]

ведется разработка «Правил технической эксплуатации месторождений...», в которых с учетом конкретных геологических условий залегания рудных тел, тех- нических параметров их отработки, попутной добы- чи минеральных компонентов определены повыше- ния к рациональному использованию запасов всем месторождениям, отрабатываемым ГМК.

Список литературы:

1. РТД. «Эксплуатационные нормативы и условия по учету потерь, разубоживания руды в услови- той разработки месторождений Мурунтау и Навоийского ГМК», ВНИПИпромтехнологии, 19
2. Кучерский Н.И. «Современные технологи- ния качеством сырья в горно-перерабатывающе- недр-завод при проектировании и эксплуатац- структурных месторождений». Открытые гор- ты, № 2, 2000 г., с. 18-27.
3. «Правила безопасности при разработке м- дений полезных ископаемых открытым спосо- верждены Госгортехнадзором Республики У: 14 августа 1995 г.

УПРАВЛЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫМИ РЕСУРСАМИ ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕГО КОМПЛЕКСА МУРУНТАУ

УДК 001+661.632

© В.Н. Сытенко

В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук

Горно-перерабатывающий комплекс Мурунтау создан в 1969 г. на базе одноименного месторождения золота, расположенного в Центральных Кызыл-Кумах (Узбеки-стан). Этот комплекс является составной частью Навоий-ского горно-металлургического комбината, а его основу составляют карьер Мурунтау и гидрометаллургический завод №2. Месторождение Мурунтау в течение 30-ти лет было и на обозримое будущее остается главной сырьевой базой ГМЗ-2. Месторождение залегает в метаморфизо-ванной толще терригенных отложений ордовик-ниже-силурийского возраста и представлено переслаивающи-мися метаморфизованными алевролитами и слюдисто-кварцевыми сланцами (60÷65% по объему), углероди-стыми метаморфизованными алевролитами (17÷25%), углеродисто-слюдистыми сланцами (8÷10%) и кварце-выми жилами (~5%).

Месторождение Мурунтау было открыто в 1958 г. геологами Ю.Н. Хромышкиным и П.В. Мордвинцевым в результате металлогенических поисковых работ. С 1967 г. на месторождении начаты открытые горные работы, а геологоразведочные работы продолжают до настояще-го времени.

На первом этапе изучения (1958-63 г.) месторождение Мурунтау относилось к жильному типу, поэтому рассма- тривалось и разведывалось как система золотоносных кварцевых жил. Оцененные запасы оказались небольшими и не обеспечивали его рентабельную разработку в слож-

ных природно-климатических условиях. О нейшими поисково-разведочными работами новлена золотоносность вмещающих пород вкрапленную и прожилковую минерализац- шенных разноориентированными кварцевым- ками, что послужило основой для изменения ний о морфологии и структуре месторожден- ложенной Г.В. Касавченко модели (1963 г.) о- ривалось как крупный, неправильной формы- вытнутый в субширотном направлении.

Штокверковая модель месторождения весьма конструктивной, что проявилось в г- редь в изменении методики геологоразведоч- переориентированных «на массу» штокверк- тельному увеличению запасов. Уже тогда ус- запасы позволили предположить, что для о- сторожения потребуется создание крупн- перерабатывающего комплекса, который бу- вовать многие десятилетия, на протяжении 1- учно-техническая и экономическая ситуац- изменится. Следствием такого предположен- вод о необходимости разработки такой страт- ния месторождения, которая в процессе созд- вития горно-перерабатывающего комплекса- ла управление сырьевыми ресурсами сообра- щимся условиям.

За основу указанной стратегии было принято строительство карьера и перерабатывающего производства этапами (табл. 1). Это связано с тем, что анализ особенностей развития во времени наиболее крупных карьеров

смена, сутки, месяц, квартал, год, 3-5 лет, продолжительность этапа развития карьера, срок существования карьера, срок отработки месторождения. Такая взаимосвязь пространственной и временной иерархии обусловлена значительной инерционностью открытых горных работ и характеризует способность горнодобывающего предприятия реагировать на управляющие воздействия (изменение горно-технических условий, цены на продукцию и т.п.). Например, при изменении качества руды забое на реализацию управляющего воздействия может потребоваться от нескольких часов до нескольких суток, в рабочей зоне карьера – с нескольких месяцев до нескольких лет и т.п.

Каждому уровню управления сырьевой базой горнодобывающего предприятия соответствуют главные управляемые параметры, влияющие факторы и приемы управления (табл. 2).

Рассмотрим подробнее два верхних уровня управления сырьевой базой, поскольку именно на этих уровнях определяется стратегия развития и такие параметры горно-перерабатывающего предприятия, как производительность и срок существования, объемы выпуска готовой продукции и т.п.

Одним из элементов управления сырьевой базой является выбор такой методики подсчета запасов, применение которой обеспечивало бы минимальное расхождение между расчетными и фактически полученными при добыче характеристиками полезного ископаемого. Поиск путей решения этой задачи явился причиной эволюции упомянутой методики, продолжавшейся практически на протяжении 30-ти лет.

Первоначально запасы, утвержденные для карьеров Мурунтау по состоянию на 1.01.69 г., были подсчитаны методом вертикальных сечений по данным опробования геологоразведочных скважин до глубины 350 м, пробуренных по сети 80х60 м. Они послужили основой для проектирования 1-ой и 2-ой очередей карьера, однако значительно отличались от прогнозных запасов и имели достаточно обоснованные предпосылки на увеличение. Поэтому одновременно с развитием 1-ой очереди карьера интенсивно велась разведка флангов и глубоких горизонтов месторождения. Для этого в составе Навоийского горно-металлургического комбината была создана геологоразведочная партия (ГРП-3) и построена геологоразведочная шахта, что позволило вести разведку месторождения горными выработками на глубине до ~500 м, а буровую – на глубине до 1000 м от дневной поверхности.

К настоящему времени западная и центральная части месторождения Мурунтау до глубины около 500 м разведаны по категории С₁, а до глубины 1000 м имеющаяся разведочная сеть позволяет оценить ресурсы по категории С₂. Руда с промышленным содержанием золота была подсечена скважиной на глубине около 1800 м, что положено в основу соответствующего прогноза распространения промышленных запасов. Однако разведка

Таблица 1
Основные показатели развития карьера Мурунтау

Показатели	Значение				
	I-я очередь	II-я очередь	III-я очередь	ТЭО IV-ой очереди	Оценка на перспективу
Год утверждения проекта	1966	1972	1976	1992	1998
Глубина карьера, м	250	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
Производительность перерабатывающего комплекса, 10 ⁶ т/год	5,0	10,0	15,0	26,0	26,0

позволил сделать выводы о переходе количества в качество и о необходимости изменения подходов к ним как объекту исследований и эксплуатации. Переход ряда карьеров на текущие глубины разработки свыше 300 м отчетливо показал, что такие карьеры представляют собой эволюционирующие во времени и изменяющиеся в пространстве сложные системы, состоящие из также эволюционирующих подсистем вскрытия, транспорта, безопасности горных работ, безопасности персонала и т.п. Следствием такой эволюции является изменение технико-экономических показателей добычи и переработки минерального сырья, происходящее на фоне совершенствования существующих технологий и колебаний спроса, а следовательно и цены на продукцию горно-перерабатывающих производств. В этих условиях устойчивая деятельность горно-перерабатывающих комплексов в значительной степени определяется возможностью надежно управлять имеющейся сырьевой базой, приспосабливаясь к запросам потребителей. Накопленный опыт освоения месторождения Мурунтау позволяет сделать в этой области некоторые обобщения.

Под управлением сырьевой базой предприятия нами понимается целенаправленное изменение активных запасов полезного ископаемого в соответствии с прогнозируемой программой реализации готовой продукции. Управляемыми параметрами в этом случае являются количественные и качественные характеристики минеральных ресурсов. При этом горно-перерабатывающий комплекс рассматривается как природно-промышленная система с различными уровнями управления.

Уровни управления представляют собой совокупность элементов управления, сгруппированных и выделенных в соответствии с иерархическим принципом. В качестве таких уровней управления приняты иерархически взаимосвязанные в пространстве элементы горнодобывающего предприятия: экскаваторный забой, рабочая зона карьера, карьер, месторождение. При этом учитывается тот факт, что каждому уровню управления в пространственной иерархии соответствует вполне определенный уровень управления во временной иерархии:

Т а б л и ц а

Главные управляемые параметры, влияющие факторы и приемы управления сырьевой базой ГМЗ-2

Иерархический уровень управления	Управляемые параметры	Влияющие факторы	Приемы управления
Забой	Потери и разубоживание	Сложность строения рудных тел	1. Выбор методики составления сортовых планов 2. Селективная разработка забоя 3. Управление смещением массива при взрывном рыхлении пород.
Рабочая зона	Количество и качество горной массы с различными потребительскими свойствами	Степень насыщенности и характер распределения рудных тел в горном массиве	1. Выбор сети эксплуатационного опробования горного массива. 2. Уточнение контуров рудных тел. 3. Выбор высоты уступа 4. Изменение параметров выемочного оборудования 5. Управление грузопотоками.
Карьер	Количество и качество товарной руды	Соотношение пустых пород, товарной и забалансовой руды	1. Выделение характерных природно-технологических зон и уточнение их границ. 2. Раздельная выемка, транспортирование и складирование пустых пород, товарной и забалансовой руды различного качества.
Месторождение	Активные и пассивные запасы полезного ископаемого	Достоверность определения запасов. Техническая возможность и экономическая целесообразность ведения открытых горных работ и переработки минерального сырья.	1. Уточнение границ месторождения. 2. Выбор методики подсчета запасов. 3. Выделение этапов развития карьера. 4. Вовлечение в эксплуатацию запасов забалансовой руды.

месторождения еще не закончена. В частности, восточное продолжение его главной рудной зоны (месторождение Мютенбай) изучено лишь частично до глубины около 500 м, а месторождение Триада только еще требует предварительной общей оценки ресурсов.

Тем не менее, к 1985 г. геологоразведочными подразделениями комбината было пробурено 250 км скважин и пройдено 60 км подземных горных выработок, что позволило в 1976 г. разработать проект 3-ей очереди карьера, обеспечивающего отработку запасов до глубины 460 м. Тогда же возникла настоятельная необходимость в пересчете запасов месторождения, которая обуславливалась:

- значительным объемом дополнительных данных по опробованию новых разведочных скважин и подземных выработок, расширивших представление о границах месторождения;
- большим объемом информации по эксплуатационному опробованию, позволяющей сопоставить результаты первоначального подсчета запасов с фактически отработанными запасами и при необходимости внести соответствующие коррективы в методику подсчета;
- несоответствием принятого метода подсчета запасов технологии отработки месторождения горизонтальными слоями (уступами).

В 1985 г. методика подсчета запасов по разрезам была заменена методикой подсчета по горизонтальным сечениям, что позволило адаптировать ее к технологии открытых горных работ. Одновременно в нее были введены корректирующие коэффициенты. Их введение связано с тем, что при сопоставлении расчетных геологических запасов с фактически отработанными за 19 лет существования карьера выявилось завышение среднего содержания золота на 24%. Внесенные изменения позволили по-

высить достоверность планирования объемов одновременным сокращением потерь и руды. В 1992 г. на базе запасов, по новой методике, было составлено ТЭО 4-ой очереди карьера, а также оценена перспектива следующего перехода на подземный способ отработки месторождения до глубины 950 м.

Следующим этапом эволюции методов сырьевой базы ГМЗ-2 явилось использование современных технологий обработки геологической информации выполнялись совместно специалистами INTEGRA GROOP LTD (США) и Навоийского металлургического комбината и были завершены построением блочной математической модели месторождения и подсчетом его запасов. Работа выполнена с использованием прогрессивной компьютерной технологии, не применявшейся ранее в мировой практике. Основные особенности этой технологии, характеризующейся новизной и крупномасштабностью поставленной задачи, заключаются в следующем.

Первое принципиальное отличие состоит в использовании методов нелинейной информации в каждом элементарном объеме недр (в качестве такого элементарного объема был выбран кубик размером 15х15х15 м) вычислялась оценка содержания полезного компонента, как это принято в практике геологического назначения других фирм (Datacube). Указанное распределение вычислялось с использованием проб, геометрические параметры которых задавались методикой разведки месторождения.

Второе принципиальное отличие состояло в том, что был определен оператор преобразования распределения содержания полезного компонента

изменении геометрических параметров проб (например, при переходе от опробования геологоразведочных скважин диаметром 76 мм к опробованию взрывных скважин диаметром 250 мм).

В целом разработанные компьютерные технологии обработки геологической информации позволяют, опираясь на вероятность распределения содержания в каждом элементарном объеме недр, подсчитать запасы месторождения при любом бортовом содержании полезного компонента и получить сопоставимую оценку этих запасов по результатам эксплуатационной разведки.

Соответствие математической модели месторождения и разработанного метода подсчета запасов реальному распределению полезного ископаемого в недрах было проверено на отработанном объеме месторождения, включающем около 400 т золота. Для этого проведено сопоставление запасов, определенных (1985 г.) традиционным методом по данным детальной разведки и методом математического моделирования (1998 г.), с результатами их погашения по данным эксплуатационной разведки (сеть скважин 5,6х5,6 м). При этом запасы, определенные по данным эксплуатационной разведки, принимались за эталонный вариант. Результаты сравнения представлены в табл. 3.

-обеспечение безопасности горных работ за счет последовательного формирования устойчивого профиля борта карьера (прямолинейный до глубины 100÷150 м → выпуклый до глубины 450÷500 м → выпуклый по касательной до глубины 700÷750 м → вогнуто-выпуклый по касательной до глубины 1000 м и более);

-обеспечение безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьера за счет оснащения кабин горно-транспортного оборудования фильтро-вентиляционными установками, которые эффективно используются с 1992 г.;

-расширение области применения циклично-поточной технологии на основе применения крутонаклонных конвейеров;

-дистанционное управление погрузочно-транспортным комплексом карьера с формированием рудного грузопотока требуемого качества и визуализацией правильности ведения горных работ в экскаваторных забоях.

Вовлечение в переработку забалансовой руды является еще одним значительным по значению элементом управления сырьевой базой предприятия.

Ориентация на расширение сырьевой базы за счет забалансовой руды была принята в качестве перспективного направления практически с самого начала освоения месторождения Мурунтау. Для этого уже в первые годы в карьере Мурунтау велась раздельная добыча и складирование товарной и забалансовой руды и вскрышных пород.

Первоначально к забалансовой руде относили руды с содержанием $2,0 \text{ г/т} \leq C_{36,2} < 2,5 \text{ г/т}$, которые укладывались в так называемый склад №2 и руды с содержанием $1,5 \text{ г/т} \leq C_{36,3} < 2,0 \text{ г/т}$ (склад №3). Затем стали выделять в отдельный грузопоток и руды с содержанием $1,0 \text{ г/т} \leq C_{36,4} < 1,5 \text{ г/т}$ (склад №4), а руду с содержанием в недрах более 1,0 г/т стали рассматривать как перспективную сырьевую базу ГМЗ-2. Горная масса с содержанием менее 1,0 г/т до настоящего времени относится к породам вскрыши и отдельно не складывается.

Включение в сырьевую базу ГМЗ-2 запасов с содержанием более 1,0 г/т стало возможным в результате непрерывного наращивания перерабатывающих мощностей завода и совершенствования технологии переработки.

Вовлечение в переработку забалансовой руды началось с 1989 г., когда в результате реконструкции ГМЗ-2 его производительность превысила проектную (15 млн. т/год) и составила 18,4 млн. т/год. В 1998 г. производительность завода достигла 21,9 млн. т/год, продолжает увеличиваться и через 2-3 года может превысить 26 млн. т/год. Так, например, снижение бортового содержания до 1,0 г/т влечет за собой увеличение запасов золота в том же объеме месторождения на 80%, а при снижении до 0,5 г/т – на 130%.

Руда со складов № 2, 3 и 4 представляет сырьевую базу гидрометаллургических заводов № 1 и 2, а также СП «Зарафшан-Ньюмонт». Накопленная в отвалах горная масса к использованию проектами не предусматривается. Тем не менее, она представляет определенный интерес

Таблица 3
Средние относительные погрешности (в %) оценки запасов
месторождения Мурунтау
(по сравнению с данными эксплуатационной разведки)

Бортовое содержание, г/т	Оценка запасов с использованием математической модели			Оценка запасов традиционным методом (1985 г.)		
	руда	содержание	металл	руда	содержание	металл
1,0	9,5	9,4	14,8	20,7	12,7	23,2
1,5	11,9	8,8	17,8	22,4	13,8	26,3
2,0	17,5	10,1	22,7	28,0	14,3	29,8

Математическое моделирование и подсчет запасов разработанным методом был выполнен также для месторождения Мютенбай и складов забалансовой руды карьера Мурунтау, накопленных за 30 лет его существования.

Таким образом, впервые в истории освоения месторождений Мурунтау и Мютенбай их запасы были представлены в виде блочной математической модели и оценены по мировым стандартам, допускающим использование современных компьютерных технологий проектирования карьеров, что является важным следствием продвинутой работы. Практическая реализация указанных возможностей позволила пересмотреть параметры 4-ой очереди карьера Мурунтау, определенные в ТЭО, и увеличить его глубину с 575 м до 735 м при сохранении количественных и качественных параметров по товарной руде и одновременном сокращении объемов горных работ на 160 млн. м³.

Одновременно проведена оценка технической возможности и экономической целесообразности увеличения глубины карьера до 1000 м при соответствующем увеличении сырьевой базы ГМЗ-2, но без расширения его границ по поверхности за пределы его 4-ой очереди. Уже в настоящее время реализуются технические решения, направленные на выполнение этой задачи. Основными из них являются:

как золотосодержащее сырье, принципиально пригодное для промышленной переработки с целью получения дополнительного количества золота.

По пространственному положению, вещественному составу и технологическим признакам вскрышные породы карьера могут быть разделены на две группы: вскрышные породы в контурах рудной зоны (внутренняя вскрышка) и вскрышные породы за контуром рудной зоны (внешняя вскрышка). В процессе разработки месторождения эти породы складировались бессистемно, а среднее содержание золота в отвалах составляет 0,35 г/т. Таких пород к настоящему времени накоплено около 500 млн. м³ (~ 1300 млн. т). Но по предварительной оценке в отвалах могут быть выделены участки с общими запасами 250 млн. т и повышенным содержанием золота (не менее 0,5 г/т). В частности, в настоящее время в отвалах комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) среднее содержание золота составляет 0,6 г/т, а в породах внутренней и внешней вскрышки, транспортируемых им, соответственно - 0,87 и 0,27 г/т. При выделении в отдельный грузопоток пород внутренней вскрышки возможно на протяжении 20-25 лет получать ежегодно по 5-6 млн. т горной массы с содержанием 0,5-1,0 г/т.

Интерес к этим породам обусловлен тем, что в 1998 г. фирмой INTEGRA GROOP LTD (США) в результате выполненных научно-исследовательских работ для месторождения Мурунтау найден разделительный признак, позволяющий с достоверностью 90÷95% из потока горной массы методом покусковой и мелкопорционной

сортировки выделять руду с заданным содержанием золота. Попытки найти такой признак, предпринятые другими исследователями на протяжении 15÷20 лет, успеха не имели.

В процессе экспериментальных работ было установлено, что предложенный метод сортировки позволяет выделить из потока пород внутренней вскрышки содержание золота 1,0 г/т около 20% с содержанием 2,2 г/т. Как показывают расчеты, на сортировку 1 т породы составляют примерно 1000 кВт·ч электроэнергии. Этот метод весьма привлекателен для реализации на практике Навоийский горно-химический комбинат приступил к созданию промышленной установки.

Еще одним источником сырья являются отходы кучного выщелачивания СП «Зарафшан», в настоящее время находится в стадии измельчения до крупности -3,25 мм руды с содержанием золота более 0,8 г/т. Анализ показывает, что вовлечение в переработку этого сырья оправдано и будет иметь место при выводе в эксплуатацию мощностей в результате реконструкции руды из карьера.

Таким образом, рассмотренные примеры показывают, что в Навоийском горно-металлургическом управлении сырьевой базой перерабатывающих предприятий основывается на применении новейшей науки и техники, не ограничиваясь применением только за счет геологоразведочных работ.

ПЕРСПЕКТИВНОЕ РАЗВИТИЕ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РЕСУРСОВ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА

УДК 001+661.632

© В.Р. Рахимов, А.И. Клименко

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

В связи с пересмотром в условиях рынка подхода к освоению месторождений, а также возрастания значимости доли угля в топливно-энергетическом балансе Республики и весьма значительной конъюнктурной ценности попутных полезных ископаемых наметилась переориентация на комплексные ресурсосберегающие технологии. Это обстоятельство особенно актуально для комплексного освоения Ангренского месторождения. Оно относится к континентальным образованиям, где благоприятные сочетания генетических факторов и тектонических, вулканических, климатических в течение длительного периода способствовали накоплению огромной массы органического вещества, в результате которых оформился редкий тип месторождения сочетающие калийное сырье и уголь, а также целого ряда других попутных полезных ископаемых.

Балансовые запасы ископаемых углей на территории Узбекистана превышают 7 млрд. т, в том числе каменных - около 1 млрд. т. Эти запасы могут обеспечить потребности страны в угле на несколько сотен лет.

Минерально-сырьевые ресурсы угольных месторождений шире традиционных направлений и включают помимо угля, основного полезного ископаемого угольных месторождений, к ресурсам относятся также попутные полезные ископаемые и компоненты, содержащиеся в угле и в минеральных примесях, выделяющиеся в виде самостоятельных тел и пластов, перекрывающих и подстилающих угольные фланги месторождений или массиве.

Содержащиеся в угле и минеральных примесях элементы (уран, германий и др.) при переработке извлекаются из добытой руды при ее обогащении, при коксовании и при сжигании топлива, т.е. без изменения типа топлива, как германий, угольные примеси являются одним из основных источников энергии.

К попутным полезным ископаемым относятся также в виде самостоятельных пластов или тел в краевых частях угольного месторождения.

каолины, огнеупорные и тугоплавкие глины, известняки, песок кварцевый, лессовидные суглинки. Извлечение из недр попутных полезных ископаемых этой группы, как правило, усложняет технологию разработки месторождения. Однако учет попутных полезных ископаемых может существенно повысить экономическую оценку месторождения и обеспечить достаточно высокую эффективность его комплексного освоения.

Первичные каолины, вскрываемые на разрезе «Ангренский» после выемки угля, на сегодняшний день не обрабатываются. Химический состав продуктивной толщи первичных каолинов по всей площади месторождения характеризуется однородностью, как по содержанию основных окислов, так и примесей. По минералогическому составу каолины состоят из минералов группы каолинита со значительным количеством зерен кварца. Из минералов примесей в меньших, чем во вторичных каолинах количествах присутствуют гидрослюда, сидерит, пирит, циркон и гидроокислы железа. Сидерит и пирит почти полностью удаляются при обогащении. Примерно 2/3 железа, присутствующего в каолине (0,3-0,4% из 1,1-1,3%) изоморфно входят в состав глинистых минералов и не оказывают существенного влияния на белизну сухого продукта.

Вторичные каолины - серые надугольные и пестроцветные залегают согласно на угольной толще. Средняя мощность серых каолинов - 23,4 м, пестроцветных - 24,3 м (табл. 1).

Таблица 1
Средний химический состав необогащенных вторичных каолинов, %

Наименование	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	ППП
Серые каолины	23,02	60,00	1,72	0,6	12,24
Пестроцветные каолины	24,28	58,75	3,79	0,5	9,43

Вторичные каолины являются основным сырьем для глиноземного производства. Кроме этого они могут быть использованы как огнеупорное сырье, в производстве керамических изделий, облицовочных плиток сантехнического фаянса и фарфора, как пластифицирующая добавка в производстве кирпича; отходы при производстве глинозема - как цементное сырье. В необогащенном виде каолины могут применяться:

- серые при производстве шамотных огнеупорных изделий.
- серый и пестроцветный - как облагораживающая добавка при производстве высококачественного строительного кирпича. Добавка 10% серых каолинов к лессовидным породам позволит получить кирпич марки «100» и лицевой кирпич. Добавка в шихту углесодержащих каолинов позволит получить пористый кирпич. При этом происходит экономия топлива за счет выгорания угля в изделии. Разведанные запасы вторичных каолинов на участках открытой разработки угля составляют более 1,3 млрд. тонн.

В результате проведенных исследовательских работ российскими институтами «Уралмеханобр», «Огнеупоры» и организациями других стран разработаны технологические схемы их обогащения, обеспечивающие полу-

чение каолиновых концентратов пригодных для производства различных огнеупорных изделий ответственного назначения, высоковольтных изоляторов, бытовой керамики, а также в качестве наполнителя бумаги, пластмасс, резинотехнических изделий.

Необходимо отметить, что промышленная ценность месторождения базируется не только на характеристиках качества сырья, но и на величине его запасов. Как покажет практика эксплуатации каолиновых месторождений, современная промышленность заинтересована в первую очередь в освоении месторождений с запасами 3 и более млн. тонн. Именно на базе таких месторождений возможна организация предприятий по производству обогащенных каолинов требуемых сортов для использования в различных отраслях промышленности.

За последние два-три года произошли существенные изменения в области добычи сырья и производства обогащенного ангреновского каолина. В АО «Уголь» разработана программа комплексного использования сырья Ангреновского месторождения, одобренная Кабинетом Министров Республики Узбекистан, в которой предусматривается создание ряда новых производств на базе имеющихся запасов каолинов за счет привлечения кредитов, новых технологий и оборудования иностранной фирмы.

Уже сейчас за счет собственных средств, а также кредитов ведется строительство дробильно-сортировочной фабрики вторичных каолинов производственной мощностью 2,2 млн. тонн дробленого каолина в год. Подписан контракт с немецкой фирмой «Паб Баутцен» на поставку технологического оборудования и строительства обогатительной фабрики первичных каолинов производительностью 200 тыс. тонн в год обогащенного каолина для бумажной и керамической промышленности, производства резинотехнических изделий, пластмасс и т.д. Проведенные маркетинговые исследования и поиски партнера по производству и реализации обогащенного каолина на мировом рынке позволили АО «Уголь» и немецкой фирме «Куленкамф и Конитцки ГмбХ» создать совместно предприятие «Каолин».

Это одно из немногих производств в мире, которое имеет за последние 20 лет постоянный рост и выпуска, и потребления. Потребление каолина по отдельным отраслям промышленности распределяется следующим образом: 40-45% - в производстве бумаги; 20-25% - для керамики; 20-25% - в производстве резины, пластмасс.

Основными странами - импортерами каолина являются Иран, Ирак, Турция, Индия, Пакистан, Россия, страны Западной Европы. Цены на мировом рынке, по данным фирмы «Паб Баутцен» на каолиновый концентрат, колеблются от 154 до 853 DM за тонну в зависимости от его качества. По данным этой же фирмы потенциальным рынком ангреновского каолина являются страны Центральной Азии и Ближнего Востока.

В настоящее время большая часть каолина, потребляемого в Узбекистане, поставляется из-за рубежа. Производство товарного каолина на базе Ангреновского каолино-угольного месторождения открывает широкие перспективы. Ввод в действие каолиновой обогатительной фабрики в г. Ангрене будет способствовать сокращению

П.А.
КОРМАКОВИ.А.
САДЫКОВВ.М.
САДЫКОВС.А.
САДЫКОВС.А.
САДЫКОВС.А.
САДЫКОВ

или поможет полностью отказаться от ввоза данного сырья из республик СНГ, расширению экспортного потенциала Республики Узбекистан, созданию новых рабочих мест, как за счет каолиновой фабрики, так и заводов, строительство которых планируется по программе комплексного использования сырья Ангренского месторождения.

Кварцевые пески сузакских слоев палеогена залегают под известняками и распространены на всей площади месторождения. Пески кварцево-слюдистые, светло-серые, мелкозернистые, рыхлые, мощность которых изменяется от 1 до 4,5 метров. На основании испытаний проведенных ранее в ползаводских условиях, было установлено, что кварцевые пески пригодны для изготовления газосиликатных блоков, которые по физико-механическим показателям отвечают ГОСТ 21520-76 «Блоки из ячеистых бетонов, стеновые, мелкие». В естественном виде кварцевые пески могут быть использованы при штукатурных работах.

Известняки, залегают в виде пласта мощностью от 10,2 до 27,3 м, средняя 17,0 м. В пределах пласта выделяются 2 пачки: верхняя и нижняя, различающиеся между собой по химическому составу и физико-механическим свойствам. Верхняя пачка, сложенная чистыми и слабодоломитизированными известняками, имеет мощность от 6,5 м до 15,8 м, при средней 11,5 м. Мощность нижней пачки, сложенной доломитизированными известняками и доломитами, колеблется от 2,4 м до 10,2 м, при средней 5,0 м.

Известняки верхней пачки представлены, преимущественно, ракушечником светлого и белого цветов, со средним содержанием CaO - 50,92%, MgO - 0,79%, нерастворимого остатка - 3,75%. Известняки нижней пачки плотные, крепкие, грубо слоистые, светло-серой и белой окраски, со средним содержанием CaO - 39,55%, MgO - 6,53%, нерастворимого остатка - 12,18%.

Из карбонатных пород туркестанских слоев изучались мергелистые известняки и мергели, залегающие в виде пласта невыдержанной мощности (от 3,2 м до 35,2 м, средняя - 16,8 м) на известняках алайских слоев. Химический состав мергелистых пород весьма изменчив. В изученной части они характеризуются следующими средними содержаниями компонентов: CaO - 31,89%, MgO - 3,59%, нерастворимый остаток - 21,12%. Изучение карбонатных пород проводилось комплексно.

Исходя из химического состава и физико-механических свойств карбонатных пород, оценка возможности использования их в различных отраслях промышленности проводилась по следующим направлениям: - известняки верхней пачки алайских слоев оценивались на пригодность в качестве сырья для производства строительной извести и цемента. Попутно определена возможность использования этих известняков в качестве минеральной подкормки сельскохозяйственных животных и птиц для производства комбикормов. Известняки нижней пачки алайских слоев изучены на строительную известь.

Мергелистые породы туркестанских слоев оценивались на строительную известь. Работами прошлых лет установлена непригодность мергелистых пород для производства цемента. Произведена предварительная оценка

всех разновидностей карбонатных пород в бень.

Мощность валунно-галечниковых отложений от 55 до 86 метров. Валунно-галечники после промывки, дробления, фракционирования по железной дороге поставятся потребителям в качестве наполнителя в тяж как балласт для отсыпки железнодорожных дробленом виде валунные галечники могут зованы для создания подушки при прокладке и железных дорог.

Лессовидные суглинки залегают на Мощность лессовидных суглинков колеблется 5,0 метров. Лессовидные породы пригодны стый компонент в цементном производстве кирпичного сырья. Суглинки рекомендованы тивации земель.

К ресурсам угольных месторождений, зумых в отечественной практике добычи отнести также вскрышные и вмещающие угольных пластов, шахтные и дренажные ресурсы этой группы можно подходить дв стороны, это фактор, снижающий эффективность производства, для нейтрализации влияния которого необходимы значительные и трудовые затраты. С другой - это дающие потенциально высокой экономической, как сырье для стройиндустрии (порливо (метан), как вода для технологических зийственных целей. И хотя использование требует соответствующей технологической материальных затрат, отнесение их к отхода представляется собой экономически экологически вредное действие.

Таким образом, при разработке угольных, наряду с основными функциями направленными на добычу угля, и потреблении целей энергии, материальных и трудовых лизуется также ресурсопроизводящие ф го производства. Поэтому технологически манных угледобывающих и перерабатывающих должны предусматривать использование функций для создания материальных и ценностей. Попутно добываемые породы сторождений республики составляют около количества горной массы, извлекаемой и быче угля. Большая часть этих пород при лю открытого способа, при котором объем род многократно превышает объем добычи значительная часть вскрышных пород р внутренних отвалах угольных разрезов и жит для рекультивации нарушенных зем дей.

Количество породы, выдаваемой из шаном способе добычи, существенно меньше крытом способе, но, тем не менее, больш: попутно добываемых при подземной разных пластов, не используется в промышленности представляет собой отходы производства на поверхности земли. Отходами промышленности являются также породы

при обогащении углей.

Помимо отчуждения земель, породные отвалы являются источниками загрязнения атмосферы твердыми и газообразными примесями в результате пыления горной массы и самовозгорания содержащегося в ней угля или углистого сланца.

Степень использования вскрышных и вмещающих пород в народнохозяйственных целях весьма невысока (табл. 2). Это определяется, во-первых, значительными ресурсами песков, глин, гравия и т.п. ископаемых и их почти повсеместной распространенностью. Во-вторых, для использования вскрышных и вмещающих пород угольных месторождений в качестве заменителей традиционного строительного сырья необходима целенаправленная подготовка отходов, что требует создания специальных производств или технологических линий на угольных предприятиях и соответствующих затрат. Однако технология переработки породы несложна и сводится к подготовке исходного сырья (дробление, грануляция или окомкование), термической переработке, дроблению и классификации на щебень, гравий и песок.

шенной опасности, фактически является ценным энергетическим сырьем. Целенаправленное извлечение метана средствами дегазации пластов, заблаговременно проводимые в процессе подготовки угольных пластов к очистной выемке, решает две задачи: повышение безопасности горных работ и получение топлива.

Шахтные и дренажные воды после очистки и осветления используются в технологических и противопожарных целях при добыче и обогащении угля. Но даже при использовании этих вод в технологических процессах и несмотря на значительный расход воды на обогащаемой горной массы), основная масса шахтных и дренажных вод сбрасывается в водоемы и реки и практически не используется в народнохозяйственных целях. Однако в относительно засушливых угледобывающих районах эти воды после более тщательной очистки и, главное, после деминерализации могут быть использованы в сельском хозяйстве, принося значительный экономический эффект.

К ресурсам угольных месторождений, особенно при глубоком залегании пластов, следует отнести также тепло недр. Отбор тепла недр с его использованием в народнохозяйственных целях, в принципе, возможен, но реализация этого процесса в чистом виде представляет весьма сложную техническую и даже научную задачу.

При ведении горных работ в недрах месторождений создается подземное пространство, которое в ряде случаев становится ценным ресурсом, используемым для размещения производств и хранилищ. В угольных шахтах после окончания эксплуатации для последующего использования может быть сохранено весьма ограниченное подземное пространство. Это - стволы, околоствольные дворы, камеры и часть капитальных выработок с долговременной крепью.

Из-за водопритокков выхода рудничных газов что характерно для большинства угольных месторождений Узбекистана, использование указанного подземного пространства угольных шахт может быть ограничено функциями складирования промышленных и бытовых отходов, и то только при благоприятной фильтрации подземных вод и газов и отсутствии гидравлической связи с поверхностными водоемами и русловыми потоками.

Подытоживая сказанное, для использования ресурсами угольных месторождений из числа воспроизводимых попутно с добычей угля являются вскрышные и вмещающие породы, метан угольных пластов, шахтные и дренажные воды. Количество этих ресурсов, извлекаемых из недр при разработке угольных месторождений сопоставимы с объемами добычи угля. Вследствие этого их утилизация может оказать существенно положительное влияние на экономику угольных предприятий. Напротив, отказ от утилизации твердых, жидких и газообразных отходов добычи и переработки углей, складирование на поверхности земли попутно добываемых пород сброс в водоемы и русловые потоки неочищенных вод и даже выброс в атмосферу шахтного метана наносят значительный экологический вред нашей стране. Для его предотвращения или борьбы с последствиями требуются

Таблица 2
Попутно добываемые породы на предприятиях угольной промышленности республики

Наименование показателя	Доля участия в общем объеме поступления %
Количество извлекаемых пород	100
в том числе, вскрышных и вмещающих	95,3
от обогащения	4,7
Количество использованных пород	43,3
в том числе, для внутренних отвалов и засыпки провалов	38,7
для строительных целей	2,0

В большинстве зарубежных стран отходы добычи и обогащения угля широко с экономическим эффектом применяются в дорожном и гидротехническом строительстве, при выполнении планировочных работ и рекультивации нарушенных земель, а также в производстве кирпича, керамики и цемента.

Так, в ФРГ все твердые отходы угледобычи в количестве свыше 70 млн. т/год используется в дорожном строительстве как закладочный материал; 75% отходов углеобогащения используются в качестве закладочного материала, 0,5% - для изготовления кирпича и 24,5% - для дорожного гидротехнического строительства. В Великобритании четвертая часть выдаваемой породы расходуется только на создание дорожных насыпей. Широко используются карьерные и шахтные породы в аэродромном и гражданском строительстве. Активизируется деятельность предприятий и специализированных фирм по переработке отвалов с извлечением угля, который по своей теплоте сгорания и зольности пригоден для эффективного использования в качестве энергетического топлива.

Метан угольных месторождений, традиционно считающийся на шахтах опасным по газу фактором повы-

затраты, во многом превышающие дополнительные расходы на утилизацию отходов.

В проблеме утилизации твердых отходов важное место занимает задача рациональной организации технологии обогащения, которую следует ставить как задачу экономической оптимизации всего комплекса углепользования особенно в случае добычи низкосортных углей. При этом требования к технологии обогащения могут сводиться не к максимальному производству малозольного концентрата, а к экономически оправданному разделению горной массы на продукты (концентраты и отходы), являющиеся кондиционным сырьем для энергетики, металлургии, химии и строительной индустрии.

Таким образом, применения результатов исследований выполненные различными научными организациями для условий предприятий угольной промышленности Узбекистана показали важность и эффективность комплексного решения данной проблемы. Эффективное освоение минерально-сырьевого потенциала месторождений возможно только в комплекс с научно-исследовательскими и опытно-промышленными работами и может

быть осуществлено в три этапа:

- геолого-технологические изучение спективных отходов горных и обогатит водства с целью выявления качественны подсчет запасов и разработки технологи освоения;
- опытно-промышленные испытания технологических схем;
- технико-экономическая оценка проства предприятия, получения продукции.

Список литературы:

1. Трубецкой К.Н. Развитие новых наплексном освоении недр, М.: ИПКОН АН СССР
2. Патокин Д.К. Экономическая эффектплексного использования природных ресурсугольной промышленности. М.: ЦНИЭИуголь
3. Минина Е.В., Ковтун Е.П., Мучник П.И. Использование вторичных ресурсов в строиприятий угольной промышленности, ЦНИЭ 41 с.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОЛОТА ВО ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ И ЕГО ПРАКТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ

УДК 550

© А.И. Образцов

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

Многолетним опытом разработки месторождения Мурунтау установлено [1], что по содержанию и распределению золота вмещающие породы можно разделить на две неравные группы – собственно пустые породы и так называемые породы «внутренней вскрыши». Первые не содержат золота в значимых концентрациях, сложены малоизмененными углеродисто-слюдистыми сланцами, занимают определенное положение в структуре месторождения. Вторые располагаются между рудными телами или внутри них. До 70% проб эксплуатационной разведки по этим породам содержат золото в концентрациях не менее 0,3 г/т. Они представлены сланцами, металавролитами с неравномерным проявлением метасоматических изменений и спорадическими кварцевыми жилками.

Экономическая эффективность разработки месторождения зависит от полноты использования содержащихся в нем ценных компонентов, возможности селективной добычи разных сортов руд и пород. Различия пород по содержанию золота, составу и положению в структуре месторождения были отмечены нами еще в 1976 году, но ввиду отсутствия практической возможности их использования не были востребованы. С появлением возможности рудосортировки и обогащения руд, а также технологии кучного выщелачивания золота, позволяющей перерабатывать руды с низким его содержанием, необходимость разделения пород по типам и их селективной добычи стала актуальной.

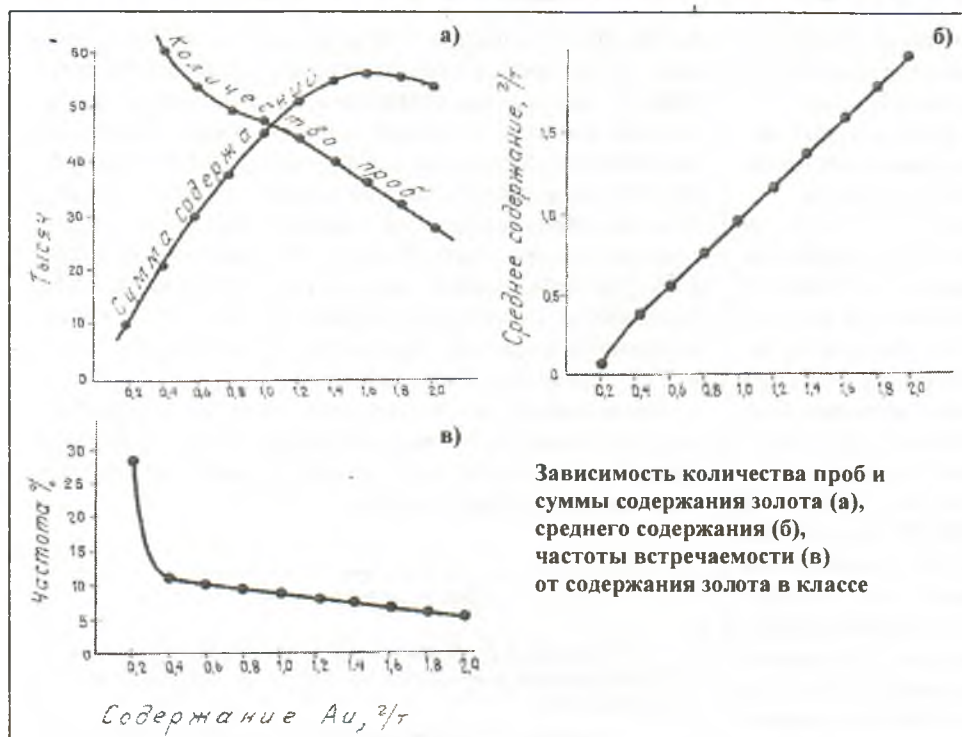
Оценку возможного результата селективной добычи

можно получить по данным эксплуатационной разведки прошлые годы. В таблице приведена выборка проб золота в породах за период 1987-1990 гг. Всего в выборке – 536473, они характеризуются общим объемом 217,9 млн. м³ или массой 536473 т.

Результаты эксплуатационной разведки за этот период работ, приведенные в таблице, позволяют сделать вывод о том, что в большинстве случаев характер зависимости среднего содержания золота от частоты (в) в классах содержания от 0,4 до 1,8 г/т соответствует нормальному распределению, что вызывает увеличение частоты встречаемости проб с содержанием золота в этих классах.

Содержание золота в породных пробах по результатам эксплуатационного опробования за 1987-1990 гг.

Интервал содержания	Количество проб	Сумма содержания	Среднее содержание
0,0 – 0,2	149351	9796,2	0,065
0,21 – 0,4	59985	21340,9	0,356
0,41 – 0,6	53320	29788,5	0,559
0,61 – 0,8	49146	37450,5	0,762
0,81 – 1,0	46900	45213,0	0,964
1,01 – 1,2	43893	51144,0	1,165
1,21 – 1,4	39803	54354,2	1,366
1,41 – 1,6	35732	55958,1	1,567
1,61 – 1,8	31190	55098,7	1,768
1,81 – 2,0	25153	53414,3	2,128
Всего	536473	270269	0,504



11,2% при уменьшении содержания в пробах с 2,0 до 0,4 г/т соответствует изменению степени трещиноватости в изотропных породах по мере удаления от точки взрыва, в экспериментах Сергиенко Н.П. (1962 г.). Эквивалентом «точки взрыва» в условиях месторождения служит определенный разлом, разрывная деформация, сопровождающийся постепенно затухающими мелкими трещинами. По природе вещей убывание трещиноватости в точности соответствует уменьшению коэффициента фильтрации рудоносных гидротерм, а, следовательно, содержания золота и его линейного запаса.

Указанными причинами объясняется линейный характер зависимости на графике (б) и (в). Среднее содержание золота в классах (таблица) не отвечает нормальному закону распределения. В этом случае модальные значения соответствовали бы величинам 1,15, 1,35, 1,55 г/т. Фактически они смещены вправо на 0,02 г/т в каждом классе. Если построить кривые распределения содержания по каждому классу, то они будут отвечать слабо асимметричному так называемому [2] «право-Разумовскому» распределению, в котором истинные средние значения больше чем средние арифметические. О природе этой закономерности можно выдвинуть лишь обоснованные предположения. Во-первых, асимметрия распределения указывает на неслучайный характер зависимости. Во-вторых, содержание золота в данной точке зависит не от одного, а от двух переменных, имеющих одинаковую направленность (или вектор) действия – коэффициента фильтрации и наличия сорбента. Таким природным сорбентом, обеспечивающим осаждение самородного золота из растворов, является кварц [3]. Для условий месторождений, по вмещающим породам и генетическому типу подобных Мурунтау, степень деформации пропорциональна количеству кварца. Оба фактора, коэффициент фильтрации и количество кварца, усиливают друг - друга, чем и объясняется правая асимметрия.

В таблице и на графиках наблюдается и другая аномалия. Вблизи значения содержания 0,22 г/т отмечается резкий перегиб кривых распределения количества проб, среднего содержания и частоты. Необходимо определить причину этого явления. Кроме того, мода распределения (0,07 г/т) смещена влево относительно нормального. Вероятно, это обусловлено тем, что содержания золота ниже 0,22 г/т связаны с породами, в которых содержания кварца ниже среднего, нормального. В результате фактор сорбирования участвует в уравнении со знаком, обратным коэффициенту фильтрации. Геологическая характеристика типов пород это подтверждает. Поэтому через статистическое значение содержания в 0,22 г/т можно условно проводить границу между собственно породами и породами внутренней вскрыши. Обычно эту задачу мы решаем на основе непосредственных геологических наблюдений.

Читатель без сомнения заметит удивительную прямолинейность зависимостей на графиках (б) и (в). Мы объясняем это громадным числом участвующих в выборке проб, что обеспечило сглаживание случайных флуктуаций.

Приведенные данные позволяют обнаружить и третью закономерность, требующую понимания. Сумма содержаний в пробах по классам линейно возрастает вплоть до содержания около 1,3 г/т (график а). Далее она остается практически постоянной. Какое геологическое истолкование может быть дано этому факту? Как он может быть использован практически? Увеличение количества проб в низких классах содержания золота не компенсируется по сумме содержаний ростом их числа (левая часть графика, а). Это происходит потому, что содержание одновременно прямо пропорционально коэффициенту фильтрации (f) и количеству сорбента, а количество проб – только коэффициенту f. Поэтому кривая «метрограммов» от 0,0 до 1,2 г/т резко возрастает. Начиная с определенного предела степень окварцевания пород, соответствующая количеству сорбента, перестает увеличиваться и остается постоянной. В этом случае уменьшение количества проб просто компенсируется ростом содержания золота в них и кривая на графике (а, правая часть) приобретает направление, параллельное оси содержания. Это означает, что статистическое содержание, близкое к 1,3 г/т, соответствует определенному уровню насыщения рудовмещающих пород сорбентом, характерному для данного месторождения, а иногда и участка. Данной величине должно соответствовать и «естественное бортовое содержание». Судя по графику и таблице, ниже 1,3 г/т сумма содержаний (или метрограмм, или «линейный запас») резко уменьшается и не

компенсируется возрастающим числом проб. Приведенный способ, может быть впервые в практике геологоразведки, позволяет определять «естественное бортовое содержание», отвечающее природным особенностям месторождения, оконтуривать сорта руд и пород как на основе геологических, так и статистических признаков.

В таблице приведено среднее содержание золота на всю массу пород, отсыпанных в отвалы без разделения (0,50 г/т). С помощью дополнительной информации можно разделить породы на типы и оценить в них содержание. Ключом к этому служит эмпирически установленная величина – 30% проб, содержащих от 0,0 до 0,3 г/т золота входят в породы внутренней вскрыши. При такой пропорции из приведенных в таблице проб 179343 шт будут относиться в породы. Сумма содержаний по ним – 20466. Среднее содержание составляет 0,11 г/т. В породы внутренней вскрыши входят 357130 проб, сумма содержаний – 249803, среднее – 0,70 г/т. Приведенным расчетом определены средние содержания золота в «чистых» выборках пород. Для вычисления содержания в реальных типах пород необходимо «смешать» 30% пород с содержанием 0,11 г/т и 70% с содержанием 0,70 г/т. Получится, что содержание золота в реальных породах внутренней вскрыши составляет 0,52 г/т.

Чтобы добиться оценки содержания полностью соответствующей действительности необходимо учесть, что при разработке разных сортов руд все технологические

потери будут попадать в породы вскрыжим, что по трети потерь из каждого сортированного забалансовые и минерализованные) руды и ренную вскрышу. Если задаться плановой добычи по сортам руд и потерь из плана на 2002 год и произвести вычисления, то количество пород внутренней вскрыши (и содержание золота в них (0,58 г/т). Эти данные жить реальной основой для оценки эффективности селективной добычи и об внутренней вскрыши. Количество заклада золота заслуживает таких расчетов.

Проведенный анализ позволил выявитьские закономерности распределения влияющие их геологические факторы, на практического использования.

Список литературы:

1. Образцов А.И. Особенности геологии и эксплуатации месторождения Мурунтау, 1992, № 2.
2. Богацкий В.В. Математический анализ. М., Госгеолтехиздат, 1963.
3. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Ташкент, ФАН. 2001.

МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ ОТКОСОВ БОРТОВ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

УДК 550.3

© П.А. Шеметов, А.С.

П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук,
А.С. Федянин, инженер-геофизик геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Требования к обеспечению длительной устойчивости бортов карьера возрастают при увеличении глубины разработки. Деформации откосов бортов карьера могут привести к разрушению инженерных сооружений и представляют опасность для жизни работающего персонала. Поэтому для обеспечения безопасного ведения горных работ на глубоких карьерах, необходим прогноз, осуществление которого определяется, главным образом, установлением причин, условий, времени и места образования деформаций.

Анализ причин деформирования откосов карьера Мурунтау, поставленных в предельное положение показывает, что характер и величины разрушающих деформаций зависят от глубины, угла наклона бортов карьера, физико-механических свойств и структурных особенностей горного массива. Основными причинами деформаций являются тектонические нарушения с ослабленным контактом по глинке трения, а также интенсивная трещиноватость горных пород. В общем количестве зарегистрированных деформаций на карьере оползни составляют 18%, обрушения – 82%, при этом объемы нарушенных пород варьируют в пределах от – 0,9 тыс. м³ до – 230 тыс. м³.

Анализ характера деформаций, имевший место, показывает, что технологическая уступов укороченными вертикальными отдельными участками карьера не обеспечивает защиту законтурного массива от вредно-мощных волн, что вызывает закол верхней бровки уступа. Это объясняется метрами схемы заоткоски были определены характерных горно-геологических условий извлекаться заоткоска. Длина всех разрывов по фронту, как правило, превышает мированного уступа в 2-5 раз. Время устояния откоса колеблется от 2 месяцев до 1 года.

На основании обработки, систематизации деформаций определены основные причины возникновения откосов бортов карьера; создана модель, в которой проведено районирование поля по участкам, потенциально опасным для возникновения деформаций. Определены характерные объемы и скорость развития деформаций, что позволяет оценить их возможность на ведение горных работ и прогнозировать.

поддержания необходимого уровня безопасности персонала карьера и оборудования. Знание потенциально опасных по деформациям участков месторождения позволяет еще на стадии планирования и проектирования горных работ установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению. С учетом районирования карьерного поля по участкам вероятного деформирования уступов бортов созданная для полигонометрии сеть из опорных пунктов и рабочих реперов в дальнейшем может быть использована в качестве базовой для получения координат рабочих реперов методом спутниковой геодезии с применением спутниковых навигационных систем (GPS-систем) позволяющие определять приращение координат между опорным пунктом и рабочими реперами с точностью до 1÷2 см.

При общей протяженности бортов на карьере Мурунтау, которая измеряется десятком километров, своевременное обнаружение признаков начинающихся масштабных деформаций представляет собой весьма сложную и трудоемкую задачу.

Для установления продолжительности устойчивого состояния отработанных участков месторождения, находящихся в этих, выявленных предварительной диагностикой потенциально опасных по деформациям участках, организовано наблюдение средствами мониторинга, предусматривающего несколько последовательных этапов работы, которые позволят развивать и дополнять методы интерпретации результатов наблюдений и прогнозирования устойчивости прибортового массива. При этом, решающее значение в оценке состояния массива горных пород принадлежит аппаратурному контролю. В основу действия разработанной аппаратуры положены различные физические принципы и используются как контактно-механические, так и бесконтактные геофизические методы, использующие электромагнитные и сейсмические поля.

Сейсмические исследования, основанные на изучении спектра колебаний пород, слагающих борта карьера, позволяют не только ранжировать участки бортов по степени риска возникновения деформаций, но и определять возможные объемы деформаций по величинам линейных размеров неустойчивых участков для заданных резонансных частот.

Так проведение комплекса геофизических исследований методами сейсмометрии позволило определить взаимосвязь высоты борта H с резонансной частотой f , резонансной частоты f со спектральной плотностью S и

спектральной плотности S с объемом деформации V при внешнем воздействии равном 7-8 бальному землетрясению (таблица).

Прогнозные оценки объемов деформации бортов карьера Мурунтау от возможного землетрясения интенсивностью 8 баллов по шкале MSK

Параметры	Значение					
Высота борта, уступа, отвала или склада на карьере, м	20	30	40	60	80	100
Резонансная частота слоя f рез, гц	6,8	4,8	3,9	3,0	2,4	2,1
Частотный диапазон выделения максимума энергии колебаний, гц	5,8-7,8	3,8-5,8	2,9-4,9	2	1,4-3,4	1,1-3,1
Средняя спектральная плотность смещения системы в резонансном диапазоне частоты S_w^{pc} , мм/с	0,52	0,47	1,0	1,7	2,6	3,2
Объемы возможных оползней, тыс. м ³	10-50	7,5-45	70-400	300-1200	800-1600	1300-2500
Вид оползня	мелкие и средние виды деформации - оползни откосов или оползни основания откосов					

При этом взаимосвязи отраженные в номограмме (рис. 1) описываются следующими выражениями:

$$H=57,474 f^{0,7228} \quad S=3,9293 f^{0,5226} \quad V=13,002 e^{2,3036S}$$

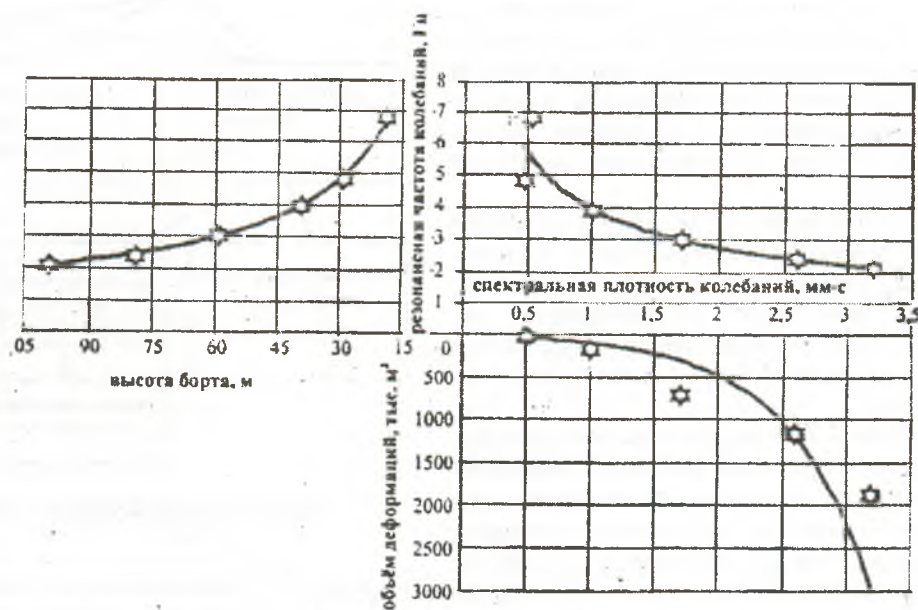


Рис. 1. Номограмма для определения прогнозных объемов деформации

Методы электроразведки (вертикальные электрические зондирования) позволяют выделять потенциальные поверхности ослабления, определять вертикальные и горизонтальные границы неустойчивых тектонических блоков. Профильные наблюдения на специально оборудованных геодинамических полигонах проводятся раз в 3-5 лет с целью прогнозирования геодинамической активности зон разломов и выявления границ подвижных блоков.

Режимные наблюдения в пределах выделенных неустойчивых участков блоков проводятся 1 раз в 2 месяца с целью заблаговременного выявления тенденций роста

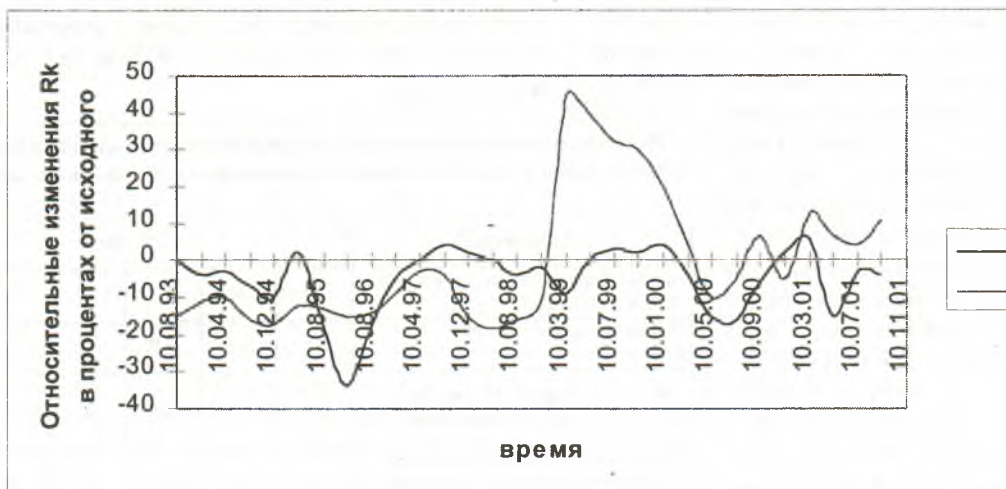


Рис. 2. График изменения напряженности массива горных пород по параметру R_k для глубин порядка 56 м (ряд 1) и 100 м (ряд 2)

напряженности в массиве по параметру кажущегося сопротивления R_k (рис. 2).

В целом, система геодинамического мониторинга приконтурного массива создается на базе высокопроизводительной вычислительной техники с использованием современных информационных технологий и средств связи и используется в качестве инструмента для интеграции фундаментальных исследований в области геомеханики с практическими задачами прогноза, контроля и управления состоянием горных массивов при разработке карьера.

Данная методика является результатом выполненных теоретических и экспериментальных исследований с использованием физических закономерностей деформаций, а также опыта практической оценки состояния откосов на карьере Мурунтау.

Задача прогнозирования и предотвращения деформаций сводится к определению характеризующих состояние массива горных пород прогностических признаков, и разработке на этой основе долгосрочного, краткосрочного и оперативного прогноза. Главным, в прогнозировании деформаций на конкретном участке месторождения, является слежение за изменением геомеханической ситуации в нем во времени, что позволит достоверно оценить устойчивость откосов бортов карьера, своевременно предвидеть возможные опасные последствия для обеспечения безопасного ведения горных работ. При этом, оценка состояния откосов бортов карьера поставленных в предельное положение устанавливается с использованием комплексных данных инструментальных маркшейдерских наблюдений, наземной стереофотограмметрической съемки деформирующихся откосов на карьере, использованием методов аналитической аэрофотограмметрии, методом полигонометрии.

На рис. 3 представлена схема прогноза состояния откосов бортов карьера, используемая для наблюдений и



Рис. 3. Схема прогноза состояния откосов борто

оценки состояния горного массива во странстве. Использование схемы позе место и время деформаций, используя формативных параметров и комплек обеспечения прогноза.

Таким образом, мониторинг состоя тов карьера и управление информатив в процессе ведения горных работ позв блемы предсказания, предупреждения деформации. Об этом свидетельствует летворительная сходимость данных м нологическими ситуациями в натурных Мурунтау. Мероприятия же, направл вращение, следует начинать с выделенн опасных по деформациям участков бор

МДж получаем выражение для определения удельных затрат на бурение скважин шарошечными станками:

$$F_{бр} = -2,3 \cdot 10^{-4} \sigma_{сж} \cdot e^{0,017 \sigma_{сж}} \cdot \ln d_{ср}, \text{ МДж/м}^3 \quad (6)$$

Энергозатраты на бурение и взрывание ($F_{бвр}$), отнесенные к единице объема горной массы, согласно формулам (5,6) зависят только от свойств массива и требуемой степени его дробления взрывом, что позволяет их объединить и представить в виде:

$$F_{бвр} = -\sigma_{сж} \ln d_{ср} (2,3 \cdot 10^{-4} e^{0,017 \sigma_{сж}} + 0,0034 F_{ВВ}), \text{ МДж/м}^3 \quad (7)$$

С достаточной для практического использования точностью принимаем $F_{ВВ} = 3,5$ МДж в качестве среднего значения и после преобразований формулы (7) получаем:

$$F_{бвр} = -0,012 \sigma_{сж} \ln d_{ср} (0,02 e^{0,017 \sigma_{сж}} + 1), \text{ МДж/м}^3 \quad (8)$$

Энергоемкость выемочно-погрузочных работ экскаваторами типа мехлопата (F_m) определяется по формуле [4]:

$$F_m = \frac{8800 E_n (0,0295 E_n - 0,0004 E_n^2)}{2450 E_n - 1900 d_{ср}^2 + 36 d_{ср}} R \cdot K_{КЗ}, \text{ МДж/м}^3 \quad (9)$$

где: E_n – вместимость ковша экскаватора, м^3 ,

t_n – продолжительность цикла экска-

вации, $R, K_{КЗ}$ – поправочные коэффициенты и вспомогательные операции, зависящие от степени разрыхления породного массива: $R = 6d_{ср}$;

При определении влияния размера взорванной горной массы на энергозатраты на транспортировку и механическое дробление, что использование грузоподъемных средств зависит от степени разрыхления (чем выше степень разрыхления, тем меньше грузоподъемность транспортного средства на железнодорожном транспорте в комплексах ЦП практически не зависят от размера кусков породы, поскольку перед погрузкой она делится на куски заданного размера).

Известно [3], что степень разрыхления зависит от размера среднего куска породы, зависящего от степени разрыхления: для практического применения:

$$K_p = 1 + d_{ср}$$

Энергозатраты на перемещение горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом зависят от параметра среднего куска породы, деленного на массу порции, поступающей в обратную зависимость

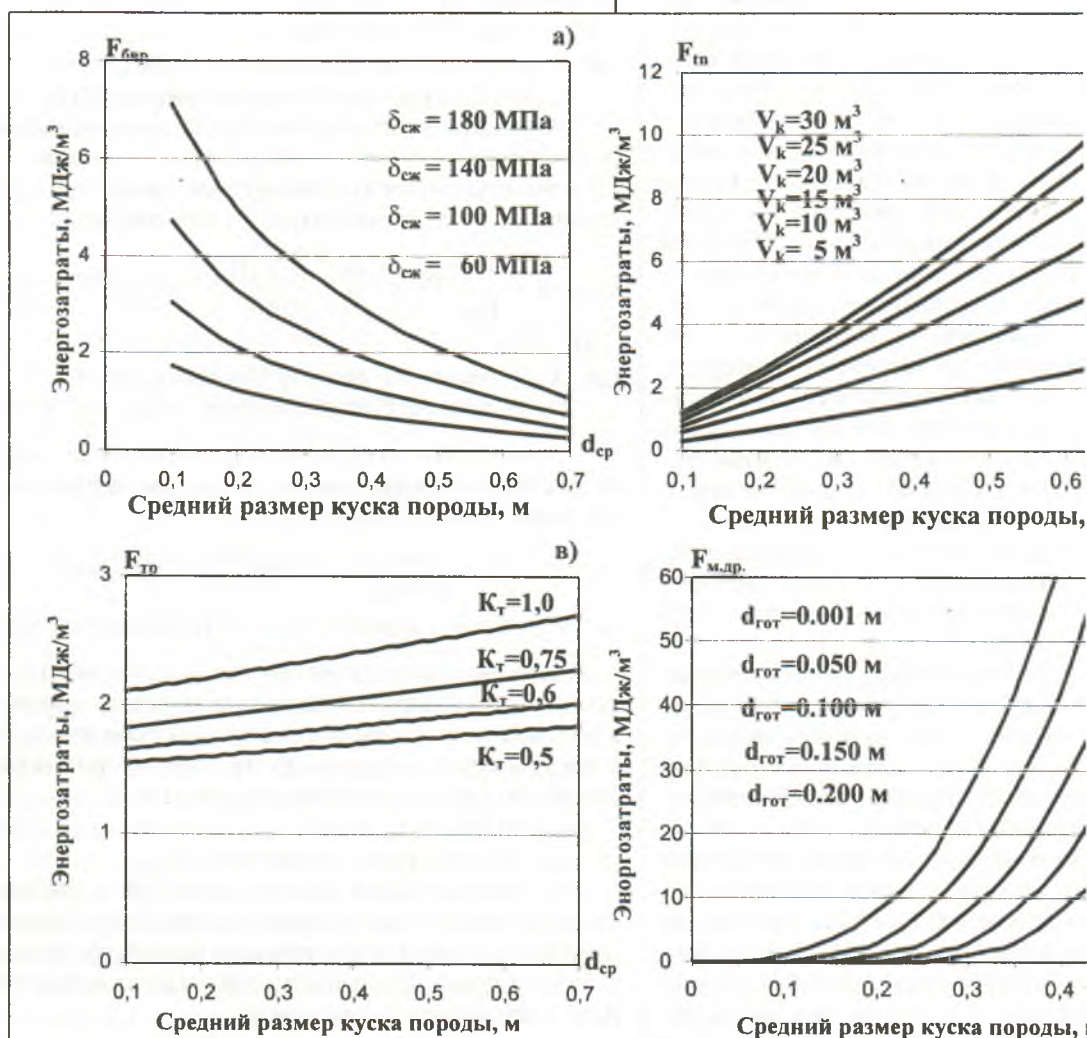


Рис. 1. Зависимость энергозатрат на буровзрывные (а), выемочно-погрузочные (б) транспортные (в) работы и измельчение горной массы (г) от среднего размера кусков породы

МДж получаем выражение для определения удельных затрат на бурение скважин шарошечными станками:

$$F_{бр} = -2,3 \cdot 10^{-4} \sigma_{сж} \cdot e^{0,017 \sigma_{сж}} \cdot \ln d_{ср}, \text{ МДж/м}^3 \quad (6)$$

Энергозатраты на бурение и взрывание ($F_{бвр}$), отнесенные к единице объема горной массы, согласно формулам (5,6) зависят только от свойств массива и требуемой степени его дробления взрывом, что позволяет их объединить и представить в виде:

$$F_{бвр} = -\sigma_{сж} \ln d_{ср} (2,3 \cdot 10^{-4} e^{0,017 \sigma_{сж}} + 0,0034 F_{ВВ}), \text{ МДж/м}^3 \quad (7)$$

С достаточной для практического использования точностью принимаем $F_{ВВ} = 3,5$ МДж в качестве среднего значения и после преобразований формулы (7) получаем:

$$F_{бвр} = -0,012 \sigma_{сж} \ln d_{ср} (0,0295 e^{0,017 \sigma_{сж}} + 1), \text{ МДж/м}^3 \quad (8)$$

Энергоемкость выемочно-погрузочных работ экскаваторами типа мехлопата (F_m) определяется по формуле [4]:

$$F_m = \frac{8800 E_n (0,0295 E_n - 0,0004 E_n^2)}{2450 E_n - 1900 d_{ср}^2 + 36 d_{ср}} R \cdot K_{кз}, \text{ МДж/м}^3 \quad (9)$$

где: E_n – вместимость ковша экскаватора, м^3 ,

t_n – продолжительность цикла;

$R, K_{кз}$ – поправочные коэффициенты и вспомогательные операции, зависящие от разрыхления породного массива: $R =$

При определении влияния разрыхленной горной массы на энергозатраты при портировке и механическом дроблении горной массы, что при использовании грузоподъемных средств зависит от степени разрыхления (чем выше степень разрыхления, тем выше грузоподъемность транспортной единицы), а в железнодорожном транспорте практически не зависят от размера забоя, поскольку перед погрузкой деленного размера.

Известно [3], что степень разрыхления зависит от размера среднего куска породы, поэтому для практического применения

$$K_p = 1 + d_{ср}$$

Энергозатраты на перемещение горной массы подвижным и железнодорожным транспортом зависят от параметра среднего куска породы, поэтому для практического применения

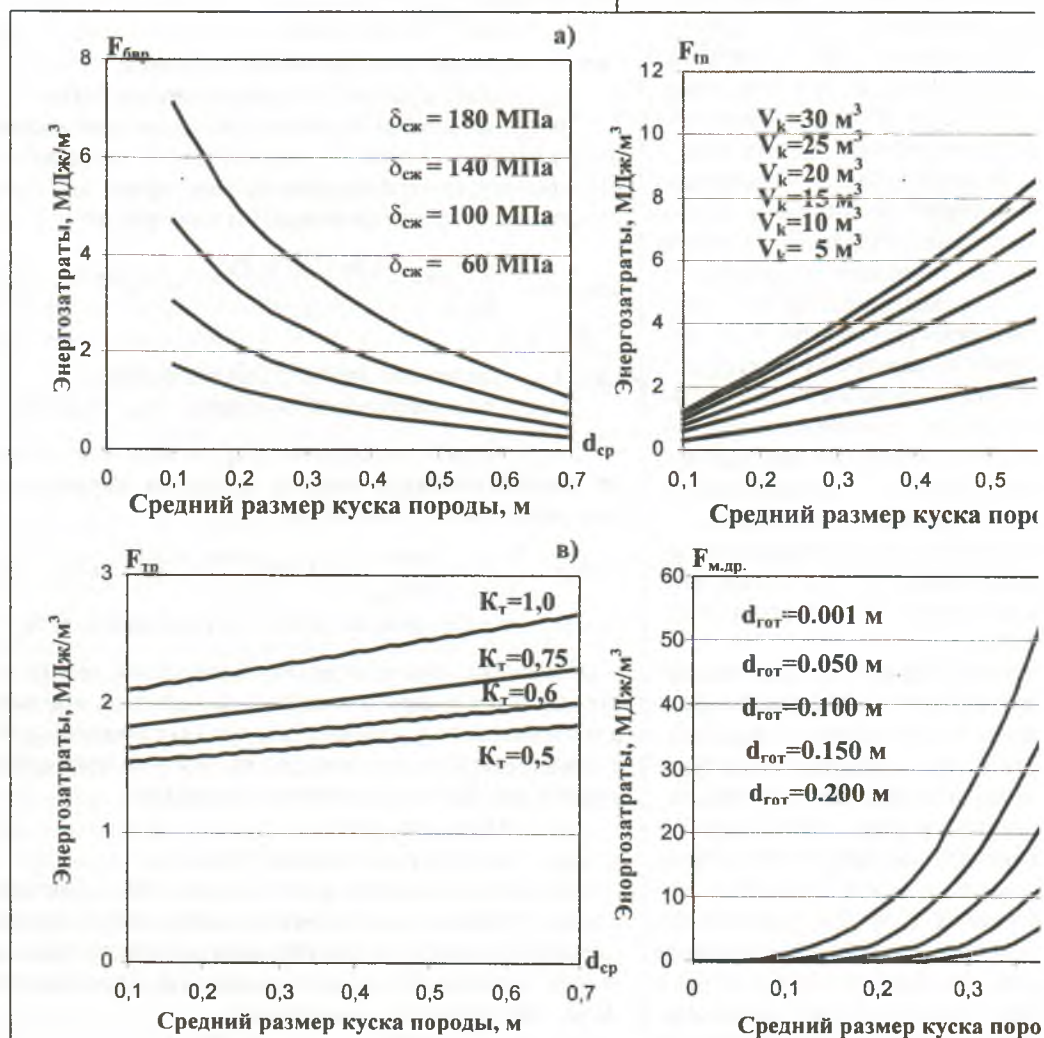


Рис. 1. Зависимость энергозатрат на буровзрывные (а), выемочно-погрузочные (б), транспортные (в) работы и измельчение горной массы (г) от среднего размера кусков

разрыхления и, следовательно, к размеру среднего куска породы. Поскольку энергозатраты на перевозку единицы полезного груза остаются неизменными, то пропорционально коэффициенту разрыхления изменяется только доля энергозатрат, приходящаяся на единицу полезного груза за счет массы транспортного средства. В общем виде изменение энергозатрат на перемещение груза в зависимости от коэффициента разрыхления материала в транспортной емкости ($F_{тр}$) определяется выражением:

$$F_{тр} = F_{тр.уд}(1 + K_p K_T), \text{ МДж/м}^3 \quad (11)$$

где $F_{тр.уд}$ - удельные энергозатраты на транспортировку, МДж/м³;

K_T - коэффициент тары транспортного средства.

Для удобства расчетов принимаем $F_{тр.уд} = 1,0 \text{ МДж/м}^3$.

Тогда с учетом (10) формула (11) примет вид:

$$F_{тр} = 1 + (1 + d_{ср})K_T, \text{ МДж/м}^3 \quad (12)$$

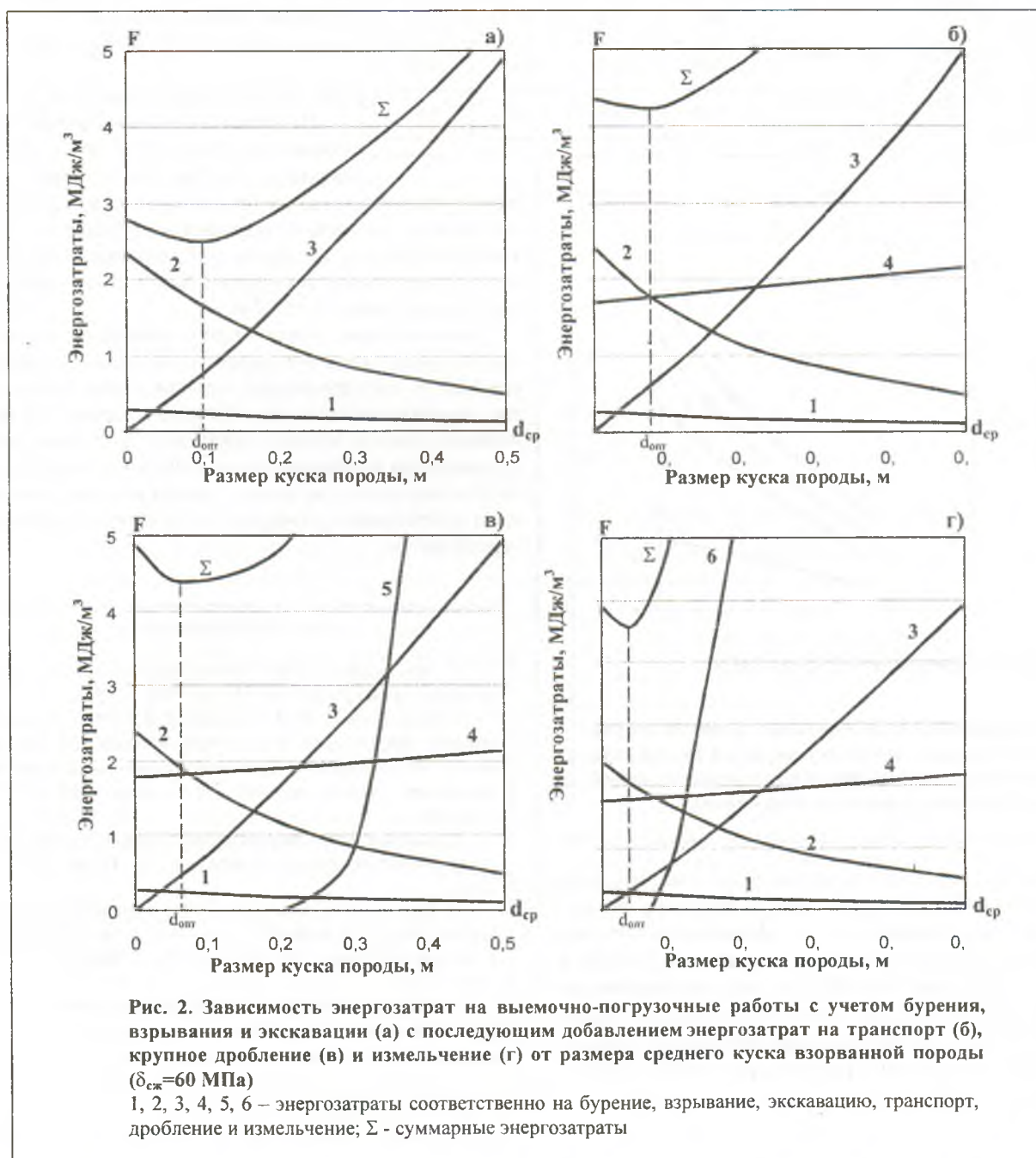
При механическом дроблении пород энергозатраты ($F_{м.др}$) могут быть определены по формуле [5]:

$$F_{м.др} = k(d_{ср} - d_{гот}) \quad (13)$$

где: k - коэффициент пропорциональности, зависящий от конкретных условий;

$d_{ср}$, $d_{гот}$ - соответственно размер кусков породы в исходном и готовом продукте, м.

Полученные зависимости являются основой для установления взаимосвязей между энергоемкостью процессов разработки горного массива от среднего размера кусков породы для различных технологических потоков карьеров (рис. 1). Зависимости энергозатрат на процессы бурения, взрывания, экскавацию, транспорт, дробление и измельчение от среднего куска взорванной породы положены в основу определения оптимального среднего размера взорванного куска для всех типов пород карьера.



В качестве примера на рис. 2. приведены графики зависимостей энергозатрат по базовым элементам различных технологических потоков (экскаватор ЭКГ-8И, породы с пределом прочности на сжатие 60 МПа).

Значения оптимального размера куска взорванной горной массы для пород с различной прочностью на сжатие представлены в табл. 1. и графически на рис. 3.

Полученные зависимости от массы от предела прочнос экскавации, цикличной и цикли ях и в системе «карьер-завод» (лить размер среднего куска структуры технологического пс ствующих коэффициентов при

для практичес стью эти коэф и 3,5 соответс циклично-пот теме «карьер- ной точкой я выемочно-пог рый для экска меров опреде формуле, пол ботки экспери $d_{ср.опт} = 0,08 +$

где: E_n - вмест Например, стимостью ко пород с $\delta_{сж}$

размер среднего куска составля ние делится на соответствующ зволяет получить, для цикличн циклично-поточной технологи мы «карьер-завод» $d_{кз}=0,07$ м.

Таким образом, в результат ний уточнен метод определен ров БВР по энергетическим зат ере; получен комплекс аналити ляющий оценить эффективнос производства в зависимости от чества взрывного рыхления го мого оптимальным размером с горной массы.

Таблица 1
Результаты определения оптимального размера среднего куска взорванной горной массы по энергозатратам

Процессы	Оптимальный размер среднего куска взорванной горной массы			
	$\delta_{сж} = 60$ МПа	$\delta_{сж} = 100$ МПа	$\delta_{сж} = 140$ МПа	$\delta_{сж} = 180$ МПа
Бурение + взрывание + экскавация	0,10	0,16	0,23	0,35
Бурение + взрывание + экскавация + транспорт	0,08	0,13	0,19	0,30
Бурение + взрывание + экскавация + транспорт + дробление	0,06	0,10	0,15	0,22
Бурение + взрывание + экскавация + транспорт + дробление + измельчение	0,03	0,05	0,06	0,08

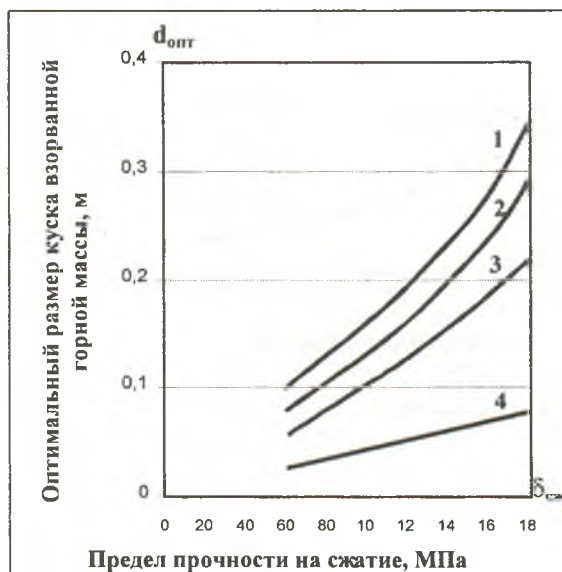


Рис. 3. Зависимость оптимального размера горной массы от предела прочности пород на сжатие при экскавации (1), цикличной (2) и циклично-поточной (3) технологии и в системе «карьер-завод» (4)

Результаты определения оптимального размера куска взорванной горной массы для карьера Мурунтау показывают, что в зависимости от физико-механических свойств в рудной зоне он должен составлять $0,03 \div 0,08$ м, а в породной зоне $0,06 \div 0,22$ м, при автомобильно-конвейерном и $0,08 \div 0,30$ м при автомобильном транспорте. При этом с увеличением предела прочности пород на сжатие оптимальный размер куска разрыхленного массива увеличивается.

Список литературы

1. Анистратов Ю.И. Техн крытых горных работ. М., Нед
2. Анистратов Ю.И., Сыт рования комплексной механиз токов на карьерах со сложн условиями. Горный вестник . С. 43-46.
3. Тангаев И.А. Энергоемк переработки полезных ископа 231 с.
4. Толстов Е.А., Сытенко цессы открытой разработки скальных массивах. Учебное 1999.-276 с.
5. Ржевский В.В., Новик I пород. М., Недра, 1978.-390 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ И СОСТАВА ЗАБОЙКИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

УДК 622.271

© С.К. Рубцов, В.П. Шеметов, И.П. Бирик 2002 г.

С.К. Рубцов, начальник лаборатории, докт. техн. наук МАН ВНИПИпромтехнологии,
В.П. Шеметов, инженер-конструктор ВНИПИпромтехнологии,
И.П. Бирик, зам. главного инженера рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Качественная забойка скважинных зарядов является важным условием интенсификации действия взрыва при отработке глубоких карьеров. Как известно, забойка оказывает влияние на эффективность взрыва: уменьшает потери энергии в процессе детонации заряда и обеспечивает более полное протекание реакции взрыва; увеличивает длительность воздействия газов взрыва на стенки скважины, в результате чего увеличивается интенсивность дробления; уменьшает силу воздушной ударной волны и в 2-3 раза разброс кусков породы.

Качество забойки, прежде всего, зависит от применяемого материала забойки. Основными требованиями, предъявляемые к материалу, являются: обеспечение высокой эффективности взрыва, технологичность (удобство в обращении и возможность механизации работ по забойке), а также низкая себестоимость забоечных работ. По физико-механическим свойствам и характеру сопротивления истечению из скважины газообразных продуктов детонации все используемые в настоящее время типы забойки можно разбить на две группы – из сыпучих материалов и жидкостные. К первой группе относятся: забойка из пластичных материалов (глиняная, песчано-глинистая, из суглинков); мелкозернистая сыпучая забойка (песчано-гравийная, шлаковая, из отходов обогательных фабрик-хвостов, из буровой мелочи); крупнозернистая сыпучая забойка (щебень, смесь щебня с мелочью или песком). Жидкостная забойка применяется при отработке обводненных пород. В зарубежной практике используется специальная гелевая забойка (желатинообразная), состоящая из 95% воды и 5% органических веществ, а также из растворов быстротвердеющих вяжущих веществ. Санкт-Петербургским горным институтом разработаны запирающие газодинамические устройства (ЗГДУ). Опытные взрывы, проведенные с применением ЗГДУ, дали положительные результаты. Применение ЗГДУ на руднике Мурунтау возможно при создании базы для их изготовления.

Прочность забойки определяется сопротивляемостью сдвигу, являющейся основным фактором, характеризующим условия работы ее под нагрузкой. В сопротивляемости сдвигу зернистых сред основное значение имеют силы внутреннего трения и частично силы структурного сцепления. Угол внутреннего трения, характеризующий силу внутреннего трения, повышается с увеличением содержания в среде крупнозернистых фракций, уменьшением окатаемости слагающих зерен и увеличением ее плотности. При взрыве крупные частицы забойки заклиниваются и разрушаются практически одновременно с разрушаемым массивом, образуя качественную

забойку. Наиболее эффективна забойка с высокой сжимаемостью, но в то же время достаточно плотная смесь крупнозернистых фракций от 8-10 мм до 20-25 мм (60% по массе) с мелочью или песком. Сопротивляемость сдвигу такой забойки является наибольшей. Зависимость изменения коэффициента внутреннего трения $\text{tg } \varphi$ от содержания крупнозернистых фракций 20-25 мм в песке представлена на рис. 1.

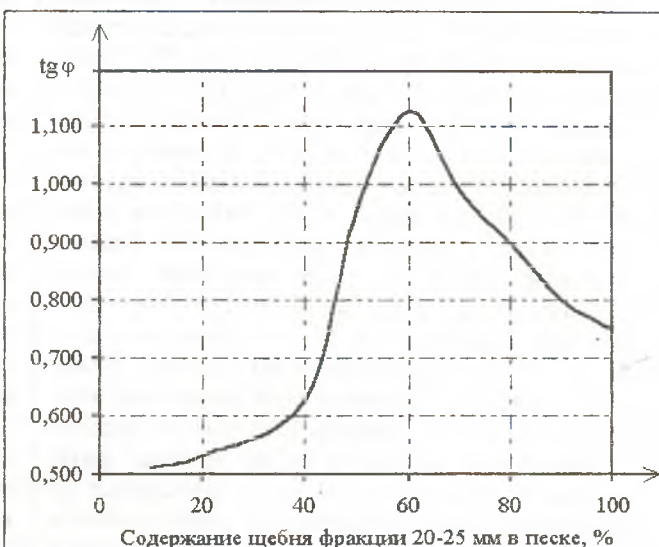


Рис. 1. Изменение коэффициента внутреннего трения от весового содержания щебня фракции 20-25 мм в песке

С учетом изложенного возможны следующие варианты применения материала для забойки скважинных зарядов в условиях карьера Мурунтау:

1. Буровая мелочь, расположенная непосредственно около пробуренных взрывных скважин. Экспериментальными замерами определен гранулометрический состав буровой мелочи (табл. 1). Средний размер частицы буровой мелочи составил 4,66 мм; содержание мелочи (частицы 0-5 мм) составляет 59,81%, мелкозернистых фракций (от +5 до -10 мм) – 27,52%, крупнозернистых фракций +10 мм – 12,67%. Плотность буровой мелочи

Таблица 1
Гранулометрический состав буровой мелочи

Фракции, мм	0-1	1-2	2-3	3-5	5-7	7-10	+10
Выход, %	12,64	14,28	12,66	20,23	13,97	13,55	12,67

$\rho=1,7 \text{ т/м}^3$. По качеству материала забойка из буровой мелочи является мелкозернистой с преобладающим содержанием мелочи и мелкозернистых фракций. В этом варианте применяется ручной способ заполнения забойкой скважин, так как все конструктивные проработки механизации этого варианта (например, машина 2МЗШ на базе погрузчика ТО-30, разработка НИИИОГР) оказались нетехнологичными и не согласуются с «Едиными правилами безопасности при ведении взрывных работ» в части выполнения операции по забойке скважин буровой мелочью.

2. Крупнозернистая забойка из отсева отвалов циклично-поточной технологии (ЦПТ), расположенных на расстоянии 1,5 км и более от борта карьера. Плотность забоечного материала $1,8 \text{ т/м}^3$. Экспериментальными работами по оценке качества горной массы, транспортируемой комплексом ЦПТ, определен гранулометрический состав транспортируемой массы на конвейерной ленте после дробильно-перегрузочного пункта (ДПП). Установлено, что после транспортирования горной массы по всем звеньям ЦПТ выход фракций в пределах 0-25 мм увеличивается в среднем на 20-35% (табл. 2). Содержание мелочи (фракции 0-5 мм) в отвалах ЦПТ составляет 18,0%, мелкозернистых фракций (+5-10 мм) – 13,64%, крупнозернистых (+10-25 мм) – 24,56%. Суммарное содержание фракций +5-25 мм (необходимых для крупнозернистой забойки) составляет 38,2%. Указанные фракции сосредоточены в верхней части конусов отвалов ЦПТ. Опытными работами путем грохочения горной массы из верхней части конусов отвалов ЦПТ через грохот с размером отверстий сит 25 мм установлена возможность получения крупнозернистой забойки. После грохочения происходит окончательное разделение горной массы, выход мелких фракций возрастает в пределах 20-35%, существенно снижается выход крупных фракций. Содержание фракций +5-25 мм увеличивается до 52%. Проблема механизации забоечных работ решается за счет использования следующего оборудования: грохот с размером отверстий сит 25 мм, забоечные машины типа ЗС-2М (для взрывов по руде – 2 шт., с учетом взрывания объемов горной массы карьера – 3 шт.) и одного погрузчика с ковшом емкостью 3 м^3 .

3. Мелкозернистая забойка из мат гидрометаллургического завода (ГМЗ) на расстоянии 10 км от борта карьера являются мелкозернистым забоечным материалом фракций 2-6 мм и с довольно высокой плотностью до $1,8-1,9 \text{ т/м}^3$. В этом варианте не в полной мере учитывается объем забоечного материала доставляемого к складу карьера, где формируется склад забоечного материала, последующей его загрузкой в забоечные машины. Низкая механизация забоечных работ осуществляется за счет использования того же количества (как и в варианте 2) забоечных машин и одного погрузчика емкостью 3 м^3 .

4. Забойка из грунтового материала с глины, с плотностью забоечного материала $1,6 \text{ т/м}^3$, разработка которого производится на юго-восточном борту карьера. Небольшой объем забоечного материала доставляется на борт карьера аккумуляцией следующей его загрузкой в забоечные машины. Состав такой забойки при зарядке из целесообразно добавление ручным мелочью. Структура механизации забоечных работ, как и в варианте 3.

Для повышения сопротивляемости целику снижению запыленности при опорожнении в скважины, рекомендуется в вариантах 3 и 4 перед загрузкой забойки предварительно увлажнять. При эксплуатации для предупреждения засорений и на конвейер, стенки бункера и других элементов забоечного материала не должна превышать допустимых значений.

При оценке механизма взаимодействия заряда ВВ и забойки возникает проблема формирования эффективной массы последней. Исследованиями взрывных работ на карьере Мурфеевской фабрики применения забойки и мелочи при рассмотрении вопроса о влиянии забойки ($Q_{\text{заб}}$) на объем получаемой продукции ($Q_{\text{пол}}$) что увеличение $Q_{\text{заб}}$ более 55% максимум приводит к увеличению объема поло-

Таблица 2
Гранулометрический состав транспортируемой горной массы в отвалах ЦПТ

Фракции, мм	Выход фракций, %	
	На конвейерной ленте после ДПП	Верхняя часть конусов отвалов ЦПТ
-1	5	8,6
+1 -5	8	9,4
+5 -10	10	13,64
+10 -25	17	24,56
+25 -50	18	13,0
+50 -75	16	11,0
+75 -150	15	9,1
+150-300	11	10,7

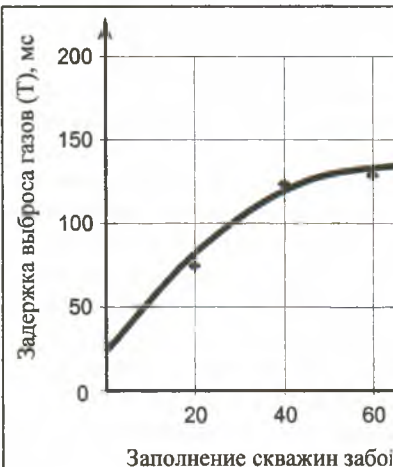


Рис. 2. Изменение задержки в от заполнения скважины з

Время задержки выброса забойки (Т) из скважины у неполной забойки (40% от длины скважины ($L_{\text{скв}}$) без ВВ не заполняется забоечным материалом – общая длина скважин 14-15 м, длина забойки ($L_{\text{заб}}$) 8-11 м, $Q_{\text{зар}} = 200-300$ кг всего лишь на 6,7% меньше (124 мс), чем у полной (132 мс). Качество дробления одинаково. Рекомендуемая масса забойки в зависимости от массы заряда приведена в табл. 3.

Таблица 3
Рекомендуемая масса забойки в зависимости от массы заряда

$Q_{\text{зар}},$ кг	$Q_{\text{заб}},$ кг	$L_{\text{заб}},$ м при $d_{\text{скв}} = 250$ мм	$L_{\text{скв}},$ м	$L_{\text{зар}}^{**},$ м
100	55	0,7	12	3
200	110	0,14	12	6
300	165	2,1	17	9
400	220	2,8	22	12
500	275	3,5	22	15

^{*} $d_{\text{скв}}$ – диаметр скважины;

^{**} $L_{\text{зар}}$ – длина заряда ВВ.

Для определения степени дробления горной массы для ЦПТ, когда кондиционным считается кусок размером 400 мм, проведены контрольные взрывы блоков при различных материалах забойки. Сравнительный анализ распределения гранулометрического состава горной массы показал, что выход негабаритной фракции при использовании забойки из отсева отвалов ЦПТ ниже на 15; 20 и 39%, чем при использовании забойки, соответственно, из буровой мелочи, хвостов ГМЗ и песка. При этом в среднем выход мелких фракций до 100 мм увеличен на 5-10%, выход фракций 100-400 мм – на 15%, а выход фракций более 600 мм снижен на 15%.

Влиянию качества забоечного материала на величину импульса давления взрыва на стенки скважины посвящено большое количество исследований и разработок. Оценивая результаты этих разработок, представляется возможным характеризовать изменение удельного импульса давления взрыва на стенки скважины во времени для предложенных вариантов забойки для карьера следующими графиками, представленными на рис. 3. Наиболее значительное возрастание импульса происходит до участка среза забойки (t_3-t_4). На протяжении этого участка

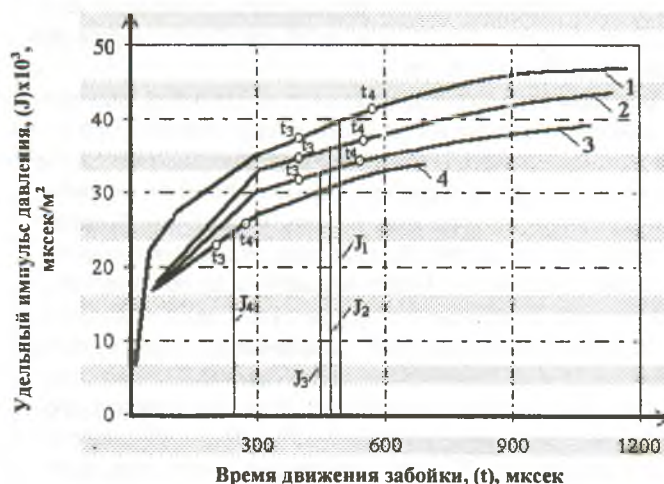


Рис. 3. Изменение удельного импульса давления взрыва во времени при различных материалах забойки:

1 - крупнозернистая забойка из отсева отвалов ЦПТ;

2 - мелкозернистая забойка из буровой мелочи;

3 - мелкозернистая забойка из хвостов ГМЗ;

4 - забойка из грунтового материала – песок, суглинки, глина

материал забойки уплотняется и срезается под давлением продуктов детонации заряда ВВ. После среза забойки на величину импульса влияет, но в значительно меньшей степени, в основном ее масса. Сравнение характеристик взрывного импульса при различных забоечных материалах показывает, что при крупнозернистой забойке типа отсева отвалов ЦПТ продолжительность его действия на 5; 10 и 45% увеличивается по сравнению с забойкой соответственно из буровой мелочи, хвостов ГМЗ и песка; на 18; 11 и 36% возрастает величина удельного импульса давления взрыва.

Таким образом, исходя из изложенного, следует, что применение качественной забойки в среднем на 15-20% увеличивает эффективность взрывания. Рекомендуется применять неполную забойку. Представляется возможным за счет забойки повысить КПД взрыва и интенсифицировать дробление разрушаемого массива или, не ухудшая степени дробления увеличить параметры сетки скважин, снизив тем самым себестоимость буровзрывных работ.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОЙ РАСКОНСЕРВАЦИИ НЕРАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА МУРУНТАУ

УДК 622.271

© А.Р. Кабиров, В.В. Юдин 2002 г.

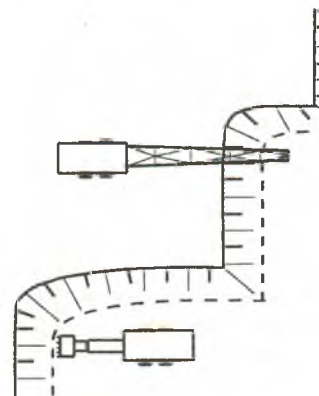
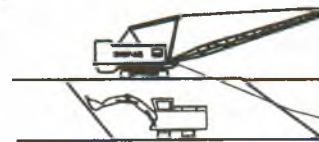
А.Р. Кабиров, горный инженер ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
В.В. Юдин, горный инженер АС «Поток» Центрального РУ НГМК

Практика отработки глубоких месторождений, сложенных скальными породами показывает, что эффективная отработка таких месторождений ведется в несколько последовательных очередей с постановкой части бортов

карьера в нерабочее положение. Как правило, временно нерабочий участок борта карьера формируется сдвоенными уступами высотой 24-30 м и бермами безопасности шириной 7-10 м. Для обеспечения нормальных условий

отработки глубоких горизонтов и своевременного вскрытия рудных залежей, при переходе горных работ на следующую очередь разработки, требуется расконсервация нерабочего борта карьера.

В общем виде расконсервация участка борта карьера — это постановка отдельно взятого эксплуатационного горизонта или рабочей зоны карьера в технологическое эксплуатационное положение, т.е. обеспечение на рабочем горизонте карьера минимально необходимой ширины рабочей площадки. Разработана технология расконсервации нерабочего борта карьера с использованием экскаватора, с обратной лопатой типа ЭКСГ-5Д. Сущность технологической схемы заключается в следующем (рисунок). Ранее сдвоенный уступ высотой 30 м, разделяется на два подступа высотой по 15 м. На верхнем подступе, по длине фронта работ 180-240 м, обустраивается блок шириной до 32 м и производится его взрывание. Подготовленный объем горной массы, на всю ширину обрабатывается поперечным заходками экскаватором ЭКСГ-5Д с погрузкой горной массы в автосамосвалы. По мере выемки горной массы, на этом же подступе с аналогичными параметрами выполняется очередной комплекс буровзрывных работ. При этом ширина развала взорванной горной массы составит 43-47 м, т.е. ранее сформированная технологическая площадка шириной 30-32 м, сокращается до 15-19 м. Далее экскаватор ЭКСГ-5Д отрабатывает взорванный блок поперечными заходками шириной 30-32 м формируя технологическую площадку шириной 45-51 м. После завершения перечисленного комплекса работ на верхнем подступе он передается на дальнейшую отработку с применением экскаватора типа ЭКГ. Экскаватор ЭКСГ-5Д переводится на отработку нижнего подступа, на котором выполнен весь комплекс буровзрывных работ с аналогичными технологическими параметрами.



Технологическая схема
нерабочего борта карьера
экскаватора Э

Таким образом, расконсервация будет отвечать основным требованиям не оказывать влияния на проходимость рабочей зоны карьера. Для выправки, будет привлечено им все, экскавационное оборудование с привлечением дополнительного, материальные затраты на борта карьера.

СПОСОБ ФОРМИРОВАНИЯ ТРАНШЕЙНОГО ЗАРЯДА ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

УДК 622.235.6; 622.235.4 (043.3)

© И.Б. Насридинов, У.Ф. Носириев, Ю.Д. Норов

И.Б. Насридинов, канд. техн. наук НавГГИ,
У.Ф. Носириев, канд. техн. наук НавГГИ,
Э.А. Шарипов, начальник управления «Бухараиулгранит» Госконцерна «Узавтоиул»,
Ю.Д. Норов, канд. техн. наук НавГГИ,
А.С. Тураев, канд. геол.-минерал. наук НавГГИ

Разработка относится к способам образования профильного сечения выемки в грунтах взрывом на выброс и может быть использовано в строительстве, горном деле.

Наиболее близким по технической сущности к предлагаемому является способ [1] формирования траншейного заряда ВВ, включающий проходку зарядной траншеи размещения в ней заряда рассыпного ВВ с промежуточными детонаторами и детонирующих шнуров (ДШ), забойкой траншеи и взрывание.

Недостатком является недостаточная эффективность способа обусловленная тем, что при ведении взрывных работ в обводненном массиве в зарядной траншее ВВ

отсыревает, так как после закладки ВВ до момента осуществления взрыва проходит от 10 до 30 суток, в результате теряются детонационные свойства ВВ и работ в целом.

Задачей является разработка способа формирования траншейного заряда ВВ, траншею пленкообразующего вещества, гудрона и минеральную добавку в соотношении компонентов масс, в %:

Поставленная задача решается с помощью пленкообразующего вещества, гудрона и минеральную добавку в соотношении компонентов масс, в %:

хлопковый гудрон 93-96
минеральная добавка 4-7

В качестве минеральной добавки используют цемент, или окись кальция или окись алюминия.

В результате использования предложенной композиции на бортах и на дне траншеи образуется водонепроницаемая пленка, которая предохраняет заряд ВВ от увлажнения, что сохраняет работоспособность ВВ и эффективность способа в целом.

Способ осуществляют следующим образом.

Нарезают траншеи и на ее поверхность методом распыления наносят состав, содержащий хлопковый гудрон и минеральную добавку и оставляют на 24 часа до полного высыхания. Состав представляет собой густое смолообразное вещество, нерастворимое в воде. Для обеспечения возможности распыления его растворяют в технических растворителях, например, в бензине, в солярке до концентрации. Раствор наносят в два или три приема из расчета $0,005 \text{ м}^3$ на 1 м^2 . Раствор, пропитывая грунт, связывает его и после полного высыхания верхний слой грунта представляет собой водонепроницаемую пленку. Затем траншею заполняют ВВ, забойки, обваловку заряда грунтом и осуществляют взрывание.

Состав готовят следующим образом.

Хлопковый гудрон содержащий жирные кислоты 55-60%, госсипол 25-26%, неомыляемые кислоты 10-11% и воду 5-6%, кипятят 8-12 часов при температуре 220-230°C, затем добавляют, в качестве которой можно использовать, например, цемент или оксид кальция или оксид алюминия и кипятят еще 3-6 часов. Получается густое смолообразное вещество черного цвета нерастворимое в воде.

Использование предлагаемого способа позволит повысить эффективность работ в обводненном массиве за счет создания дешевого покрытия, образованного в предлагаемом составе на основе хлопкового гудрона. Хлопковый гудрон является отходом производства и находится в большом количестве в нашей Республике.

Выводы:

1. Разработан способ формирования конструкции траншейного заряда ВВ отличающийся тем, что перед размещением заряда ВВ траншею обрабатывают раствором пленкообразующего вещества, содержащем хлопковый гудрон и минеральную добавку при следующем соотношении компонентов, масс %:

хлопковый гудрон 93-96
минеральная добавка 4-7

2. Разработан способ по п.1, отличающийся тем, что в качестве минеральной добавки используют цемент или окись кальция или окись алюминия.

3. Использование предлагаемого способа позволит повысить эффективность работ в обводненном массиве за счет создания дешевого покрытия на основе хлопкового гудрона.

Список литературы:

1. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. М.: Недра, 1977, с.158-159.

УПРАВЛЕНИЕ ИМПУЛЬСОМ ВЗРЫВА СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ С ПОМОЩЬЮ ЗАБОЙКИ

УДК 622.235.6; 622.235.4: (043.3)

© С.С. Назаров, С.С. Рахимов, Б.Т. Тухташев 2002 г.

С.С. Назаров, канд. техн. наук НавГГИ,
С.С. Рахимов, старший преподаватель НавГГИ,
Б.Т. Тухташев, председатель АООТ «Гранит» ГАЖДК «Узбекистон темир йуллари»

Повышение эффективности добычи полезных ископаемых на открытых горных работах предъявляют особые требования к гранулометрическому составу раздробленной горной массы, величине развала, параметрам ударной воздушной волны. Практика проведения взрывных работ на карьерах и разрезах горной промышленности показывает, что наиболее вероятным местом выхода негабарита является верхняя часть уступа.

Как показано в работе [1], характер разрушения горной породы определяется импульсом взрыва заряда ВВ, передаваемом в массив. Одним из методов управления импульсом взрыва в верхней части уступа является использование различных типов забойки. Установлено, что по сравнению с применением инертной забойки более эффективным является применение активной забойки [2].

Это позволяет снизить выход негабарита в верхней части уступа, уменьшить величину развала взорванной

горной массы, снизить давление на фронте ударной воздушной волны, что приводит к сокращению времени простоя погрузочно-транспортного оборудования, используемого при поточной технологии горного производства.

Однако, предложенная конструкция активной забойки технологически сложна, вследствие необходимости размещения нескольких сосредоточенных зарядов ВВ в инертной забойке с монтажом отдельной взрывной сети.

В работе рассматриваются результаты исследований по разработке тормозящей активной забойки, состоящей из аммиачной селитры (АС) с добавлением дизельного топлива (ДТ), инициируемого от основного заряда ВВ. Лабораторными экспериментами, проведенными в ИГД им. А.А. Скочинского установлено, что наиболее оптимальное количество ДТ в составе активной забойки колеблется в пределах от 1% до 3%.

Опытно-промышленная проверка предлагаемой тормозящей-активной забойки была проведена на карьере Маржанбулакского золотодобывающего рудника Республики Узбекистан. Горные породы месторождения состоят из песчаников, алевролитов, сланцев с коэффициентом крепости по проф. Протодяконову М.М. 8-10, скорость прохождения продольных волн 3000-4000 м/с, плотность пород 2,2 т/м³.

Исследовалась забойка двух типов: инертная забойка из буровой мелочи и тормозящая активная забойка, состоящая из АС и ДТ в количестве 1, 2, 3% от веса АС.

Глубина скважин составляла 12 м, диаметр 215 мм, вес основного заряда ВВ 126 кг, длина заряда 3,2 м длина забойки 8,80 м. Использовалось встречное инициирование. Исследовались параметры волн напряжения в массиве, параметры ударные воздушные волны УВВ, гранулометрический состав взорванной горной массы и ширина развала.

Замер волн напряжения в горном массиве проводился по методике ИГД им. А.А. Скочинского [3]. Для замера параметров УВВ была разработана конструкция инерционного маятника, согласно работе [4], время действия УВВ составляет $\tau = 10 \div 30$ мс, регистрация импульса УВВ может быть проведена с помощью СПЭД собственной частотой, равной времени воздействия УВВ.

Период колебания инерционного маятника T должен быть значительно больше времени воздействия УВВ, т.е.

$$T \gg \tau \quad (1)$$

Период колебания физического маятника определяется по формуле [5]:

$$J\ddot{\varphi} = -mg \sin \varphi \quad (2)$$

где m - масса маятника;

a - расстояние от центра массы до горизонтальной оси;

g - ускорение свободного падения;

φ - угол отклонения маятника;

J - момент отклонения маятника.

Угол отклонения маятника φ будет изменяться с угловой частотой ω по закону:

$$\omega = \sqrt{\frac{mga}{I}} \quad (3)$$

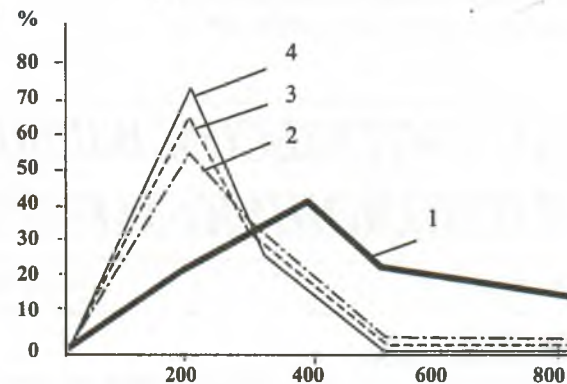
Период собственных колебаний по формуле:

$$T = \frac{2\pi}{\omega}$$

Конструкция инерционного маятника металлическую пластину размером 8 кг, подвешенной к раме устанавливается датчик типа СПЭД конструкции маятника его период рассчитанный по формуле (4), согласно принятым параметрам маятника.

Принятые параметры маятника в формулы (1). Запись сигналов в массиве и инерционном маятнике с помощью магнитофонов с последующей фоторегистратора. Степень дробленности

Номер взорванного блока	Материал забойки	Ширина развала	Выход фракции	
			100	100-200
1.	АС - 97,0 ДТ - 3,0	36	36,8	35
2.	АС - 98,0 ДТ - 2,0	32	32	35
3.	АС - 99,0 ДТ - 1,0	27	25,5	30
4.	Буровая мелочь	28	7,0	24



Гранулометрический состав взорванной

1. При взрывании с инертной забойкой
2. При взрывании с забойкой из АС - 99% и ДТ
3. При взрывании с забойкой из АС - 98% и ДТ
4. При взрывании с забойкой из АС - 97% и ДТ

№ п/п	Место расположения датчика	Вид забойки	Замеренные параметры						Отношение величин
			МПа	МПа	мс	мс	мс	мс	
1	Маятник	Активная	$6,8 \cdot 10^{-3}$	$1,3 \cdot 10^{-3}$	3,0	13,5	24,0	37,5	3,4
2	Маятник	Инертная	$2,0 \cdot 10^{-3}$	$0,5 \cdot 10^{-3}$	2,0	5,0	11,5	16,5	
3	Массив	Активная	65	25	9,5	14,5	16,0	30,5	6,5
4	Массив	Инертная	10	5,5	3,5	8	9,5	17,5	

массы определялась методом фотопланометрии. Данные по замеру степени дробления и ширины развала в зависимости от содержания ДТ и АС и при инертной забойки из буровой мелочи приведены в табл. 1.

Анализ результатов, приведенных в табл. 1 и на рисунке показывают, что при инертной забойке выход негабарита составляет 8%, а при применении тормозящей активной забойки негабарит практически отсутствует (не более 1,5%).

Однако, увеличение содержания ДТ в АС с 1% до 3% не приводит к значительному снижению выхода негабарита, но увеличивает ширину развала по сравнению с инерционной забойкой.

Поэтому по результатам проведенных исследований можно сделать вывод, что оптимальное количество ДТ в АС равно - 1%.

При соотношении АС - 99%, ДТ - 1% проведены замеры параметров волн напряжения в массиве и УВВ. Результаты замеров приведены в табл. 2. Анализ результатов замеров показывает, что амплитуда импульса взрыва в массиве при активной забойке превышает амплитуду импульса взрыва при инертной забойке в 6,5 раз, а длительность действия в 1,8 раза, что может отрицательно сказаться на безопасности ведения поточной технологии горных работ.

Для исключения этого эффекта нами предлагается

использование в устье скважины пыжа из инертной забойки длиной 0,5-1,0 м. Промышленная проверка показала, что в этом случае амплитуда УВВ не превышает амплитуду УВВ при инертной забойке.

Таким образом, проведенные исследования показывают, что для повышения эффективности взрывных работ на открытых горных работах следует рекомендовать тормозящую активную забойку из АС и ДТ в соотношениях в % по весу АС - 99,0%, ДТ - 1,0%.

Список литературы:

1. Баум Ф.А. и др. «Физика взрыва». М., 1959
2. Сеинов Н.П., Жариков Н.Ф. и др. Об эффективности применения активной забойки. - Сборник 71/28 «Взрывное дело». М.: Недра, 1972, с. 134-139.
3. Кусов Н.Ф., Корнеев А.А. Определение скорости смещения среды за волной напряжения, возникающей при взрыве. Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского, № 67, 1969, с. 78-82.
4. Тарасенко В.П. Ударные воздушные волны от взрыва при производстве открытых горных работ. М.: МГИ, 1980.
5. Карякин Н.И. и др. Краткий справочник по физике. М.: Высшая школа, 1969, с. 97-100.

ОЦЕНКА УРОВНЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ВЫЕМКИ ГОРНОЙ МАССЫ

УДК 622.271

© У. Инамов 2002 г.

У. Инамов, канд. техн. наук НавГИ

Уровень технологического процесса выемки горной массы характеризует следующие свойства:

- качество выпускаемой продукции (ГОСТ или ТУ);
- прогрессивность технологического процесса (для технологического оборудования);
- техническая оснащенность рабочего места;
- технологическая возможность оборудования (согласно ППР);
- прогрессивность технологического оборудования.

Качество выпускаемой продукции в соответствии с ГОСТ – это совокупность свойств продукции, удовлетворяющих определенным потребностям в соответствии с ее назначением. Оценить качество продукции (в данном случае качество руды, угля и т.п.) – это значит количественно определить его уровень качества. Уровень качества – это относительная характеристика качества, основанная на сравнении значений показателей качества данного материала с базовыми значениями соответствующих показателей (с эталоном). Различают дифференциальный метод оценки качества по отдельным показателям – единичным показателям качества и комплексный метод оценки качества по совокупности параметров, принятых для оценки качества.

Оценка уровня качества состоит из следующих этапов: выбор показателей качества; определение показателей базовых показателей; сопоставление этих значений с базовыми показателями.

В соответствии с ГОСТом, в руде каждый элемент может иметь минимальное и максимальное значение, т.е. допускается некоторый разброс по составу.

Руда, в которой содержание каждого элемента соответствует средним значениям содержания элемента на ГОСТ, а содержание пород не повышает заданного по ГОСТу, обладает наивысшим, равным единице, уровнем качества по комплексному показателю (K_{imp}). Руда с любыми другими значениями этих параметров обладает уровнем качества $K_{imp} < 1$.

Наивысшим равным единице, уровнем качества руды по i -му элементу обладает руда, имеющая содержание этого элемента

$$X_i = (X_{min} + X_{max})/2,$$

где X_{min} – минимальное значение содержания элемента по ГОСТу;

X_{max} – максимальное значение содержания этого элемента по ГОСТу.

Если значение i -го регламентированного параметра выше максимального и (или) ниже минимального значения (т.е. если содержание какого-либо элемента в руде выходит за пределы, указанные в ГОСТе), то уровень качества руды по данному элементу равен нулю.

**Уровни технологических процессов
выемки горной массы**

Инв.номер экскаватора Показатели	27	28	36	39	41
$K_{инп}$	0,95	0,96	0,94	0,97	0,98
ПП	0,87	0,64	0,77	0,76	0,99
Π_r	1	1	1	1	1
$\Pi_{ппр}$	0,8	0,6	0,7	0,71	0,95
Π_o	0,86	0,63	0,76	0,75	0,98
Π_b	0,79	0,72	0,76	0,77	0,87
$O_{уз}$	1	1	1	1	1
$Y_{итп}$	0,88	0,71	0,79	0,8	0,98

При определении содержания элементов в руде возможна ошибка (D). Величина допустимой ошибки для различных методов и различных элементов приведена в стандартах.

Для условий: $K_{инп} = 1$ при $X_i = X_i$ и $K_{инп} = 0$ при $X_i = X_{мин} - D$, $X_i = X_{макс} + D$, уровень качества по единичному показателю k_i (уровень качества по отдельным элементам) определяется по уравнению:

$$K_i = 1 - [(x_i - x) / (0,5 (x_{макс} - x_{мин}) + \Delta)]^2$$

где $x_{макс}$, $x_{мин}$ - максимальное и минимальное содержание i -го элементов в руде по ГОСТу;

x_1 - фактическое содержание этого элемента по сертификату;

D - ошибка в определении содержания элемента в руде.

Уравнение применимо для элементов, содержание которых задается по ГОСТу от $x_{макс}$ до $x_{мин}$. Если содержание элемента задается с указанием «не более», то k_i определяется по уравнению:

$$K_i = 1 - [x_i / (0,5 (x_{макс} - x_{мин}) + \Delta)]^2,$$

Уровень качества руды по $K_{инп}$ определяется по уравнению

$$K_{инп} = \sqrt[n]{\prod k_i}$$

где k_i - уровень качества по элементам в руде.

Показателями продукции мезного компонента в руде, вк зерен, крепость руды и т.п. в стей обогатительного и металл согласно ТУ.

Показатели прогрессивности цесса

$$\Pi_n = Q_{ф} /$$

где $Q_{ф}$ - фактическая произв $Q_{пр}$ - производительность экска технологическим схемам в п мест - технологическая карта к

Показатель технологическ вания

$$\Pi_{п.пр} = T_{фак}$$

где $T_{фак}$, $T_{план}$ - трудоемкость фактическая, плановая, чел.ч.

Показатель прогрессивнос рудования

$$\Pi_o = Q_{ф} /$$

Показатель использования

$$\Pi_b = (T_k - T$$

где T_k - календарное время ра работанное время.

Показатели условий, безо необходимо учитывать.

Уровень совокупности те применяемых на карьере, хара ного производства.

В работе для оценки уровн сов использованы показател также показатели организаци безопасности труда, экологии.

Результаты расчета уровне сов выемки горной массы при

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОР. МЕТОДАМИ ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА СИСТЕМЫ ЗАБОЙ-ЭКСКАВ.

УДК 622.271

© У.Ю. Давр

У.Ю. Давранбеков, канд. техн. наук НавГГИ,
У. Инамов, канд. техн. наук НавГГИ

Анализ показывает, что основные причины повышенной интенсивности износа и поломки деталей экскаватора заключаются в неоднозначности оценки свойств забоя и несовершенстве прежних (субъективных) методов определения категории пород и конкретной характеристики забоя с точки зрения его подготовленности к экскавации. Несмотря на чрезвычайную актуальность этого вопроса, прогнозирование и определение технологических свойств по-прежнему основывается на использовании сочетаний

физико-механических и горн диаметра среднего куска в р противления копанию K_f аб горной массы на карьерах.

Для исследования влияния рудования необходимо найти зующие оптимальную степ эффективную разработку заб

Процесс разработки забоя карьерными экскаваторами рассматривается в качестве объективного источника информации о свойствах взорванной горной массы. Важным критерием оценки качества подготовленности забоя является кусковатость d_{cp} горной массы. Часть статистических данных получена в результате замеров кусков взорванной горной массы на рудниках «Кальмакыр», «Сары-Чеку», угольных разрезах Ангрена, Кузбасса. В процессе измерений определялись длина, ширина, толщина куска. Кроме того, информацию собирали с использованием фотопланметрического метода. Фотографирование производили с наложением на забой приспособления – сетки площадью 25 м^2 с размерами ячеек $0,2 \times 2 \text{ м}$ применение которой позволило подсчитать гранулометрический состав.

С использованием разработанного алгоритма на основе выполненных экспериментов по определению влияния d_{cp} на работу экскаватора оценка уровня качества подготовленности забоя K_p проводилась для экскаваторов ЭКГ-12,5 рудника «Кальмакыр» АГМК с инвентарными номерами 10, 27, 28, 26, 39, 41.

Исследования влияния кусковатости взорванной горной массы на длительность цикла экскаватора выполнялись в условиях разреза Ангренский и рудника «Кальмакыр». Емкость ковша экскаватора изменялась в пределах $8-20 \text{ м}^3$. Длительность черпания устанавливалась с помощью хронометражных наблюдений. Число циклов, фиксируемых при хронометраже, определялось в соответствии с рекомендациями Л.И. Барона и составило 1857. При каждом наблюдении фиксировалось не менее 160 циклов. Всего было проведено 194 наблюдения. При этом средний диаметр d_{cp} взорванной горной массы находился в пределах $0,20 \div 0,84 \text{ м}$, а время цикла от 29,4 до 46,9 с. Полученные данные показывают, что между кусковатостью пород и временем черпания существует тесная связь – при увеличении d_{cp} с 0,20 до 0,80 м производительность экскаватора ЭКГ-12,5 уменьшается в 1,71 раза.

Выполненные исследования позволяют представить аналитически уровень качества подготовленности забоя выражением

$$K_{iz} = 1 - [d_f - d_{min}] / (d_{max} - d_{min} - 2 D_{ij})^2,$$

где d_f – фактическое значение диаметра среднего куска горной массы в забое, м;

d_{min} – минимальное значение диаметра куска горной массы в забое, м;

d_{max} – максимальное значение диаметра куска горной массы в забое, м;

$d_{max} = 0,83 \sqrt{E}$, рекомендуется согласно принятым зависимостям между характерными параметрами горного, транспортного оборудования, дробильной установки и допустимыми размерами кусков, м.

Максимальный допустимый размер d_{max} кусков взорванной горной массы может быть ограничен емкостью E ковша экскаватора $d_{max} = 0,83 \sqrt{E}$, емкостью транспортного сосуда $Vd_{max} < 0,53 \sqrt{V}$, размером Ag приемного отверстия бункера, дробильной установки полотна питателей $d_{maxg} < 0,5Ag$, шириной B_k ленты конвейера $d_{maxk} < 0,1$.

Учет физико-механических свойств горной массы позволил установить, что при изменении d_{cp} от 0,2 м до 0 м производительность технологического оборудования заметно уменьшается в 1,71 раза.

Оценка уровня рабочих мест производится по удельным значениям показателей q_{ij} эксплуатации элементов P_{ij} системы одного функционального назначения

$$q_{ij} = P_{ij} / A_{ipm}, \quad q_{oj} = P_{oj} / A_{ipm},$$

где q_{oj} – базовое удельное значение i -го показателя, требующее минимума затрат используемых ресурсов P_{oj} на эксплуатацию рабочего места одного функционального назначения.

Подсчитанные по формуле значения величины q_{ij} заносят в таблицу-матрицу.

$$\{q_{ij}\} = \begin{vmatrix} q_{11} & q_{12} & \dots & q_{1j} & \dots & q_{1m} \\ q_{21} & q_{22} & \dots & q_{2j} & \dots & q_{2m} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ q_{i1} & q_{i2} & \dots & q_{ij} & \dots & q_{im} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ q_{n1} & q_{n2} & \dots & q_{nj} & \dots & q_{nm} \end{vmatrix}$$

где m – количество удельных показателей i -го показателя анализа;

n – количество i -ых рабочих мест одного функционального назначения.

Строка матрицы относится к одному из рабочих мест и состоит из значений удельных величин каждого j -го параметра, а каждый столбец показывает удельную величину показателей качества по одному из j -х параметров каждого рабочего места в совокупности.

Из всех полученных j -х столбцов таблицы-матрицы выбираются минимальные значения удельных величин показателей качества и приписываются им соответствующие индексы:

$$\{q_{oj}\} = \{q_{o1} \ q_{o2} \ \dots \ q_{oj} \ \dots \ q_{om} \}.$$

Совокупность значений $\{q_{oj}\}$ представляет собой динамическую модель гипотетического эталонного рабочего места, обладающую наиболее высокими, уже достигнутыми в различных рабочих местах, но, как правило, не имеющими аналогов в виде одного рабочего места своими значениями, выраженными в удельных величинах показателей.

С физической точки зрения удельная величина характеризует затраты ресурсов, представленных показателями, на достижение единицы конечного результата функционирования A_{ipm} .

Степень приближения значений показателей совершенствуемого рабочего места к соответствующим базовым показателям, выраженным в удельных показателях, представляет собой уровень качества по единичным показателям.

$$K_{ij} = K_{iz} (q_{ij} / q_{oj}) \text{ при } q_{ij} < q_{oj}$$

$$K_{ij} = K_{iz} (q_{ij} / q_{oj}) \text{ при } q_{ij} > q_{oj}$$

Таблица-матрица, составленная из значений по единичным показателям, позволяет наиболее наглядно представить направления совершенствования рабочего места, так как базовые значения качества по единичным показателям $k_{oj} = 1$, а уровень качества $k_{ij} < 1$. Чем меньше значения уровня качества по единичному показателю, тем больше рабочее место нуждается в совершенствовании за счет улучшения этого показателя, т.е. отсюда и начинается формирование уровня качества рабочего



П



С.С.



В.Т.



Г.Г.



Г.Г.



Г.Г.



Уровни качества подготовленности забоев

Уровень качества подготовленности забоя	Инвентарный номер экскаватора				
	27 $d_{cp} = 0,52$	28 $d_{cp} = 0,64$	36 $d_{cp} = 0,54$	39 $d_{cp} = 0,79$	41 $d_{cp} = 0,39$
K_n	0,94	0,9	0,93	0,84	0,97

места. Однако значения уровней качества по единичным показателям не дают однозначной оценки рабочего места без оценки уровня качества по комплексному показателю K_{ipm} .

Уровни качества подготовленности забоев, карьеры, горного производства. В работе логических показатели также показывают уровни, условий и безопасности. Результаты расчета уровней выемки горной массы при

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОГО ПРОИЗВОДСТВА ГОРНЫХ РАБОТ В ГЛУБОКИХ

УДК 622.271.012

© С.С. Коломников, В.Т. Лашко

С.С. Коломников, начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
В.Т. Лашко, канд. техн. наук ИППЭ НАНУ,
Г.Г. Грищенко, канд. техн. наук ИППЭ НАНУ

Рассмотрены принципиальные схемы расконсервации бортов карьера и технологирования горной массы с глубоких горизонтов карьера на перегрузочные пункты и разработки карьера Мурунтау с использованием автомобильного транспорта и транспортного комплекса машин, работающего в схеме циклично-поточного производства.

Схема циклично-поточного производства горных работ включает в себя следующие основные технологические звенья - автомобильный транспорт внутри карьера и систему магистральных наклонных ленточных конвейеров по его борту и на поверхности. Связующим звеном между циклическим автомобильным транспортом и непрерывным - ленточными конвейерами, является перегрузочный пункт, оборудованный дробильным или грохотильно-дробильным пунктами. Оборудование по длине магистральных ленточных конвейеров с перегрузочными пунктами обеспечивает минимальное расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами и максимальную эффективность работы всего транспортно-перегрузочного комплекса.

Однако, многолетняя эксплуатация комплекса циклично-поточного производства горных работ без его совершенствования привела к тому, что горные работы в карьерах понижены от ближайшего концентрационного горизонта на 200-250 м, а расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами до перегрузочного пункта составляет 3,0-3,2 км. Поэтому при таких условиях эффективность работы всего транспортно-перегрузочного комплекса машин сводится до минимума и в таких условиях актуальной является проблема совершенствования схемы циклично-поточного производства горных работ.

В этом плане показательным является карьер Мурунтау (НГМК), по южному борту которого расположена система магистральных ленточных подъемных конвейеров (две линии) с горизонтами разгрузки автосамосвалов 465; 435 и 405 м. Такой комплекс обеспечивает транспортирование с карьера 100% вмещающих пород скальной вскрыши и до 75-80% полезного ископаемого для III очереди разработки. Для горно-эксплуатационных работ

в контурах IV очереди отрабатываемых точных конвейеров и дробильных пунктов сдерживается развитие постановки бортов карьера до

Перечисленные проблемы являются комплексом для конкретного предприятия.

Совершенствование схем водства горных работ может осуществляться в следующих направлениях:

1. Отработка нижних бортов карьера в схеме циклично-поточной технологии при применении мобильных перегрузочных пунктов, короткозвенных наклонных ленточных конвейеров и автосамосвалов на эксплуатационном комплексе циклично-поточного производства.

2. Перенос системы магистральных конвейеров и перегрузочных пунктов с бортов карьера, отработанных в четвертой очереди карьера с горизонтов концентрационного горизонта к эксплуатируемой системе ленточных конвейеров.

В Институте проблем при (ИППЭ) совместно со специалистами решаются проблемы совершенствования поточной технологии горных работ на горизонтов карьера, в технологическом проблемам.

Применение в схеме циклично-поточного производства горных работ мобильных пунктов и короткозвенных

ме
но
ни
ло
пр

де
пр
зв
ра
м.
пе
ла

оп
вы
ст

но
ты
бо
ве

те
сл

за
ни
кр
ко
те
за
ва
ни

позволяет существенно увеличить высоту рабочей зоны, обрабатываемой на перегрузочно-транспортный комплекс, сохранить расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами, обеспечить повышение экономических показателей отработки нижних глубоких горизонтов карьера.

Сущность такой технологической схемы отработки глубоких горизонтов карьера заключается в следующем. На рабочем горизонте карьера, на 15-30 м ниже эксплуатационной системы магистральных наклонных ленточных конвейеров, с применением экскавационного и автомобильного транспорта выполняются по длине фронта работ до 80-100 м горно-эксплуатационные работы по подготовке горизонтальной площадки для выполнения маневровых операций автосамосвалами в месте разгрузки и для монтажа мобильного модульного перегрузочно-пункта.

В состав мобильного перегрузочного пункта входит: бункер геометрический вместимостью до 100-150 м³; пластинчатый или ленточный питатель; дробилка (КВКД-1200/200 или зубчато-валковая); система направляющих течек; сборочный ленточный конвейер длиной до 15-20 м. Короткозвенный наклонный ленточный конвейер обеспечивает подъём горной массы на высоту двух уступов (30 м) и через промежуточный горизонтальный ленточный конвейер (длиной до 40-50 м) подъём её на эксплуатируемую систему магистральных наклонных ленточных конвейеров.

Такая перегрузочно-транспортная система может быть составлена из 3-4 звеньев, обеспечивая высоту подъёма горной массы ленточными конвейерами на 90-120 м, и при необходимости перемещаться по длине фронта работ, но при этом появляется необходимость в установке горизонтального ленточного конвейера, длина которого определяется шагом перемещения модульного перегрузочного пункта по длине фронта работ. Выполнение работ по демонтажу и техобслуживанию модульного перегрузочного пункта осуществляется грузоподъёмным оборудованием (25-40 т).

Такая эксплуатация модульного перегрузочно-транспортного комплекса машин позволяет подготовить участок борта карьера по высоте 90-120 м под монтаж стационарного звена магистрального подъёмного ленточного конвейера и дробильного (грохотильно-дробильного) перегрузочного пункта для IV очереди разработки, а система модульного перегрузочного пункта и короткозвенного ленточного конвейера направляется на отработку последующих нижних рабочих горизонтов карьера.

Такая перегрузочно-транспортная система в схеме циклично-поточной технологии горных работ позволяет стабильно обеспечивать расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами до перегрузочных пунктов в пределах 1,2-1,4 км, что компенсирует незначительные материальные затраты на приобретение и монтаж такого комплекса модульных машин.

Выполненными предварительными исследовательскими работами установлено, что эксплуатируемая система магистральных ленточных конвейеров с тремя дробильными перегрузочными пунктами будет перенесена в западном направлении на 800-850 м с понижением уров-

ня горных работ, обслуживаемых новой транспортной системой на 60-75 м по сравнению с эксплуатируемой. Перенос эксплуатируемой перегрузочно-транспортной системы обусловлен необходимостью выполнения работ по расконсервации южного и юго-восточного и юго-западного участков борта карьера до проектных контуров его IV очереди отработки.

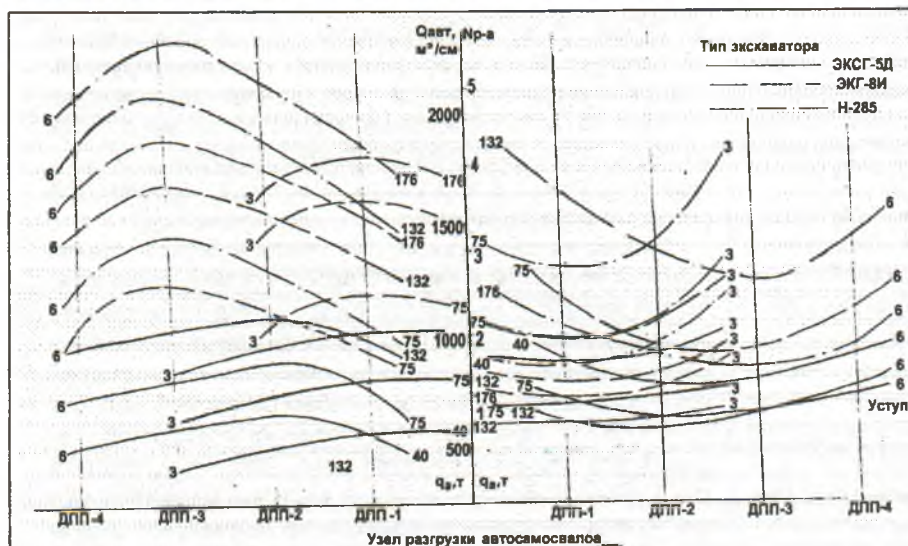
Вопрос расконсервации этих участков бортов карьера является основным и связан с рассмотрением технологической схемы производства работ, выбором основного экскавационного оборудования, определением объёма работ и сроков их выполнения, обоснованием грузооборота вскрышных пород в расконсервируемой рабочей зоне карьера. Проблема подготовки юго-западного участка борта карьера для проведения наклонной траншеи при переносе эксплуатируемой системы магистральных наклонных ленточных конвейеров определила этап процесса расконсервации, указанных участков бортов карьера.

Борт южного и юго-восточного участка сложен двоякими (в основном) уступами высотой до 30-32 м и перед выполнением работ, по их расконсервации, необходимо их разделение на эксплуатационные высотой по 15 м. Для выполнения этих горно-подготовительных работ предлагается применение нового типа экскавационного оборудования: ЭКСГ-5Д (драглайн) с ёмкостью ковша 5,0 м³; глубиной копания до 16,5 м; радиусом копания до 37 м и высотой разгрузки до 12,0 м; т.е. работы по разделению высокого уступа по высоте на эксплуатационные сводятся к минимуму. На выполнении основного объёма работ предусматривается применение экскаваторов ЭКГ-8И, ЭРГ-15 (Н-285) и автосамосвалов грузоподъёмностью 75-172 т. Вдоль эксплуатируемой системы магистральных наклонных ленточных конвейеров и дробильных перегрузочных пунктов предусматривается оставление временного целика горной массы длиной по 150-200 м с их западной и восточной стороны. Эти технологические условия и определили этапы выполнения работ по реконструкции участка борта карьера.

На первом этапе предусматривается выполнение работ по расконсервации южного участка борта карьера в западном направлении по длине 650-600 м от условной границы целика горной массы. На этом этапе производства работ их объём составляет около 10,0 млн. м³; в том числе выполняемый с применением экскаватора ЭКСГ-5Д - 1,68 млн. м³; ЭКГ-8И (Н-285) - 8,32 млн. м³.

На втором этапе выполнение работ предусматривается на юго-восточном участке борта карьера с восточной стороны от условной границы целика горной массы. Объём горно-эксплуатационных работ на этом этапе их выполнения составляет около 11,7 млн. м³; в том числе, выполняемый с применением экскаватора ЭКСГ-5Д - 1,51 млн. м³; экскаватора ЭКГ-8И (Н-285) - 10,19 млн. м³.

На третьем этапе работы по расконсервации участка борта карьера предусматриваются в центральной его части после выполнения работ по демонтажу ранее эксплуатировавшейся системы магистральных наклонных ленточных конвейеров и трёх дробильных перегрузочных пунктов. Объём горно-эксплуатационных работ на этом этапе их выполнения составляет около 29,0 млн. м³; в том числе выполняемый с применением экскаватора



Параметры грузопотока горной массы при расконсервации бортов карьера Мурунтау в зависимости от высоты расположения перегрузочных пунктов

ЭКСГ-5Д-3,39 млн. м³, экскаватора ЭКГ-8И (Н-285) - 25,61 млн. м³. Общий объём работ по расконсервации участка южного и юго-восточного борта карьера составляет около 50,7 млн. м; в том числе выполняемый с применением экскаватора ЭКСГ-5Д - 6,56 млн. м³, ЭКГ-8И (Н-285) - 44,14 млн. м³.

На первых двух этапах производства работ по расконсервации южного и юго-восточного участка борта карьера транспортирование горной массы автосамосвалами предусматривается до четырёх точек их разгрузки (до

8И (Н-285), соответс
выполнения работ о
полнении работ по
оборудования.

Таким образом, вершенствования съезда горных работ по примеру карьера Му

УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПИ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТОК ПЛАСТОВЫХ М

УДК 622.2:622.831

Ю.Н. Кривенко, главный инженер разреза «Ангренский» АО «Уголь»,
В.К. Бызеев, председатель правления ООО «Лойиха Кидирув», канд. техн. наук

Последние годы развития горной промышленности характеризуются увеличением глубины отработки и повышением активности динамических проявлений горного давления. На пластовых месторождениях они проявляются в виде оползней, захватывающих значительные объемы горной массы и нарушающие устойчивость сразу нескольких уступов.

Применяемый железнодорожный транспорт на разрезах предполагает расположение железнодорожных путей на каждом уступе или через один, при использовании экскаваторов с удлиненной рукоятью. Оползневые процессы нарушают целостность уступов и, соответственно, нарушают железнодорожные пути, а также, в виду изменения геометрии борта на данном участке, не позволяют быстро восстановить их.

Все это приводит к изоляции отдельных участков от производства горных работ, к нарушению порядка отра-

ботки уступов и бо
счете, сказывается и

Это подтверждает разрезе «Ангренский мечена активности западного, северного период производит

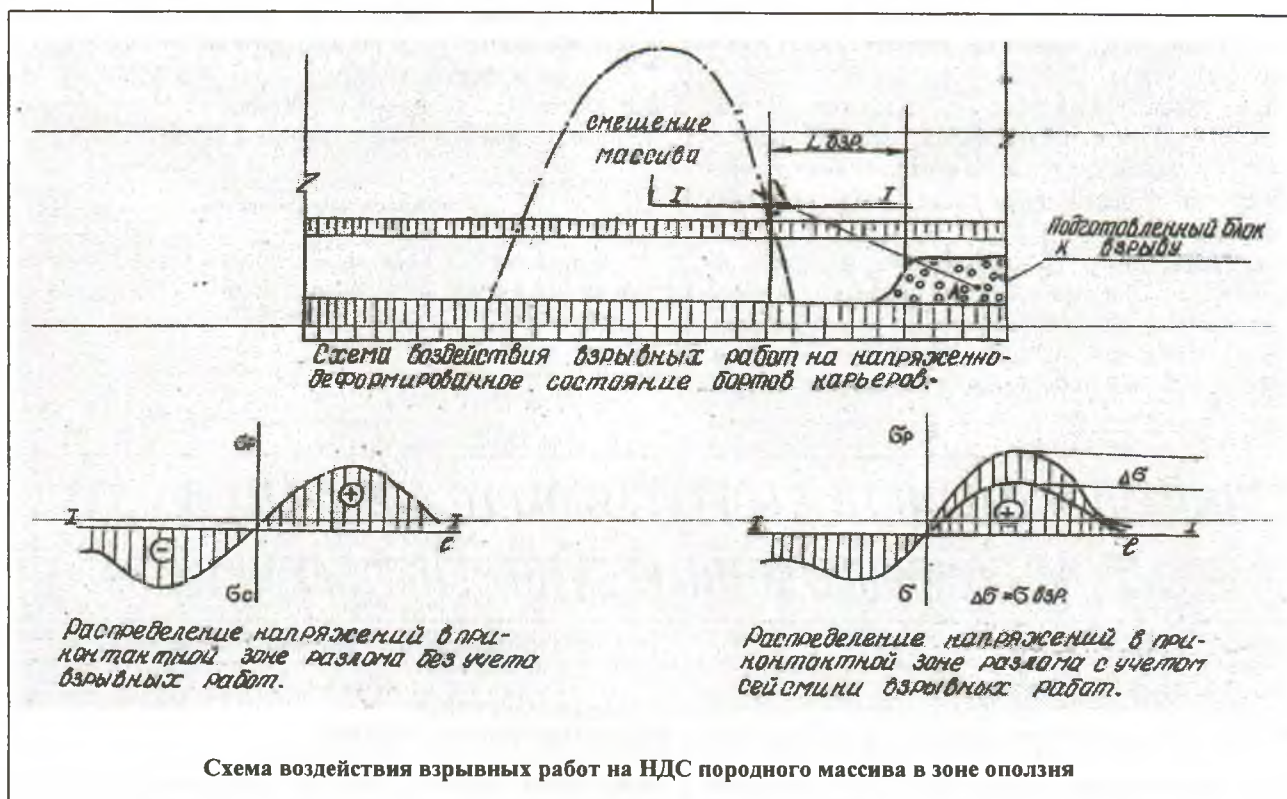
Анализ горно-г
массива, фактов во
нерно-геомеханиче
педицией «Узбекге
ного вида дизъюнк
оползневые процес
ный характер смещ
нием, отличающих
смещение одного
этом на контакте
ния.

Величина растягивающих напряжений зависит от скорости смещения массивов относительно друг друга, шероховатости стенок, что, в конечном счете, ведет к образованию трещины отрыва. Возникновение таких трещин в приоткосной зоне приводит к обрушению уступов.

Применение обычных способов ведения горно-добычных работ, с использованием БВР, приводит к активизации динамических проявлений горного давления в виде наложения природно-техногенных напряжений с сейсмическим воздействием взрывов (рисунок).

известняков, каолина, угля. Машина фирмы «Wirtgen» проявила себя с самой хорошей стороны, она мобильна, высокопроизводительна, обеспечивает возможности применения множества технологических схем и самое главное полностью исключает динамическое воздействие на массив.

Применение такой машины в зонах повышенной динамической активности позволит увеличить углы откосов, восстановить заезды на уступы, отработать селективно полезное ископаемое. При этом наряду с исключением динамического влияния горных работ на прибортовой



Активизация горного давления влечет за собой расширение зоны оползневых процессов и усугубляет создавшееся положение.

Применение методов снижения сейсмического воздействия взрывов: метод направленного взрыва, метод предварительного щелеобразования, в непосредственной близости оползня должного результат не приносят.

В данной ситуации приемлем только один путь - отказаться от буровзрывных работ в зоне, потенциально опасной по проявлениям оползневых процессов. В то же время необходимо выполнить требование горных работ - отработка участков для продвижения забоя, для вскрытия запасов угля.

С 60-х годов двадцатого столетия ученые разрабатывают способы механического разрушения пород. При этом мировая горная наука достигла осязаемых успехов. На смену буровзрывному способу уже сегодня пришли - роторные экскаваторы, бутобои, рыхлители и, наконец, машины послойного фрезерования (МПФ). Проведенные опытные работы на разрезе «Апартак» показали принципиальную возможность использования машин послойного фрезерования фирмы «Wirtgen» при отработке

массив предлагаются следующие мероприятия, обеспечивающие сохранность уступов в активных зонах.

По данным геолого-маркшейдерской службы, оконтуривается зона потенциально опасных деформаций борта (уступа). В зависимости от способа ведения взрывных работ и массы единовременно взрывающегося ВВ определяется безопасная зона $L_{ВЗР}$, начиная с которой ведутся работы только с использованием МПФ.

Величина $L_{ВЗР}$, т.е. безопасное расстояние взрывных работ, определяется следующим образом.

По данным геофизических замеров напряженного состояния породного массива оценивается величина, растягивающих напряжений, а так же зона их действия.

Величина напряжений оценивается из отношения действующих к предельно допустимым, с коэффициентом запаса устойчивости 1,15:

$$[G]_P = 1,15(G_{РД} + G_{ЗР}) \quad (1)$$

Воздействие взрывных работ не должно превышать величины:

$$[G]_P - 1,15G_{РД} = 1,15G_{ЗР} \quad (2)$$

Для оценки возможного воздействия взрыва можно воспользоваться формулой (2). Подставив значение



заба
кучи
с п
физи
ной)
прип
руде
щен
тас
н
н
н
сыр
таци
боле
кар
усту
ном
чей
до 3
9-10
Рес

У
1
УД
В.

1
в 19
расп
стан
ског
сост
завс
был
баз
вани
сит
мис
квар
сты
угле
вым
1
геол
резу
г. н
геол
го в
1
Му
рив
квар
и н

$G_{3P}=f(L_{взр})$ в формулу (1) и решив ее относительно $L_{взр}$ определим безопасное расстояние взрывных работ, а так же зону производства добычных работ машиной послойного фрезерования. Восстановив на нарушенном участке заезды на изолированные уступы можно снова приступить к производству работ буровзрывным способом с учетом сохранения изоляционного слоя.

Для предотвращения оползневых процессов так же можно использовать МПФ. По данным геофизических наблюдений и по прогнозам геомехаников необходимо оконтурить на борту разреза потенциально опасные участки, где сейсмическое воздействие взрывов, могут спровоцировать оползни.

На таких участках возможно использование способа отработки уступов машиной послойного фрезерования.

Главная трудность заключается в том, чтобы согласовать работу МПФ с налаженным производственным процессом на разрезе.

Научные работники, проектировщики и инженеры акционерного объединения «Уголь», проведя огромную работу, разработали ряд технологических схем производства горных работ при отработке отдельных участков, состоящих из одного или нескольких уступов, протяжен-

ностью от 200 м и более

Одна из схем предп горизонтальными заход блока 200-250 м по длин м. Блок отрабатывается на 7,5 м. При отработке ется на нижестоящий у загружается в думпкар. лагают использование ного и конвейерного тр: ся максимальная возмс ских особенностей маши

Расчеты эффективно резе «Ангренский» пог затрат на ее приобрете

Спи

1. Демидюк. Г.П. Сов ви взрыва в среде. Бур мышленности, М, Госгор

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ БОРТА ГЛУБОКОГО КА ДЕФОРМАЦИИ С ПОМОЩЬЮ КОМПЛЕКСА ИНЖЕНЕ

УДК 622.27

© В.Н. Кольцов, Б.

В.Н. Кольцов, главный маркшейдер НГМК,

Б.К. Телибаев, начальник геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
А.С. Федянин, инженер-геофизик геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ

Перспектива развития карьера Мурунтау, учитывая сложные горно-геологические условия месторождения, наряду с необходимостью создания новых и совершенствования существующих методов и систем контроля устойчивости бортов карьера, влечет за собой необходимость выбора оптимальных технологий обеспечивающих долговременную безопасность горных работ. Наличие крупных тектонических нарушений, ослабление физико-механических свойств горных пород в зоне их влияния, сейсмическое воздействие массовых взрывов, а также геодинамические воздействия регионального масштаба неизбежно приводят к деформированию уступов бортов карьера на различных его участках.

В настоящее время, в зонах наиболее вероятного развития деформаций ведутся регулярные наблюдения за устойчивостью бортов карьера с целью своевременного принятия решений по технологии горных работ в пределах деформирующегося участка.

Основными методами контроля устойчивости на карьере Мурунтау являются методы визуальных и инструментальных маркшейдерских наблюдений за деформациями откосов. Сущность данных методов состоит в фиксации видимых проявлений нарушений устойчивости откосов, характера трещиноватости массива (визуальные наблюдения), а также получении количественных закономерностей деформирования откосов с целью

определения скорости, критической величины началу прогрессивной с важности и надежности

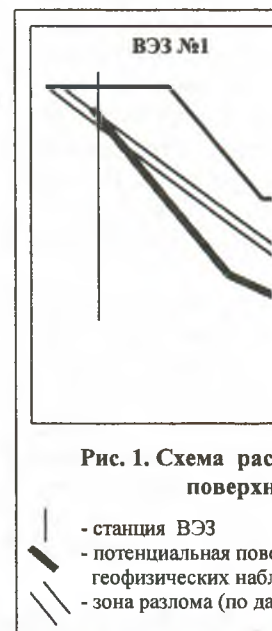


Рис. 1. Схема рас поверхности

- станция ВЭЗ
- потенциальная поверхность
- зона разлома (по да)

Значения основных показателей физико-механических свойств пород карьера Мурунтау

Наименование пород	№ инженерно-геолог. элемента	ПОКАЗАТЕЛИ ПО ГОСТ 25100-82. СНиП 2.02.01-83																Коэффициент водонепроницаемости
		Плотность пород, т/м					Тангенс угла внутр. трения			Угол внутр. трения, град.		Сцепление С, МПа						
		n	X _n	СГ	V	X _{a=0,95}	n	X _n	X _{a=0,95}	X _n	X _{a=0,9}	n	X _n	a	V	X _{ср=0,9}		
Кварциты, кварцевые метасоматиты от слюдисто-сланцевых до массивных, прочные, неразмечаемые, сохранные и слаботрещиноватые	1	34	2,69	0,038	0,014	2,70 2,68	28	0,754	0,713	37	35	28	22,8	5,47	0,24	21,0	0,3	
Алевриты углеродисто-кварцевые, углеродисто-кварц-слюдистые, прочные неразмечаемые	2	15	2,70	0,033	0,012	231 2,69	32	0,781	0,736	3	36	34	18,0	6,68	0,37	16,0	0,4	
Алевриты углеродисто-кварц-слюдистые зон тектонических нарушений, средней прочности, неразмечаемые	2а	15	2,69	0,026	0,097	231 2,68	10	0,675	0,649	34	33	10	0,06	0,0054	0,09	0,05	0,4	
Переслаивание алевритов, алевросланцев, сланцев различного состава, средней прочности, неразмечаемые	3	19	2,68	0,030	0,011	2,69 2,67	10	0,916	0,821	42	39	9	11,8	3,21	0,272	9,69	0,4	
Углеродисто-кварцевые, хлорит-серпентиновые, кварц-слюдистые, сланцы тонкослоистые до полосчатых, средней прочности, неразмечаемые	4	33	2,70	0,025	0,009	211 2,69	27	0,924	0,869	43	41	28	12,25	4,16	0,339	10,89	0,4	
Углеродисто-слюдистые, углеродистые сланцы, тонкослоистые, средней прочности размечаемые	5	36	2,70	0,024	0,009	2,69	16	0,781	0,703	38	35	16	14,56	4,75	0,325	12,48	0,4	
Обломочные породы зоны тектонич. нарушения (дресвяный грунт с глинистым заполнителем, невыветрелый)	6	37	2,06	0,118	0,06	2.10 2,03	29	0,966	0,900	44	42	29	0,052	0,021	0,389	0,017		
Глинистые мелонитизированные породы зон тектонического дробления		10	2,00	0,126	0,063	1,93	8	0,958	0,674	44	34	8	0,035	0,012	0,381	0,012		

следует отметить их значительную трудоемкость и невозможность наблюдений в глубину массива. Решить данную задачу позволяют геофизические методы наблюдений, обладающие рядом преимуществ, в ряду которых значительная глубинность исследований, возможность проведения непрерывных наблюдений, большая производительность и высокая чувствительность к структурным изменениям в массиве горных пород.

В настоящее время на северном борту карьера отмечен участок деформирования откоса нерабочего уступа в предельном положении, гор.+285 м - +165 м (Деф. N43). Длина деформации по фронту составила более 130 м. Основными причинами деформации явилось совпадение направлений линий откоса уступа с простиранием пород, падение пород в сторону выработанного пространства, а так же расположение участка деформации в тектоническом клине между Меридиональным и Субширотным разломами, в пределах которых породы подвергнуты трещиноватости и рассланцеванию. Также важную роль сыграли слабые прочностные свойства тектонитов залеживающих основные тектонические нарушения, по которым и произошло развитие деформации.

В результате, произошло частичное зацементирование рудного блока в основании деформации. Дальнейшее развитие деформационных процессов в пределах указанного участка могло бы привести к обрушению горной массы на рудный горизонт, и значительно усложнило выемку рудной массы.

В данных условиях, было принято решение о проведении комплекса исследований, включающего геофизические исследования методом вертикального электроразведывания (ВЭЗ), инструментальные маркшейдерские и визуальные наблюдения с целью оценки состояния устойчивости массива горных пород в зоне деформации, а

также нахождения плоскости возможного сдвижения пород. По данным наблюдений был построен схематический геологический разрез северного борта карьера (рис. 1), котором выделяются геоэлектрические слои с пониженным значением кажущегося сопротивления характеризующие зоны сильно трещиноватых пород.

Инженерно-геологические и геофизические данные исследований участка деформации позволяют сделать вывод о том, что линией вероятного скольжения на данном участке являются зоны трещиноватых пород генетически связанные с Меридиональным разломом, имеющей мощность до 5 м.

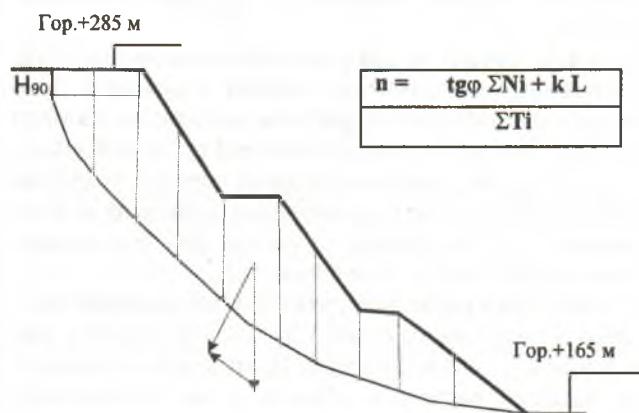


Рис. 2. Схема к расчету устойчивости участка деформации
Ni, Ti – горизонтальная и вертикальная составляющие вектора силы тяжести (Pi)
K – коэффициент сцепления
L – длина поверхности скольжения
φ – угол внутреннего трения

Следующим этапом оценки устойчивости участка деформации являлось построение математической модели деформированного участка по значениям основных показателей физико-механических свойств пород карьера Мурунтау (таблица), с учетом сниженных коэффициентов сцепления и трения пород в массиве. Расчет проводился согласно общепринятых алгоритмов для квазиизотропной среды с помощью специально разработанных на предприятии программных пакетов для IBM совместимых ЭВМ (рис. 2).

С учетом полученного коэффициента устойчивости участка деформации ($n = 1,08$), как наиболее оптимальный, был принят такой вариант ведения горных работ, при котором проведение взрывных работ на рудном блоке в основании деформации, проводилось с учетом коэффициента ослабления деформированного массива.

Далее, на основании полученного коэффициента устойчивости, был проведен расчет оптимального внешнего

сейсмического воздействия. При этом замедление при деформации, обеспечивающую нагрузку на деформацию и, как следствие, участок на период отражения выемочно-погрузочного участка, деформированного иницированному обрушению.

Таким образом, проанализировав состояние массива в зоне деформации и, применяя новую технологию, отвечающую требованиям ведения горных работ.

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ТУННЕЛЯ СОВМЕСТНО С ПРИЛЕГАЮЩЕЙ ГРУНТОМ

УДК 622.27

И.У. Маджидов, канд. техн. наук ТашАЦИ

Расчетная оценка напряженно-деформированного состояния гидротехнических туннелей в породном или грунтовом массивах наиболее эффективно может быть произведена расчетными моделями, учитывающими деформации конструкции совместно с прилегающей средой. Требуется отдельного подхода при каждой уникальной задаче вопросы выбора критериев прочности конструкции, прилегающих грунтов и зоны взаимодействия.

В настоящей статье освещаются вопросы применения математической модели упруговязкопластического деформирования и реализации критериев прочности в вычислительной модели при решении физически нелинейных задач.

В задаче оценки напряженно-деформированного состояния поперечного сечения туннеля и насыпи в условиях плоской деформации расчеты выполнены методом конечных элементов с аппроксимацией расчетной области треугольными элементами второго порядка. Расчетная модель основана на методе конечных элементов и математической модели грунта, разработанной под руководством профессора Зарецкого Ю.К. [1].

Произведены расчеты напряженно-деформированного состояния поперечного сечения туннеля и насыпи с учетом поэтапного его возведения. Поэтапность учитывается в пределах расчетной области, а вес грунта выше верхней границы расчетной схемы воспроизводится распределенной нагрузкой на поверхности последнего этапа.

Расчеты показали, что на распределение давления грунта определенное влияние оказывает схема отсыпки грунта. Наиболее оптимальной с точки зрения распределения давления, явилась схема, когда на этапе отсыпки над туннелем первоначально отсыпается боковая зона, а после заполняется пазуха над сводом. Учет неупругого

поведения грунта засыпки существенно влияет на концентрацию напряжений в туннеле и следовательно на состояние самой обделки.

Математическая модель поведения материала обделки. Идентичность зависимости напряжений от деформаций позволила реализовать параметрическую модель упруговязкопластического поведения бетона реализована программа деформированного нагружения.

По литературным данным бетона в условиях строительства «1» функции упрочнения бетона. Расчетный «п» там численных экспериментов образцов бетона состояниях.

Механизм разрушения бетона в бетонных конструкциях можно принять идеальной. Были проведены расчеты деформированного бетона в бетонной плоской деформации прочности, изложены материалы.

В условиях сложного напряженного состояния при произвольных путях нагружения бетона может произойти либо путем отрыва, либо вследствие сдвиговых деформаций. Первый механизм соответствует появлению недопустимых пластических деформаций сдвига. Разрушения от сдвига зависят также от скорости нагружения. Прочность материала возрастает, и положение предельной поверхности изменяется по мере увеличения скорости нагружения. Предельная поверхность, соответствующая критерию отрыва, от скорости не зависит и положение ее постоянно. Для плоского деформированного состояния в качестве площадки преимущественного скольжения применяется площадка максимального сдвига и применяется критерий прочности Треска-Хилла. Критерий прочности по отрыву принимается из условия достижения максимальных упругих деформаций растяжения критической величины.

В зависимости от того, какую предельную поверхность вначале встречает траектория нагружения принимается характер разрушения и соответствующий механизм его реализации. В соответствии с принятым комбинированным критерием прочности, след поверхности нагружения будет иметь вид, согласованный с траекторией нагружения.

Для проведения графического анализа на поперечном сечении туннеля вычерчиваются изолинии, соответствующие критическому уровню максимальных сдвигающих напряжений и уровню возникновения отрыва. Качественная картина армирования конструкции туннеля получается выведением изображения полей: векторов максимальных касательных напряжений и векторов отрицательных упругих главных деформаций. Оптимальное армирование должно быть при принятии направления арматурных стержней соответственно направленности векторов растягивающих упругих деформаций и максимальных касательных напряжений. Расчеты с учетом упругопластических деформаций бетона по принятой методике показали, что запредельные области возникают в тех же местах сечения обделки и имеют значительно меньшие размеры по площади распространения, нежели в упругих решениях.

В расчетах туннеля на абсолютно жестком основании при определении напряженно-деформированного состояния обделки в упругой постановке в сечении обделки областей запредельных состояний по критерию отрыва не возникало. Расчеты же по упругопластической модели показали, что в обделке возникают небольшие по площади сечения запредельные области по критерию сдвига и появляются области запредельного состояния по критерию отрыва.

Таким образом, по результатам расчетных исследований напряженно-деформированного состояния массивной бетонной обделки туннеля сделаны нижеследующие выводы.

Расчет бетонной трубчатой конструкции туннеля, заложенной в высокой грунтовой насыпи, целесообразно производить с применением в качестве определяющих законов деформирования грунтов и бетона соотношений теорий пластического течения упрочняющегося тела и комбинированных условий прочности для оценки пластических и хрупких разрушений бетона.

Достоверность результатов расчетов по предложенному методу подтверждается удовлетворительным падением результатов приближенного физического моделирования на эквивалентных материалах (модели полняются как физические тесты расчетного аппарата для подобных задач) и результатов расчетов физических моделей.

Установлено, что коэффициент концентрации вертикального давления грунта насыпи на заложенную в жесткую трубчатую конструкцию в основном зависит от высоты насыпи, размеров конструкций, податливости мощностей основания, условий контакта на границе «конструкция-грунт», поэтапности ведения насыпи.

Прогнозирование напряженно-деформированного состояния массива бетонных конструкций гидротехнических туннелей с учетом контактных взаимодействий физически нелинейных задачах с использованием совместных эффективных расчетных моделей позволяет более точно и конкретно оценивать общую и локалы прочности конструкции, назначать оптимальное армирование ее элементов.

Список литературы:

1. Зарецкий Ю.К., Ломбардо В.Н. Статика и динамика грунтовых плотин. М.: Энергоатомиздат, 1983.
2. Зарецкий Ю.К. Вязкопластичность грунтов и расчеты сооружений. М.: Стройиздат, 1988.

Расценки на рекламу в научно-техническом и производственном журнале "Горный вестник Узбекистана"

800\$	450\$	
	250\$	150\$
	80\$	

При размещении рекламы заказчику предоставляется право бесплатной публикации статьи (объемом до 3-х журнальных страниц) по оборудованию и материалам, выпускаемым фирмой. Возможно также размещение информационных статей без рекламных страниц. Стоимость размещения статьи 200 долл. США за журнальную страницу. При условии размещения рекламы в нескольких номерах журнала предоставляются следующие скидки:

- в двух номерах – 10%;
- в трех номерах – 15%;
- в четырех номерах – 20%.

Рекламным агентствам предоставляются скидки до 15%.

Возможна оплата в сумах по курсу ЦБ на день проведения платежа.

По вопросам размещения рекламы в журнале обращайтесь: 572-17-67, 572-10-03

ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ФОС РУДЫ ДЖЕРОЙ-САРДАРИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

УДК 622.705.063.

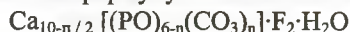
© С.А. Абдурахманов, М.А. Аскарлов, Н.А. Д

**С.А. Абдурахманов, докт. техн. наук ТашГТУ,
М.А. Аскарлов, канд. тех. наук НавГГИ,
Н.А. Донияров, ст. преподаватель НавГГИ,
Х.У. Амонов, аспирант ТашГТУ**

Полезный компонент руды – фосфатные зерна представлены в основном фосфатизированными органическими остатками беспозвоночных, преимущественно раковинами фораминифер. Преобладающая крупность этих фосфатных зерен от 0,03- 0,05 мм до 0,3 мм (важная технологическая характеристика). Присутствует также первично-фосфатный костный детрит позвоночных (зубы, позвонки) крупностью от сотых долей миллиметра, до 0,1-1,0 см. Второй, менее распространенный вид фосфатных образований, долиты, размер 0,1-0,7 мм.

Средний состав фосфоритовой руды состоит из следующих компонентов (%): $\text{P}_2\text{O}_5=17,5$; $\text{CaO}=45,26$; $\text{MgO}=0,6$; $\text{CO}_2=15,67$; $\text{Al}_2\text{O}_3=1,5$; $\text{Fe}_2\text{O}_3=0,8$; $\text{SiO}_2=7,7$; $\text{F}=1,68$; $\text{SO}_3=2,5$ кроме того минеральные зерна содержит 3-3.5% H_2O .

Фосфатный минерал – фторкарбонатапатит (франколит) очищенный от поверхностных загрязнений специальными лабораторными приемами минерал содержит 32–33% P_2O_5 и имеет формулу:



Для сравнения можно отметить, что содержание P_2O_5 в чистом хибинском фторапатите 41-42% (Россия), в чистых фосфатных ракушках Прибалтийских месторождений содержится 35-37% P_2O_5 .

Относительно низкие содержание P_2O_5 в чистых зернах Кызылкумских фосфоритов показывает необходимость поиска методов обогащения: сухой классификации, промывки, термообработки, флотации и т.д.

Минералогический и фазовый состав руды многообразен, сложен. В него входят кальциты, кварцы, глинистые минералы, гипс, пирит, органические вещества, галит, хлор, фтор, уран. В конечном продукте переработки концентрата – аммофосе содержание редких и редкоземельных элементов может составлять в %: $\text{Ti}_2\text{O}_3=0,1$; $\text{MnO}=0,082$ $\text{V}_2\text{O}_5=0,05$; $\text{Cr}_2\text{O}_3=0,074$; $\text{ZnO}=0,014$; $\text{Mo}=0,021$; $\text{Cu}=0,02$; $\text{TR}_2\text{O}_3=0,068$. Сумма редких и рассеянных элементов в фосфоритной руде: 1-го пласта – 0,04%, 2-го пласта – 0,032%. Важным качественным достоинством фосфоритной руды участка Ташкура, как и месторождения в целом, является низкие содержания основных вредных примесей, влияющих отрицательно на технологию кислотной переработки фосфоритового сырья в удобрения: MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , а также органических примесей. Фосфатные зерна Джерой-Сардары легко растворяется в кислотах.

Главной задачей обогащения в данном случае состоит в удалении кальцита и глинистых минералов, снижение карбонатного модуля концентрата – отношения содержания $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$.

Обычно карбонатный мо-
 шает 1,6-1,7, а содержание С
 Карбонатный модуль исход
 среднем 2,5-3, содержание
 участка Ташкура). Для лабо
 Джерой-Сардаринском фосф
 брана проба руды общим ве
 нологической пробы к иссл
 гласно схеме, показанной на 1

Флотационное обогащение
иска альтернативного варианта
щения, т.к. по сухому методу
вания во многих фабриках



Рис 1. Схема подготовки

Алжир, Тунис, Западная Сахара, Иордания, Сирия,

Океания, Вьетнам, Израиль, США. Также сухому методу обогащения уделял большое внимание НГМК в 1998-1999 гг. По нашим предположениям мокрое обогащение должен изучаться тщательным образом. Для этого мы проводили предварительное изучение флотации фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения. Измельчения руды осуществлялось в лабораторной измельчительной установке весом в 1 кг пробы руды. Руда измельчалась до класса крупности 65% -0,074 мм.

Флотацию проводили во флотомашине объемом камеры 3 л. Существенным достоинством флотации фосфорита является, использование реагентов – стабилизаторов, применение которых дает возможность резко снизить активность пустой породы, т.е. вредных примесей. Фосфорит представляет собой особое соединение, способное в водной среде диссоциировать с отщеплением ионов водорода. Особенностью фосфоритовых частиц является, что процесс диссоциации носит местный характер, проявляющийся главным образом, на углах и ребрах кристаллической решетки, много валентные элементы в водной среде, как кальций, магний, железа, фосфор и другие, закрепляясь на поверхности фосфоритовых частиц, способствуют слипанию частиц в агрегаты, т.е. коагуляции фосфоритовых частиц.

Применение стабилизаторов ускорит и облегчает водную дезинтеграцию фосфорита-сырца. Обработывая фосфорит, нагретого водой (20-25°C), в присутствии стабилизаторов, можно добиться быстрой дезинтеграции частиц фосфорита в малом количестве воды, что предусматривается в наших исследованиях.

После проведения основной флотации, полученный концентрат подвергается двум перечисткам. Опыты проводились в замкнутом цикле (рис. 2). Для флотации применялись флотореагенты (в г/т): талловое масло-32, соляровое масло 5, ОП-10-5, известь-170, жидкое стекло-50, Т-80-20, хлористый кальций-500. Флотацию проводили при pH-9÷10. При контрольной флотации реагенты применяли в 2 раза меньше, чем при основной.

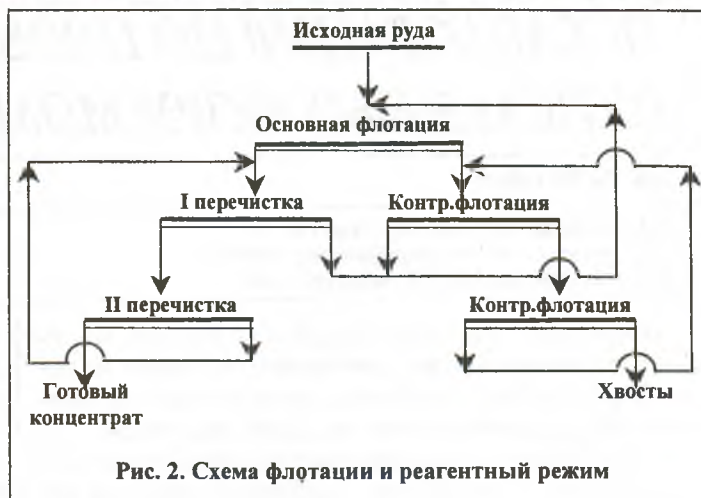


Рис. 2. Схема флотации и реагентный режим

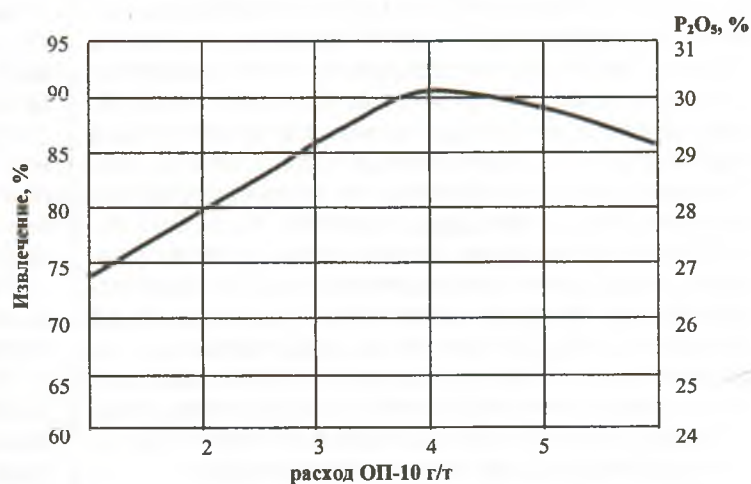


Рис. 3. Зависимость извлечения и содержание P_2O_5 от расхода ОП-10

Результаты опытов в замкнутом цикле

№ на ве ки	Наименование продуктов	Выход γ , %	Содержание β , %	Извлечение ε , %
1	Концентрат	50,15	27,8	80,5
	Хвосты	49,85	6,8	19,5
	Руда	100	17,33	100
2	Концентрат	54,5	29,5	87,85
	Хвосты	45,5	5,89	12,25
	Руда	100	18,3	100
3	Концентрат	51,33	31,5	91,87
	Хвосты	48,67	2,94	8,13
	Руда	100	17,6	100
4	Концентрат	52,1	30,5	90,36
	Хвосты	47,9	3,54	9,64
	Руда	100	17,59	100

Из опытов проведенных в замкнутом цикле видно то, что при флотации извлечение от применения ОП-10 составляет 90-91%, и содержания P_2O_5 -30-31% (таблица, рис. 3). Это доказывает, что флотационный метод обогащения кызылкумских фосфоритов могут быть альтернативным наряду с другими методами. Исследования в этом направлении продолжаются.

Выводы:

1. В работе изучалось возможность флотационного обогащения фосфоритовых руд месторождения Джерой-Сардара.
2. Как показали опыты в результате флотационного обогащения, извлечение достигается до 89-91%, и содержания P_2O_5 до 30%.
3. Флотационное обогащение может быть альтернативным на ряду с другими методами и применим для обогащения забалансовых руд.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ ИЗЫСКАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ ФОРМ МОЛИБДЕНА ИЗ РУД

УДК 622.765 (088.8)

© М.А. Аскаров, О.Э. Тошев

М.А. Аскаров, канд. тех. наук НавГГИ,
О.Э. Тошев, ассистент преподавателя НавГГИ,
Ф.А. Махмудова, зав. лабораторией НавГГИ

Непрерывное снижение содержания цветных металлов в добываемых рудах при постоянном росте их потребления, требует использовать ранее не использовавшееся трудно перерабатываемое сырьё, лом, отходы.

Первостепенное значение отраслей промышленности, нуждающихся в молибдене, непрерывный рост его потребления, как вообще всех редких металлов, делает необходимым изыскание новых источников получения этого металла. Наличие большого количества молибденовых месторождений и разнообразие их минерального состава вызывает необходимость разработки общих теоретических основ извлечения молибдена. Сложной задачей является извлечение молибдена наряду с другими ценными компонентами из медно-молибденовых и других комплексных руд, а также флотация окисленных молибденовых минералов. За последние годы в СНГ и в Узбекистане было проведено много исследований, результаты которых представляют большой теоретический и практический интерес. На основе некоторых из этих исследований обоснованы и разработаны новые эффективные методы флотации окисленных руд цветных металлов, намечены новые пути флотационного извлечения некоторых окисленных металлов (например, силикатов), ранее считавшихся «безнадёжными» в отношении флотации.

В природном сырьё молибден представлен 20 минералами. Наиболее существенное значение имеют минералы: молибденит, повеллит, ферромolibдит и вульфенит. В окисленных молибденовых рудах молибден представлен повеллитом, ферромolibдитом и другими соединениями. Эти руды обогащаются по комбинированным схемам, включающим флотацию, гидрометаллургические, химические и другие методы обработки.

Неоднородность состава молибденовых минералов в зоне окисления, имеющих различные физико-химические составы, затрудняет подбор оптимального технологического режима их флотации.

Окисленные молибденовые руды обогащаются значительно хуже сульфидных, удовлетворительных показателей получают только в случае сравнительно богатых руд, содержащих главным образом повеллит. Из бедных окисленных руд можно получить бедные концентраты, пригодные только для гидрометаллургической переработки.

В данной работе проведены результаты лабораторных исследований по уточнению технологии обогащения технологической пробы медно-молибденовой руды. Представленная технологическая проба руды содержит 0,025% молибдена и 0,048% меди, незначительные количества свинца, цинка. Фазовый анализ пробы руды на соединения молибдена и меди показал, что в ней содержится в сульфидной форме молибдена 47% и меди

45,8%, следовательно данная первичных шламов и разрушительных отнесена к разряду труднообогащаемых.

Для лабораторных исследований обогащения была взята проба руды общим весом 300 г. Для измельчения руды методом шарового истирания путём методики отквартована проба весом 110 г. Для флотации руды были взяты пробы для флотационных опытов руды на мельнице при соотношении флотации проводили во флотационной камере 3 л, 1 л, 0,5 л. Реагенты – повеллит, жидкое стекло, сода, в водных растворах определены следующие собиратели – в виде водных растворов.

По данным разведки руды на два технологические типа: Критерием их разделения является содержание молибдена менее и более общего. Окисленные минерализации представлены в виде повеллита, повеллит-ферромolibдита.

Разработанная ранее схема обогащения руды данного месторождения руды до 70% класса – 0,074 молибденовую флотацию и концентрата с депрессией медиам дробной подачей сернистых соединений перемешивания операций.

В открытых опытах, проводимых коллективной схемой, получены показатели. Далее были проведены уточнения технологии обогащения руды в следующих направлениях:

- определение необходимого расхода реагентов на флотацию;
- определение расхода реагентов на флотацию окисленных минералов;
- определение расхода реагентов на флотацию аполоярного собирателя, депрессия флотации, опыты по извлечению молибдена из хвостов коллективной флотации.

В результате выполнения исследований коллективной флотации собирателя – керосина на аполоярных (табл. 1). Для сульфидной меди и молибдена реконструкция при расходе его 150 г/т руды.

Таблица 1
Результаты опытов по определению расхода «Северина»

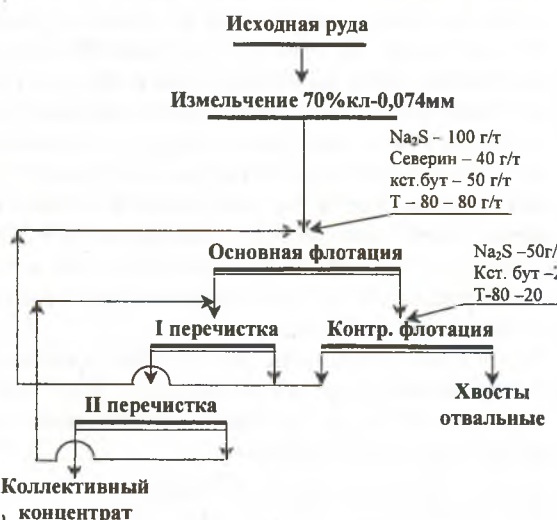
№ оп	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Расход «Северина», г/т
			Mo	Cu	Mo	Cu	
1	Конц. коллектив.	7,3	0,186	0,24	54,3	36,2	20
	Хвосты отв.	92,7	0,012	0,034	45,7	63,8	
	Руда	100	0,025	0,049	100	100	
2	Конц. коллектив.	8,4	0,169	0,22	58,0	38,4	30
	Хвосты отв.	91,6	0,011	0,033	42,0	61,6	
	Руда	100	0,245	0,049	100	100	
3	Конц. коллектив.	8,7	0,179	0,22	62,9	40,0	40
	Хвосты отв.	91,3	0,010	0,031	37,1	60,0	
	Руда	100	0,0248	0,048	100	100	
4	Конц. коллектив.	9,5	0,163	0,21	62,1	41,7	60
	Хвосты отв.	90,5	0,010	0,031	37,9	58,3	
	Руда	100	0,025	0,0485	100	100	

Таблица 2
Результаты исследований в замкнутом цикле по коллективной схеме флотации

			Содержание, %		Извлечение, %		
			Mo	Cu	Mo	Cu	
1	Коллект. медно-молибд. конц.	0,22	4,08	5,79	35,91	26,54	По проектной схеме, апольярный собират. – керосин
	Хвосты отв.	99,78	0,16	0,035	64,09	73,46	
	Исходная руда	100	0,025	0,048	100	100	
2	Коллект. медно-молибд. конц.	0,29	3,88	6,66	45,4	38,62	По уточн. схеме апольярн. собират. веретенное масло
	Хвосты отв.	99,71	0,014	0,031	54,6	61,38	
	Исходная руда	100	0,0248	0,05	100	100	
3	Коллект. медно-молибд. конц.	0,285	4,05	6,93	47,10	40,32	По уточн. схеме апольярн. собират. – «Северин»
	Хвосты отв.	99,715	0,013	0,029	52,90	59,68	
	Исходная руда	100	0,0245	0,049	100	100	
4	Коллект. медно-молибд. конц.	0,27	4,02	6,70	43,94	37,28	По уточн. схеме апольярн. собират. – керосин
	Хвосты отв.	99,73	0,014	0,030	56,06	62,72	
	Исходная руда	100	0,0247	0,0485	100	100	

Выбирая расход реагента «Северин» на основании результатов указанных в табл. 1. принимаем оптимальный

расход в количестве 40 г/т. Далее были проведены опыты по замкнутой схеме, применяя



Рекомендуемая схема флотации окисленной медно-молибденовой руды

качестве апольярного собирателя «Северин». Благодаря активному действию этого собирателя на поверхности минерала наблюдались повышение извлечения и содержания молибдена и меди, которая указана в табл. 2.

По уточненной технологии в опытах замкнутом цикле (рисунок) получен коллективный медно-молибденовый концентрат, содержащий 4,05% молибдена, 6,93% меди при извлечении 47,0 и 40,32% соответственно селекция коллективного концентрата проведенного в условиях проектной схемы, в открытом цикле показала возможность получения молибденового концентрата марки КМФ-4, содержащего 45% молибдена при извлечении 70%, медного концентрата марки КМ-4 содержащего 15% меди при извлечении 67,28%.

КИНЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПАРМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО РАЗЛОЖЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО ПРОДУКТА

УДК 669.28

© С.А. Абдурахмонов, Д.Б. Холикулов, Х.У. Амонов 2002 г.

С.А. Абдурахмонов, докт. техн. наук ТашГТУ,
Д.Б. Холикулов, ассистент преподавателя ТашГТУ,
Х.У. Амонов, аспирант ТашГТУ

Проблема кинетики реакций с участием твердых веществ выдвигалась всё время на одно из ведущих мест среди проблем химической кинетики. В настоящее время накоплен обширный материал по окислению сульфидов железа, меди их расплавов водяным паром [1, 2], но материалов по изучению пароокисливания сульфида молибдена и других сульфидных минералов медно-молибденового продукта малочисленны. Этот факт по-

служил толчком для исследований по кинетике окисления сульфидов металлов с водой.

Ранее ряд авторов [1, 2] пытались исследовать окисление сульфидов молибдена водяным паром, однако их результаты в значительной мере противоречивы.

Реакция с участием водяного пара, в частности, окисление сульфидов металлов можно описать следующей схемой:

заб
ку
с
фи
но
пр
ру
ще
та

нь
 но
 сы
 та
 бо
 ка
 ус
 не
 че
 до
 9-

Pe

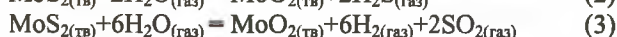
В
Р
С
С
С
З
Б
Б
В
С
А
К
С
У
Е

I
 F
 I
 I
 I
 I
 I
 I
 I



Исследования проводили на специально разработанной установке и методике [3], состоящей из трубчатой вращающейся печи, парогенератора и сборника конденсата. Отходящие газы из печи последовательно проходили через два поглотительных сосуда, содержащих растворы сернистой меди и перекиси водорода, соответственно. После окончания эксперимента из поглотителей отбирали пробу для анализа. Содержание H_2S и SO_2 определяли титрованием. По содержанию серы в поглотительных растворах судили о степени разложения медномolibденового продукта.

Ранее было установлено [4], что при пареообжиге медно-молибденового продукта протекает ряд химических реакций, в том числе окисление молибденита водяным паром до двуокиси молибдена:



Зависимость степени превращения реакции сульфида молибдена в оксид с водяным паром от времени можно описать уравнением [1]

$$-\ln(1-x)^{1-n} = bk(C_{H_2O} - C_{H_2S}/k)\tau, \quad (4)$$

где x - степень превращения сульфида металла,

b - число молей MoS_2 , приходящееся на 1 моль H_2O , из уравнения (2) равно 0,5,

$$k = (162 \exp(-18,118/T)), \text{ м}^3/(\text{моль} \cdot \text{г}),$$

C - концентрация, моль/м³,

n - порядок реакции, равно 2,6,

Т - температура, К.

При переработке медно-молибденового продукта только водяным паром (без доступа воздуха), с увеличением продолжительности процесса, степень превращения продукта сначала относительно быстро растет, а потом замедляется (рис. 1). Чем выше температура, тем выше степень превращения медно-молибденового продукта. При температуре 500°C водяной пар начинает взаимодействовать с продуктом, но степень превращения очень низкая, за 2 часа $\alpha=0,09$. При температуре выше 600°C интенсивно протекает реакция водяного пара с медно-молибденовым продуктом (рис. 1, кривые 3, 4, 5).



Рис. 1. Влияние продолжительности паробожига на степень превращения медно-молибденового продукта (условия опытов: масса продукта 10 г, 13-15 мл/мин, скорость вращения печи 0,25 об/мин. 1-500°С; 2-600°С; 3-700°С; 4-800°С; 5-900°С)

Приведенные данные в определенных условиях молибденового про сероводорода и H_2 -титических кривых, в 500-900°C небольшие

Кинетические кривые, присущий такой кривой, продукты поверхности образцов молибденовый) образцы, значительная пар.

Таким образом,
ется скоростью хими

На первой стадии конкретизировать Φ примем, что сульфид вполне определенно. Второе допущение - чистоты значения диссоциирующей скорости близко с нашими результатами медно-молибденда для описания кинетики три случая. Если про-

- пористый, про-
акцией на повер
- непористый, и
диффузией чер
- непористый и с
скорости хими
дела.

Представляет ин-
вации E_a для реакции
для определения ко-
диффузионная или с

Обозначим n_{H_2S} количество молей SO_2 , n_{H_2S} — количество молей H_2S и n_{H_2O} — количество молей H_2O в зависимости состава парообжиге молибдена. Из данных (табл. 1) видно, что при температуре 400°C отношение количества молей H_2S к количеству молей SO_2 существенно протекает реакция (3). Кинетика реакции (3) удовлетворительно описывается уравнением

Отношение	
Продолжительность времени, ч	
0,5	
1	
1,5	
2	

Ерофеева-Колмогорова:

$$1-\alpha=e^{-kt^n} \quad (5)$$

в рассматриваемом диапазоне температур практически все экспериментальные точки достаточно хорошо укладываются на прямые линии. До 500°C процесс протекает в диффузионном ограничении, и оно сказывается в значительно меньшей степени.

В последнее время для описания диффузионного режима топочимических реакций [1] наиболее часто употребляется уравнение Яндера

$$(1-\sqrt[3]{1-\alpha})^2=kt, \quad (6)$$

уравнение Гистлинга-Браунштейна

$$1-\frac{2}{3}\alpha-(1-\alpha)^{2/3}=kt \quad (7)$$

Основным критерием, позволяющим отнести реакцию к тому или иному уравнению, служит факт линеаризации в координатах

$$\lg[-\lg(1-\alpha)]-\lg t; \quad [1-(1-\alpha)^{1/3}]^2-\tau; \quad [1-2/3\alpha-(1-\alpha)^{2/3}]-\tau$$

для уравнений (5), (6) и (7) соответственно (рис. 2а, б, в). Из этих систем координат видно, что зависимость степени превращения от времени наиболее точно описывается уравнением Яндера (рис. 2б) и Гистлинга-Браунштейна (рис. 2в).

Прологарифмировав дважды уравнение (5), получим

$$\lg[-\lg(1-\alpha)]=\lg k+n\lg t+\lg lge \quad (8)$$

Показатель в уравнении (8) называют кинетическим параметром, так как по его значениям можно отличить процессы, протекающие в кинетической ($n=1$) и диффузионной ($n<1$) областях. Если $n=1$, идет реакция первого порядка. Величину n можно определить двумя способами - графическими и аналитическими. Графический способ заключается в нахождении тангенса угла наклона прямой к оси абсцисс (рис. 2а), аналитический - в отыскании отношения $\Delta y/\Delta x$ для полученных точек прямой, где y - ординаты, x - абсциссы; среднее значение принимают за тангенс угла наклона n .

Величину $\lg k$ также можно определить графическим аналитическим способом. При графическом способе над

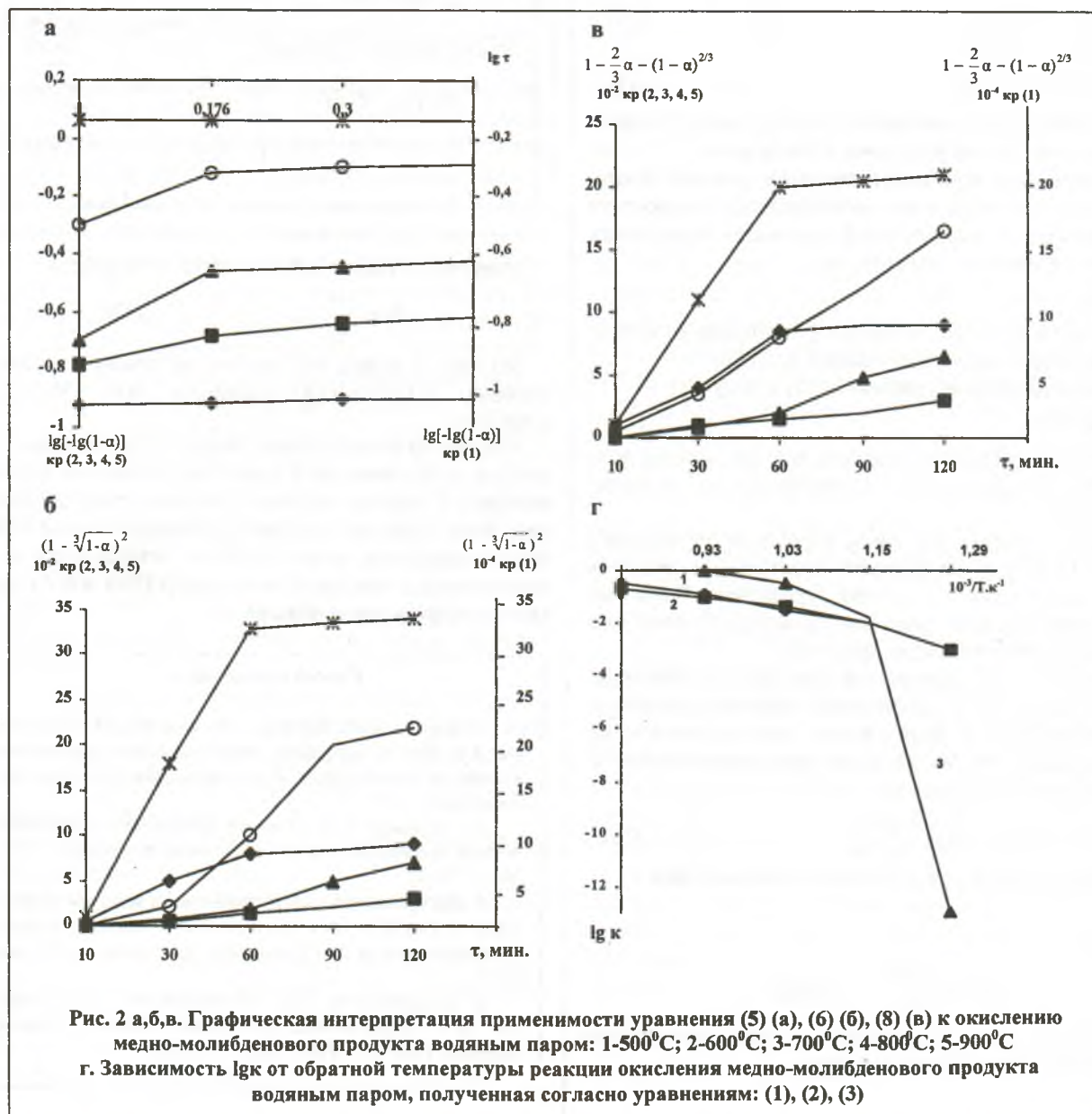


Рис. 2 а,б,в. Графическая интерпретация применимости уравнения (5) (а), (6) (б), (8) (в) к окислению медно-молибденового продукта водяным паром: 1-500°C; 2-600°C; 3-700°C; 4-800°C; 5-900°C
г. Зависимость $\lg k$ от обратной температуры реакции окисления медно-молибденового продукта водяным паром, полученная согласно уравнениям: (1), (2), (3)



забале
кучно
с поз
физич
ной),
приме
рудам
щеннк
тас и,
За
ных,
ной
сырье
тацио
более
карьер
уступ
ном и
чей о
до 3-4
9-10%
В
Респу

У

Г

уд

в.н

Гс
в 196
распк
стан)
ского
соста
завод
было
базой
ванк
ситу
мися
квари
стым
углер
выми
М
геолк
резул
г. на
геолк
го вр
Н
Мур
рива
квари
и не

Кинетические параметры реакции окисления медно-молибденового продук

Уравнение	Параметры	Температура, °С		
		500	600	700
$\lg[-\lg(1-\alpha)] = \lg k + n \lg t + \lg lge$	n	0,0875	0,4557	0,3847
	lgk	-1,05	-0,416	-0,338
	k	0,0008752	0,0557	0,05103
$(1 - \sqrt[3]{1-\alpha})^2 = k\tau$	k	0,000872	0,014584	0,053828
$1 - \frac{2}{3}\alpha - (1-\alpha)^{2/3} = k\tau$	k	0,000855	0,013467	0,0455

продолжить прямую линию (рис. 2,а) до пересечения с осью ординат и найти для точки пересечения значения $\lg[-\lg(1-\alpha)]$, а затем подставить его в уравнение (8) и вычислить $\lg k$ при $\lg t = 0$ по уравнениям

$$\lg[-\lg(1-\alpha)] = \lg k + \lg lge, \quad (9)$$

или

$$\lg k = \lg[-\lg(1-\alpha)] - \lg lge \quad (10)$$

Так как $\lg lge = -0,36$, то

$$\lg k = \lg[-\lg(1-\alpha)] + 0,36 \quad (11)$$

Аналитический способ состоит в следующем. Введем обозначение $\lg[-\lg(1-\alpha)] = y$, $\lg t = x$ и $\lg k + \lg lge = v$.

Для пересчета константы скорости реакций протекающих при парообжиге медно-молибденового продукта по уравнению (5) к константе k , имеющей размерность $[\tau]^{-1}$, можно использовать формулу:

$$k = nk_0/p, \quad (12)$$

где k - константа скорости реакции, зависящая от природы реагирующих веществ и условий процесса.

Прологарифмируем уравнение (12) и получим

$$\lg k = \lg n + 1/n \lg p \quad (13)$$

Подставив найденные значения n и $\lg k$, найдем константу скорости реакции «к» в реакциях (5, 6, 7) в размерности $[\tau]^{-1}$ (табл. 2).

Следует помнить, что ввиду сложности процессов в твердых фазах «к» не является константой в обычном смысле слова. Вместе с тем уравнение Ерофеева-Колмогорова (5) дает возможность количественно охарактеризовать протекающие процессы.

Аррениусовская зависимость константы скорости реакции от температуры рассчитанная согласно различным уравнениям имеет во всех случаях один излом и представлена прямой линией в области температур 500-900°С.

Из уравнения Аррениуса

$$k = k_0 e^{-E/RT} \text{ или } \lg k = \lg k_0 - \frac{E}{R} \cdot \frac{1}{T} \quad (16)$$

получено уравнение прямой $y = ak + b$, если поставив $y =$

$$\lg k; k = \frac{1}{T};$$

$$a = -\frac{E}{R}; \quad b = \lg k_0.$$

Для нахождения постоянной «а», определим тангенс угла наклона прямой к оси абсцисс.

Значение кажущейся константы скорости реакции окисления водяным паром, k кинетический

Уравнение

$$\lg[-\lg(1-\alpha)] = \lg k + n \lg t + \lg lge$$

$$[1 - (1-\alpha)^{1/3}]^2 = k\tau$$

$$1 - \frac{2}{3}\alpha - (1-\alpha)^{2/3} = k\tau$$

Энергия активации

$$E = -\frac{aR}{\lg e}$$

Из табл. 3 видно, что ставила 153,12-160,0 ккал/моль.

Обработка кинетических данных топочимических значений константы скорости. Хотя с ростом температуры снимаются, мы считаем, что в рассматриваемом диапазоне температур реакция протекает в диффузионной

Список

1. Смирнов И.И., Павлов В.А. Парометалл в цветной металлургии. М.: Металлургиздат. 1987.

2. Снурников А.И. Медная промышленность. №6. с. 29-28.

3. Абдурахмонов. Развитие технологии извлечения медно-молибденовых руд. 1997.

4. Абдурахмонов Д.Б. Переработка медно-молибденовых руд. Вестник ТашГТУ - 1997.

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД НА АЛМАЛЫКСКОЙ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ ФАБРИКЕ

УДК 622.7

© К.Ф. Ким, В.В. Пан, Э.С. Кувандыков, Г.Я. Сулейманова, 2002 г.

К.Ф. Ким, зам. начальник ЦХТЛ, ОАО «Алмалыкский ГМК»,
В.В. Пан, директор СОФ, ОАО «Алмалыкский ГМК»,
Э.С. Кувандыков, главный инженер СОФ, ОАО «Алмалыкский ГМК»,
Г.Я. Сулейманова, начальник группы обогащения свинцово-цинковых руд ЦХТЛ, ОАО «Алмалыкский ГМК»

Алмалыкская свинцово-цинковая обогатительная фабрика сдана в эксплуатацию в мае 1954 г. Построена по проекту института «Механобр». Согласно первоначальному проекту мощность фабрики 2 млн. т перерабатываемой руды в год, 5 секций, работающих по прямой селективной схеме флотации, включающей двухстадийное измельчение руды, основную и контрольную операции для свинцовой и цинковой флотации с тремя перечистками грубого концентрата.

Рудная база представлена двумя месторождениями: Кургашино-Алтын-Топканским и Алтын-Топканским.

В 1958 г. институт «Механобр» выполнил проект расширения и реконструкции фабрики, предусматривающий увеличение ее производительности в два раза - за счет строительства корпуса крупного дробления, расширения корпуса среднего и мелкого дробления и главного корпуса (6 секция). В основу этого проекта положена схема коллективной флотации с последующей селекцией коллективного концентрата, позволившей получить значительно лучшие показатели, чем селективная флотация. Реконструкция и расширение были полностью завершены в 1965 г. В четвертом квартале 1969 г. был введен в эксплуатацию новый цех селекции коллективного концентрата, который позволил перевести всю фабрику на схему коллективной флотации и ввод дополнительного измельчительного оборудования, что наряду с повышением производительности фабрики улучшило сыровую характеристику продуктов измельчения I-II стадии и соответственно явилось одним из условий повышения качественных и количественных показателей. Так за период с 1959 по 1970 гг. извлечение свинца повышено на 15%, цинка на 25% и значительно повышено качество концентрата.

В последующие годы проводились работы по освоению цеха селекции и совершенствованию схемы коллективного цикла флотации по следующим направлениям:

1. Отработка реагентных режимов и схем с использованием новых реагентов;
2. Испытание новых режимов десорбции и селекции коллективных концентратов;
3. Повышение эффективности стадийной схемы флотации;
4. Испытание и внедрение новых типов флотомашин.

Отработка реагентных режимов и схем с использованием новых реагентов проводилась как по пути упорядочения точек подачи и расхода реагентов, так и по замене дефицитных, дорогостоящих и токсичных реагентов.

В лабораторных условиях был испытан ряд вспенивателей - таких как циклогексанол, Д-3, Э-1, ТЭБ, ОПС, ОПСБ, ИМ-68, Т-66 и другие. Экономически и технологически эффективным показал себя вспениватель Т-6, который был испытан и внедрен в производство. Использование сочетания ксантогенатов бутилового и изопилового в соотношении 1:1 позволило повысить извлечение свинца и цинка в коллективный цикл флотации. Хорошие показатели получены при подаче в процесс генератора ксантогената, взамен бутилового и дополнительной подачи бутилового аэрофлота. Также был испытан и внедрен в производство электролит Кадамджайского завода, который позволил исключить подачу сернистого натрия в процесс. Была осуществлена частичная замена (на 50%) цианида реагентом СС (сульфидная смесь), а также были испытаны реагенты цикла десорбции: ТМД-10, заменяющая часть сернистого натрия в селекции - сульфат аммония, сульфит натрия др., которые дали положительные результаты.

Испытание флотомашин на фабрике шло в направлении изыскания наиболее эффективного аппарата для замены машины М-6. Испытаны машины ГМС-1,6 ФРП-4 ВКС минмет - 1650, ФП-6,3, колонная машина ФМК-10.

Лучшие результаты при переработке свинцово-цинковых руд получены на пневмомеханических флотомашин ФП-3,2, которые внедрены на основных и контрольных операциях коллективного цикла; в селекции на межцикловой операции и в перечистных коллективного цикла - механические ФМ-3,2 (более стабильно работают при грубом помоле и на продуктах с высоким удельным весом).

Проведена реконструкция узла десорбции и отмывки коллективного концентрата.

Для повышения эффективности стадийной схемы флотации разгрузка мельницы II стадии измельчения была выведена из межцикловой операции, повышен срок службы аэраторов, установлен контроль производительности машин по воздуху, повышена тонина помола в стадии измельчения с 34-36% до 40-45% кл.-0,074 мм.

К 1975 г. была окончательно закончена реконструкция всех цехов. На фабрике, наряду с освоением вновь вводимых мощностей, постоянно проводилась работа по совершенствованию технологического оборудования, улучшению организации планово-предупредительных ремонтов. Благодаря этому коэффициент движения шаровых мельниц на протяжении ряда лет выдерживался на уровне 95-96% при проектном 93,5%. Таким образом, 1

1975-1979 гг. фабрика перекрыла проектную мощность на 10% и самые высокие технологические показатели были достигнуты в этот период: извлечение свинца - 83-83,5%, цинка - 76,5-77%, содержание свинца в концентрате - 56-57%, цинка - 55-56%, содержание в руде свинца - 1,25-1,35%, цинка - 1,45-1,60%. В последующие годы стали перерабатывать лежалые отвальные руды Курга-шинкана с пониженной флотуемостью. В 1983 году объем отвалов составил 51,8% от общей переработки, содержание в руде свинца снизилось до 0,866%, цинка - 0,904%, извлечение свинца - 77,06%, цинка - 69,68%. Со второго полугодия 1983 г. начали переработку смешанных и окисленных уч-кулачских руд, отличающихся широким диапазоном по обогатимости (от 27 до 92% свинца, от 20 до 73% цинка). Сохранить достигнутый уровень технологических показателей при постоянном росте объемов отвалов и уч-кулачской руды на СОФ удалось за счет ряда технических решений: осуществление оптимизации фронта свинцового и цинкового циклов селекции коллективного концентрата и снижения циркуляционных нагрузок в основной и перераспределительных операциях. Работа удостоена бронзовой медали на ВДНХ СССР, проводилась ЦНИЛ совместно с СОФ.

Для переработки смешанных свинцово-цинковых руд Уч-Кулача внедрена схема и режим обогащения с раздельной флотацией сульфидных и окисленных минералов свинца, получен прирост извлечения свинца 12,49%, по сравнению с существующей схемой на фабрике и в целом по фабрике прирост извлечения свинца составил 2,51%.

Работа проводилась совместно с институтом «Гинцветмет», отмечена бронзовой медалью ВДНХ СССР. Внедрена предварительная азрация пульпы перед цинковой флотацией, что повысило эффективность флотации цинковых минералов за счет более глубокой депрессии пирита, извлечение цинка увеличилось на 0,6%.

Разработана в лаборатории, внедрена на СОФ работа «Повышение эффективности флотации в коллективном цикле».

Добавка цианида в количестве 8-10 г/т руды образует медно-цианистый комплекс, играющий роль буфера, поставляющего ионы меди для активизации сфалерита.

Извлечение цинка повысилось на 1,48%, качество коллективного концентрата на 1%.

В 1994 году сложилось тяжелое положение с обеспечением рудой СОФ в связи с прекращением добычи и поставки руд Кургашинканского месторождения, в виду отработки, а также из-за значительного сокращения добычи уч-кулачской руды. В этих условиях руководством комбината признано целесообразным перевести часть высвободившихся производственных мощностей фабрики на переработку медных руд.

В сентябре 1994 г. усилиями СОФ и ЦНИЛ была скомпонована и запущена схема на I и II секциях для переработки медно-молибденовых руд. До первого квартала 1998 г. СОФ производила переработку двух типов руд: медной - месторождения Сары-Чеку и свинцово-цинковой - месторождений Уч-Кулач, Алтын-Топкан.

Как показали расчеты, при состоянии на 1 января 1996 материалы и оборудование и другие составляющие свинцово-цинковых руд ст побудили руководство металлургического комбината сервисации объектов рудника.

На руднике Уч-Кулач крашена с 1 марта 1996 г. (лика Узбекистан испытыва в металлическом цинке и с ются работы по вскрытиям рудой).

Необходимо отметить, на СОФ проходит доволь тели стабильно выполняю лугодие 2001 г. составило ковым 1994 г., выросло н достигнуты благодаря ряд кой совместно с ЦХТЛ:

- отработка реагентно медно-молибденовых руд откорректировать расход чу сернистого натрия. Эк ставила 140-150 т в год;

- оптимизация фронта раций позволила стабили и сэкономить свыше 3,5 м год;

- усовершенствование работки руды за счет к промышленных продукто измельчения повысило из

- испытание и внедре перед дробилками мелкои крупность руды (до 90-9 измельчение, а срок служ рованных сит. Экономич сум.

На данный период (медно-молибденовые ру цово-цинковых руд остае

Учитывая практику р при относительно н цинковой руды, по сущ селективной) очень затр свинца от цинка, т.к. с позволяет выдерживать но в цинковой операции.

В связи с этим пред раторных и полупромы ских параметров перера селективной схеме флот

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСМИЯ В МОЛИБДЕНОВОМ КОНЦЕНТРАТЕ

УДК 622.7

© Л.К. Солдаев, Л.Ю. Ерохина, А. Юлдашходжаев 2002 г.

Л.К. Солдаев, начальник ЦХТЛ ОАО «Алмалыкский ГМК»,
Л.Ю. Ерохина, зам. начальника ЦХТЛ ОАО «Алмалыкский ГМК»,
А. Юлдашходжаев, руководитель группы ЦХТЛ ОАО «Алмалыкский ГМК»

Разработана методика определения осмия в молибденовом концентрате, трехокиси молибдена, технологических продуктах и растворах, получающихся в процессе производства осмия. Содержание осмия в твердых пробах 0,1-10 г/т, в растворах 0,1 мг/л-1 г/л.

Метод основан на определении массовой доли осмия в растворе на атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой (ICP). От сопутствующих элементов осмий отделяют дистилляцией его из сернокислого раствора в присутствии калия двуххромовокислого. Для перевода осмия в раствор необходим предварительный обжиг образца с целью удаления сульфидной серы, так как при последующем сплавлении навески с перекисью натрия происходит интенсивное окисление серы, вплоть до выброса пробы. В качестве окислительного раствора при дистилляции осмия были опробованы растворы азотной кислоты различной концентрации, концентрированная серная кислота и раствор серной кислоты 1:1, насыщенный калием двуххромовокислым. Проведенные методические исследования свидетельствуют о более полной отгонке осмия при использовании последнего раствора. В качестве поглотительного раствора предложен 1% раствор тиомочевины в 2N серной кислоте. Сорбционная емкость и поглотительная способность такого раствора достаточно велика. При использовании других поглотительных растворов (гидроксида натрия, роданида аммония) осмий обнаруживается во втором и третьем поглотителе. Определено, что оптимальная навеска составляет 5 г. Аликвотная часть анализируемых растворов - 10 мл при содержании осмия в пробе до 10 мг/литр, при более высоком содержании производится предварительное разведение.

Ход анализа

Навеску продукта (5 г) помещают в фарфоровую чашку и производят обжиг в муфельной печи в течение 40 минут при постепенном подъеме температуры от 0 до 500°C. Обоженную навеску переносят в R железный тигель, перемешивают с 8 г перекиси натрия, насыпают

сверху 2 г. перекиси натрия и сплавляют при температуре 600°C в течение 5 минут.

Сплавленную пробу выщелачивают в минимальном количестве воды (примерно 50 мл) и переносят в колбу для перегонки. С помощью воронки с краном в колбу осторожно приливают около 30 см³ раствора серной кислоты (1:1) для нейтрализации щелочи и избыток кислоты (около 15 см³), а затем 50 см³ насыщенного раствора калия двуххромовокислого в растворе серной кислоты. Производят отгонку осмия из раствора при температуре 100-110°C в течение 20-30 минут до увеличения объема поглотительного раствора V 15-20 см³ (для анализа берут 5 см³ поглотительного раствора). По окончании отгонки раствор в поглотительном сосуде поступает для анализа на спектрометре. На спектрометре измеряют величины аналитических сигналов для осмия по двум аналитическим линиям 225.585 нм. и 228.226 нм. сначала для стандартных растворов и строят калибровочный график. Затем измеряют величину аналитического сигнала анализируемых проб и, используя график, рассчитывают концентрацию осмия в пробе. При анализе растворов на осмий отбирается аликвотная часть, помещается в колбу для перегонки и далее по ходу анализа.

Приготовление стандартных растворов

Запаянную ампулу с солью осмия помещают в воронку, осторожно разбивают и омывают содержимое водой мерную колбу объемом 250 см³ - содержащую 40 см³ 20% раствора гидроксида натрия. Перемешивают до полного растворения и доводят объем до метки водой.

Аликвотные части раствора 0,2 см³, 0,5 см³, 1,0 см³, 2,0 см³, 5,0 см³ последовательно помещают в колбу для отгонки и проводят дистилляцию осмия.

На спектрометре измеряют величины аналитических сигналов и строят калибровочный график.

Произведена метрологическая оценка данной методики. «Методика атомно-эмиссионного определения осмия» утверждена в качестве методики предприятия ОАО «Алмалыкский ГМК».

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РТУТИ В ВЫБРОСНЫХ ГАЗАХ ПРЕДПРИЯТИЙ, ПРОИЗВОДЯЩИХ МЕТАЛЛИЧЕСКУЮ РТУТЬ

УДК 622.7

© Л.Ю. Ерохина 2002 г.

Л.Ю. Ерохина, зам. начальника ЦХТЛ ОАО «Алмалыкский ГМК»

Выбросные газы являются многокомпонентной системой с низкой концентрацией металлов. Для определения массовой доли ртути необходимо предварительное концентрирование на селективном сорбенте, количественное извлечение и последующее определение чувствительным и воспроизводимым методом. При разработке

методики большое внимание уделено отработке методики отбора пробы из технологического газового потока для обеспечения идентичности состава газа в технологическом потоке и отобранном на анализ газе. Определена случайная составляющая погрешности пробоотбора. Установлено, что она удовлетворяет критерию ничтожности.



П.А.
КОПЫЛОВ



А.Н.
КОПЫЛОВ



Б.М.
КОПЫЛОВ



Г.М.



погрешностей и её можно не учитывать при определении общей случайной погрешности разрабатываемой методики. Определена зависимость концентрации ртути в отобранном на анализ объёме газа от скорости пробоотбора. Показано, что при скоростях пробоотбора меньших $0,06 \text{ м}^3/\text{час}$, результаты определения оказываются заниженными. Пробоотбор рекомендуется производить при скорости газов в пробоотборной системе не ниже $0,09 \text{ м}^3/\text{час}$, т.е. при равенстве линейных скоростей движения газов в технологическом газоходе и пробоотборной трубке. Проведены работы по выбору состава поглотительного раствора, в связи с тем, что используемые водные растворы элементарного йода и йодида калия (раствор Полежаева) недостаточно селективны по отношению к ртути и значительная часть их сорбционной ёмкости расходуется на связывание сернистого газа. Изучена возможность концентрирования ртути раствором другого состава. Опробованы сернокислые растворы перманганата калия и растворы, представляющие смесь азотной и соляной кислоты. Показано, что наибольшей сорбционной ёмкостью обладает раствор «обратная царская водка».

В качестве методики измерения концентрации ртути в поглотительных растворах предложено экстракционно-титриметрическое определение с дитизоном.

Выполнение измерений

Из технологического потока через два последовательно соединённых барбатера, заполненных $10-20 \text{ см}^3$ поглотительного раствора каждый, с помощью вакуумного насоса прокачиваются выбросные газы со скоростью $1,0-2,0 \text{ дм}^3/\text{мин}$. Скорость прохождения газов через пробоотборную систему измеряют с помощью реометра. Время пробоотбора составляет 3 часа. Отбор пробы из газохода осуществляют с помощью стеклянной трубки,

внутренний диаметр борового, конец загн навстречу газовому потоку резиновая пробирка в отверстием атмосферы. При вы располагать её по газоходу, где давление отличается от атмосферного. Газовый объём, проходящий через барбатеры, отсоединяют от раствора переносом 100°C . Внутренний диаметр поглотителя с растворами из барбатеров, проливаемой водой, отбирают в течение 10 см^3 винной кислоты меди, раствор гидроокиси индикаторной углерода и разбавляют воронке (примерно раствором N_2O с той же концентрацией, равной установленной, слой четыреххлористого азота, по оценке метрологической доли ртути. Рассчитаны показатели определения ртути.

ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫЙ СЕП ОТЧИСТКИ АНГРЕНСКИХ КА

УДК 622.778:621.3118.6

© Т.И. Шакаров

Т.И. Шакаров, зам. начальника цеха Алмалыкского ГМК,
З.С. Салимов, директор института общей и неорганической химии АН РУз, докт. хим. наук
Р.В. Мкртчян, зав. отдела ТашХТИ

Очистка каолинового сырья от железо- и титаносодержащих минералов является необходимым условием для получения качественных изделий технической и бытовой керамики. За десять лет прошедших с момента вынужденного перехода фарфорофаянсовой и огнеупорной промышленности Узбекистана на местное каолиновое сырьё проблема повышения качества ангренинских каолинов не стала менее острой. Перелом в ситуации не наступил и после ввода в действие завода по обогащению первичного ангренинского каолина по немецкой технологии. Причиной тому тонкодисперсный характер нежелательных примесей железо- и титаносодержащих минералов, затрудняющий их удаление.

Наиболее эффективным способ удаления нежелательных примесей железа и титана является магнитная сепарация.

По сравнению с химическим – магнитным – методом очистки ангренинских каолинов от нежелательных примесей характер. Проблема количества примесей, относительности последних, требует жесткости и градиентности сепарационных процессов. Нежелательные минералы являются общим недостатком ангренинских сепараторов, высокие расходы электр

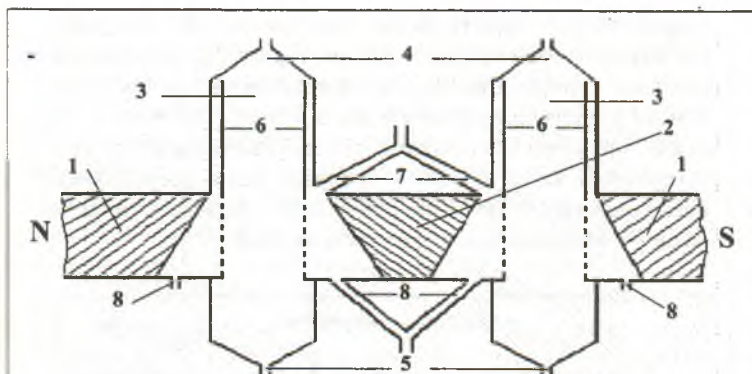


Рис. 1. Электромагнитный сепаратор

1 – полюсные наконечники; 2 – магнитный элемент;
3 – корпус; 4 – загрузочное отверстие; 5 – разгрузочное отверстие;
6 – заслонка; 7 – отверстие для воды; 8 – разгрузочное отверстие для
вывода магнитной фракции

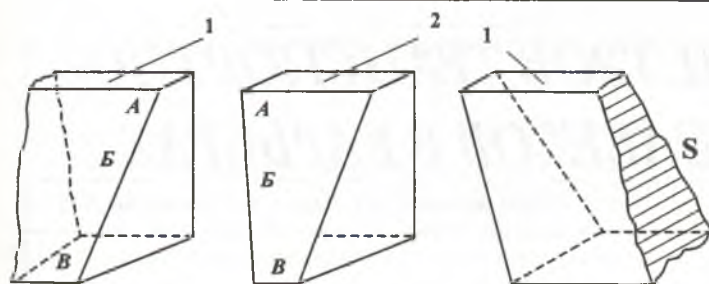


Рис. 2. Расположение магнитного элемента
и полюсов электромагнита

при сепарации частиц крупностью менее 16 мкм показатели селективности резко снижаются, либо становятся неудовлетворительными [1].

Для преодоления части недостатков, присущих высокоградиентным сепараторам, нами сконструирован электромагнитный сепаратор для очистки водных дисперсий от слабомагнитных примесей. Принципиальная схема

рабочей области электромагнитного сепаратора приведена на рис. 1.

С целью увеличения неоднородности магнитного поля между полюсами магнита помещен магнитный элемент в виде ромбического тетраэдра магнитомягкого материала, отделенного от рабочей зоны стенками, повторяющими форму магнитного элемента. В сочетании с формой полюсных наконечников обеспечивается перераспределение энергии магнитного поля, таким образом, что возрастает неоднородность поля в рабочем пространстве как следствие, сила воздействия на магнитовосприимчивые частицы, направленная перпендикулярно движению потока и приводящая к их осаждению в камере. Расположение и форма магнитного элемента и полюсов электромагнита приведен на рис. 2.

Топография магнитного поля, определенная теслаамперметром Ф 4354/1, при потребляемой мощности 9 кВт приведена на рис. 3.

Из полученных данных по топографии магнитного поля рабочего пространства сепаратора видно, что конструкция сепаратора, а именно расположение магнитного элемента, его форма и материалы позволяют создать высокоградиентное магнитное поле. Форма магнитного элемента обеспечивает такое изменение силы притяжения по высоте элемента, при котором максимальное воздействие оказывается верхней частью элемента. При этом слабомагнитные частицы получают импульс движения в направлении магнитного элемента и в результате дальнейшего действия сил притяжения закрепляются к поверхности корпуса, примыкающего к магнитному элементу и полюсному наконечнику.

На сепараторе разработанной конструкции осуществлено обогащение ангрениских каолинов – серого вторичного, после вторичного отмучивания и первичного, после предварительного обогащения по немецкой технологии. Содержание магнитовосприимчивых частиц во вторичном сером каолине по результатам химического анализа составило 1,1% против 1,5% в исходном, а в первичном

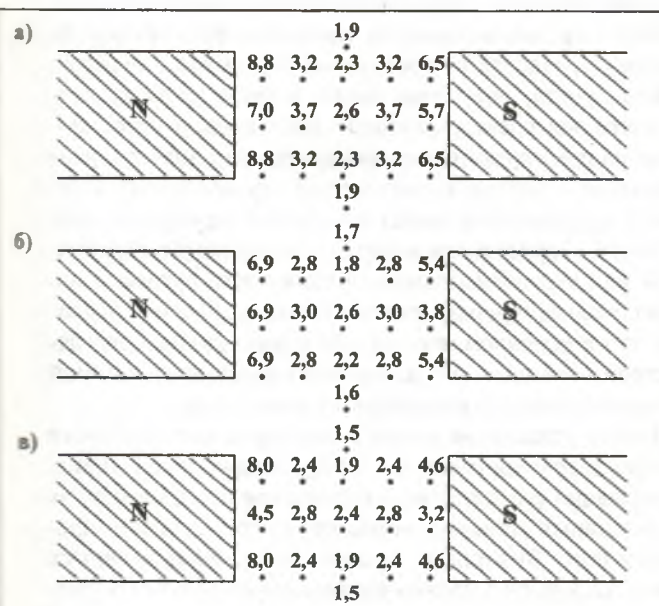


Рис. 3. Топография магнитного поля

Сравнительная характеристика электромагнитного сепаратора 2ШМС

Показатель	Разновидность электромагнитного сепаратора	
	2ШМС	Славянского опытного завода
Напряженность магнитного поля, $A/m \cdot 10^{-5}$	7	Не менее 4
Производительность, $m^3/ч$	2-5	4-8
Потребляемая мощность, кВт	4-9	7
Продолжительность подачи питания, ч	2,0-2,5	2,0-2,5
Нижний предел извлекаемой фракции, мкм	10	Менее 50
Наличие мушек в керамических образцах, %	0	47



П.А.
ГАЙДАШ



В.Н.
ГАЙДАШ



В.М.
ГАЙДАШ



В.М.
ГАЙДАШ



В.М.
ГАЙДАШ



В.М.
ГАЙДАШ



заба
кучи
с п
физи
ной)
при
руда
щен
тас
3
ных,
ной
сыр
таци
боле
карь
усту
ном
чей
до 3
9-10
Е
Респ

У

И

УД

В.И

Г
в 19
расп
стан
ског
сост
заво
был
базо
ванн
силу
мися
квар
стым
угле
выми
М
геол
резу
г. на
геол
го вр
Н
Мур
рива
квар
и не



каолине – 0,9% против 1,0% в исходном. Пробы каолинов, подвергнутые термической обработке в интервале температур 1350-1400°C, а также в керамических массах показали отсутствие таких дефектов как мушка.

Сравнение технических показателей электромагнитного сепаратора 2ШМС осуществлено с показателями электромагнитного сепаратора, разработанного Славянских опытным заводом (Россия) для очистки шликеров глазури, тонкокерамических масс и электротехнического фарфора (таблица) [2].

Приведенные данные показывают, что при близких показателях по потребляемой мощности, разработанный сепаратор существенно превосходит по качественным показателям.

Проведенные исследования показали высокую эффективность применения электромагнитной очистки для ангрениских каолинов на электромагнитном сепараторе

разработанной магнитного обора вредных примесей до уровня, ставе керамическо огнеупоров, кислотоупорного каолина и мушек в обогащ

1. Карамзин
ческие методы
2. Гайдаш
Новые электро
ка, 1991, № 12.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ

УДК 622.08.621

© О.И

О.Н. Мальгин, зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук,
В.Т. Лашко, канд. техн. наук ИППЭ НАНУ,
П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Стабилизация грузопотоков комбинированного транспорта обеспечивает перегрузочных пунктов в карьере. Обоснованы параметры таких складов на магистральные конвейеры при циклично-поточной технологии.

Разработка глубоких рудных карьеров характеризуется применением комбинированных видов транспорта, что предполагает использование различных перегрузочных пунктов и складов. В такие сложные транспортные системы входит оборудование как циклического, так и непрерывного действия со своими надежными и временными характеристиками (режимом работы) и провозной способностью. В связи с этим, важнейшей задачей при проектировании технологии разработки, является согласование работы технологических подсистем транспорта в системе «карьер». При этом эффективность работы комбинированного транспорта, обеспечение заданной производительности, будет зависеть от взаимного соответствия параметров и режима работы сочетаемых видов транспорта.

Использование в транспортной системе автосамосвалов, как показывает опыт работы карьера «М» и карьеров Кривбасса, предопределяет значительную вариацию параметров грузопотока, поступающего на непрерывный транспорт и, как следствие, приводит к снижению проектной производительности комплексов. Полная загрузка конвейерного комплекса может быть обеспечена стабилизацией грузопотока, поступающего на конвейерный комплекс.

Анализ динамических характеристик грузопотока указывает на два его режима: стационарный и переходной (начало и конец смены и обеденный перерыв) свидетельствует о значительной неравномерности его в течение смены. Коэффициент вариации неравенства грузопотока

тока по часам исследования,

Кроме того также предопределяет характерные для них характеристики

Таким образом, в ожидании среднего времени работы пункта конвейерного комплекса на перемену изменяется. В карьере грузопотока конвейерного оборудования или к пиковым значениям, что в комплексе параметров всей производственной системы

Полное использование карьерных пунктов стабилизации имитационными методами промежуточного пункта, который грузопотока емкости при

В соответствии с проведенными исследованиями при ЦПТ рекомендуется использование временных буферных складов для компенсации неравномерности работы циклического и поточного видов транспорта. В связи с отгрузкой с буферных складов горной массы на автотранспорт и дальнейшим её транспортированием на перегрузочные пункты подъёмного конвейера ЦПТ, возникает необходимость в разработке рациональных технологических и конструктивных схем передвижных перегрузочных пунктов и устройств для перегрузки горной массы от временных складов на подъёмные магистральные конвейеры ЦПТ без использования энергоёмкого автомобильного транспорта. Такие склады отсыпаются автосамосвалами на уступах около перегрузочного пункта конвейерного подъёмника на различном расстоянии от неё.

В соответствии с разработанными рекомендациями по технологическим мероприятиям для сглаживания неравномерности работы автосамосвалов и обеспечении полноты загрузки конвейерных комплексов, на карьере «М» осуществляется отсыпка четырёх буферных складов около перегрузочных пунктов на конвейерные подъёмники транспортно-отвальных комплексов ЦПТ.

Отсыпка таких складов осуществляется автомобильным транспортом при случайных непредвиденных остановках конвейерных комплексов, при переполнении грузопотока, следующего на перегрузочные пункты ЦПТ, а также плановых предупредительно-ремонтных работах. Отгрузка со склада горной массы на конвейерные комплексы осуществляется экскаватором типа ЭКГ в автосамосвалы.

Следует отметить, что в дальнейшем возможно значительно повысить экономическую эффективность использования буферных складов при транспортировании горной массы от складов к перегрузочным пунктам на конвейерный подъёмник не автосамосвалами, а конвейерным транспортом. Причём, при определённых условиях такие конвейеры могут транспортировать рядовую горную массу без обычной предварительной подготовки горной массы по кл. -500 мм. Кроме того, для отгрузки горной массы со склада целесообразно использовать вместо экскаваторов мобильные погрузчики. Перегрузочные пункты на площадке уступов требуют определённые площади для складирования горной массы. В этом случае при формировании перегрузочных пунктов в рабочей зоне карьера для создания площадок требуется или разгон борта карьера, или временное выщелачивание. Последнее и принято в практике работы карьера «М». В связи с этим рассмотрим требуемые накопительные ёмкости буферных складов в процессе эксплуатации карьера «М» при ЦПТ.

На основании анализа графиков накопительных ёмкостей и отгрузки со склада установлено, что максимальная ёмкость склада составляет 3,91 тыс.м³. При этом появление этого случайного события в год равно двум, или вероятность его появления равна 0,167.

То же не превышающее ёмкость 222 тыс. м при появлении 10 раз в год, вероятность равна 0,833. При появлении случайных событий с ёмкостью

164 тыс. м равно 5, вероятность равна 0,6.

На основании анализа поступления горной массы склад, его отгрузки с учётом остаточной ёмкости склада установлено, что максимальная ёмкость склада при вероятности его не переполнения равной 0,88 составляет 2 тыс. м. Такая величина является определяющей для определения площадки под буферный склад при производительности конвейерного комплекса 4000 м³/ч.

Таким образом, на основании анализа поступлений горной массы в буферный склад при практике работы карьера «М» установлено, что склад должен иметь максимальную ёмкость 220 тыс. м³. При 15-30 м высоте уступа при формировании буферного склада требуется площадка 14,6-7,3 тыс. м². Использование компенсационных буферных складов на карьере позволило увеличить производительность конвейерных транспортных комплексов на 30-39%.

Применение дорогостоящего автомобильного транспорта в карьере и его использование при отгрузке склад ставит задачи по разработке других схем отработки вырикарьерных складов без использования карьерных автосамосвалов, требующих больших расходов дизтоплива интенсивно загрязняющих окружающую среду. В бывшем СССР такое специальное складское оборудование и машины не разработаны и задачи такие не ставились.

В настоящее время разработаны две принципиальные технологические схемы для отгрузки горной массы склада на подъёмный конвейер без использования автотранспорта (рис. 1 и 2).

Первая схема предусматривает использование экскаваторов типа ЭКГ или приспособленного к работе на скальных породах экскаватора типа ЭРП-1600 с теоретической производительностью 1650 м³/ч при максимальном усилии черпания 13,7 кг/см (для пород карьера «М» усилие черпания разрыхлённых пород составляет 7-8 кг/см).

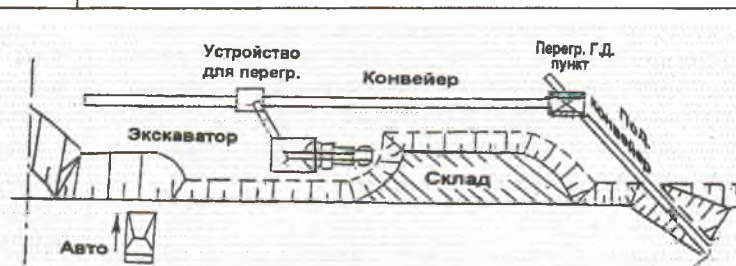


Рис. 1. Технологическая схема отгрузки горной массы с буферного склада с передвижным перегрузочным пунктом над забойным конвейером

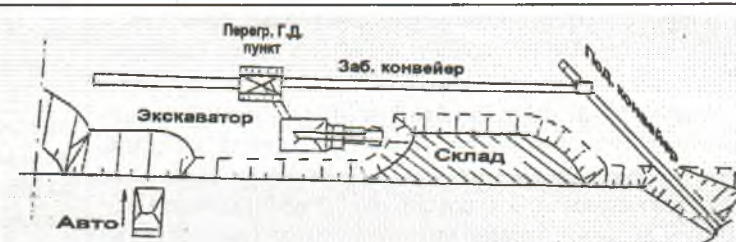


Рис. 2 - Технологическая схема отгрузки горной массы с буферного склада с модульным перегрузочным пунктом около подъёмного конвейера



П.А.
ФУРГУЛ



Д.Х.
ГАНИЕВ



Б.М.



Д.М.



Д.М.



Д.М.

Д.М.



Вдоль склада располагается складской конвейер для передачи горной массы на подъёмный конвейер. Взаимосвязь технологического оборудования на складе осуществляется, согласно разработанной схеме, следующим образом.

Экскаватор (ЭКГ, ЭРП-1600, одноковшовый погрузчик) осуществляет разгрузку горной массы со склада на передвижной грохотильный, грохотильно-дробильный или дробильный пункты, расположенные над или около складского конвейера. Через них осуществляется перегрузка на складской и дальше на подъёмный конвейер через специальную течку.

Вторая схема отличается от первой тем, что погрузка горной массы со склада экскаватором осуществляется на складской конвейер через специальное устройство, обеспечивающее безударную разгрузку рядовой горной массы (с куском до 1200 мм). Складской конвейер транспортирует породу к дробильному перегрузочному пункту с дробилкой типа КВКД-2000 или грохотильно-дробильному пункту с горизонтальным подвижным грохотом или роторной дробилкой.

В соответствии с разработанными технологическими схемами отработки временного буферного склада рекомендуется использовать следующие устройства и оборудование с конвейерным транспортно-перегрузочным ком-

плексом для 1-й схемы или грохотил

1) самоходными по подгрохотной дробилкой;

3) самоходной дробилки тип

По второй схеме для загрузки конвейер ЦПТ:

1) устройство складского ко

2) дробильный горной массы

Конструкция ИППЭ НАН У

Таким образом, перегрузочный буферного склада пользования и учитывать эффективность перегрузочной

О НАДЕЖНОСТИ РАБОТЫ АВТОСАМОСВАЛОВ НА КАРЬЕРАХ

УДК 622.233

У.Ю. Давранбеков, канд. техн. наук НавГГИ

Важнейшим звеном в транспортной системе карьеров безусловно является автомобильный транспорт выполняющий значительный объем технологических перевозок.

Одним из основных показателей, характеризующих работу автосамосвалов, является время (t) его работы в течение исследуемого периода времени.

$$t_p = T_{cm} - t_n, \quad (1)$$

где T_{cm} — продолжительность рабочей части исследуемого периода времени (смена), г;

t_p — продолжительность времени работы автосамосвала, включая нормативные простои в течение исследуемого периода времени в долях единицы от t_p ;

t_n — продолжительность сверхнормативных простоев в течение исследуемого периода времени в долях единицы от T_{cm} .

Продолжительности времени работы автосамосвала и времени сверхнормативных простоев зависят от ряда причин, одна часть которых непосредственно связано с самим автосамосвалом (уровень профессионального мастерства и личные качества водителя, техническое состояние автосамосвала и т.д.), а другая зависит от причин, не связанных собственно с автосамосвалом, но влияющих на конечные результаты его работы (задержки автосамосвала в местах погрузки и выгрузки, состояние дорог и т.д.).

Это показывает, что автосамосвалы большого кол

величиной. Вероятности работоспособности автосамосвала, выра

тельности работоспособности автосамосвала, выра

безотказной работы. Доставка грузов к пунктам или группам из n автосамосвалов в процессе объединения в с

ли работы ка

влияние, чем н

Вследствие системы могут быть использованы, котор

ходов данных тодами. Причи

методами не учиты

учитывается в характер и одн

Обычными зателей работ с

состояния автосамосвалов и качество автомобильных дорог, интенсификация погрузочно-разгрузочных работ и т.д. В дополнение к этим мероприятиям можно улучшить некоторые количественные показатели работы системы за счёт целесообразного подбора и сочетания значений переменных параметров.

Ниже постараемся с помощью математической теории надёжности рассмотреть работу такой системы. Целью рассмотрения является представление этой системы вероятностной моделью и определение влияния основных параметров системы на конечные результаты её работы.

Вследствие сверхнормативного простоя каждого из автосамосвалов в течение t_i временных единиц (например, частей смены в долях единицы от неё) система, состоящая из n автосамосвалов, теряет определённую часть своей продолжительности.

Потери производительности системы определяется выражением

$$\Pi_{\text{общ}} = t_1 + t_2 + \dots + t_n = \sum_{i=1}^n t_i, \quad (2)$$

где $\Pi_{\text{общ}}$ - общие простои всех автосамосвалов системы, маш. смены.

Потерянная в результате простоев автосамосвалов производительность системы не может быть компенсирована повышенной производительностью их в последующие периоды времени, т.е. отказавшие элементы (машины) в систему не возвращаются. Это позволяет рассматривать систему как невосстанавливаемую [1].

В процессе комплектования системы число автосамосвалов определяется выражением

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{t_p q_a}, \quad (3)$$

где n - число автосамосвалов в системе;

$Q_{\text{исх}}$ - количество горной массы, которое должно быть перевезено системой в течение смены, м^3 ;

t_p - среднее число рейсов, совершаемых одним автосамосвалом в течение смены;

q_a - грузоподъёмность одного автосамосвала, т.

Для того чтобы система в течение всего исследуемого периода времени справлялась с запланированным объёмом перевозок, необходимо постоянное участие в работе всех автосамосвалов, поскольку резерва их система не имеет. Средним числом рейсов, совершаемых одним автосамосвалом в течение смены, который получен из опытных данных за достаточно продолжительный период времени, учитываются все определяющие его факторы, в том числе и сверхнормативные простои. При сверхнормативных простоях одного или нескольких автосамосвалов их будет работать меньше, чем необходимо для нормальной работы системы, исходя из выражения (3). В такие периоды происходит отказ системы [1].

Часть исследуемого периода времени, в течение которого система с последовательным соединением элементов будет исправно выполнять свои функции, интерпретируется вероятностью безотказной работы системы и определится из выражения

$$R(t) = P^n, \quad (4)$$

где $R(t)$ - вероятность безотказной работы системы;

P - вероятность безотказной работы одного автосвала.

Часто количество автосамосвалов, принимающие в технологическом процессе, принимается на заведомо известное из опытных данных число автосамосвалов, которые откажут в процессе работы, т.е. вводится резерв автосамосвалов. Это позволяет рассматривать её как систему с нагруженным резервом. Принципиальным отличием этой системы является то, что выход из строя одного или нескольких автосамосвалов не ведёт к отказу всего соединения до тех пор, пока число отказавшихся элементов не превысит заданный резерв.

Вероятность безотказной работы такой системы ставит

$$P(t) = \sum_{i=0}^n \frac{n!}{(n-i)! i!} P^i (1-P)^{n-i} \quad (5)$$

где P - вероятность безотказной работы одного элемента, представленная величиной t_p .

Вероятность безотказной работы автосамосвалов системы, состоящей из их количества n или p_1 , определяется ниже.

Приняв, что простои внезапны, закон распределения времени их возникновения является экспоненциальным, вероятность безотказной работы определена выражением

$$P = e^{-\lambda t}, \quad (6)$$

где λ - интенсивность отказов, выражающаяся числом отказов в единицу времени.

Интенсивность отказов определится

$$\lambda = \frac{\Pi_{\text{общ}}}{T}, \quad (7)$$

где $\Pi_{\text{общ}}$ - общее число отказов в течение смены, выражаемое по выражению (2);

T - общее время испытаний

$$T = \bar{N}_{\text{ср}} \cdot t, \quad (8)$$

$\bar{N}_{\text{ср}}$ - среднее число безотказных элементов;

t - длительность испытаний.

$$\bar{N}_{\text{ср}} = \frac{\bar{N}_{\text{нач}} + \bar{N}_{\text{кон}}}{2}; \quad (9)$$

$\bar{N}_{\text{нач}}$ - начальное количество элементов, выполняющих работу;

$\bar{N}_{\text{кон}}$ - конечное число элементов, не отказавших к концу испытательного интервала.

При последовательном соединении элементов и

$$\bar{N}_{\text{ср}} = \frac{2n - \Pi_{\text{общ}}}{2} \quad (10)$$

При параллельном соединении элементов расчётное выражение (10) имеет вид

$$\bar{N}_{\text{ср}} = \frac{2n + \Pi_{\text{общ}}}{2} \quad (11)$$

При последовательном (P_1) и параллельном (P_2) соединении

$$P_1 = t \frac{-2\Pi_{\text{общ}}}{2n - \Pi_{\text{общ}}}, \quad (12)$$

$$P_2 = t \frac{-2\Pi_{\text{общ}}}{2n + \Pi_{\text{общ}}} \quad (13)$$

Выражение (7) справедливо лишь при следующих условиях:

- отказавшие элементы в процессе испытаний не замещаются и не ремонтируются;
- вероятность безотказной работы каждого элемента подчинена экспоненциальному закону;
- интервал времени настолько мал, что оправдана линейная аппроксимация экспоненты на данном интервале.

В конкретном случае эти предположения справедливы по следующим причинам:

- отказавшие элементы в процессе работы не заменяются, это позволило рассматривать систему как невозстанавливаемую;
- вероятность безотказной работы каждого элемента подчиняется экспоненциальному закону;
- в рассматриваемый период времени линейная аппроксимация экспоненты не даст заметных погрешностей.

Нередки случаи, когда некоторое количество автосамосвалов приступает к работе после начала смены. Если рассматривать число автосамосвалов приступивших к работе своевременно в качестве начального числа элементов (без учёта прибывших позднее автосамосвалов), то конечное число элементов может оказаться больше начального. Такая оценка начального и конечного числа элементов соединения исключает возможность применения выражений (7), (10), (11), поскольку непременным условием является отсутствие замены. Очевидно, что для количества перевезённого автосамосвалами за смену груза не имеет значения, когда было потеряно определённое количество машиносмен: в начале, середине или конце смены, а важно лишь количество отказов.

Поэтому в выражениях (10) и (11) в качестве начального

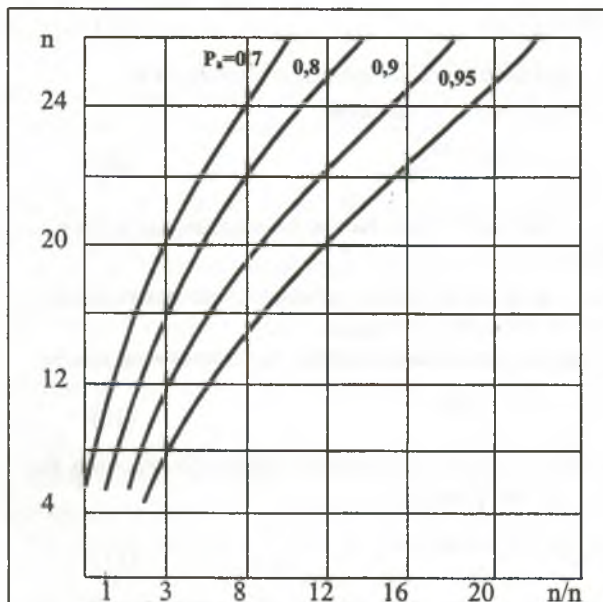


Рис. 1. Зависимость количества автосамосвалов системы от количества автосамосвалов при различных значениях вероятности безотказной работы одного автосамосвала

числа элементов число, которое течение всего ра- висио от того, системе это ма- потери элемент (2), а конечным малое число, за весь исследуе-

Для решения зависимости ко- для создания сис- личных значени- ного автосамосв-

По мере уве- должны работат- времени, увелич- которых компе- предназначенны- следует отметить- ходимых для со- женной методи- того количества- дами. При вероя- самосвала $P_a=0$, самосвалов. Нап- боты $P_a=0,5$ и не смены не менее- 6 автосамосвалов

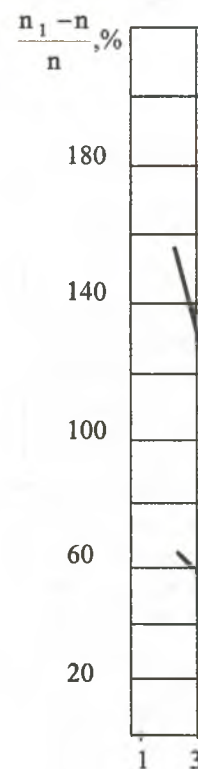


Рис. 2. Зависимость количества автосамосвалов системы от количества автосамосвалов при различных значениях вероятности безотказной работы одного автосамосвала

При принятых методах расчёта необходимое количество автосамосвалов составляет 4 и обеспечит работу не менее 2 автосамосвалов в течение лишь 66%-ной смены. Однако по мере увеличения числа автосамосвалов абсолютная величина резерва, придаваемого системе отказов, увеличится, но по отношению к числу работающих автосамосвалов n , резко уменьшается (рис. 2). Например, для карьера Мурунтау по апробированной методике обоснована эксплуатационная производительность автосамосвалов грузоподъёмностью 75 т, работающих в комплексе с экскаватором ЭКСГ-5 Д – 135,6-100,7; грузоподъёмностью 136 т – 249,8-177,0 (ЭКТ-8И) – 262,4-183,2 (ЭГ) и грузоподъёмностью 172 т, соответственно, 269,4-194,4 м³/г и 286,4-203,1 м³/г. Рабочий парк автосамосвалов изменяется от 1,22-1,64 (ЭКСГ-5 Д) до 1,95-2,76 (ЭКГ-8 И) при транспортировке техногенных минеральных образований на примере склада, расположенного на юго-восточном борту карьера [3].

Это обстоятельство предопределяет целесообразность комплектования систем, имеющих значительное число автосамосвалов. Это справедливо, если при комплектовании системы предусматривается резерв, сверх необходимый для работы, предназначенной для компенсации отказов. В случае, когда система не имеет резерва, целесообразно как можно меньшее число автосамосвалов в системе.

Таким образом, изложенная выше методика для решения задач, связанных с анализом работы или проектированием системы может быть реализована следующим порядком действий:

1. Определяется характер соединения элементов системы последовательный или параллельный.
2. Определяется вероятность безотказной работы каждого из автосамосвалов. Если они известны, но не связаны между собой, то определяются общие сверхнормативные простои системы (2), а затем средняя вероятность безотказной работы каждого из автосамосвалов по выражениям (12) и (13).
3. Определяется вероятность того, что в системе будут работать не менее n из общего количества элементов расчёта машиносмен.

Список литературы:

1. Сандлер Дж. Техника надёжности систем М.: Наука, 1966.
2. Гнеденко Б.В., Беляев Ю.К., Соловьёв А.Д. Математические методы в теории надёжности. М.: Наука, 1965.
3. Шеметов П.А., Давронбеков У.Ю. Технология отработки техногенных минеральных образований на поверхности карьера в сложных условиях отвалов. Сборник научных статей. Международная научно-практическая конференция «Инновация-2001» Ташкент 2001 с. 203-206.

ПРИМЕНЕНИЕ ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА-ПИТАТЕЛЯ ТЯЖЁЛОГО ТИПА ДЛЯ ДОЗИРОВАНИЯ КРУПНОКУСКОВЫХ ГРУЗОВ В ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТАХ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

УДК 622.233

© П.П. Пироженко 2002 г.

П.П. Пироженко, главный инженер АС «Поток» Центрального РУ НГМК

Обеспечение потребностей развития мощных карьеров предъявляет повышенные требования к оборудованию перегрузочных пунктов (ПП) и дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) циклично-поточных технологий (ЦПТ). Применяемое в них транспортное оборудование определяется из конкретных горнотехнических условий разработки и должно обеспечивать надёжный приём циклически поступающей горной массы и формирование непрерывного грузопотока стабильной производительности. Существующие конструкции ПП и ДПП главным образом основаны на применении в качестве дозирующего оборудования пластинчатых питателей тяжёлого типа 1-24, однако, в условиях повышения интенсивности ведения горных работ данные питатели перестают удовлетворять предъявляемым требованиям по ресурсу, надёжности в эксплуатации, ремонтпригодности, а так же стабильности формируемого грузопотока и возможности его регулирования. Эти обстоятельства определяют актуальность выполнения работ по созданию питателей новых типов для выдачи и дозирования круп-

нокусовой горной массы, ориентированных на работу ЦПТ глубоких карьеров.

Обобщение опыта эксплуатации ленточных конвейеров (ЛК) и ленточных конвейеров-питателей (ЛКП) при транспортировании крупнокусковых насыпных грузов показывает весьма высокую эффективность применения ЛКП при обеспечении рациональных соотношений геометрических и кинематических параметров бункера узла сопряжения бункера с рабочим органом питателя. Анализ условий нагружения конвейерных лент обычного исполнения в пунктах загрузки конвейеров при транспортировании скальных грузов с единичными кусками крупностью до 1,2 м, а так же отечественный и зарубежный опыт эксплуатации единичных образцов ленточных питателей тяжёлого типа, показывает перспективность указанного оборудования. В тоже время разработанные применяемые современные конструкции конвейерных резиновых лент, такие как ST 3500, ST 5400, в значительной степени расширяют диапазон использования их в качестве тягово-несущего органа ленточного питателя.



П.А. КУЗНЕЦОВ



П.А. КУЗНЕЦОВ



В.М. КУЗНЕЦОВ



В.М. КУЗНЕЦОВ



В.М. КУЗНЕЦОВ



В.М. КУЗНЕЦОВ

заб-
куч
с
и
физ-
ной
при-
ру-
ше-
тас

ны
ной
сид-
тал
бол-
кар-
уст-
ноч-
чей
до
9-1

Ре

в
ре-
ст-
се-
се-
за-
би-
ва-
си-
м-
к-
с-
у-
в-

п-
р-
г-
г-

А-
р-
к-
е

1



Главными факторами, определяющими работоспособность ЛКП в таких условиях, являются:

- способность гашения ударных импульсов системой лента-опора-став с энергией порядка 20,0 КДж;
- способность восприятия системой лента-опора удельного давления величиной до 80,0 КПа;
- исключение возможности образования застойных зон в проходных сечениях узла сопряжения и областей проскальзывания груза по ленте в зоне загрузки;
- обеспечение рационального использования ресурса конвейерной ленты под воздействием многофакторного процесса её разрушения в конкретных конструктивных условиях.

При модернизации дробильно-погрузочного пункта № 2 на горизонте 435 м карьера «Мурунтау» с целью замены пластинчатого питателя тяжёлого типа 1-24-150А на более эффективное оборудование был спроектирован и применен ЛКП тяжёлого типа 1ПЛ-20-170 с шириной ленты 2,0 м. Технологически ЛКП предназначен для подачи вскрышных пород из бункера, загружаемого автосамосвалами Юклид грузоподъёмностью 170 т и Катерпиллер грузоподъёмностью 136 т, в дробилку на внутри-карьерном дробильно-перегрузочном пункте (ДПП) с годовой производительностью 9,5 млн. м³.

Проектные расчёты геометрических параметров сопряжения ЛКП с бункером, кинематики деформирования горной массы и нагрузок на рабочий орган ЛКП выполнены на основе метода конечных элементов. При этом учитывались следующие особенности деформирования крупнокусковой горной массы:

- в пределах деформируемой области показатели устойчивости горной массы предварительно генерировались случайным образом с учётом соотношений гранулометрического состава и размеров зон локального деформирования;
- состояние границ деформируемой области в процессе нагружения оценивалось на отрыв и проскальзывание по условиям трения горной массы с материалом границ.

С целью выделения влияния отдельных геометрических параметров бункера, конструктивных элементов узла сопряжения и питателя математическое моделирование выполнялось для следующих расчётных схем:

- нагружение стенок бункера и рабочего органа вертикальным давлением горной массы в бункере;
- нагружение рабочего органа по длине ЛКП в процессе выдачи горной массы;
- нагружение рабочего органа и бортов на линейной части ЛКП.

В процессе расчётов выявлены эффекты разгрузки рабочего органа от вертикального давления концентраторами и определены зоны их эффективного размещения, установлено влияние угла наклона грузовой ветви ЛКП на величину тягового усилия и мощности привода. Установлен характер снижения давления горной массы на борта линейной части различной конфигурации при выполнении их расширяющимися по длине ЛКП и распределение нагрузок по высоте бортов. Значительное внимание уделено расчётам надёжности выдачи крупнокусковой горной массы реального гранулометрического состава без заклинивания единичных кусков повышенной крупности в проходных сечениях ЛКП.

Численное моделирование на этапе проектных расчётов позволило оценить параметры нагрузок на рабочий орган ЛКП, что в свою очередь является ресурсом работы т

Конструкция ЛКП в условиях работы в карьерах ДПП совмещает в себе функции транспортировки и подачи материала на основе комбинированной конструкции оппозитной плоской и боковых опор с частями проходных грузки потока как роликоопоры, а также как величинам образом горной Конструкция пл на грузовой вет процессе эксплуатации смежных элементов печивается угл скольжения. С п напряжений по плоскости лент го барабанов пк клоня поверхню регулирования сти ленты в пр тока. Секционная транспортировка ции. С целью за динамического и ёмный бункер г горной массы на дусмотрены бло ра по минималь

Применение

- повышение производительности в 1,5-2,0 раза за счёт уменьшения времени внеплановых остановов из-за неравномерности
- уменьшить эксплуатационные расходы на обслуживание тягово-сцепного устройства и снижения затрат
- уменьшить время транспортировки материала в 1,5-2,0 раза за счёт уменьшения времени тягово-несущего устройства наклонной грузовой ветви
- достичь про



- обеспечить загрузку наклонного конвейера циклично-поточной технологией работой одного ДПП.

Разработанная конструкция ЛКП вследствие высоких технико-экономических показателей, небольшой массы конструкции на единицу производительности 1ПЛ-20-170 может быть рекомендована для принятия за

основу при разработке мобильных ДПП непосредственно работающих с забойным оборудованием.

Ленточный конвейер-питатель разработан применительно к условиям ЦПТ карьера Мурунтау и планируется к установке на ДПП-2 в 2002 г.

ЭТАПЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ФУТЕРОВКИ МЕЛЬНИЦЫ МБ И ММС НА ГМЗ-2

УДК 621.926.085.

© В.Н. Степура, М.Р. Юматов, А.Ш. Сайдахмедов, 2002 г.

В.Н. Степура, директор ГМЗ-2 Центрального РУ НГМК,
М.Р. Юматов, инженер I-й категории ГМЗ-2 Центрального РУ НГМК,
А.Ш. Сайдахмедов, канд. техн. наук НавГИ

Первоначальная проектная схема рудоподготовки золотодобывающего комплекса на рудной базе месторождения «Мурунтау» включала полное дробление горной руды до 250-300 мм и одно-стадийное самоизмельчение в мельницах МБ 70х23, работающих в замкнутом цикле с классификаторами 2КСП-24. Предложенная схема резко сокращала капитальные затраты по сравнению с традиционным шаровым измельчением.

Однако запуск мельниц МБ I-й очереди ГМЗ-2 в режиме измельчения показал, что эффект самоизмельчения проявляется слабо. Производительность мельничных блоков составила 25-30 т/час.

Причина была в том, что физико-механические свойства кварцево-сланцевых руд месторождения «Мурунтау» не позволяли достичь эффекта самоизмельчения из-за недостаточного количества крупнокусовой массы (+100).

Накопление «трудного класса» в цикле измельчения приводило к резкому падению производительности мельниц МБ. Поэтому специалистами НГМК и ГМЗ-2 было принято решение о догрузке в мельницы шаров диаметром 100-125 мм для компенсации недостатка мелющих тел первоначально в количестве 20 т, а затем доведена до 30-35 т, средняя производительность мельничного блока достигла 51,8 т/час и составила 65% ожидаемой по проекту. В дальнейшем для достижения проектной производительности догрузка шаров в мельницы была увеличена до 50 т.

Запуск мельниц МБ в режиме полусамоизмельчения позволила повысить технологическую эффективность процесса, но значительно снизила надёжность работы всего технологического оборудования цикла измельчения. Коэффициент технического использования мельниц МБ 70х23 в период освоения в 1970-1971 гг. составил 0,560-0,600.

Трудности были в том, что ни конструкция барабана, ни футеровка, ни привод, ни механическая передача мельниц самоизмельчения, а также ни вспомогательное оборудование не были рассчитаны на эксплуатацию с шарами.

Основным элементом, определяющим периодичность ремонта мельничного блока, явилась футеровка барабана.

С момента пуска ГМЗ-2 и по настоящее время специалистами НГМК и ГМЗ-2 ведётся поиск путей увеличения её износостойкости и долговечности. Первым шагом на пути повышения надёжности работы мельниц являлось уменьшение числа элементов футеровки. Так если в 1969 г. на футеровку барабана мельниц МБ требовалось 426 элементов, то в 1989 г. их число уменьшилось до 200 шт., а болтов крепления с 563 до 340 шт.

Параллельно, учитывая значительную потребность футеровке, решались вопросы технологии её изготовления на ремонтной базе комбината и выбора оптимального профиля, отвечающего условиям её работы в мельницах МБ и ММС с шарами.

Этапы творческого поиска необходимой работоспособности футеровки для мельниц МБ и ММС специалистами НГМК и ГМЗ-2 наглядно представлены в таблице.

Конструкция футеровок «СЗТМ» г. Сызрань в вид бронеплит с накидными лифтерами (рис. 1) оказалась совершенно непригодной к работе с шарами. Износ, поломка лифтеров, а иногда и обрушивание бронеплит опережали межремонтный ресурс 1200-1500 часов.

Для выбора оптимального профиля футеровки были испытаны различные профили футеровок – волновой горбатой, каблучковой (рис. 1).

Наиболее пригодным из перечисленных профилей оказалась каблучковая, разработанная специалистами НГМК и ГМЗ-2 на базе профиля футеровки «Норильск 3». Тем не менее применение футеровки этого профиля продолжало сохранять достаточно высокую аварийность – обрыв болтов крепления, вспучивание и растрескивание, тем более, что футеровки разгрузочного торца остались прежней конструкции. Решётки №№ 1, 2 крепились накидными лифтерами. Межремонтный ресурс составил 2500-3000 часов, коэффициент технического использования достиг 0,716-0,738.

Специалисты НГМК и ГМЗ-2 упорно продолжали поиск необходимой футеровки, и многолетний кропотливый труд увенчался успехом. У истоков разработки и внедрения жизненно необходимой футеровки стояли прекрасные специалисты Б.И. Шварцман, В.Б. Фехтман, В.Г. Лильбок, А.А. Пешков, В.В. Новиков, Л.А. Хутиев и многие другие специалисты.



П.А.
КОРНЕЙ



А.Н.
КОРНЕЙ



В.М.
КОРНЕЙ



С.М.
КОРНЕЙ



Д.М.
КОРНЕЙ



И.М.
КОРНЕЙ



Первый этап	Второй этап	Третий этап
Футеровка «СЗТМ» г. Сызрань 07,69-12,71 гг.	Футеровка «Каблучковая» Норильск-3 01,72-07,79 гг.	Футеровка «Коробчатая» НГМК 08,79-04,84 гг.
А. Загрузочный торец барабана мельниц МБ и ММС		
Футеровка №1-10 шт.	Футеровка №1-10 шт.	Футеровка №1-20 шт.
-«- №2-20 шт.	-«- №2-20 шт.	-«- №2-20 шт.
-«- №3-40 шт.	-«- №2А-20 шт.	
Лифтёр №2-20 шт.	-«- №3-40 шт.	
-«- №3-40 шт.		
Всего: 130 шт.	Всего: 90 шт.	Всего: 40 шт.
Б. Цилиндрическая часть барабана мельниц МБ и ММС		
Футеровка №4-6 шт.	Футеровка №4-3 шт.	Футеровка №5-74шт.
-«- №5-62 шт.	-«- №4А-3 шт.	-«- №6-3 шт.
-«- №6-3 шт.	-«- №5А-37 шт.	
-«- №8-6 шт.	-«- №5-37 шт.	
-«- №9-6 шт.	-«- №5Б-37 шт.	
Лифтёр №4-6 шт.	-«- №6-3 шт.	
-«- №5-74 шт.		
-«- №6-3 шт.		
Всего: 166 шт.	Всего: 120 шт.	Всего: 80 шт.
В. Разгрузочный торец барабана мельниц МБ и ММС		
Решётка №1-20 шт.	Решётка №1-20 шт.	Решётка №1-20 шт.
-«- №2-20 шт.	-«- №2-20 шт.	-«- №2-10 шт.
Элеватор №1-20 шт.	Элеватор №1-20 шт.	Элеватор №1-20 шт.
-«- №2-20 шт.	-«- №2-20 шт.	-«- №2-20 шт.
Лифтёр №7-29 шт.	Лифтёр №7-20 шт.	
-«- №8-20 шт.	-«- №8-20 шт.	
Футеровка №7-10 шт.		
Всего: 130 шт.	Всего: 120 шт.	Всего: 70 шт.
Итого: 426 шт.	Итого: 330 шт.	Итого: 190 шт.

В августе 1979 года на мельничном блоке № 13 была впервые установлена футеровка, которая получила название «Коробчатая». Из серии всех профилей она оказалась самой удачной. В её конструкцию и технологию изготовления были заложены все самые последние достижения в этой области.

Данная футеровка с 1979 г. по 1981 г. была установлена на всех мельницах МБ и ММС, количество работающих мельниц самоизмельчения было 2, из них: МБ 70х23 – 7 мельниц, а ММС 70х23 – 14 мельниц.

Внедрение футеровки профиля «Коробчатая», а также изменение конструкции футеровок загрузочной и разгрузочной части барабана позволило повысить технико-экономические показатели работы мельниц.

С 1983 г. по 1995 г. испытаний футеровок присадками ниобия, хромонного литья с чугуном ванадием, упреленные на заводах СН пошла в серийное производство, либо из-за сложности обработки взрывом, лсадов.

С ростом объёма НГМК и ГМЗ-2 позволило межремонтного ресурса 1985 г. Ввели угловые

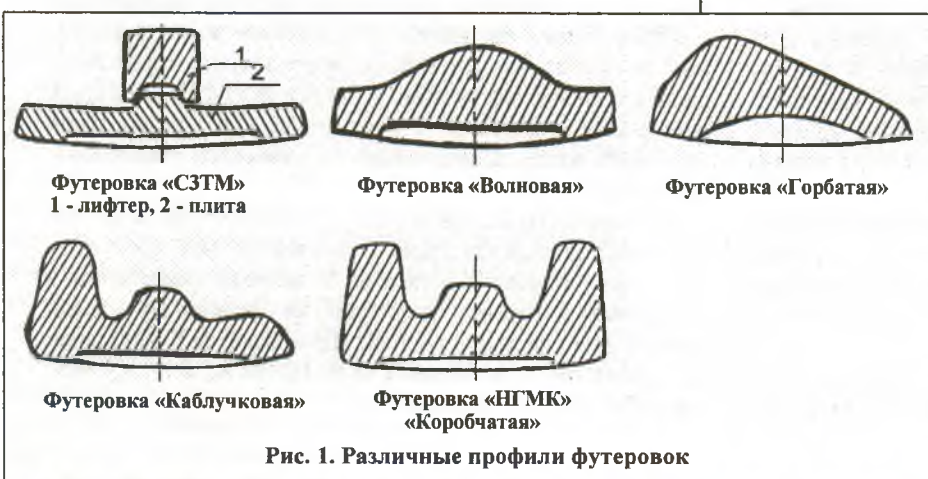


Рис. 1. Различные профили футеровок



Рис. 2. Футеровка
«Коробчатая - Шеврон»

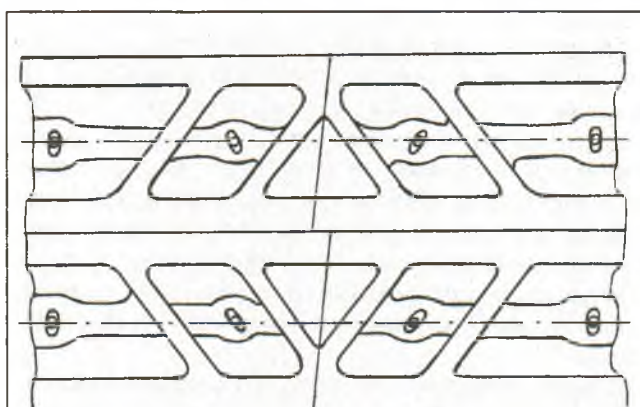


Рис. 3. Укладка футеровки способом «Ромбик»
по цилиндрической части барабана мельниц
ММС 70х23 А на ГМЗ-2

разгрузочным сектором, что позволило:

- сократить неплановые простои из-за футеровки разгрузочной части барабана;
- уменьшить число элементов разгрузочной части барабана с 70 до 50 шт.

1992 г. Принята в эксплуатацию спаренная футеровка № 1, тем самым сократились простои из-за футеровки № 1, а число элементов загрузочной части барабана сократилось с 40 до 30 шт. К концу 1992 г. завершился 23-х летний этап творческого

поиска специалистов НГМК и ГМЗ-2 по основному изменению конструкции футеровок барабана мельниц МБ и ММС, соответствующих условиям работы с шарами. Коэффициент технического использования оборудования достиг 0,806. Тем не менее, проблема долговечности и износостойкости футеровок мельниц самоизмельчения оставалась главной задачей с ростом объемов переработок руды.

С 1993 г. начался новый этап усовершенствования футеровок профиля «Коробчатая».

1995 г. Предложена новая технология изготовления футеровки профиля «Коробчатая» путём переноса литейной прибыли из зоны наиболее интенсивного износа футеровки в зону минимального износа. Данная технология не имеет аналогов даже в СНГ (авторы: Киченко В.И., Юмутов М.Р., Дементьев В.Н.).

1997 г. Внесли изменения в конструкцию болтов крепления футеровок с М42х175 перешли на М42х150 с укороченной резьбой, а также изменили технологию обтяжки болтов крепления футеровок.

1998 г. На мельницах ММС устанавливается футеровка типа «Коробчатая-Шеврон», у которой один болт крепления вынесен в зону минимального износа футеровки (рис. 2).

1999 г. Предложена уникальная технология укладки футеровки по цилиндрической части барабана мельниц ММС под названием «Ромбик» (рис. 3). Предложенные технологические решения, авторами которых являются: Киченко В.И., Пашков А.А., Степура В.Н., Юмутов М.Р., Поварницин В.И., Дементьев А.Н., позволили увеличить межремонтный пробег мельниц ММС с 3674 часов до 3986 часов в 2000 г., коэффициент технического использования оборудования возрос с 0,806 в 1992 г. до 0,827 в 2000 г., а переработка руды достигла 22888000 т. Однако перед специалистами НГМК и ГМЗ-2 поставлена задача достичь переработки руды 26000000 т. Следовательно, поиск необходимой футеровки для мельниц ММС будет продолжаться.

РАЗВИТИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН ОУТОКУМПУ

УДК 622.765.5

© Х. Оравайнен, В. Леус 2002 г.

Х. Оравайнен, Outokumpu Mintec Oy,
В. Леус, директор по маркетингу ЗАО «МПИ»

История создания компании Оутокумпу связана с восточной частью Финляндии и, где в начале XX века было открыто большое богатое рудное тело. В дальнейшем компания построила несколько рудников по всей Финляндии.

До начала 60-х годов на предприятиях компании применялись флотационные машины различных типов – Macintosh, Fagergren, Agitair, Denver.

С течением времени оборудование старело, качество руды снижалось, минералогический состав усложнялся. Многие из существовавших технологий уже не были экономичными, поэтому росла потребность в новых идеях, которые позволили бы продлить жизнь рудника компании.

Первые флотационные машины собственной разработки компании Оутокумпу начали эксплуатироваться



П.А.
ПОРТА



А.Н.
СЕМ. С.А.
ОБ. ПАВ.



В.М.
СЕМ.



СЕМ.



СЕМ.



СЕМ.

связи с пуском фабрики Коталахти в 1959 г. Они назывались ОККО-1,5 и ОККО-3 и были созданы на базе флотомашин Denver. Следующим вариантом, предназначенным для внутреннего использования, стали машины VK-3, представляющие собой гибрид машин ОККО-3 и Agitair.

Первой принципиально новой разработкой являлась конструкция узла «ротор-статор» машины ОК. Следующим принципиальным направлением стало увеличение объема флотокамер. Рабочая группа, в состав которой входили сотрудники основных обогатительных фабрик компании и специалисты-физики, в 1970 г. приступила к созданию большой патентуемой флотомашин не только для внутреннего пользования, но и на экспорт. После проверки новых идей на флотомашин объемом 3 м³ компания в 1973 г. установила батарею «огромных» флотомашин ОК-16. Это было время, когда машины объемом 3 м³ были нормой, а другие изготовители только начали выпускать машины с камерами и объемом 8 м³. Дискуссии в тот период были столь же горячими, как сейчас, когда речь идет об определении верхнего предела объема флотомашин. Многие маститые эксперты по флотации предсказывали полный крах большеобъемных машин, в частности из-за того, что длина нитки флотомашин основной флотации предполагалась не более 8 или 10 камер, в то время как для получения равномерного потока изображения «короткого замыкания» считалось необходимым иметь от 15 до 25 камер.

Разработка флотомашин ОК-16 стала крупным успехом, и большинство обогатительных фабрик перешли от устаревших малообъемных машин к новым большеобъемным машинам. Малообъемные камеры, в свою очередь, были доработаны с целью распространения новой технологии на машины, предназначенные для перемешивания операций флотации.

В 1978 г. была разработана машина ОК-38, что опять подняло планку верхнего предела объема флотомашин. Боязнь использования крупных машин еще существовала, особенно после неудачи флотомашин Denver объемом 1275 куб. фут (~38,25 м³), поэтому увеличение объема не могло не идти без проблем. Вновь возникли утверждения о том, что максимальный объем машины уже достигнут и даже, возможно, превышен. Однако успех ОК-38 опять изменил общую картину восприятия.

Предшественник нашей основной продукции, машины чанового типа Tank Cell, флотмашина ТС-60 была введена в опытную эксплуатацию на фабрике Пюхясалми в 1983 г. Первые промышленные установки машин Tank Cell имели место в Канаде в 1991-1993 гг. на фабрике Est Malartic (в настоящее время Barrick Gold). На испытаниях машина ТС-16 показала лучшие результаты, чем конкурирующие машины и ОК-16. Крупным прорывом послужило приобретение комбинатом Minera Escondida 80 машин ТС-100 для основной флотации меди после завершения их успешных испытаний на объекте 1995 г. (рис. 1). Машины чанового типа, предназначенные для работы в особо тяжелых условиях (ТС-XHD), для переработки порфиновых медных руд дополнили семейство флотационных машин Оутокумпу модификациями ТС-XHD-160 и ТС-XHD-200.

В настоящее время семейство флотационных машин

для основной, контрольной флотации включает следую

Tank Cells

ТС..... 5-

ТС-XHD..... 10

Традиционные м

ОК-U (U-образны

ОК-R (R-образны

Конструкция рот том испытаний, кото 1982 гг. с использова

Позже, в 1987 г. к нию программы, цел такого флотационног технологического пр хранить лидерство к вых вопросов прогр вания в извлечении, грамма осуществлял несколько фундамен рые сейчас составля ния современных ф флотации.

Основные испыт центре Оутокумпу в торные испытания п объемом 90 л, что г тролья при помощи ры, вести визуальные

С целью проверк существующего мех антов сочетания «ро риантов в условиях различных пульпах, как Финляндии, Кана конструкция механик красно работала во в но смешивал и равн личество воздуха.

Направление пот ции ротора и статора поступает в камеру у Значительная часть г жется вертикально в словлено наличием з



Рис. 1. Машины ч на заводе М

на разгрузке ротора и, соответственно, низкого давления на входе. Пульпа просто следует по пути наименьшего сопротивления из области высокого давления в область низкого.

Испытания были продолжены в государственном исследовательском центре Финляндии (VTT) в камерах объемом до 3,8 м³. Кроме того, данный этап работ предусматривал изучение влияния нового метода перемешивания на производительность машины. Для сравнения была взята камера ОК стандартной конструкции.

Испытания нового метода доказали, что он пригоден и для большеобъемных работ. Было четко продемонстрировано, что извлечение крупных частиц можно увеличить путем целенаправленного управления перемешиванием.

В то же время стало очевидно, что извлечение мелких частиц было максимальным при обычной конфигурации механизма. Это доказывает, что более высокая скорость движения пульпы, которая достигается при новом методе аэрации, не увеличивает ускорение мелких частиц в той же степени, что и для крупных. В этой связи необходимо было более подробно изучить механизм соударения пузырьков с частицами.

Известно, что в пульпе всегда содержатся быстро и медленно флотируемые частицы, находящиеся в начале и конце спектра крупности. Частицы средней крупности флотируются гораздо быстрее в машинах любого типа и при любом технологическом процессе.

Отмеченная выше конструкторская деятельность иллюстрирует усилия компании, направленное на постоянное повышение извлечения крупных частиц путем регулируемого перемешивания пульпы в камере. Очевидно, силы, возникающие при перемешивании, должны предотвращать осаждение частиц в камере, но в месте с тем не должны отрывать частицы от пузырьков после соударения. Важным фактом при этом является то, что масса средних и крупных частиц достаточна для обеспечения эффективного их соударения пузырьками.

Мелкими частицами гораздо сложнее вступить в соприкосновение пузырьком. Частицы с меньшей массой ведут себя как часть окружающей их жидкости. В связи с этим мелкие частицы движутся вместе с жидкостью и чаще всего не могут проникнуть через поверхностный гидратный слой вокруг пузырька. Следовательно, в этих условиях увеличение частиц жидкостью, а не селективная флотация становится определяющим фактором производительности машины.

Многочисленные исследования показали, что эффективность контакта между пузырьками и частицами крупностью 40 и 10 мкм различна. Это означает, что нашей задачей как создателей флотомашин является избирательное увеличение энергии, действующей на мелкие частицы.

По отношению к мелким частицам необходимо приложить энергию в точке, расположенной максимально близко к зоне, в которой впервые происходит контакт между пузырьком и частицей, т.е. между ротором и статором. Наиболее приемлемым способом управления количеством энергии в данном случае является изменение скорости вращения ротора. Следует отметить, что просто

увеличение скорости вращения ротора. Следует отметить, что просто увеличение скорости вращения (несмотря на возросшее потребление энергии) приводит к значительному изменению степени перемешивания в камере. Но с точки зрения извлечения мелких это именно то, что нужно.

Распределение энергии, расходуемой на перемешивание, обеспечение контакта пузырьков и частиц с воздухом воздушной подушкой, в крупных флотомашинах приведено в таблице.

Расход энергии в большеобъемных флотомашинах.

Операции	Флотация частиц оптимальной крупности	Флотация крупных частиц
Перемешивание и обеспечение контакта частиц и пузырьков	0,65	0,55
Подача воздуха	0,20	0,20
ИТОГО	0,85	0,75

Флотацию частиц оптимальной крупности делают при помощи механизма Multi-Mix при рабочей скорости. Флотацию крупных частиц используют механизм Free-Flow при меньшей рабочей скорости. Флотацию мелких частиц также осуществляют при помощи механизма M-Mix. Энергию контакта между частицами и пузырьками оптимизируют, главным образом увеличив обороты (рис. 2).

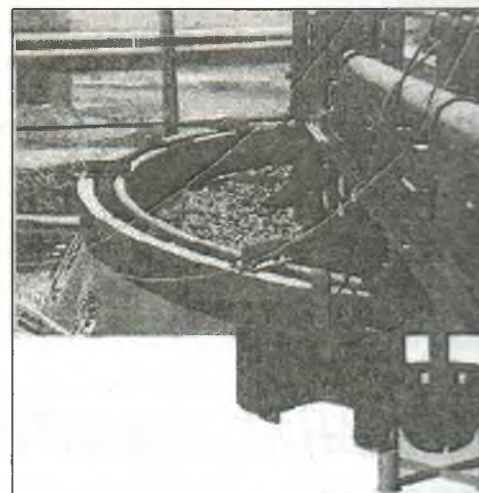


Рис. 2. Пена концентрата из машины чанового типа фирмы Оутокумпу и модели с механизмами MM (multi-mix) и FF

Кроме того, компания проводила работы по оптимизации процесса съема пенных продуктов.

С целью улучшения показателей «качества» пенного слоя во флотомашине Оутокумпу был проведен опыт работы флотомашин колонного типа. Глубокий стабильный слой пены способствовал удержанию воды и захваченных гидрофильных частиц породы и соответственно получению высококачественного концентрата высокой плотности.

Практический опыт

Высоту пены и расстояние транспортирования пены в машинах Tank Cell можно регулировать, изменяя размеры центрального пенного сборника и пенного желоба. Быстрый пеносяем и максимально быстрое удаление пены можно обеспечить, используя желоба различных конструкций. В периферийный внутренний желоб (IN-L) пена попадает только с одной стороны, в то время как высокопроизводительный желоб (HC-L), расположенный между валом и периферией камеры, пена попадает с обеих сторон желоба. Двойной желоб (DB-L) целесообразно использовать в тех случаях, когда необходимо удалить большое количество пены. Существуют желоба и других конструкций.

Длина нитки флотомашин («короткое замыкание»). Степень концентрации при флотации определяется продолжительностью процесса числом флотомашин. Для того, чтобы избежать «короткого замыкания», мы использовали нитку из 6 камер. Однако если степень концентрации не велика и нитка выделяет отвальные хвосты, например, как это происходит в цикле платиновой флотации на фабрике Stillwater, то рекомендуется 8-10 камер. Длина нитки не играет такой большой роли в перемешивающей флотации, особенно если хвосты перемешиваются циркулируют, что естественно обеспечивает достаточное время флотации.

Исследовательско-конструкторская работа Оутокумпу в настоящее время. Основной принцип работы исследовательско-конструкторского подразделения «Оутокумпу Минтекфлотация» - это тесное сотрудничество с клиентами, собственными рудниками и обогащающими фабриками, партнерство с различными научно-исследовательскими организациями и исследовательским центром Оутокумпу в Пори. Наша сила - в нашем всеобъемлющем опыте и «ноу-хау» в обширной области, составляющей базис систематической разработки новых технических и технологических решений в вопросах флотационного обогащения.

Наша исследовательско-конструкторская деятельность сфокусирована не только на непосредственной разработке оборудования, механическом инжиниринге, гидродинамических исследованиях, но и на проведении лабораторного моделирования, опытных и промышленных испытаний и на использование таких методов, как



Рис. 3. Флотомашины C на заводе Minera Es

эмиссионная микроскопия и мика. Наша продукция оснащена автоматическим контролем и включает современные технологии анализа изображений и нейросети.

Деятельность компании в технологических вопросах более сложных процессов. И шим клиентам решения, оптимальной, и с экономической точки зрения.

Заключение

Флотомашин Оутокумпу чанового типа (Tank Cell), удовлетворяющим, предъявляемым требованиям. Компания обладает большой способностью поставлять лучшее оборудование, чем любое другое. Важной частью культуры Оутокумпу являются разработанные горно-обогатительные наиболее экономичной переработки, что наша деятельность держивает эту традицию.

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНТЕГРАЦИИ РЕГИОНАЛЬНОЙ ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

УДК 338.4

© И.О. Улашев, П.К. Бердибеков

И.О. Улашев, докт. эконом. наук НавГГИ,
П.К. Бердибеков, канд. эконом. наук ДжПИ,
Р.У. Давранбеков, инженер-экономист Центрального РУ НГМК

Основная задача перспективного развития региональной электроэнергетической системы (РЭЭС) предполагает выявление рациональной структуры генерирующих мощностей электроэнергетической системы (ЭЭС) по типам электростанций и видам используемых

энергетических ресурсов региона.

Одним из важных аспектов развития энергоресурсов в новых регионах является учет интересов и потребностей населения.

- В соответствии с проблемой прогнозирования развития и размещения электроэнергетики на региональном уровне исследуется обширный круг задач, которые по своему характеру могут быть подразделены на три группы. К первой (общенергетической) группе отнесены обоснования:

- 1) территориально-производственной структуры РЭЭС;
- 2) стратегии управления развитием электроэнергетики;
- 3) взаимодействия РСЭС с другими региональными системами как производственными, социальными и экологическими.

Во вторую группу включены задачи, связанные с разработкой отдельных направлений развития и функционирования РСЭС. Наиболее характерными из них являются:

- 1) исследование эффективности новых технологий производства и передачи электроэнергии, включая выбор типоразмеров и технического профиля электроэнергетических объектов (ЭЭО) [1];
- 2) разработка кадастров площадок для размещения электрогенерирующих источников [2];
- 3) обоснование целесообразности использования новых видов энергетических ресурсов;
- 4) выбор направлений технического перевооружения ЭЭО;
- 5) определение рациональной конфигурации электрических сетей (системообразующих и распределительных) и их основных параметров;
- 6) обоснование направлений развития строительного комплекса и протекания инвестиционных процессов в электроэнергетике;
- 7) разработка принципов и механизмов управления развитием и функционированием РЭЭС.

Нетрудно видеть, что каждое из выделенных направлений в свою очередь включает обширный круг частных (узко специализированных) разработок, которые во всей своей совокупности отнесены к третьей группе энергетических задач.

Общей чертой перечисленных разработок является отчетливо выраженный региональный характер, который обуславливает их объединение в единое целое для каждого уровня территориально-производственной иерархии. Особенностью этих задач состоит в том, что их решение требует целостного рассмотрения развития РЭЭС. В процессе таких исследований подлежит формированию структурная политика в электроэнергетике, включая построение рациональных энергетических балансов.

В новых условиях функционирования и развития электроэнергетики возникает необходимость в определении и распределении эффектов от интеграции РЭЭС по ступеням территориально-производственной иерархии: ЭУ-РЭЭС-ОЭЭС, т.е. по технической схеме «снизу-вверх» (в отличие от прежней схемы развертывания интеграционных эффектов «сверху вниз»). Эта задача по своему характеру охватывает широкий спектр региональных интересов (на территориально-административном и муниципальном

уровнях), в силу существенного влияния электростанции на социально экономическое развитие территорий и природную среду.

Методический подход к решению поставленной задачи рассматривается как обеспечивающая часть интеграции РЭЭС по развитию производства и распределения электрической энергии. Общая технологическая схема исследований базируется на сценарном подходе (рис. 1).

Процесс обоснования эффективности интеграции, по логике вещей, целесообразно начинать со сценариев самобалансирования РЭЭС по потребности в электрогенерирующей мощности, которые названы базовыми. Такие сценарии вполне естественны для территории, располагающих достаточными энергетическими и природными ресурсами для создания собственной энергетической базы. Поэтому для ряда районов в обозримой перспективе данные сценарии могут оказаться трудно осуществимыми, так как их реализация будет связана с применением новых экологически приемлемых технологий производства электроэнергии или же с проведением жесткой энергосберегающей политики. В таких случаях формируемы



Рис. 1. Общая технологическая схема исследований интеграционных процессов РЭЭС

базовые сценарии, в известной мере, будут носить гипотетический характер.

Разработка сценариев самобалансирования следует проводить в рамках энергетических программ и комплексных прогнозов развития и размещения электроэнергетики региона. Данный круг задач состоит в обосновании состава, местоположения и основных параметров энергетических источников. Это, в свою очередь предполагает проведение комплексной оценки вариантов, отличающихся:

- по уровням, структуре и режимам энергопотребления (включая энергосберегающую политику);
- по использованию энергетических ресурсов (местных и доставляемых из других регионов), включая возобновляемые нетрадиционные ресурсы;
- по структуре и составу теплогенерирующих источников, главным образом в части комбинированного производства электроэнергии и теплоты (развития теплоэлектроцентралей) и использования электроэнергии в тепловых процессах (электроотеплоснабжение);
- по техническому перевооружению действующих электростанций;
- по размещению и концентрации мощности вновь сооружаемых электрогенерирующих источников;
- по применению ресурсосберегающих и природоохранных технологий.

После рассмотрения базовых сценариев по отдельным РЭЭС и определения соответствующих затрат на развитие и размещение электрогенерирующих источников можно перейти к сценариям, связанным с той или иной интеграцией энергосистем по производству электроэнергии. Такими сценариями, очевидно, являются: с одной стороны - создание в РЭЭС избыточного энергобаланса с передачей электроэнергии другим энергосистемам, и с другой - получение электроэнергии извне. Простейший

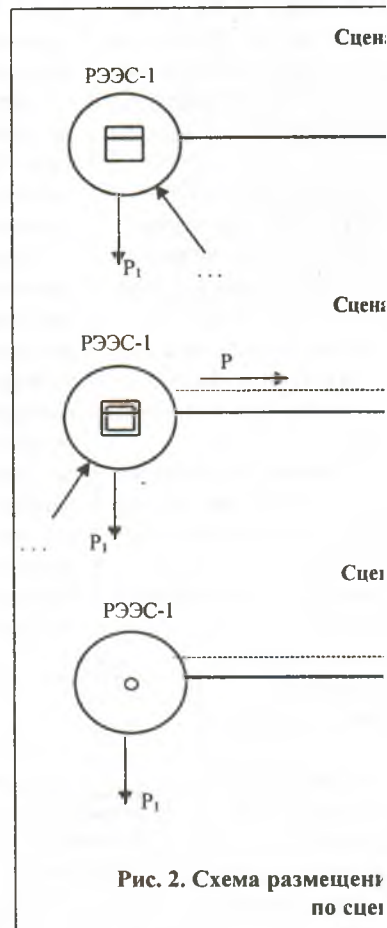


Рис. 2. Схема размещения по сценариям

случай интеграции двух конденсационных станций на рис. 2. В сценарии КЭС отвечают условию РЭЭС.

Дальнейшие этапы и экономические и социальные РЭЭС и их распределение управления электроэнергией, с одной стороны, р

Ранжировка признаков переменных в задачах развития электроэнергетики

Модификации моделей	Ранги признаков				
	Тип объекта	Район	Режим работы	Топливо	Техн.
Обоснование состава и размещения электростанций	1	1	2	1	
Обоснование топливных режимов электростанций	2	1	2	1	
Обоснование структуры и режимов электростанций	1	3	1	2	
Исследование взаимодействия энергетики с природной средой	2	1	2	1	
Обоснование направлений НТП в энергетике	1	3	2	1	
Оптимизация развития электрической сети	1	1	1	3	
Техническое перевооружение электростанций	1	2	2	1	

системных и региональных эффектов, отвечающих новым социально-экономическим условиям развития и функционирования РЭЭС, а с другой - создания действенных механизмов по реализации интеграционных процессов.

При решении задачи исследования территориально-производственной структуры РЭЭС могут рассматриваться различные модификации моделей. Выбор той или иной модификации зависит от конкретных целей исследования и во многом предопределяется условиями взаимодействия с той или иной частной энергетической задачей. При этом роль рассматриваемых признаков переменных в выделенных задачах различна. Общее представление о степени их влияния на области оптимальных решений дано в табл. 1, где признаки ранжированы (экспертным путем) по степени убывания их значимости (ранги: 1-сильное влияние, 2-среднее, 3-слабое).

Иными словами при указанном подходе общая базовая модель может быть разбита на соответствующие проблемно ориентированные блоки, нацеленные на решение определенного круга вопросов. В этом случае модели сопряженных блоков представляются в упрощенном виде с сокращенным числом переменных и их границы.

Другой путь сокращения размерности задачи состоит в установление взаимосвязей между признаками переменных. Данная задача должна решаться, как правило, на основе априорной информации. Качественное представление о тесноте рассматриваемых связей региона дает табл. 2.

3) промежуточный уровень агрегирования горизонтальных связей внутри блока эл а также для увязки с сопряженными си снабжающей системой и др.).

Размерность задач в значительной м сокращен при переходе от динамическо статической, т.е. при проведении поэт ции. Последнее зависит от характера ре наиболее мере динамичность процес тываться при исследовании альтернати развития энергетических объектов, су чающихся временными характеристика ных процессов. Анализ показывает, чт ваемые задачи (табл. 1) требует учета степени влияния фактора времени. Поэт ченных вычислительных возможностях промисса может быть применена услов модель, предусматривающая сведение д са к набору статических задач и предло [4].

Учитывая изложенное, выбор сост модели развития электроэнергетики вкл дующие этапы:

1) выявление признаков оптимизируе по группам (электростанции, электричес ние условия);

2) ранжировка признаков по степе лость решения;

3) определение градаций по признака

4) составление м

признаков переменны

5) оценка теснот

признаками переменн вероятных сочетаний

6) декомпозиция определение состава создаваемых модиф модели.

При формировани

развития РЭЭС буду основные группы усл раничений:

1) электроэнергети

2) региональная.

В первую группу уравнения и неравен

щие условия развития и функционировг электроэнергетики региона. Вторая гру на для учета совокупности региональн раничений.

Оптимизируемые переменные модел три группы, описывающая соответствен нерирующие источники разных типов; связи; 3) прочие учитываемые объекты.

Частная модель развития и размеще гетики региона должна создаваться, как ках объединенной электроэнергетич (ОЭЭС) или ее крупной секции. В сост ляются региональные или районные эл ские системы (РЭЭС), а при необходимости крупные энергетические узлы (ЭУ). Е

Таблица 2
Экспертные оценки тесноты взаимосвязей между признаками переменных

№	Признаки переменных	Оценки тесноты связей между признаками: 1-слабая, 2-средняя, 3-сильная						
		1	2	3	4	5	6	7
1.	Тип объекта	-	2	3	3	1	2	1
2.	Район	2	-	1	3	2	1	1
3.	Режим работы	3	1	-	2	2	2	1
4.	Вид топлива	3	3	2	-	3	3	3
5.	Технологические способы	1	2	2	3	-	3	3
6.	Факторы времени	2	1	2	3	3	-	3
7.	Внешние условия	1	1	1	3	3	3	-

Количественные характеристики тесноты связей могут быть получены на основе матриц парных сочетаний признаков переменных с применением коэффициентов корреляции рангов и согласованности экспертных оценок по Спирмену и Кенгалу [3].

При агрегировании признаков переменных в первой приближении целесообразно выделить три расчетных уровня:

1) предельно высокая степень агрегирования для увязки с верхними ступенями иерархии (ОЭЭС, энерго-комплекс региона и др.);

2) предельно низкая степень агрегирования для решения предплановых задач, связанных с обоснованием сооружения и функционирования конкретных электроэнергетических объектов;

лежат уравнения балансов мощности и электроэнергетики по территориальным подразделениям и зонам графиков.

На сравнительную эффективность технического перевооружения инновационного электрического строительства существенное влияние оказывают региональные факторы - социальные, экологические, энергостроительные. Эти влияние во многом представляется противоречием. С одной стороны, при техническом перевооружении действующих ЭЭО, очевидно, может быть достигнут ощутимый положительный эффект, в частности благодаря использованию сложившихся эксплуатационных коллективов, объектов промышленной и социальной инфраструктуры и т.д. С другой стороны, при этом нельзя исключать негативные последствия от загрязнения природной среды, более ощутимые, чем при сооружении новых ЭЭО в районах с малой экологической нагрузкой.

Для более полного учета взаимодействия энергетических и региональных факторов в общей модели развития РЭЭС целесообразно вводить специализируемые (экологические и энергостроительные) блоки с соответствующими ограничениями.

Результаты проведенных исследований свидетельствуют о принципиальной важности будущих условий развития в борьбе рациональных энергоресурсов. Это во многом обусловлено физическим расположением расс-

Список литературы

1. Техничко-экономические о конденсационных электрических Л.С. Стермана. - М.: Высшая школа, 1974.
2. Скалькитин Ф.В., Борозинский В.И. Проектирование строительства новых станций // Труды Теплоэнергетической Энергии, 1974.
3. Суходольский Г.В. Основы психологии для психологов. - Ленинград, 1974.
4. Прохоренко Г.А., Улашев Э. Экономико-математическая системы ПТК в условиях перехода Горный вестник Узбекистана. Л

ПЛАНИРОВАНИЕ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАБОТ В РЫНОЧНЫХ УСЛОВИЯХ

УДК 338.4

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

Жизнеспособность и эффективность горнодобывающего предприятия в современных условиях определяется как геологическими, горнотехническими, технологическими факторами, так и рыночными отношениями с динамично меняющимися ценами, стоимостью кредитов.

В формуле: чистая прибыль = доход (продажи, финансирование) минус издержки (эксплуатационные, общие) минус налоги - инвестиции (исследования, возмещение, строительство, охрана природы, восстановление среды), наиболее значимую роль играют продажи и цена на металл, эксплуатационные издержки. Цены на металлы определяются на лондонской бирже, непосредственно от деятельности горнорудного предприятия не зависят. Вместе с тем, они являются базой для определения круга месторождений, разработка которых будет рентабельна в данный период. Поэтому у добывающего предприятия есть два пути для адекватного реагирования на понижение цены на рынке: уменьшение издержек производства и повышение селективности при добыче полезного ископаемого. Последнее достигается либо повышением среднего содержания в добытой руде, либо уменьшением доли пустых вскрышных пород, приходящихся на тонну добытой руды при неизменном среднем содержании полезного компонента. Такого рода селекция обычно требует пересмотра кондиций, длительных технико-экономических расчетов, которые могут быть упрощены и ускорены, если установить зависимости между геологическими параметрами. Опыт открытой разработки месторождения Мурунтау свидетельствует о стабильности

соотношений между бортовым содержанием металла (золота) в добытом и обогащенном металле. Эта стабильность цен, нормы прибыли через коэффициент вскрыши и глубине его рентабельной раз

рых [1]. Зависимость содержания золота в металле от результатов детальной разведки при оконтуривании бортового рис. 1. Она установлена для крута и может не соответствовать оруденения на других объектах вом месторождении или участком свои специфические закономерности составлен на основе сотен тысяч подсчетах запасов. Среднеквадратическое отклонение не превышает 0,1 г/т для крупных всего месторождения. Это означает быстроту оценки среднего логических запасов по любому томовому или, наоборот, определению для оконтуривания руд с содержанием.

При обработке и анализе всего выявлено устойчивое содержание металла в геологических золотых (рис. 2). Характерных остаются неизменными пр

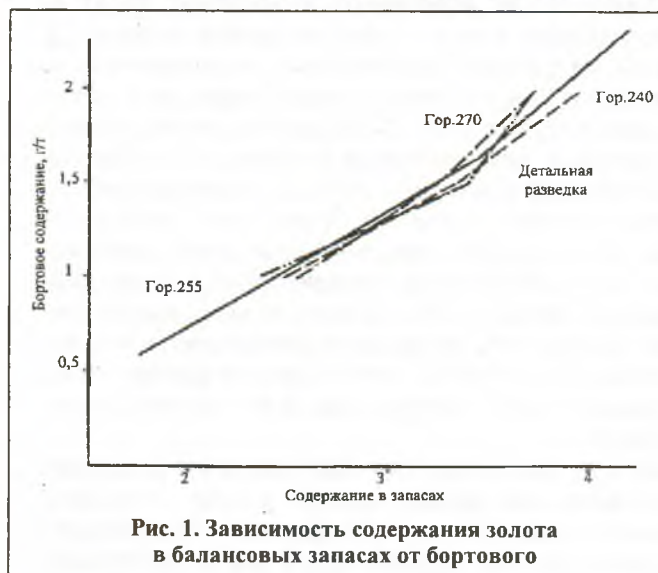


Рис. 1. Зависимость содержания золота в балансовых запасах от бортового

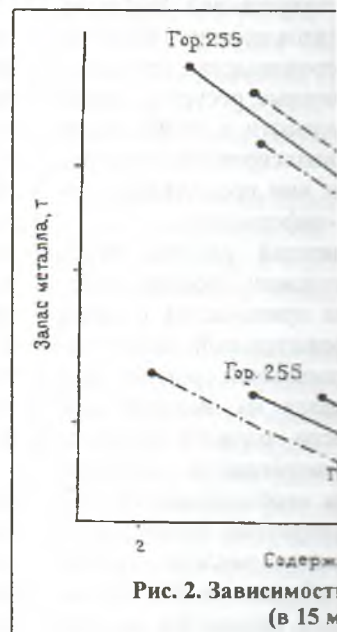


Рис. 2. Зависимость (в 15 м)

сети детальной разведки (80х40 м) к эксплуатационной разведке (6х6 м). Таким образом, в распоряжении геолога оказываются надежно установленные зависимости между тремя важнейшими параметрами: бортовым содержанием, средним содержанием и запасом.

Многолетний опыт разработки месторождения Мурунтау, постоянство технологии и высокая квалификация персонала позволили стабилизировать на одном уровне соотношения между содержаниями в геологических и эксплуатационных запасах (линии *a* и *b* на рис. 3), в эксплуатационных запасах (через потери и разубоживание) и товарной руде, а через коэффициент извлечения перейти к извлекаемому содержанию из руды. Зависимости между указанными содержаниями показаны на графике (рис. 3).

С другой стороны, количество извлекаемого металла (из тонны руды) через прибыль, связано с издержками производства, включающими экономически оправданный коэффициент вскрыши. Для некоторого заданного момента себестоимость кубометра добытой горной массы, транспортировки и переработки руды можно принять постоянными. При этом переменной величиной будет выступать количество пустой породы, приходящейся на единицу (одну тонну) добытой руды, то есть коэффициент вскрыши. На графике (рис. 3) линии, соответствующие содержаниям золота в руде на разных стадиях добычи и переработки, жестко фиксированы между собой, а положение всего ансамбля (угол наклона) относительно осей координат определяется допустимой величиной издержек, зависящей от коэффициента вскрыши. Руководствуясь указанными закономерностями, менеджер горнодобывающего предприятия легко определит необходимые для проектирования и принятия решения горно-геологические характеристики месторождения. Данная методика и закономерности позволяют определить предельную экономически оправданную глуби-

ну карьера на основе прогноза и ожидаемого уровня инфляции. В этом ритме можно реализовать в быстрой оценке вариантов г

сти от прогнозируемой цены. Таким образом, можно о

казатели, определяющие ус

производства.

Работа горнодобывающего предприятия «потреблением» руды, сходимостью их возмещения. го месторождения, либо за с тов. Геологоразведочные раб производят информацию, ко ным продуктом работы. И

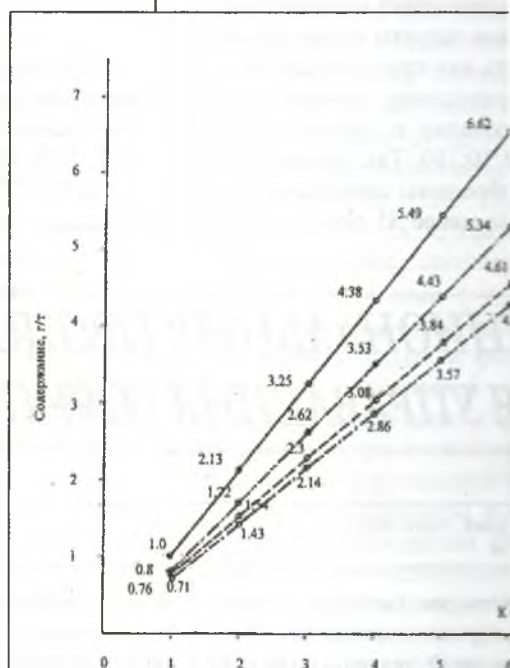


Рис. 3. Расчетные содержания золота по (при заданных издержках и н)

предприятию, занимающемуся эксплуатацией. Информация плюс технология плюс капиталовложения обеспечивают работу горнодобывающего производства, которое, в свою очередь, обеспечивает денежные ресурсы, новый капитал. Часть прибавочной стоимости с необходимостью должна направляться на финансирование геологоразведочных предприятий, чтобы они продолжали производить свой конечный продукт-информацию.

Один из важнейших показателей работы горнодобывающего предприятия – годовая производительность по переработке руды. Она принимается с таким расчетом, чтобы обеспечить положительный баланс между доходами и расходами. Оптимальный срок эксплуатации месторождения определяется из эмпирической зависимости от имеющихся запасов годового производства металла необходимого для возмещения капложений и получения прибыли. Срок необходимый обеспечения запасами (службы) предприятия, аналогичного Зарафшанскому золотодобывающему комплексу, составляет не менее 20 лет. Ресурсы необходимые (P_n) определяются как произведение годового погашения на срок эксплуатации ($P_r \cdot t$). Поддержание на нужном уровне величины P_n в виде разведанных запасов по категориям C_1 и B , задача дорогостоящая, обычно не реализуется на практике. Эмпирически установлено, что на действующем предприятии около половины ресурсов P_n могут быть представлены вероятными (в западной терминологии), то есть по категории C_2 . Вероятность подтверждения последних при доразведке и переводе в категорию C_1 составляет для месторождений золота около 0,5. Поэтому необходимые ресурсы составляют: $P_n = 10P_r(C_1) + 20P_r(C_2)$.

Развитие производства и движение запасов предполагают, что вероятные запасы (C_2) не просто находятся на балансе предприятия, но активно разведываются с темпами, обеспечивающими возмещение годового погашения доказанных запасов. Это определяет стратегию горнодобывающего предприятия по отношению к геологоразведочным работам и необходимые затраты на их проведение. Последние можно оценить как прямым расчетом, так и по сложившемуся эмпирическому соотношению между затратами на поиски, разведку и строительство горнодобывающего комплекса 1:10:100. Так для рудника стоимостью 350 млн. долл. необходимы доказанные запасы, разведка которых стоит не менее 35 млн. долл., а поиски – 3,5 млн.

Определенную информацию геологоразведку можно извлечь. Затраты на разведку золоторуд всем мире в 1994 г. составили ок. вое производство золота – 2216 т. от стоимости произведенного м «Ньюмонт голд компани» в 1989 золота, затрачено на разведку 50 также около 9%. Для сравнения, ского горнодобывающего предпр. ственными силами в 1997 г. состава. Кроме того, предприятие государства 8% от себестоимости в качестве ставки по возмещеник вых запасов.

На практике применяется два погашаемых при добыче запасов (платы за недра) в бюджет госуда. в социалистических странах, или инвестиций горнодобывающего и ную разведку месторождений, ка рыночной экономикой. Законом F о недрах предусматривается возм. любого из подходов (ст. 22 «Поль. ется платным», ст. 23 «От плат. е драми освобождаются пользовате. геологическое изучение»). Кажд. свои достоинства и недостатки. высокую централизацию и специ. точно учитывает потребности пред. горно-технологического типа, ме. особенностей месторождения, сро. работе проекта строительства нов. го предприятия или планирования. необходимо учитывать изложенны. закономерности.

Список литературы

1. Планирование и финансиров. горнорудных работ в условиях рыно. лекций геологов Испании. М.: 1994.
2. Gold survey. JFSM, 1995.
3. Newmont Gold Company/ Annual

МОДЕЛЬ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ СИСТЕМЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.271

© Б.Р. Раимжанов

Б.Р. Раимжанов, ректор НавГГИ, докт. техн. наук,
У. Инамов, канд. техн. наук НавГГИ

Комплексность совершенствования системы добычи горной массы базируется на следующих основных взаимосвязанных видах производственной деятельности технологии, организации и планирования развития этих

функциональных процессов. Учит. взаимосвязанных видов производств целесообразно модель комплекса ф. цессов рабочих мест горного произв.

виде объемной модели. Вдоль продольной горизонтальной оси объемной модели расположены функциональные элементы рабочих мест технологических процессов добычи горной массы. Вдоль вертикальной оси расположены функциональные элементы процесса организации производства, а на поперечной оси – функциональные элементы процесса планирования развития горного производства.

Рабочие места технологических процессов добычи горной массы на первом иерархическом уровне в общем случае содержат следующие функциональные технологические элементы: П – предмет труда, С – средства труда, И – исполнитель труда.

Эффективность рассматриваемых технологических процессов зависит от совершенствования организации производства. Организационные процессы добычи горной массы на наиболее высоком иерархическом уровне содержат следующие функциональные процессы: подготовки (П), обеспечения (О), контроля (К) технологических процессов вскрытия, добычи, рекультивации.

Под процессом подготовки горного производства (П) понимается подготовка документации, регламентирующей комплекс мероприятий, выполнение которых обеспечивает добычу горной массы в соответствии с разработанными проектами и с учетом применения прогрессивности технологии, техники и профессиональной подготовленности исполнителей труда.

Под обеспечением процесса горного производства при добыче горной массы понимается совокупность мероприятий, обуславливающих рациональное взаимное сочетание предметов труда, средств труда и исполнителей труда.

Под процессом контроля горного производства при добыче горной массы понимается совокупность мероприятий, направленных на обеспечение рационального режима функционирования рабочих мест на карьерах, посредством их аттестации, сертификации.

Эффективность организации добычи горной массы существенным образом зависит от заблаговременного планирования развития процессов технологии, техники и профессиональной подготовленности исполнителей труда.

Процесс планирования развития технологии, техники состоит из: анализа состояния рассматриваемых функциональных процессов (А), прогнозирования изменения технического уровня процессов (Н), установления конкретных условий заданий по сбалансированному развитию технологии, техники (Ц).

Под анализом развития процессов технологии, техники (А) понимается комплекс взаимосвязанных операций по установлению совокупности параметров для анализа, выбора периода анализа и установления характера изменения параметров.

Под прогнозированием развития процессов технологии, техники (Н) понимается выбор обобщенных параметров, характеризующих рассматриваемые процессы, установление закономерности и изменения обобщенных параметров и их значения.

Под планированием изменения процессов технологии и техники (Ц) понимается установление конкретных количественных целевых заданий по развитию планируе-

мых процессов с учетом их взаимного влияния и общей тенденции изменения обобщенных параметров в соответствии с результатами выполненного прогноза.

Как видно комплекс организационных процессов одинаков для всех технологических процессов рабочих мест П, С, И.

Дифференциация процессов технологии, организации и планирования развития неизбежно приведет к образованию подчиненных подсистем единой многоуровневой системы процессов технологии, техники горного производства.

Основными принципами, на которых базируется совершенствование технологии и техники горных работ, являются: поточное производство, совмещение основных и вспомогательных процессов во времени, концентрация операций на одном рабочем месте, независимость процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы, сокращение числа и объемов вспомогательных работ.

Управление производственными процессами на карьерах заключается в оперативном поддержании и совершенствовании связей между функциональными элементами процессов, или косвенно связанных с обеспечением технологических процессов добычи горной массы заданного уровня качества при минимальных затратах материальных, энергетических, трудовых, финансовых и других видов ресурсов.

Решение проблемы повышения эффективности управления горного производства в этих условиях должно идти по пути углубления специализации. Для выявления особенностей специализации рассмотрим структуру процессов организации технологии добычи горной массы. Организационные процессы, которые необходимы для обеспечения оптимального протекания технологических процессов горного производства вообще и добычи горной массы в частности, состоят из функциональных организационных процессов иерархического уровня, т.е. из процессов П, О, К (таблица). Эти организационные подпроцессы связаны между собой посредством регламентированной последовательности их протекания. Они могут выполняться последовательно, практически независимо ($\rightarrow$); параллельно, согласованно по времени выполнения ($=$) или все организационные подпроцессы могут совместно выполняться одновременно при полной взаимной увязке ($\Rightarrow$). Приведенные организационные подпроцессы П, О, К, представляют собой структурные элементы процесса организации производства, а в совокупности со связями ($\rightarrow$, $=$, $\Rightarrow$) позволяют составить структурные формулы процесса организации производства применительно к рассматриваемым технологическим процессам карьеров.

Для систематизации структуры процессов организации производства воспользуемся принципами структурообразования по функциональному признаку.

Применяя принципы вырождения, согласования, сочленения и совмещения функциональных структурных элементов при последовательном комбинировании с заменой связей между структурными элементами, получим 24 принципиально возможные структурные формулы различных процессов организации добычи горной массы на карьерах (таблица). Первый вид организации горного производства (группа I, формулы 1...3) представляют

Структурообразование и классификация организации процессов производства

Принцип построения структурных формул	Согласование элементов						Базовая формула	Сочленение элементов							Совмещение элементов								
	С вырождением двух элементов			С вырождением одного элемента				С вырождением	С согласованием			Всех	С вырождением	С согласованием		С сочленением							
Структурные формулы	П	О	К	П→О	П→П	О→К	П→О→К	П=О	П=К	О=К	П=О→К	П=К→О	П→О=К	П=О=К	П⇒О	П⇒К	О⇒К	П⇒О→К	П⇒К→О	П→О⇒К	П⇒О=К	П⇒К=О	П⇒О⇒К
№ формул	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
Группы формул	I			II				III			IV				V			VI			VII		
Виды специализации	Одно-этапная			Предметная				Подетальная							Позлементная								
Особенности специализации	Обособленная			Функционально-неполные			Полные	Функционально-неполные			С элементами предметной специализации			Полные	Функционально-неполные			С элементами предметной специализации			С элементами подетальной специализации		

Структурные элементы: П – процесс подготовки, О – процесс обеспечения, К – процесс контроля качества
Связи структурных элементов: /→/ – последовательная, /=/ – параллельная, /⇒/ – совместная

собой функциональную (стадийную) специализацию (когда участки, цеха выполняют часть технологического процесса) обособленно подпроцессам подготовки, обеспечения, контроля горных работ. Организационные процессы этого вида специализации разрабатываются применительно к отдельному виду технологического процесса и типу производства, например по подготовке процессов бурения, взрывания, экскавации, подготовки к выемке горной массы по обеспечению процессов выемки горной массы, по контролю за режимом функционирования добычного участка, цеха или рабочего места на карьере, которые, как правило, служат в качестве типовых процессов подготовки, обеспечения, контроля процессов ведения открытых горных работ. Они используются как методические материалы для разработки взаимосвязанных организационных подпроцессов, структурные формулы 4...24.

Второй вид организации горного производства (группа 2, формулы 4...7) представляют собой предметную специализацию, предусматривающую последовательное выполнение подпроцессов подготовки, обеспечения, контроля горных работ с учетом заданной производственной программы добычи горной массы. Примером этой специализации (по виду продукции) могут служить вскрышные и добычные участки карьера. Подразделения полностью обеспечивают выпуск определенной продукции.

Третий вид организации горного производства (группы 3, 4, формулы 8...14) представляют собой детальную специализацию. Эта специализация предприятий (по способу простой отдельной выемки, где, как правило, сортировку не выедут) по производству отдельных частей изделия или частей отдельного продукта.

Подетальная специализация обуславливает выполнение функциональных процессов подготовки, обеспечения контроля добычи.

Четвертый вид организации горного (группы 5, 6, 7, формулы 15...24) предусматривает послементную специализацию (по способу добычи с сортировкой), которая осуществляется одновременно комплексным решением подготовки, обеспечения, контроля добычи и полезных компонентов. В этом случае протекают параллельно.

Специализация в современных условиях научно-технического прогресса обуславливает производство, представляющую собой организационных процессов (П, О, К) и связей (→, =, ⇒), которая обеспечивает оптимальное выполнение производственной деятельности при правильном производственными процессами.

Под оптимальной понимается такая производственная деятельность, при которой фактические значения показателей производственной деятельности (наличие и подготовка оборудования, оснащенности, производительности, квалификации кадров и т.п.) соответствуют оптимальным значениям. Чтобы реализовать на практике принципы совершенствования деятельности, необходимо дать количественную оценку взаимосвязей показателей эффективности и уровня организации горного производства согласно уравнению рассогласования значений компонентов производственной деятельности, позволяющему принимать решения по дальнейшему совершенствованию организации, углублению специализации управления горного производства.

РОЛЬ И НАЗНАЧЕНИЕ КАДРОВ В СИСТЕМЕ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 338.4

© М.О. Косимов 2002 г.

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

Активным и наиболее важным элементом управления производства являются управленческие кадры. От качества работы управленческих кадров зависит результативность функционирования всей системы управления.

Отлаженный механизм управления – это прежде всего профессионализм, динамизм и высокая самостоятельность кадров управления, их самостоятельность и настроенность на большие дела, способность к творчеству и хозяйствованию по –новому, компетентность и ответственность за принимаемые решения, непримиримость с отсталостью в мышлении и бюрократизмом. Поэтому понятно то огромное внимание, которое уделяется человеческому фактору.

В управлении человеческий фактор проявляется в двух формах. С одной стороны, руководитель должен быть на уровне решаемых задач в новых условиях. Он должен обеспечивать эти новые условия своим подчиненным, руководителям всех служб и подразделений, работающим в них трудящимся. Он должен быть человеком, должен понимать, знать, чувствовать человека. С другой стороны, человеческий фактор находит свое отражение в исполнителях. Если есть экономическая заинтересованность работников, взаимопонимание и единство интересов с руководством, то, как прямое следствие, появляется профессиональный интерес, гражданский долг, ответственность и неограниченные возможности.

С активизацией человеческого фактора сегодня вызывают ускоренное движение вперед. Перестройка невозможна без коренного изменения психологии управленческих кадров, воспитания нового поколения современно мыслящих и действующих руководителей. Необходимо максимально использовать возможности расширения демократии, обеспечивать условия для значительного усиления воздействия трудящихся на подбор кадров за их работой.

Один из элементов демократизации управления – выборность руководителей предприятий, производств, цехов, отделов, участков, бригад. Выборность руководителей укрепляет единоначалие, повышая авторитет руководителей и, вместе с тем, поднимает их ответственность за дело, создает атмосферу взаимной выскательности и требовательности. Поэтому требуется расширить практику использования конкурсной системы подбора и замещения руководителей и специалистов, а также определить условия ее применения.

В целях усиления контроля за деятельностью кадров должна обеспечиваться регулярная отчетность должностных лиц перед коллективом с предоставлением права оценки деятельности руководителей, вплоть до постановки вопроса об освобождении не справляющихся со своими обязанностями. Необходимо при этом держать в поле зрения аттестацию руководящих кадров для стимулирования роста их деловой квалификации.

Стиль руководства

Стиль- это система наиболее характерных, типичных и устойчивых методов руководства.

Стиль высокорезультативного руководства - это предприимчивость, коллегиальность, культуру поведения и умение работать с людьми, проявление при этом уважение к их мнению, развитие демократических форм управления, стимулирование творческой активности трудящихся. Культура человеческая и культура труда неразделимы.

Формы общения, правила поведения, нормы и этикет во взаимоотношениях с подчиненными и коллегами распространяются на весь аппарат управления и коллектив в целом. Определенный стиль руководства формируется из совокупности приемов, способов и методов работы. Различают директивно-распорядительный, демократический и либеральный стили.

Директивно-распорядительный стиль управления характеризуется централизацией власти, замыканием всех связей на руководителе, строгим контроле действий подчиненных. Такой руководитель, требуя пунктуального следования инструкциям, приказам, наставлениям, не оставляет место творчеству, возможности сотрудникам проявить самостоятельность и инициативу.

Такие методы управления опираются на формальную структуру, фиксированную систему прав и обязанностей работников, приказы, распоряжения. Отсюда часто возникает неудовлетворенность сотрудников, творческие силы которых не находят применения. Единовластие вырабатывает авторитарные черты характера руководителя, суровость и даже грубость, командные формы общения.

Демократический стиль руководства предполагает коллегиальность, привлечение к принятию решений коллектива, делегирование полномочий сотрудникам. Достоинства метода в благоприятных условиях для инициативы работников, обеспечивающих творческий подход к решению задач, интерес к делу, удовлетворенность трудом. В таких условиях каждый работник растет, развивается как личность и способствует развитию системы управления. При демократическом стиле в качестве основных методов воздействия используются экономические методы, материальное и моральное стимулирование.

При этом наилучшим образом развиваются творческие способности в управлении экономикой, что, в конечном счете, приводит к развитию самоуправления. Однако руководитель не теряет своих позиций как «командир», наоборот, повышает его авторитет, престиж, уважение к нему и признание.

Либеральный стиль руководства характеризуется минимальным влиянием руководителя на деятельность коллектива. Руководитель обеспечивает лишь необходимую координацию и информацию, а также минимальное материальное обеспечение работы.

Такой стиль возможен в творческих коллективах с высокой самостоятельностью членов коллектива.

В управлении в большей степени, чем в любом другом деле, важна персональная ответственность работников за конкретные их действия, принимаемые (и наоборот, «не принимаемые») решения. Реализация этой ответственности должна осуществляться автоматически, независимо от желания отдельных руководителей (в том числе вышестоящих) и групп людей. Создание такого механизма ответственности обеспечит полное подчинение действий органов управления интересам всей производственной системы и реальное искоренение бюрократизма.

Система кадрового обеспечения

Понятие «кадровое обеспечение» производства следует рассматривать в нескольких аспектах. В прямом смысле оно означает совокупность трудящихся, совместно реализующих определенную программу. Здесь кадровое обеспечение – синоним словам «коллектив», «кадры» и понимается как ресурсы предприятия. Вместе с тем, кадровое обеспечение рассматривается не только как некоторая совокупность людей, но и как непереносимое условие их деятельности и взаимодействия – процесс управления ресурсами, делающей возможной производственную деятельность. Наконец, организационный аспект кадрового обеспечения проявляется в том, что кадры – непереносимое условие организации производства, труда и управления. Через систему кадров реализуется организационная функция управления, а кадровое обеспечение является частью (элементом) системы управления.

Под системой кадрового обеспечения понимается система управления кадрами, функционирующая на основе определенной организационной структуры для повышения эффективности производства, удовлетворения материальных, моральных и нравственных потребностей работников. И в этом смысле кадровое обеспечение представляет собой процесс подбора и расстановки кадров, обеспечивающий достижение этих целей.

По структуре в кадровый состав горного предприятия входят рабочие, руководители, специалисты и служащие. Руководящие работники либо возглавляют функциональные подразделения (службы), либо непосредственно управляют производственным процессом. В этом случае руководящий персонал называют линейным.

Учет, анализ состояния, обеспеченности и качества кадрового состава выполняют на горных предприятиях на 1 января каждого года. Так, в угольной промышленности ведут учет: численности и использования специалистов; сменяемости руководящих работников за год по категориям (директора шахт, разрезов, обогатительных фабрик строительных управлений, главные инженеры, начальники участков); состава руководящих работников по образованию и возрасту; повышения квалификации и уровня образования; числа специалистов, занимающих рабочие места, состава руководящих работников отрасли с учеными степенями кандидатов и докторов наук.

Анализ состояния, обеспеченности и качества кадрового состава абсолютно необходим для выявления слабых мест в обеспеченности, для определения направлений исследований и кадрового состава, подлежащего изучению, оценке и аттестации.

Для количественной оценки кадрового обеспечения предприятия установлены конкретные показатели: сменяемость, использование, качественный состав, стабильность и др.

Стабильность руководящих кадров определяется в результате анализа состава работников по стажу и предполагает достаточно длительную работу на предприятии. Установлено, что работающие стабильно стабильный производственный коллектив. Из этого, стабильность принято оценивать отношением числа работников со стажем работы на данном предприятии свыше трех лет к среднесписочной численности работников. Это отношение, выраженное в процентах, называется коэффициентом стабильности.

Сменяемость кадров происходит по организационным и неорганизованным каналам. К организационным относят повышение в должности, избрание на другую должность, изменения в связи с совершенствованием структуры управления, выбытие на учебу, в Вооруженные Силы, уход на пенсию, болезнь, перевод на аналогичную должность, замещение вакантных мест. Движение по организационным каналам является процессом прогрессивным. Перспектива роста кадров, возможность полностью проявить свои способности – непереносимое условие стабильности кадров. Такое движение свидетельствует о росте постоянно совершенствующейся системы управления производством.

К неорганизованным каналам относят: отстранение от работы за нарушение правил безопасности, нарушение руководства, нарушение государственной дисциплины, освобождение от работы по собственному желанию и др.

Сменяемость по причинам второй группы характеризует текучесть кадров, равную отношению числа уволенных (увольняемых) к общей численности трудящихся категории.

На шахтах зачастую осуществляют перемещение работников с повышением и понижением по должности на другую с различными требованиями к уровню образования и т.д. Такие перемещения являются, если они ведутся планомерно, направленными использованием кадров и их число не превышает допустимое. Для удобства сравнения введено понятие «коэффициент частоты перемещений» – отношение числа перемещений одного работника за время его работы на данной шахте к числу работников на шахте $S:R_{ч.п} = n/S$. Как показывает практика, величина $R_{ч.п}$ не должна превышать $1/2$ и уменьшаться при увеличении стажа работы до $1/3$.

Для правильного понимания процесса перемещения специалистов необходимо выявить факторы, влияющие на частоту перемещений. Факторы могут быть личностными, связанными с личностью работников, не зависящими от него. К первым относятся особенности, выявленные при анализе психофизиологической структуры личности – свидетельствующие о неудовлетворительности организации управления.

Одним из основных направлений работы с кадрами является формирование *резерва кадров*, который служит основой заблаговременной подготовки кандидатов на руководящие должности. Работники, включенные в резерв, после целенаправленной подготовки могут быть выдвинуты для участия в конкурсе и выборах на руководящие посты.

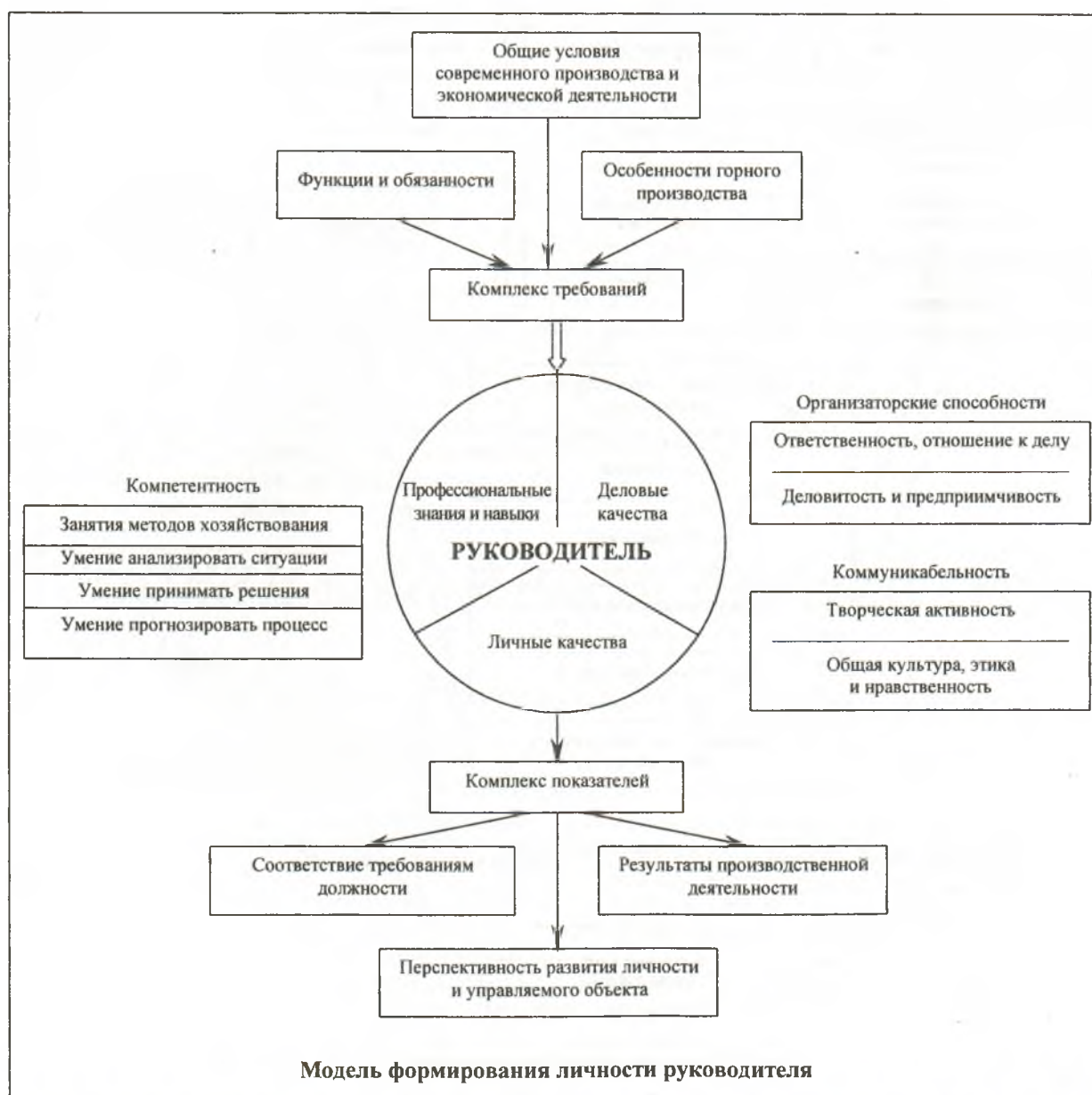
В резерв зачисляются линейные руководители и специалисты функциональных служб, отвечающие требованиям и прошедшие аттестацию. Для включенных в резерв определяют сроки формы и методы обучения и подготовки; осуществляют специальную подготовку к профессиональной управленческой деятельности. Качественная подготовка, прохождение всех необходимых этапов в процессе обучения и стажировки обеспечат высокий процент назначений из числа зачисленных в резерв.

Состав кадрового резерва должен быть известен в коллективе. Тогда в период пребывания в резерве кандидат на должность проходит проверку личных качеств, профессиональной подготовки в коллективе, который

решит в будущем вопрос о соответствии его должности. кандидаты в резерв выдвигают при согласовании с коллективом. В последующем – коллектив решает вопрос о выдвижении из резерва на должность или проведении выборов, если кандидатов несколько. Состав резерва соответствует номенклатуре. В резерве на одну должность должны состоять несколько человек. Состязательность дает возможность выдвинуть наиболее достойного.

Оценка и аттестация руководителей

Надежность управленческих решений в большой степени зависит от личностных качеств руководителя и стиля его работы. Поэтому необходимо проведение регулярных и специальных исследований по изучению делового и профессионального уровней и потенциала работников (оценка кадров). Оценка качеств руководителей – один из самых сложных аспектов управленческой деятельности. Вместе с тем важность такой оценки, особенно в настоящее время, безусловно в вопросах подбора кадров и их расстановки по деловым качествам. В условиях демократизации управления, экономической самостоятельности



коллективу не все равно, кто стоит во главе предприятия. Поэтому объективная беспристрастная оценка каждого претендента на руководящую должность является непременным условием качественного подбора кадров.

Оценка должна быть комплексной, т. е. учитывающей все стороны его личности.

При проведении аттестации и оценок возникает ряд вопросов, касающихся содержания, методов процедур оценки. Содержание оценки важно определить в связи с целью оценки. Оценивать можно деловые качества, профессиональные знания, организаторские способности, личные качества, затраты и результаты труда, сложность труда, качество и полноту выполняемых функций.

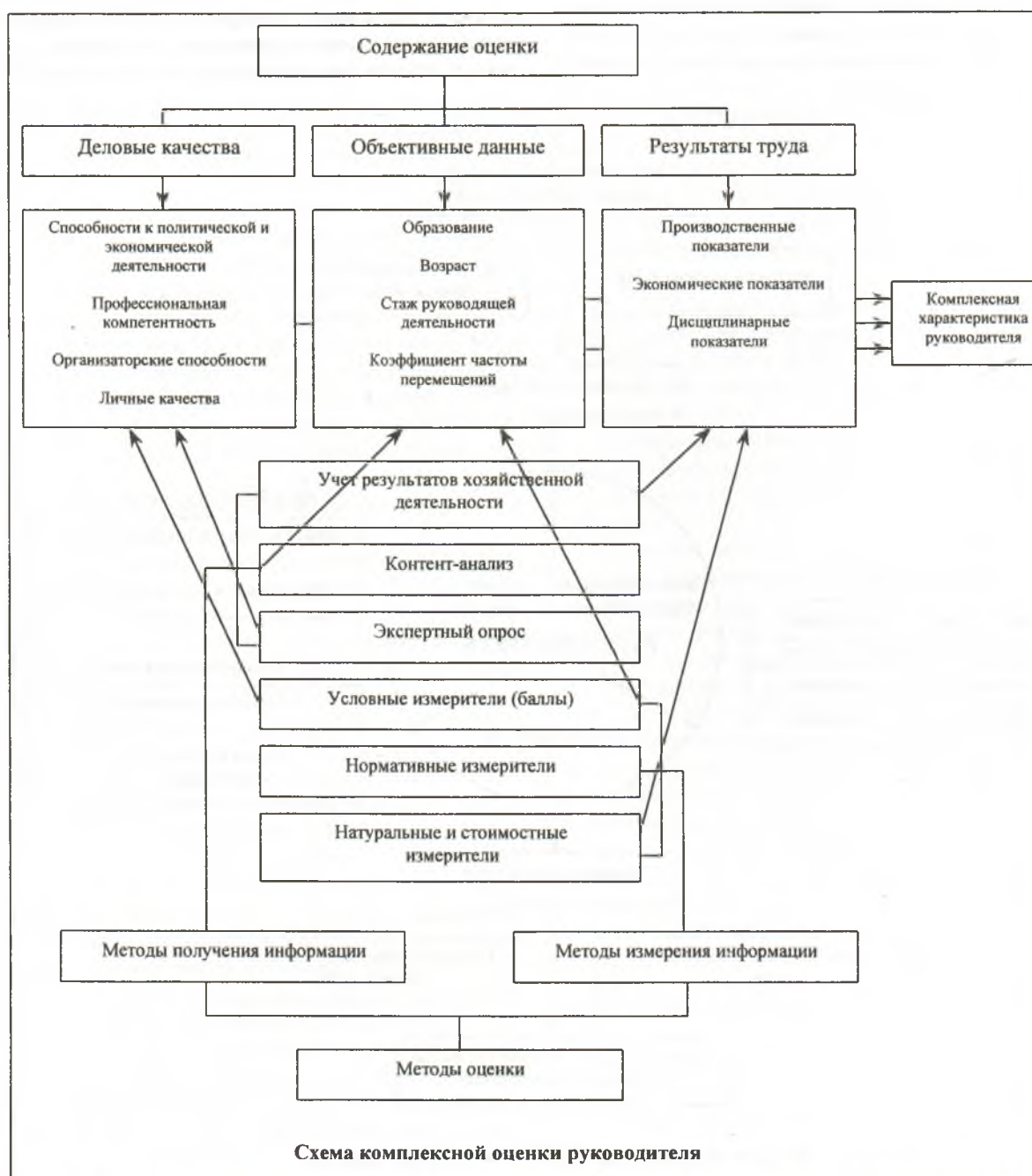
Главный принцип оценки управленческого персонала – по деловым качествам. Такой подход к кадрам сочетает требования строгой ответственности за порученное дело и внимательное, заботливое отношение к людям. Все

многообразие качеств должно быть выражено членным кругом критериев, которые можно рас по достоинству компетентно оценивать.

Кроме деловых (организаторских и личност честв для руководителя важнейшее значение и вень профессиональной подготовки.

Для оценки конкретного человека в дополне речисленным качествам следует рассмотреть имеющие в документах в различных отделах ятия. К ним относятся данные о профессионалн готовленности, уровень специализации, стаж данной должности и на данном предприятии, ние, повышение квалификации. К таким сведени сятся также данные, свидетельствующие об оти к работе, активном проявлении способностей и ностей.

Сформулированные критерии оценки и тр



Соотношение групп качеств у руководителей разных уровней, %

Должность руководителя	Идейно- политические качества	Профессиональная компетентность	Организаторские способности	Личные качества
Директор	28	25	33	14
Главный инженер	28	28	30	14
Начальник цеха	26	29	29	13
Начальник участка	26	34	27	13
Горный мастер	25	40	24	11

дают возможность составить модель личности руководителя, определяющую структуру его личности как субъекта управления.

Модель в общем виде содержит все компоненты структуры личности руководителя горного производства любого уровня. Различия в требованиях заключаются в важности и степени проявления качеств, а также и в соотношениях различных групп критериев для линейных руководителей (от высшего руководства до горного мастера).

В совокупности требований, предъявляемых к руководителям, не все критерии равноценны. Можно считать, что с понижением уровня управления повышаются требования к критериям, характеризующим профессиональные знания техники, технологии, процесса производства (таблица).

Задача оценки работников управления заключается в том, чтобы каждому работнику найти достойное место в управленческой деятельности, соответствующее его способностям и возможностям. Для оценки необходимо изучить личные и деловые качества работника, результаты его труда, его личный вклад, эффективность функционирования руководимого им подразделения; выявить причины несоответствия занимаемой должности (если это очевидно). Полученные данные позволяют оказать работнику помощь, если требуется, послать его на обучение (переобучение) для повышения квалификации руководящих работников; работника, не способного по складу характера к руководящей деятельности, перевести на исследовательскую работу в функциональные

подразделения, где могут полностью раскрыться его способности.

Непременным условием полной оценки кадров является комплексный подход с анализом результатов деятельности. При оценке личных и деловых качеств учитывают в основном возможности, способности, состояние потенциальной готовности работников.

Идея получения комплексной оценки требует всестороннего рассмотрения объекта, его оценки как личности, требований, предъявляемых к нему, его деятельности, результатов этой деятельности.

Результаты труда руководителя можно оценивать по основным технико-экономическим показателям, уровню организации производства и управления, уровню организации системы кадрового обеспечения. Например, для оценки деятельности директоров шахт и карьеров могут служить такие показатели, как выполнение плана по добыче, выполнение планов повышения качества продукции, повышения производительности труда, выполнение планов по себестоимости продукции и реализации.

В ходе аттестации оценивают качества работника, устанавливают степень его соответствия квалификационным требованиям занимаемой им должности и перспективы продвижения по службе.

Аттестация проводится в целях наиболее рационального использования специалистов, повышения эффективности их труда, роста их деловой квалификации, создания резерва кадров и разработки программ повышения их делового и профессионального мастерства.

Аттестация - дело весьма деликатное, не терпящее ошибок. Поэтому высокая культура аттестующих, доброжелательность, направленность на глубокое изучение возможностей и способностей каждого работника с целью планирования его будущего создадут атмосферу деловой оценки.

О РАЗВИТИИ И ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ОАО «ЗАВОД РГТО» АО «УГОЛЬ»

УДК 338.4

© М.М. Турсунов, В.М. Левицкая 2002 г.

М.М. Турсунов, председатель правления ОАО «Завод РГТО» АО «Уголь»,
В.М. Левицкая, начальник ОТИЗ ОАО «Завод РГТО» АО «Уголь»

В начале сороковых годов в Ангрене были заложены первые шахты. Возникла необходимость в ремонте горно-транспортного оборудования. С этой целью в 1943 году была организована ремонтно-прокатная база (РПБ).

РПБ производила ремонт шахтных вагонеток, электродвигателей, насосов и другого горного оборудования.

В 1946 году ремонтно-прокатная база переименована в центральные электромеханические мастерские треста «Средашахтострой» (Приказ № 216 от 12.03.1946 г.). В состав завода входит механический цех, электроцех, слесарный цех и сети подстанций. Цеха располагались в помещениях барачного типа. В 1948 году освоен выпуск цветного литья на медеплавильной печи «Мечта» объемом 0,26 т, а в 1949 году ремонт паровозов и экскаваторов типа «Биссайрус» и «Марион». В 1954 году ЦЭММ переименован в центральный ремонтный завод (ЦРЗ). В пятидесятых годах предприятие интенсивно развивается.

Строятся новые здания механического цеха, электроцеха, бульдозерного и экскаваторного цехов, а также сдается в эксплуатацию литейный цех (на территории

разреза «Ангренский») со сталеплавильной печью емкостью 1,5 т и печью цветного литья емкостью 0,4 т. В это же время цеха оснащаются металлообрабатывающим, грузоподъемным и литейным оборудованием. Завод приступает к ремонту сложной горной техники и выпуску запасных частей к ней.

В 1977 году центральный ремонтный завод переименовывается в центральные электромеханические мастерские (Приказ № 340 Министерства угольной промышленности СССР).

В эти годы производятся капитальные ремонты мощных карьерных экскаваторов ЭКГ-8И и ЭКГ 4,6Б, а также выпускают запасные части к их узлам, производят капитальный ремонт электрических машин и генераторов постоянного и переменного тока, производят капитальный ремонт кузовов думпкаров, грузоподъемностью 105 т, производят стальное и цветное литье и изготовление нестандартного оборудования. Всего в номенклатуре более 400 наименований деталей, узлов и оборудования так необходимого для нормальной работы угледобывающих предприятий Средней Азии.

Однако со временем существующая мощность ЦЭММ не обеспечивает в полной мере потребности разреза «Ангренский», Шахты-9, ПТУ и других предприятий угольной промышленности в ремонте горно-транспортной техники. Поэтому принято решение в составе реконструкции разреза «Ангренский» построить новое ремонтное предприятие - завод РГТО мощностью 10-12 млн. руб. в год с числом работающих 800 человек. Строительство завода РГТО начато в 1982 году трестом «Узбекшахтострой». В 1985 году завод был построен и в 1988 году ЦЭММ перебазировался с нижней в верхнюю зону.

В 1994 году во исполнение постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан от 27.05.94 года № 271 «О мерах по совершенствованию системы управления угольной промышленности» и приказа п/о «Средазуголь» от 30.05.94 года № 59 Ангренские центральные электромеханические мастерские переименованы в завод по ремонту горно-транспортного оборудования.

В том же 1994 году на базе Ангренского завода по ремонту горно-транспортного оборудования учреждено Акционерное общество открытого типа с фирменным названием «Завод по ремонту горно-транспортного оборудования».

Динамика роста предприятия представлена в таблице:

Учитывая важность угольной промышленности для экономики Узбекистана, отсутствие технической возможности обеспечить требуемый объем добычи угля, в 2000 году правительством Республики Узбекистан была поставлена задача провести перевооружение угольной промышленности Республики Узбекистан, создать современное производство мирового уровня и довести добычу угля до необходимых 5 млн. т угля в год в 2007 году.

Для решения этих задач были рассмотрены технико-экономические предложения от трех немецких фирм - мировых лидеров по производству данного вида оборудования. В соответствии с постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 26 ноября 1999 года № 511 «О мерах по разгосударствлению и приватизации предприятия с привлечением иностранных инвесторов в 2000-2001 гг.» предусматривается реализация 448349 штук

Год	Ед. изм.	Валовая продукция	Ср. спис. чис., чел.
1943	тыс. руб.	200	57
1950	тыс. руб.	400	95
1960	тыс. руб.	565	138
1965	тыс. руб.	960	174
1970	тыс. руб.	1118	167
1975	тыс. руб.	1190	154
1980	тыс. руб.	1381	167
1985	тыс. руб.	1695	372
1990	тыс. руб.	5440	361
1995	тыс. сум	61925	317
2000	тыс. сум	514172	350

(44 834,9 тыс. сум) акции АООТ «Завод РГТО». Германская компания «Крупп Фердтертехник ГмБХ» выиграла тендер на покупку акций АООТ «Завод РГТО». Договором зарегистрированным Госкомимуществом Республики Узбекистан от 9.10.2000 года за № 291 по реализации 30% пакета акций АООТ «Завод РГТО» предусмотрен первый взнос в размере 302 тыс. дол. США.

Важнейшим направлением работы предприятия является выполнение работ силами АООТ «Завод РГТО» АО «Уголь» по изготовлению металлоконструкций и монтажу поставляемого импортного оборудования на всех этапах проекта «Техническое перевооружение угольной отрасли».

Для обеспечения гарантии жизнеспособности всего проекта, на базе АООТ «Завод РГТО» организуется долгосрочное сотрудничество в области эксплуатации, управления и контроля за техническим состоянием, обслуживания поставляемого оборудования. С ростом развития предприятия росли и высококвалифицированные кадры.

Токарь Исаак Хаймович Рабинович за высокие показатели в труде и активную общественную работу в 1971 году был награжден орденом «Трудового Красного знамени» награждался медалями, почетными грамотами.

Токарь Шингин Валентин Павлович, так же за высокие показатели в труде в 1974 году награжден орденом «Знак Почета», награждался медалями, значком «Отличник соц. соревнования».

За высокие трудовые показатели коллектива ЦРЗ директор Юрий Васильевич Ткаченко награжден орденом «Знак почета».

В 1980 году «Ударник коммунистического труда» присвоено 60 труженикам завода. Среди награжденных Ефремин Валентин Васильевич - электрообмотчик, Батяев Анатолий Иванович - слесарь, Куватов Рахман Амантурдыевич - газосварщик, Чернощевков Юрий Иванович - слесарь.

Медалью «Ветеран труда» в 1989 году награжден главный инженер завода РГТО Тимофеев Александр Васильевич. Также он неоднократно награждался почетными грамотами и денежными премиями.

В 2000 году за высокие трудовые показатели награжден орденом «Дустлик» слесарь-ремонтник экскаваторного участка Галеев Василий Викторович.

Председатель правления АООТ завода РГТО Турнов Маражаб Машарифович работает на заводе

школьной скамьи. От ученика токаря он дошел до руководителя предприятия.

Предприятие, руководимое Турсуновым М.М., постоянно перевыполняет производственные задания по выпуску продукции, ремонту горного и шахтного оборудования.

За годы своего существования коллектив предприятия активно участвовал во всех мероприятиях, проводимых

городскими властями, и неоднократно награждался почетными грамотами, дипломами и переходящими Красными знаменами.

Коллектив акционерного общества открытого типа завода по ремонту горно-транспортного оборудования акционерного объединения «Уголь» уверенно идет к намеченным рубежам для достижения еще более высоких показателей в труде.

ОЦЕНКА МИКРОКЛИМАТИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ НА РАБОЧИХ МЕСТАХ

УДК 622.807

© О.Л. Балыбердин, А.В. Кочетов, Ю.Ф. Шмаков 2002 г.

О.Л. Балыбердин, начальник МСО-27,
А.В. Кочетов, начальник ЦЛКУТ и ООС Центрального РУ НГМК,
Ю.Ф. Шмаков, глав. сан. врач Центрального РУ НГМК

Законодательство Республики Узбекистан прямо не регламентирует санитарные нормы предельно-допустимые значения отдельных составляющих микроклимата, применительно к кабинам горно-транспортных машин. Однако, известно, что в кабинах и постах управления технологическими процессами «при выполнении работ операторского типа, связанных с нервно-эмоциональным напряжением», должны соблюдаться оптимальные величины температуры воздуха (22-24°C) его относительной влажности (60-40%) и скорости движения - не более 0,1 м/с. Более подробно этот вопрос рассмотрен в монографии А.И. Вайсмана.

Отличительной способностью нормирования микроклимата является выделение оптимальных и допустимых его уровней. При этом следует учитывать, что при операторской деятельности водительского состава, а также работников, занятых в кабинах экскаваторов и буровых станков состояние микроклимата должно способствовать поддержанию необходимого уровня работоспособности. Следовательно, микроклимат кабины должен соответствовать оптимальным характеристикам, что осуществимо в условиях Средней Азии лишь с помощью установок кондиционирования воздуха.

Учитывая опыт решения аналогичных проблем на железнодорожном транспорте, в сельском хозяйстве, в производственных помещениях, а также существующие нормативные документы, рекомендуется в качестве оптимальных и допустимых параметров микроклимата в кабинах использовать уровни температуры, относительной влажности и подвижности воз-

духа, приведенные в табл. 1 и 2.

В районах жаркого климата в теплый период года может быть допустимой температуры воздуха до 30° при увеличении его скорости на 0,1 м/с (но не более 0,1 м/с) и уменьшении относительной влажности на 5% на каждый градус повышения температуры воздуха сверх величины, указанной в табл. 2.

Такое допущение обосновано тем, что температуры воздуха от +18 до +30°C при выполнении операторской деятельности по управлению движущимся транспортным средством не вызывает значимых изменений объема внимания, скорости зрительно-двигательных реакций и способности восприятия временных интервалов.

При нормируемых параметрах микроклимата в кабине температура ее внутренних поверхностей не должна

Т а б л и ц а 1
Оптимальные нормы температуры, относительной влажности и скорости движения воздуха в кабинах горно-транспортного оборудования

Сезон года	Оборудование	Температура воздуха °C	Относительная влажность, %	Скорость движения воздуха, м/с не более
Холодный и переходный	Экскаватора, буровые станки	22-24	40-60	0,1
	Мобильное оборудование	18-20	40-60	0,2
Теплый	Экскаватора, буровые станки	20-23	40-60	0,4
	Мобильное оборудование	21-23	40-60	0,3

Т а б л и ц а 2
Допустимые параметры микроклимата для кабин горно-транспортного оборудования, работающего в карьере Мурунтау

Оборудование (кабины)	Сезон года	Температура воздуха °C X	Относительная влажность, %	Скорость движения воздуха, м/с не более XX)
Горно-транспортное	холодный и переходный	15-25	75	0,1-0,4
	теплый	16-28	75÷55	0,2-0,5

отличаться от температуры воздуха кабины более чем на 3°C , уровень теплового облучения работающих от стен и потолка кабины не должен превышать 35 Вт/м^2 , а от окон - 100 Вт/м^2 .

Таким образом, современная нормативная база по фактору микроклимата на рабочих местах в целом сориентирована на необходимость обеспечения при операторской деятельности оптимальных уровней температуры, относительной влажности и скорости движения воздуха.

Допустимые параметры, особенно для южных регионов, в принципе могут лишь защитить организм от неблагоприятных последствий воздействия этого фактора.

Результаты ежечасных за смену измерений в кабинах температуры воздуха в разные периоды года свидетельствуют, что только в зимнее время она колеблется в интервале от 15 до 26°C , т.е. по уровню сопоставима с допустимыми значениями. Весной (или осенью) диапазон колебаний температуры воздуха в кабинах «сужается» и в отдельные часы, как правило, к середине дня ее наибольшее значения достигают или даже несколько превышают верхний допустимый предел -28°C . При этом появляется известная неоднородность в почасовой динамике температур на разных рабочих местах. В кабинах буровых станков, экскаваторов и автосамосвалов с 9 до 14 часов дня по местному времени температура воздуха возрастает с разной степенью интенсивности, тогда как в кабинах бульдозеров она более вариабельна и изменчива по тенденции.

Летом, начиная с первых часов работы в утреннюю смену, температура воздуха практически ежечасно растет и максимально в кабинах водителей БелАЗов зарегистрирована на уровне $40,4^{\circ}\text{C}$. Среднее значение температуры воздуха в кабинах экскаваторов в 13 часов дня составило $25,5^{\circ}\text{C}$, буровых станков - $29,3^{\circ}\text{C}$, бульдозеров - $35,8^{\circ}\text{C}$, однако, при этом диапазон колебаний был более значительным - от $23-28^{\circ}\text{C}$ до $30-39^{\circ}\text{C}$.

Очевидно (табл. 3), что верхний допустимый предел температур превышает в переходный период и летом очень часто. В сочетании с достаточно резкой сменой влажностного режима и неустойчивым характером подвижности воздуха в кабинах, на рабочих местах в карьере Мурунтау формируется неблагоприятная микроклиматическая обстановка.

Этот вывод подтверждается данными оценки перепадов температуры и относительной влажности воздуха между кабинами горных машин и атмосферой карьера (табл. 4). Наиболее выражены они зимой и в переходный период, что вполне естественно. Однако, при выполнении отдельных операций, связанных с

необходимостью на время покидать кабины, абсолютные значения перепадов микроклиматических параметров (по температуре воздуха зимой, например, от 9 до 24°C) гораздо выше ее допустимых изменений ($3-5^{\circ}\text{C}$) в пределах рабочей зоны для производственных помещений.

Проведенное сопоставление указывает на высокую вероятность переохлаждения рабочего при выполнении подобных операций.

С другой стороны работники в кабинах горно-транспортных машин подвергаются тепловому воздействию от нагретых поверхностей, уровни которого представлены в табл. 5. По нашим данным в одно и то же время ($12-13^{\circ}$) летом температура открытых поверхностей в кабинах БелАЗов составила $36-42^{\circ}\text{C}$, буровых станков $29-37^{\circ}\text{C}$, экскаваторов - $31-36^{\circ}\text{C}$, бульдозеров - $36-40^{\circ}\text{C}$.

Наличие источников интенсивного теплового излучения значительно повышает дискомфортность труда в кабинах и может способствовать развитию перегревов, особенно в случаях переоблучения головы.

К сожалению, уровень этого излучения в реальных условиях превышает допустимый на все тело - (максимально) - в 6-20 раз.

Примерно аналогичные данные приводит Бабаев А.Б., изучавший вопросы теплообмена у экскаваторщиков и водителей автосамосвалов при разработке гравийно-песчаных месторождений в Средней Азии. Летом в кабинах самосвалов и бульдозеров к середине дневной смены происходит почти выравнивание температур воздуха и нагретых поверхностей, что резко ухудшает возможности теплоотдачи человека путем конвекции и может способствовать развитию перегревов.

Горняки, постоянно выполняющие производственные операции на рабочих местах в карьере на открытом

Т а б л и ц а 3

Характеристика фактических уровней отдельных параметров микроклимата на рабочих местах в карьере Мурунтау

Рабочие места	Температура воздуха $^{\circ}\text{C}$			Относительная влажность, %			Скорость движения, м/с		
	лето	зима	переход. период	лето	зима	переход. период	лето	зима	переход. период
В кабинах экскаваторов	18,2-29,0	15,4-24,0	19,0-30,6	38-66	26-71	27-57	0,2-0,4	0,2-0,4	0,2-1,1
Буровые станки	24,2-31,8	13,0-25,0	14,0-32,7	27-42	33-58	22-60	0,2-0,4	0,2-0,5	0,2-0,4
Автосамосвалы	27,0-40,4	17,1-25,0	17,8-31,0	14-30	22084	37-76	0,2-0,4	0,2-0,3	0,3-0,7
Бульдозеры на открытом воздухе в карьере	31,0-37,4 27-37	19,0-29,5 1-11	21,0-31,2 10-25	11-30 11-37	16-60 49-87	19-66 35-88	0,3-0,4 1,5-2,6	0,2-0,4 1,2-4,8	0,2-0,4 0,9-4,8

Т а б л и ц а 4

Перепады температуры (t) и относительной влажности (H) воздуха за смену между кабинами горных машин и атмосферой на карьере Мурунтау (крайние значения)

Рабочие места	Зима		Лето		Переходный период	
	темп.С	H, %	темп.С	H, %	темп.С	H, %
Экскаваторов	10-16	3-23	1-9	7-34	2-11	3-21
Буровых станков	9-17	14-16	2-9	11-25	2-18	2-38
Автосамосвалов	12-24	8-27	1-1	4-23	3-12	2-40
Бульдозеров	13-20	23-40	1-5	2-16	2-13	2-25

по-
ия в
тся
ной
и и
&K,
сь в
или
ак-
ме-

тер,
S с
не-
жат
оди-
в и

это

ю
нт
IQ
4H

тс
ом
сой
ти,
ма
чи-
си-
ра-
ста
во-
на-
и

кже
ower
бст-
нии
офи-

ную

Таблица 5

Тепловое излучение от нагретых поверхностей в кабинах горных машин на карьере Мурунтау

Места измерений (кабины)	Величина теплового излучения, Вт/м ²		Разница между средне-взвешенной температурой поверхностей и воздуха кабины °C (в летний период)
	лето	зима	
Экскаваторы	216-395	72-124	3,5-8,0
Буровые станки	145-310	63-135	2,1-5,1
Автосамосвалы	250-640	84-210	0,9-4,4
Бульдозеры	140-210	68-72	2,1-3,8

воздухе, подвергаются воздействию микроклиматических параметров в широком диапазоне значений:

температуры воздуха - от 1°C (зимой) до + 37°C (летом), при этом ее реальные колебания могут быть и выше зарегистрированных нами в период наблюдений;

относительной влажности - от 11 до 88%;

подвижности воздуха - от 0,9 до 4,8 м/с.

Поскольку для района размещения карьера Мурунтау характерно достаточно частое изменение погодных условий даже в течение рабочего дня, особенно в зимний и переходный период года, у работников, занятых непосредственно в карьере, процессы теплообмена организма с окружающей средой могут быть дискоординированы за счет нарушений механизмов адаптации к относительно быстро меняющейся микроклиматической обстановке.

Разнообразие и динамичность показателей состояния микроклимата на рабочем месте, наряду с их сопоставлением по отношению к оптимальным и допустимым значениям, принятым у нас в стране, обуславливают так же необходимость оценки микроклиматической обстановки по одному обобщенному критерию, позволяющему в целом судить об условиях труда по данному фактору, в частности, для анализа клинико- или физиологигиенических параллелей.

В качестве такого критерия могут быть использованы разные показатели:

- индекс теплового стресса (на основе международного стандарта - ISO - 7243), который рассчитывается путем измерения температур «черного шара», влажного термометра, а при наличии солнечной инсоляции так же и сухого термометра в соотношении:

0,7 вл. терм. + 0,2 черн. шар + 0,1 сух. терм.

Полученные результаты сравниваются с рекомендуемыми значениями, которые учитывают так же тяжесть выполняемой работы (по пяти градациям). К сожалению, в странах СНГ международный стандарт пока не принят.

Эффективная эквивалентная температура (ЭЭТ °C) учитывает все три параметра климата: температуру, относительную влажность и скорость его движения. Для определения ЭЭТ пользуются известными номограммами.

Однако, критерию эффективной эквивалентной температуры свойственны недостатки (не учтен фактор излучения тепла, шкала эффективных температур не адекват-

на физиологическому значению влияния скорости движения воздуха, недостаточно учтены метаболические процессы в организме, особенно при высокой температуре воздуха и т.д.).

Поэтому нами для интегральной оценки микроклиматической обстановки на рабочих местах были использованы критерии вредности и опасности труда, приведенные в табл. 6.

Анализ показал, что в зимнее время года абсолютное большинство работающих в кабинах находятся в условиях, соответствующих допустимым. В этот период наблюдаются лишь единичные часы в смене, когда температура воздуха в кабине (бульдозера К-701, например) может превысить верхний допустимый предел на 1-4°C.

В переходной время года количество измерений, при которых отмечено, что температура воздуха превышает верхний допустимый предел, значительно возрастает по сравнению с зимой - с 1,5 до 41,7%, летом оно становится еще выше (60%), а в кабинах БелАЗов достигает практически 100%. В абсолютном выражении рост температуры воздуха сверх верхней границы допустимых значений летом составляет за смену от 1-4°C в кабинах экскаваторов и буровых станков до 5-9°C - в кабинах бульдозеров и 6-13°C - автосамосвалов.

Таблица 6

Оценка условий труда по фактору микроклимата на рабочих местах в карьере Мурунтау

Рабочие места Кабины:	Время года		
	холодные	теплое	переходный период
экскаваторов	допустимое	вредные и опасные первой степени	допустимые
буровые станки	допустимое	вредные и опасные первой степени	вредные и опасные первой степени
бульдозеры	допустимое	вредные и опасные второй степени	вредные и опасные первой степени
автосамосвалы	допустимое	вредные и опасные третьей степени	вредные и опасные первой степени
на открытом воздухе	допустимое	вредные и опасные первой-второй степени	допустимое

Относительная влажность воздуха при разных уровнях его температуры в кабинах горных машин в целом не выходит за пределы допустимых значений, в 1-2% наблюдений отмечено ее увеличение на 5-10% сверх нормативного уровня, как правило, в кабинах автогрейдера, самосвалов.

Подвижность воздуха в кабинах, в основном, составляет менее 0,2 м/с, что при высокой температуре летом бывает недостаточно для эффективного снижения воздействия тепла, при этом существует значительное различие скорости движения воздуха по высоте кабины от 0,1 до 1,8 м/с.

Состояние физиологических систем и работоспособность людей, занятых эксплуатацией горно-транспортных машин и механизмов, в значительной степени будут зависеть от того, насколько близкими к оптимальным являются условия микроклимата в кабинах.

Степень отклонений этих условий от оптимальных может служить одним из существенных показателей влияния производственной среды на организм и быть использована в целях проведения физиолого-гигиенических сопоставлений (а не с точки зрения оценки условий труда).

В кабинах экскаваторов зимой и в переходный период всю смену сохраняется неустойчивый характер ее изменений с относительно невысокими отклонениями ($0,5-4^{\circ}\text{C}$), от оптимального уровня. Летом диапазон этих отклонений увеличивается до $6-9^{\circ}\text{C}$, причем наблюдается достаточно «плавный ход» колебаний температуры с незначительным подъемом к середине рабочего дня и снижением в конце смены. На других горных машинах зимой и в переходный период вариации отклонений ($4-7^{\circ}\text{C}$) более значительны, а летом четко проявляется тенденция к ухудшению микроклимата за счет резко нарастающего повышения температуры воздуха на $2-7^{\circ}\text{C}$ в кабинах бульдозеров и автосамосвалов.

Для людей, постоянно занятых на открытом воздухе более адекватной характеристикой служат допустимые не оптимальные) уровни микроклиматических параметров. Сравнение с ними результатов фактических измерений показывает, что в холодный и переходный период года средняя температура воздуха в различные часы смены, в основном, находится в пределах допустимых значений. Летом она существенно возрастает и по данному параметру микроклимата, условия труда можно отнести к классу вредных и опасных первой-второй степени.

Поскольку микроклиматические условия труда на рабочих местах в карьере Мурунтау следует рассматривать дифференцированно - по сезонам года и по видам горных машин, в кабинах которых занят персонал, в таблице приведены оценки этих условий в соответствии с существующей классификацией.

НОВЫЕ ПОРТАТИВНЫЕ ГАЗОАНАЛИЗАТОРЫ ИНДИВИДУАЛЬНОГО ПОЛЬЗОВАНИЯ ДЛЯ РУДНИКОВ И ШАХТ

УДК 543.27.226

© Э.А. Абдурахманов, А.М. Гайсин, Ю.А. Дружинин,
М. Мавлут, А.В. Кочетов, Ш.Д. Сахибов 2002 г.

Э.А. Абдурахманов, ст. научн. сотрудник «Нодир ЛТД»,
А.М. Гайсин, главный инженер «Нодир ЛТД»,
Ю.А. Дружинин, главный метролог НГМК,
М. Мавлут, начальник Облгаза,
А.В. Кочетов, начальник ЦЛКУТиООС Центрального РУ НГМК,
Ш.Д. Сахибов, директор «Нодир ЛТД»

Согласно действующим нормативным документам воздух рабочей зоны при ведении горных работ должен соответствовать установленным показателям как по химическому составу, так и по содержанию в нем вредных веществ.

При добыче полезных ископаемых, при ведении взрывных и сварочных работ, при погрузке горной массы гидравлическими (с дизельным приводом) экскаваторами и при транспортировании горной массы большегрузными дизельными автосамосвалами в воздушное пространство выделяются вредные вещества, в большинстве случаев являющиеся ядовитыми, вызывающие раздражение слизистых оболочек дыхательных путей и глаз, а при определенных концентрациях могут вызвать отек легких, потерю сознания.

Естественно, возникает острая необходимость оперативного определения концентрации окиси углерода, окислов азота, альдегидов и др. Особенно остро эта необходимость возникает после проведения взрывных работ, когда следует принять решение о допуске персонала к ведению горных работ. Для этих целей, как экспресс-метод, в условиях Центрального рудоуправления использовались выпускаемые промышленностью в странах СНГ, проверенные в экспериментальных и производственных условиях, индикаторные трубочки для определения вредных газов, основанные на пропускании определенного объема воздуха через специальный для каждого газа индикаторный порошок, помещенный в трубку и

изменении его цвета прямо пропорционально количеству этого газа в воздухе. Отсутствие подобных производств в Республике вынуждало предприятие тратить ежегодно значительные валютные средства на приобретение индикаторных трубочек.

Все это привело к тому, что по инициативе работников НГМК совместно с учеными при Самаркандском университете «Научно-производственной лаборатории и конструкторского бюро приборостроения Нодир ЛТД» (НПЛ и КБП «Нодир ЛТД») разработана, сконструирована и изготовлена базовая модель автоматического портативного газоанализатора индивидуального пользования серии «Самгаз-1».

Приборы серии «Самгаз-1» предназначены для измерения, в зависимости от модификации, концентраций метана, оксида углерода, водорода, аммиака, суммы углеводородов в воздухе рабочей зоны. Газоанализаторы оснащены жидкокристаллическим индикатором, световой и звуковой сигнализацией. Приборы выполнены в виде минигабаритного, уместающегося в руке блока, внутри которого располагается электронный блок и термомеханический датчик.

В основе принципа действия их заложен метод термомеханического окисления искомого компонента из общего состава анализируемой газовой смеси [1].

Основным недостатком известных термокаталитических анализаторов является их слабая селективность [2]. Селективность измерения в приборах серии «Самгаз-1»

обеспечивается комплексным подходом к её решению и применительно к конкретным объектам и условиям измерения [3, 4, 5]. В последующих номерах журнала будет дано подробное описание метода избирательности датчиков.

Первичный преобразователь (ПП) состоит из двух чувствительных элементов: измерительного и сравнительного, покрытых катализаторами различной активности и включённых в схему неуравновешенного моста, с диагонали которого снимается электрическое напряжение, которое по величине прямо пропорционально концентрации определяемого компонента. Способ отбора пробы газа на ПП - диффузионный. Сигнал с ПП подаётся на дифференциально-электронный усилитель с компаратором и далее на аналого-цифровой преобразователь с жидкокристаллическим индикатором. На экране микродисплея высвечивается результат измерения, одновременно срабатывает световая или звуковая сигнализация, свидетельствующая о том, что размер измеряемой величины превышает ПДК.

Питание электрической схемы газоанализатора осуществляется от портативного аккумулятора со встроенным зарядным устройством, поставляемого в комплекте. Полная зарядка аккумулятора определяется автоматически включаемым светодиодом. Ресурс работы аккумулятора обеспечивает работу газоанализатора в течение одной рабочей смены (не менее 8 часов).

Отличительным достоинством приборов серии «Самгаз-1» является: простота, надёжность, повышенная селективность, приспособленная к контролируемому объекту, диффузионный отбор проб, звуковая и световая сигнализация предельных значений, пыле-влагозащита, малые габариты и масса, цифровая индикация, значительный срок службы. В таблице приведены основные технические характеристики газоанализаторов серии «Самгаз-1».

НПЛ и КБП «Нодир ЛТД», кроме того, изготавливает анализаторы паров нефтепродуктов (бензина) типа АПН-1, в диапазоне 50% нижнего концентрационного предела воспламеняемости, погрешность не более 10% от диапазона, питание прибора от аккумулятора 12 вольт, световая и звуковая сигнализация.

Для макроконцентраций (0-30% об) бензина изготавливаются анализаторы типа АПН-2.

Для определения содержания окиси углерода (0-5 % об) погрешность не более $\pm 0,25\%$ об. в выхлопных газах автомобилей производится газоанализатор типа ГА-СО, внесённый в государственный реестр средств измерений: Республики Узбекистан - сертификат № 01.065, зарегистрирован в Гос.реестре средств измерений под № 01.026-97; Республики Казахстан - сертификат № 301, зарегистрирован в Гос.реестре средств измерений под № 01.026-

Технические характеристики газоанализаторов серии «Самгаз-1»

Модели Самгаз-1	MC-1-CH ₄	MC-1-CO	MC-1-H ₂	MC-1-NH ₃	MC-1-CH _x
Анализируемый газ	метан	Окись углерода	водород	аммиак	Сумма углеводородов
Диапазон измерений	0-200 мг/м ³ 0-4 % об	0-200 мг/м ³ 0-5 % об	0-100 мг/м ³ 0-2,5 % об	0-100 мг/м ³ 0-4 % об	0-1000 мг/м ³ 0-1 % об
Погрешность основная приведённая	$\pm 5\%$	$\pm 2,5\%$	$\pm 5\%$	$\pm 5\%$	$\pm 2,5\%$
Время выхода на показания, не более, сек.	не более 5 сек.				15
Анализатор селективен в присутствии газов	CO ₂ , SO ₂ , H ₂ CO, SO ₂ , NO _x , H ₂ S	CO ₂ , NO ₂ , H ₂ SO ₂ , углеводор.	Углеводор. H ₂ S, NH ₃ , CO, CO ₂ , SO ₂ , SO ₃	H ₂ , N ₂ , H ₂ , углеводор. SO ₂ , SO ₃ , HF, CO ₂ , CO	CO ₂ , H ₂ S меркаптана NO _x , H ₂ CO, HF, NH ₃
Время работы ПП	не менее 2-х лет				
Гарантия	один год				
Диапазон рабочих температур, °C	От -10° до +45°С				
Давление окружающей среды	84-106,7 кПа (630-800 мм.рт.ст.)				
Влажность	До 95 %				До 90 %
Калибровка	Поверочными газовыми смесями				
Габариты, мм	98 x 151 x 25				
Масса	не более 0,3 кг.				

97; Киргизской республики - сертификат № KG 417/01.12.145, зарегистрирован в Гос.реестре под № 145.

Базовая модель приборов АПН и ГА-СО имеет размеры мм. не более 212x145x80, масса не более 1,8 кг. Рабочий диапазон температуры от минус 20 до плюс 50°С. Отбор пробы - принудительный, микрокомпрессором. Потребляемая мощность не более 10 ВА. Напряжение питания: 12 В -постоянного тока и 220 В переменного тока.

Список литературы:

1. Карпов Е.Ф., Биренберг И.Э., Басовский Б.И. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы. М.: Недра, 1984. С. 34-37.
2. Тхоржевский В.П. Автоматический анализ газов и жидкостей на химических предприятиях. М.: Химия, 1976. С.64-65.
3. Абдурахманов Э.А., Норкулов У.М. Термохимический датчик для определения водорода. Предварительный патент Республики Узбекистан N 4402. 1997.
4. Абдурахманов Э.А., Хошимов Т.Ж. Термокатализатор газоанализатор оксида углерода // Патент Республики Узбекистан INDP9800063.1 от 28.01.1998.
5. Абдурахманов Э.А., Насимов А.М., Сахитов Ш.Д. и др. Газоанализатор окиси углерода ГА-СО // Предварительный патент Республики Узбекистан. NS05. 1998 г.

У ИСТОКОВ ГОРНОГО ДЕЛА

УДК 622.0

© И. Баталова, В. Марченко 2002 г.

И. Баталова, старший преподаватель НавГИ,
В. Марченко, геолог Северного РУ НГМК

Центральные Кызылкумы. Пустыня Кызылкум... Первое официальное упоминание и характеристика этих мест встречается в 19 томе капитального издания «Россия. Полное географическое описание нашего отечества» (редактор В.П. Семенов-Тянь-Шаньский), вышедшем в 1913 году в Санкт-Петербурге. Составитель и автор тома «Туркестанский край» В.И. Масальский обозначает границы региона «красных песков» который может быть назван Кызылкумским регионом или Зерафшано-Сырдарьинским бассейном и сообщает площадь бассейна – около 300000 квадратных километров.

Сегодня, когда Навоийский промышленный регион хорошо известен не только в Республике, но и в мировом экономическом пространстве, казалось бы, все секреты Центральных Кызылкумов уже давно разгаданы.

Но нет. Мало кто знает, что совсем рядом ждут своего открытия загадки об истории пустыни и ее эволюции.

Совсем недавно международная палеонтологическая экспедиция, собравшая виднейших ученых Америки, Канады, Великобритании, России и Узбекистана, после визита в наши места высказала суждение о том, что этот регион является уникальным местом, где представлены очень ранние и разнообразные ископаемые останки млекопитающих, где 20 миллионов лет эволюционной планеты.

Археологические и геологические находки свидетельствуют, что Зерафшанская долина – колыбель древнейшей цивилизации. Стоянки первобытных охотников, следы селений древних земледельцев и скотоводов, остатки укреплений, замков, сравнившиеся с землей руины поселений и целых городов, замечательные наскальные изображения-петроглифы, разнообразные древние постройки, гидротехнические, ирригационные сооружения, шахты, рудники и карьеры древнейших горняков.

И хочется обратить внимание читателей именно на уходящие в седую древность корни и истоки горного дела, которое сегодня является предметом законной гордости независимого Узбекистана. Уникальным шедевром является расположенный неподалеку от областного центра Учтутский горно-индустриальный комплекс каменного века. Здесь учеными выявлены и изучены десятки древнейших шахт и карьеров, в которых велась добыча кремня – чудесного материала, который много тысячелетий служил людям как предшественник металла.

В этих местах в 1958-1959 годах сотрудниками института археологии Академии наук Узбекистана были собраны многие сотни кремневых изделий каменного и древнекаменного века, а затем академиком А.П. Окладниковым была открыта древнейшая мастерская по изготовлению изделий из кремня.

Дальнейшие работы ученых-археологов Узбекистана под руководством академика Я. Гулямова увенчались крупным успехом – открытием более ста древнейших, засыпанных землей шахт и мастерских. То есть по суще-

ству выявлен древний горно-промышленный комплекс, включавший добычу кремня в шахтах и карьерах, а также изготовление изделий из него в специальных мастерских. Возраст «учтутских» шахт-неолит, т.е. 7-5 тысяч лет назад.

Любопытно, что уже тогда, в неолите, шахты имели практически все основные известные нам элементы – вертикальный шахтный ствол и боковые горизонтальные выработки-штреки. Ряд специальных экспериментов, проведенных археологами по консультациям известного специалиста по первобытной технике С.А. Семенова показал преимущество орудий из рогов и дерева по сравнению с каменными при рытье стволов-колодцев.

По данным одного из ведущих исследователей учтутских древних шахт Т. Мирсаитова гораздо труднее приходилось древним горнякам при проходке боковых штреков, когда действуя каменными клиньями, кирками, кайлами, тяжелыми отбойниками-кувалдами и другими орудиями они выбивали из породы желваки-ядрища кремня.

Однако шахтеры неолита вовсе не были первыми, кто открыл и стал «эксплуатировать» учтутские выходы и обнажения кремня. Судя по находкам археологов, сюда для подыскания кремневых желваков и галек наведывался еще неандерталец, живший 100-50 тысяч лет назад, подбирая то, что оказывалось пригодным на поверхности земли.

В последующем многочисленные следы добычи кремня в виде небольших ямок, лунок, воронок – самых первых горных копей, оставил здесь человек эпохи мезолита – «среднего камня», живший 13-7 тысяч лет назад. Ученые считают, что камень уносился первобытными людьми в различные места на значительные расстояния от места добычи.

К концу каменного века древние горняки Кызылкумов в совершенстве владели приемами и навыками обнажения, добычи и обработки кремня, бирюзы, халцедона, кварцита, хрусталя, опала, яшмы, диорита и других пород. Об этом говорят найденные во множестве археологами разнообразные изделия древних из камня и мастерские по производству первобытной бижутерии.

Удивительную технологию добычи и обработки камня, а также строительство из него наземных и подземных погребальных построек, известных под народными названиями «муг-хона» или «муг-уй» – дома магов, выявленных и обследованных инженером Б. Бабенко и краеведом Б.Шалатониным. Благодаря усилиям последнего о существовании этого уникального горного комплекса стало известно широкой общественности области и республики.

Учтутско-иджанский древний комплекс по добыче и обработке кремня является уникальным памятником истории зарождения и развития горного дела в Кызылкумах.

Но этот комплекс – не единственное, уходящее в глубь веков, свидетельство распространенности горного дела среди наших далеких пращуров.

Совсем рядом с областным центром, городом Навои, находятся оплывшие от времени руины древнего городища, обнесенного стенами, название которого говорит само за себя. Сангбур – древнее слово, «санги» – камень и «бур» – бурить, выламывать. Здесь из добытого камня делали разные изделия и вытесывали жернова.

В целом для Центральных Кызылкумов характерны три профилирующих вида полезных ископаемых: кремний, медь и бирюза. Особое место в этом отношении занимают горы Букантау – самый северный район древнего горнорудного промысла на территории Кызылкумов, на долю которого приходится около 70% добычи сырья для кремневой индустрии каменного века.

Свидетельством тому являются явные и многочисленные следы древней добычи и обогащения кремневого сырья, отмечаемые геологами в процессе проведения поисково-разведочных работ.

Встречаются отдельные древние карьеры или группы карьеров, где объем переработанной горной массы впечатляет, поскольку копать-то было нечем, кроме камней или «лопат» – лопаток съеденных животных.

Здесь также наблюдаются следы проходки карьеров и щелей глубиной до 3-5 метров. Обогащение добытого сырья велось на месте добычи с последующей доставкой кондиционных кусков на места стоянок племен, где и производилось изготовление каменных орудий. С изобретением проколов и плечиковых сверл было положено начало ювелирной деятельности наших далеких пращуров, которые стали осваивать проявления бирюзы и мраморного оникса.

Что касается бирюзы, – самого известного и любимого камня Востока, камня счастья и любви, – то количество древних выработок исчисляется здесь многими сотнями. О времени добычи у специалистов нет единого мнения: начало разработок относят и к неолиту (6-6,5 тысяч лет назад) и к эпохе стеной бронзы (4-4,5 тысяч лет назад).

Поздний неолит знаменует собой начало металлургии меди. Здесь также приоритет остается за Кызылкумами, в частности, за Букантауской возвышенностью. По сведениям специалистов здесь сосредоточено до 50% объектов добычи и плавки руд Западного и Южного Узбекистана. По всей огромной территории Кызылкумов рассеяны древние стоянки человека со следами металлургического производства.

В горах Букантау, в районе Юго-восточной оконечности Бокалинского гранитоидного интрузива, обнаружены обширные по площади шлаковые поля, где во многих кусках шлаков позеленевшие корольки меди свидетельствуют о местонахождении главной «кузницы» Букантау.

Древние медные выработки есть во многих местах Букантау. Сейчас они представляют из себя занесенные золовыми песками ямы-воронки с хорошо различимыми бордюрами отвалов. Здесь встречаются каменные орудия в виде пестов из очень плотного микродиорита или другой плотной породы, идеально обработанные, а также фрагменты керамической посуды, изготовленной на гончарном круге.

Глубина карьеров колеблется от одного до 5-6 метров отрабатывались здесь и руды с вторичной медной минерализацией. Наиболее удаленной стоянкой древнего человека со следами металлургической деятельности является стоянка Джиракудук. Как и кремь, и бирюза, медная руда доставлялась на места стоянок племен, где и производилась ее плавка.

Многими специалистами выделяется ряд выработок с неясным компонентом добычи. Есть вероятность добычи в Кызылкумах олова и серебра, так как в отдельных пробах фиксировались именно эти элементы. Остается загадкой технология их извлечения, поскольку содержатся они в незначительных количествах.

В 1994 году на южном склоне горы Алтынтау (золотая) при прохождении шурфа в поднятой бадье горно-проходческая бригада среди обломков каолинизированных гранитов обнаружила непонятное образование, контрастно выделяющееся в гранитной массе. При спектральном анализе оказалось, что в образце в высоких количествах присутствуют такие элементы, как медь, алюминий, железо, мышьяк, магнит, кадмит, повышенное содержание свинца, цинка, никеля, олова. Возможна, эта находка, хранящаяся сейчас в геологическом музее, таит в себе сенсационную разгадку.

Время добычи и производства золота в Кызылкумах выявлено не столь конкретно и определенно. История добычи всеобщего эквивалента труда, богатства, товарообмена в Узбекистане в целом и, в частности, в Кызылкумах, окружена многовековыми легендами и тайнами, не разгаданными и поныне.

Но добыча его началась давно. Еще «отец истории» Геродот писал о масагетах, кочевавших от Аральского моря до гор Нуратау: «Железа и серебра они вовсе не употребляют, а золото и медь имеются в изобилии». Существование золотых копей в Кызылкумах в древние времена подтверждается лишь косвенно легендами, да неясными сообщениями геологов и археологов.

Но неспроста с незапамятных времен даны названия: Алтынтау, Алтын Сай – золотые горы, золотое урочище. Одна из легенд о месторождении золота Кокпатас, на базе которого построен сейчас золотоизвлекательный завод, рассказывает о двух влюбленных, которые из-за несогласия родителей решили бежать из родных мест и искать счастья на чужбине. Посланная погоня почти догнала беглецов и их ждала неминуемая расплата, если бы не вмешалась в события подземная богиня, покровительница влюбленных. В самый последний момент свернули кони влюбленных в широкое ущелье, и сразу же задвинулась за ними большая скала и загрозила преследователям вход. С той поры и стали звать это место Кокпатас (кокпа – крышка, ворота, тас – камень), который и поныне лежит как очевидец священной любви двух молодых сердец и как хранитель подземных богатств.

Во времена Бухарского эмирата золотодобыча приняла целенаправленный и масштабный характер. Существует несколько мнений о месте золотодобычи, но ни одно не является определенным и подтвержденным. В связи с этим очень много легенд и слухов о таинственных, призрачных караванах пустыни с эмирским золотом.

Достоверно одно, что существовала тщательно продуманная система добычи и вывоза желтого металла и

строжайшая тайна о местоположении рудников. Доподлинно известно также, что последним местом стоянки каравана с золотом, который убежавший от советской власти бухарский эмир, решил спрятать в надежном месте, было урочище Холодные ключи близ нынешнего города Зарафшана, после чего караван как сквозь землю провалился.

Существует версия, что в начале 60-х годов двадцатого века находящийся в эмиграции эмир обратился к советским руководителям с просьбой позволить ему умереть на родине. Платой за разрешение было обещание показать место, где было спрятано золото и где были расположены рудники. Официальные власти на сделку не пошли, и о золоте эмира, и рудниках, где оно добывалось, до сих пор ничего не известно.

В горах Букантау золото впервые было найдено Н.А. Зарудним в 1917 году в образе кварца на самом восточном окончании поднятия, носящем название Тахтатау. После этого значительных открытий не было долгое время. Открытие в сопредельном районе знаменитого и крупнейшего месторождения Мурунтау послужило толчком к постановке целенаправленных работ на золото и в Букантау. В начале 60-х годов в горах Кокпатаса Ю.В. Ринкельштейном и Х.Р. Рахматуллаевым было установлено наличие золотого оруденения, позже выделенного как месторождение Кокпатас.

А с конца 50-х годов в Кызылкумах, уникальной рудной провинции, началась новая эра горного дела и металлургии.

Сегодня у мощного индустриального концерна «Кызылкумредметзолото» есть свое высшее учебное заведение – горный институт, готовящий специалистов будущего. И у этого будущего, сидящего на студенческой скамье, есть уникальная возможность познакомиться с удивительными музеями горного дела прямо под открытым небом.

Есть возможность, словно перенесаясь на сотни веков в прошлое, увидеть, как их далекий предок учился горному делу, постепенно приобретая навыки, совершенствовал и двигал его вперед. Учтутские шахты, городище Сангбур – это, будто нарочно с неба посланная, оборудованная и даже действующая лаборатория.

К тому же, у этих древних седых скал, испещренных рисунками далеких предков, следами их деятельности, дрогнет что-то в душе любого человека, даже самого завзятого скептика прагматика. Чуть-чуть по-другому забьется сердце, чуть-чуть другим покажется мир, более светлым станет взгляд. Рядом история.

*Структура каменная глыб из монолит седых веков
Тревожит памятью забытой из детских снов.
И сонмы чувств, почти уснувших безвозвратно,
Выводят круг.
Из глубины зовут древнейшей памяти наплывом
Живые сны.*

спо-
мя в
ется
ной
ы и
&K,
сь в
ыли
рак-
ме-

тер,
S с
ине-
жат
ди-
з и

это

О
IT
Q
H

ся
ом
ой
и,
а
и-
и-
а-
га
о-
а-
и

ке
ег
т-
и
и-

ю

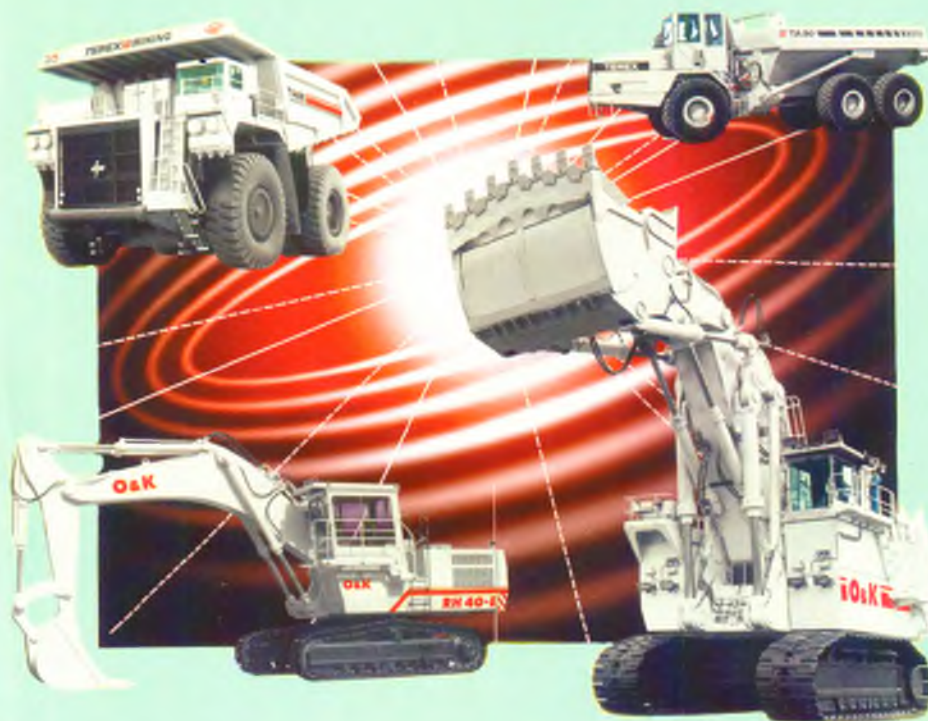
2002

Январь					Февраль				Март							
Пн		7	14	21	28		4	11	18	25		4	11	18	25	
Вт	1	8	15	22	29		5	12	19	26		5	12	19	26	
Ср	2	9	16	23	30		6	13	20	27		6	13	20	27	
Чт	3	10	17	24	31		7	14	21	28		7	14	21	28	
Пт	4	11	18	25		1	8	15	22		1	8	15	22	29	
Сб	5	12	19	26		2	9	16	23		2	9	16	23	30	
Вс	6	13	20	27		3	10	17	24		3	10	17	24	31	
Апрель					Май				Июнь							
Пн	1	8	15	22	29		6	13	20	27		3	10	17	24	
Вт	2	9	16	23	30		7	14	21	28		4	11	18	25	
Ср	3	10	17	24		1	8	15	22	29		5	12	19	26	
Чт	4	11	18	25		2	9	16	23	30		6	13	20	27	
Пт	5	12	19	26		3	10	17	24	31		7	14	21	28	
Сб	6	13	20	27		4	11	18	25		1	8	15	22	29	
Вс	7	14	21	28		5	12	19	26		2	9	16	23	30	
Июль					Август				Сентябрь							
Пн	1	8	15	22	29		5	12	19	26		2	9	16	23	30
Вт	2	9	16	23	30		6	13	20	27		3	10	17	24	
Ср	3	10	17	24	31		7	14	21	28		4	11	18	25	
Чт	4	11	18	25		1	8	15	22	29		5	12	19	26	
Пт	5	12	19	26		2	9	16	23	30		6	13	20	27	
Сб	6	13	20	27		3	10	17	24	31		7	14	21	28	
Вс	7	14	21	28		4	11	18	25		1	8	15	22	29	
Октябрь					Ноябрь				Декабрь							
Пн		7	14	21	28		4	11	18	25		2	9	16	23	30
Вт	1	8	15	22	29		5	12	19	26		3	10	17	24	31
Ср	2	9	16	23	30		6	13	20	27		4	11	18	25	
Чт	3	10	17	24	31		7	14	21	28		5	12	19	26	
Пт	4	11	18	25		1	8	15	22	29		6	13	20	27	
Сб	5	12	19	26		2	9	16	23	30		7	14	21	28	
Вс	6	13	20	27		3	10	17	24		1	8	15	22	29	

Группа компаний



TEREX MINING



**Больше производительности с помощью
“интеллектуальной” горнодобывающей
техники TEREX MINING**



**Кинематика
TriPower -
утроенная
мощность**

**МАГИЧЕСКИЙ ТРЕУГОЛЬНИК
ВЫСОКОЙ
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ**

Производительность и работоспособность машин в настоящее время в значительной мере определяется современной микропроцессорной техникой. Экскаваторы, думперы и автомобили-самосвалы фирм O&K, Unit Rig и Terex всегда находились в первом ряду продукции, где были разработаны и применены на практике новейшие технологические методы.

В настоящее время, например, система регулирования PMS с компьютерным управлением и кинематика TriPower фирмы O&K служат мерилем повышения производительности, снижения расходов и увеличения работоспособности.

O&K все приводит в движение. И это происходит уже с 1876 года.

**Мы значительно
повысили коэффициент
умственного развития IQ
наших машин**

Этот патент фирмы O&K считается во всем мире образцом чрезвычайно высокой производительности, так как система TriPower обеспечивает повышение усилий подачи и разработки грунта без роста энергозатрат, позволяет уменьшить нагрузку агрегатов и



Ваш машинист экскаватора будет также восхищен работой машины. Система TriPower упрощает управление и всесторонне способствует успешной работе. При каждом погружении ковша всегда достигается отличный коэффициент наполнения.

Если Вы также хотите иметь утроенную производительность, позвоните нам.

TEREX GERMANY GmbH, Postfach 17 01 06, D-44060 Dortmund, Германия
тел. (+49-231) 92 23, факс (+49-231) 9 22 58 00, E-Mail: info@ok-mining.de
Представительство в г. Ташкенте: Республика Узбекистан,
г. Ташкент, 700170, ул. Карамзина, 38,
тел.: (+99871) 1690146, 1690143, факс: (+998712) 670927

TEREX  MINING