

O'zbekiston

КОНЧИЛИК xabarnomasi

1
2000

ИЛМИЙ-ТЕХНИК ВА ИШЛАБ ЧИКАРИШ ЖУРНАЛИ

ЖУРНАЛ
ОСНОВАН В 1997 ГОДУ



ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

Узбекистана





НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ



Учредители:

Навоийский
государственный горный
институт,
концерн
"Кызылкумредметзолото"

Главный редактор:

РАИМЖАНОВ Б.Р.

Редакционный совет:

АБДУМАЖИДОВ А.А.

АБДУРАХМАНОВ С.А.

АРАНОВИЧ А.Г.

БЫКОВЦЕВ А.С.

МАЗУРКЕВИЧ А.П.

МАЛЬГИН О.Н.

НАСРИДИНОВ И.Б.

ПРОХОРЕНКО Г.А.

РАХИМОВ В.Р.

СЫТЕНКОВ В.Н. -
(зам. главного редактора)

ТОЛСТОВ Е.А.

ТОМАЛАК С.М.

ШЕМЕТОВ П.А.

ШАРИПОВ Х.Т.

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

- Н.И. Кучерский.** Современные технологии управления качеством сырья в горно-перерабатывающей системе «недра-завод» при проектировании и эксплуатации сложно-структурных месторождений.....3
- А.Н. Лукьянов.** Технологические решения открытой разработки сложноструктурных месторождений.....15
- Е.А. Толстов, В.Н. Сытенков, Г.А. Прохоренко.** Систематизация требований к решениям по выбору методов и средств освоения месторождений20
- Е.А. Толстов, Г.А. Прохоренко, В.Н. Сытенков.** Основные направления повышения эффективности использования ресурсов при освоении месторождений Кызылкумского региона24
- О.Н. Мальгин, А.Н. Лукьянов, А.В. Селезнев.** Информационный метод оценки усреднения качества рудной массы в технологических процессах.....28
- П.А. Шеметов.** Проблемы отработки глубоких горизонтов карьера Мурунтау.....30
- П.А. Шеметов, И.П. Бирик.** Адаптация технологии отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок.....32
- Е.Д. Ларионов, А.Р. Кабиров.** Развитие ЦПТ в стесненных условиях глубокого карьера Мурунтау.....34
- Г.А. Прохоренко, Е.Д. Ларионов, М.Н. Останин, Р.Р. Салихов, А.Р. Кабиров.** Циклично-поточная технология отработки глубоких горизонтов карьеров.....36
- Б.Р. Раимжанов, У.Ф. Носиров, А.Д. Меликулов.** Оценка экономической эффективности различных способов разработки месторождения фосфоритов.....39
- Ю. П. Золотарев, С.Н. Федянин.** Технологическая схема селективной добычи фосфоритовых руд с применением бульдозера43
- Г.Н. Глотов, А.Б. Скрипник.** Автоматизация процесса формирования плана горных работ при скважинном подземном выщелачивании.....45
- Э.А. Хамидов.** Особенности разработки техногенных минеральных образований при освоении месторождений со сложными горно-геологическими условиями.....48

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

- А.С. Быковцев, Д.Б. Крамаровский, Г.А. Прохоренко.** Сейсмобезопасный способ ведения взрывных работ для карьеров.....50
- С.К. Рубцов, П.А. Шеметов, И.П. Бирик.** Исследование рациональных параметров конструкции и состава забойки скважинных зарядов в условиях карьера Мурунтау53
- Б.Р. Раимжанов, Ю.Д. Норов.** Повышение эффективности образования выемок в грунтах взрывами на выброс с помощью траншейных зарядов взрывчатых веществ56

Ю.Д. Норов, Ш. М. Абдуллаев. Разработка эффективных способов образования выемок взрывами обвалованного грунтом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах	60
А.С. Тураев, Ю.Д. Норов, Б.Т. Тухташев. Способ формирования конструкции траншейного заряда взрывчатого вещества на выброс в водонасыщенных грунтах	63

ГЕОМЕХАНИКА И МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО

А.С. Быковцев, Д.Б. Крамаровский, Г.А. Прохоренко. Использование методов математического моделирования для оценки сейсмического воздействия промышленных взрывов на окружающие объекты	64
А.А. Силкин, В.Н. Кольцов. Применение метода интегральных уравнений для оценки напряженного состояния уступов и бортов	68
А.С. Быковцев, Г.А. Прохоренко. Математическое моделирование сейсмических эффектов при взрывных работах в карьерах	70
А.И. Клименко, Б.К. Телибаев, А.С. Федянин. Управляемое сдвигание пород при отсыпке автомобильного отвала	74
А.А. Силкин, Ю.А. Жиянов, В.Н. Кольцов. Организация долговременных маркшейдерских наблюдений за деформациями бортов карьера Мурунтау	76
А.А. Силкин, В.Н. Кольцов. Обоснование целесообразности применения метода предварительного целеобразования на карьерах Кокпатаасского рудного поля	80
А.С. Быковцев, И.И. Крамаровская, В.Н. Сытенков, Р.Ш. Наимова. Влияние грунтовых вод на устойчивость прибортового массива карьеров	82
А.И. Клименко, А.Р. Кабиров. Контурное взрывание для повышения устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения	85
А.И. Клименко, Б.К. Телибаев, А.С. Федянин. Определение интенсивности сейсмического воздействия взрыва на борта карьера Мурунтау	89

ИНФОРМАЦИЯ

В.Н. Сытенков. Некоторые пожелания начинающим авторам	91
В.Н. Кольцов. Нормативная документация горнодобывающей промышленности Республики Узбекистан	95
Л.П. Шеметова. Особенности перевода сложной технической документации японских фирм	97
Бахадир Раимжанович Раимжанов (к 50-летию со дня рождения)	98
Лукиянов Александр Николаевич	99
Лелеко Анатолий Иосифович	100

Ответственный за выпуск журнала

В. Н. СЫТЕНКОВ

Научно-технический
и производственный журнал
"Горный вестник Узбекистана"

Журнал зарегистрирован в
Управлении по печати Навоийской
области при Государственном
комитете по печати РУз.

Регистрационное свидетельство з
№381 от 28 марта 1997 года.

При перепечатке материалов
ссылка на журнал обязательна.

Ответственность за достовернос
фактов, изложенных в публикуем
материалах журнала, несут авто

Подписной индекс журнала во вс
каталогах: 75225

Адрес редакции: 706800,
г. Навои, ул. Навои, 45,
Навоийский государственный
горный институт.
тел. 8 (43622) 3-12-70

Компьютерная верстка:

Д. В. КОЛОТИЛИН,
Д. А. ЖИЛКИН,
Л. Г. БОБЫЛЕВА

Дизайн обложки:

З. Т. МАХМУТХОДЖАЕВА,
А. О. СТАНКИНА

Оттиrajировано в типографии
г. Самарканда, ООО "Тонг",
ул. Амира-Тимура, 32.
Подписано в печать 12.12.2000.
Тираж 250 экз.



Современные технологии управления качеством сырья в горно-перерабатывающей системе «недра-завод» при проектировании и эксплуатации сложно-структурных месторождений

УДК 622.271

© Н. И. Кучерский 2000 г.



Н. И. Кучерский,
председатель правления
государственного концерна
«Кызылкумредметзолото»
Республики Узбекистан,
директор НГМК,
докт. техн. наук

Опыт проектирования, строительства и эксплуатации карьеров показывает, что от правильного решения вопросов строительства, выбора технологии и режима ведения горных работ, календарного распределения объемов вскрыши и руды, типа комплексной механизации производственных процессов во многом зависит экономическая эффективность горнодобывающего предприятия.

В процессе эксплуатации месторождений открытым способом изменяются размеры горнодобывающего предприятия, длина транспортных коммуникаций, а также происходит перемещение рабочей зоны в пространстве, что в свою очередь ведет к изменению работы предприятия, режима горных работ. Для решения проблемы изыскания оптимального режима открытых горных работ при разработке сложноструктурных месторождений проведен ряд исследований, в результате чего созданы необходимые методики. Однако в большинстве случаев они еще не нашли должного применения в практике проектирования открытых горных работ на сложноструктурных месторождениях, так как не были доведены до алгоритмов и рабочих программ ЭВМ, позволяющих принимать оптимальные решения. Это приводило к тому, что в ряде проектов принимались решения, которые вели к ухудшению технико-экономических показателей работы горнодобывающего предприятия.

Таким образом, для оптимизации развития горнодобывающих предприятий, разрабатывающих сложноструктурные месторождения полезных ископаемых, объективно назревала необходимость создания компьютерных технологий проектирования и выполнения горных работ в рациональном режиме, что позволило бы при прочих равных условиях улучшить технико-экономические показатели работы горнодобывающего предприятия.

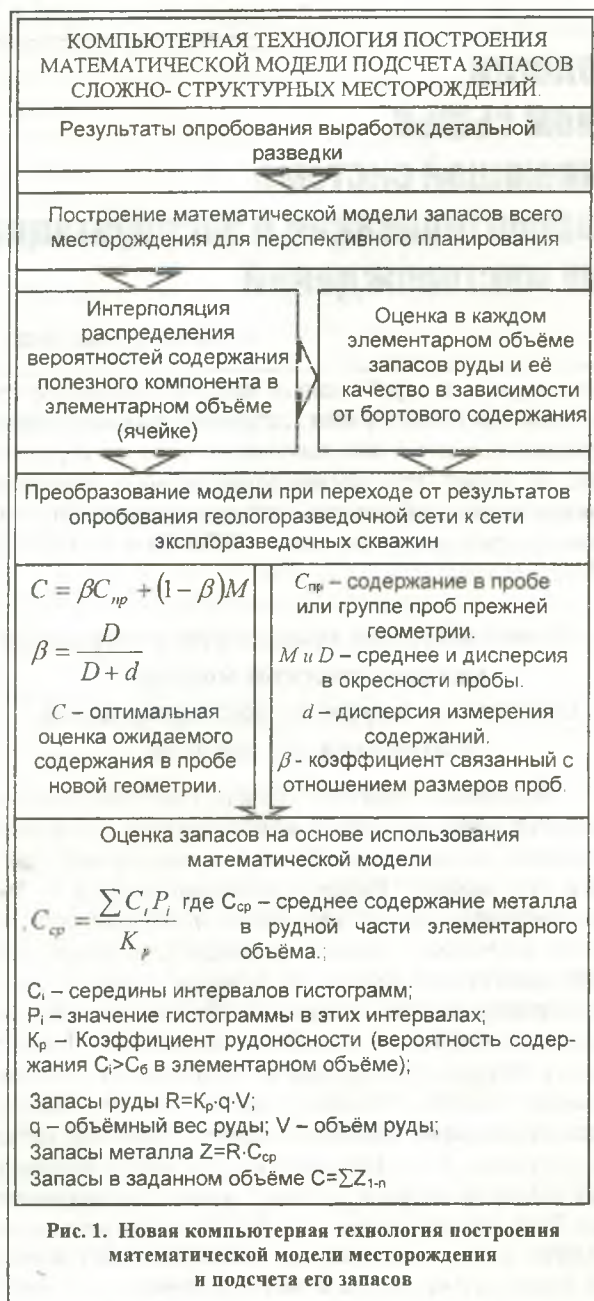
В связи с этим нами рассматриваются некоторые специальные компьютерные технологии построения математической модели месторождения, оптимальной

формы карьера в отработанном виде, календарного графика развития горных работ, автоматизированной системы управления качеством добываемого сырья и рудопотоком, а также программно-управляемого комплекса предварительного обогащения руд сортировкой. Все программы разработаны совместно с INTEGRA GROUP Ltd (США).

1. Компьютерная технология построения математической модели сложноструктурного месторождения и подсчета его запасов

В мировой практике горнорудных компаний используются всего несколько компьютерных технологий построения математической модели месторождения и оценки его запасов. Распространенный подход к этой задаче состоит в том, что весь объем месторождения разбивается на ячейки - параллелепипеды одинаковой (или разной) величины в каждом из которых одним из методов интерполяции (так называемый Кригинг) вычисляется среднее содержание полезного компонента. Далее те ячейки, в которых это содержание превосходит заданный (бортовой) уровень, объединяются по типам руд, вычисляются их суммарный объем, среднее содержание металла и его тоннаж, и т.д. При этом каждая ячейка модели (а так же объединение всех "рудных" ячеек) рассматривается как блок горной массы с коэффициентом рудоносности 100%, т.е. предполагается, что после разбурирования этого блока сетью скважин эксплуатационного опробования (в нашем случае - сетью БВР) и селективной выемки здесь не удастся выделить отдельные линзы пустых пород, забалансовых руд и т.д. Используя традиционную терминологию, можно сказать, что данный подход влечет за собою значительное разубоживание руд и их потери в недрах. Как следствие, оценки запасов месторождений, получаемые в результате такого компьютерного подсчета, нередко отличаются от традиционных более низким содержанием металла в руде, а так же - большим объемом руд и тоннажем металла. Именно такое соотношение между результатами традиционного (утвержденного в ГКЗ) и компьютерного подсчета запасов чаще всего выявлялось на различных месторождениях СНГ после того, как западные эксперты, используя свои компьютерные технологии, проводили переоценку запасов этих объектов.

В связи с этим нами была разработана новая компьютерная технология построения математической



одеи месторождения и подсчета его запасов (рис.1), лишенная указанных недостатков, которая в кратком иде заключается в следующем.

Согласно канонам геостатистики, месторождение может быть представлено как множество (поле) точек, в каждом из которых определено некоторое распределение вероятностей нахождения различных по величине концентраций полезного компонента. Обычно принято считать, что указанное поле состоит из двух видов точек (или из двух компонент): первое из них плавно (медленно) изменяется в пространстве, отражая общие тенденции повышения или снижения содержаний; второе быстро изменяется в пространстве, отражая локальные флуктуации содержаний. В настоящей работе, в отличие от традиционного подхода, первая компонента рассматривается как случайное поле, значениями которого являются не числа, а функции распределения значений (гис-

тограммы) быстро изменяющегося поля (второй компоненты).

Для ячеек модели, в пределах которых имеются данные опробования скважин или других разведочных выработок, построение гистограмм производится обычным образом.

Для тех ячеек, где данных опробования нет, осуществляется интерполяция гистограмм. Эта процедура не использовалась ранее в геостатистике, и настоящем докладе может быть рассмотрена лишь в общих чертах. В отличие от традиционного подхода, нами предлагается новый метод - кригинг гистограмм, целью которого является не оценка условного среднего в текущей точке, а оценка условного распределения содержаний в текущем объеме.

Оценка получается путем суммирования с весами гистограмм содержаний, накопленных, в ближайших ячейках модели по данным опробования разведочных выработок.

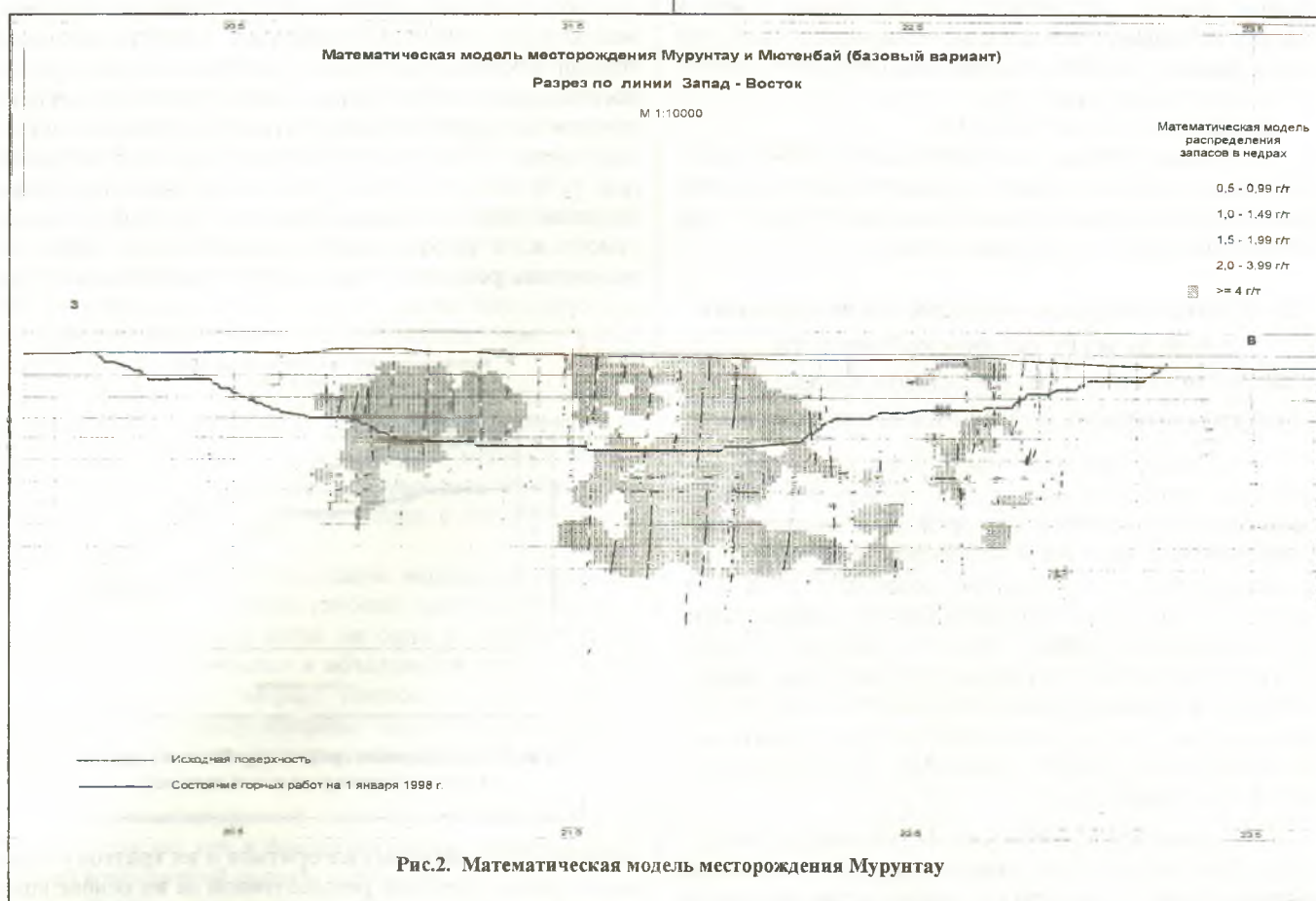
Предлагаемый метод отличается тем, что метод оценки условного распределения является непараметрическим и позволяет работать с распределениями нестандартного вида, характерными для реального распределения драгоценных и редких металлов.

Фактическое среднее содержание в каждой градации гистограммы вычисляется путем усреднения средних значений содержаний в соответствующей градации суммируемых гистограмм с весами пропорциональными коэффициентам интерполяции и их частотам.

В качестве пространственной корреляционной функции для кригинга гистограмм взята сумма (с весами) трех корреляционных функций с радиусами корреляции равными соответственно удвоенной высоте уступа, среднему расстоянию между скважинами в профиле и среднему расстоянию между разведочными профилями.

Составляя гистограммы содержаний в пробах (или интервалах), мы оцениваем запасы (в целом или по отдельным участкам) соответствующие тому уровню селективности, который достигается при выбранной сети опробования и методике отбора проб. В данном случае – это сеть геологоразведочных скважин. В действительности селективность отработки определяется шагом сети эксплуатационного опробования. Например, селективность отработки на карьере Мурунтау соответствует выемочным объемам по высоте равным уступу отработки, а в плане – ячейке 5.6×5.6 м. Кроме того, при сравнении результатов детальной разведки с данными эксплуатационной разведки приходится учитывать различие диаметров скважин и соответствующих объемов проб. Содержания в более крупных объемах получаются усредненными содержаний в более мелких объемах, составляющих первые.

Оценка запасов в любом объеме, составленном из ячеек модели, или по всему месторождению в целом производится на основе использования гистограмм, которые построены для каждой из ячеек модели описанным выше способом. Для заданного бортового содержания сумма вероятностей содержаний, превышающих бортовое, трактуется, как коэффициент рудоносности ячейки.



Запасы руды и металла в заданном объеме считаются как сумма запасов в содержащихся в нем ячейках модели. Среднее содержание в объеме - как отношение запасов металла к запасам руды.

Принципиальным отличием предлагаемой модели является использование функции распределения вероятности в качестве объекта интерполяции, и в качестве характеристики каждой ячейки упомянутой модели. Все ранее известные технологии построения таких моделей оперируют с оценкой среднего содержания металла, в то время как наша методика базируется на операциях с функцией, характеризующей вероятность появления в данном объеме содержания различной величины. При этом содержание становится лишь фрагментом предложенной нами модели.

Все предлагаемые ранее технологии позволяют получить оценку среднего содержания металла в полном объеме элементарной ячейки модели. Предлагаемая нами технология позволяет получить оценку среднего в руде, выведенной при определенном бортовом содержании. При этом оценивается также, какую часть объема ячейки занимает упомянутая рудная масса.

Введено новое понятие - оператор преобразования модели при переходе от одного вида опробования к другому и при изменении параметров сети опробования. Это позволяет сделать модель универсальной, и использовать ее для перехода от геологических к эксплуатационным запасам, получаемым при реализации различной сети технологических скважин различного диаметра.

На основе разработанной и описанной выше компьютерной технологии, была впервые построена математическая модель месторождения Мурунтау (рис. 2) и проведен компьютерный многовариантный подсчет ее запасов.

В качестве информационной основы были использованы результаты опробования скважин и горны выработок геологоразведочных работ (всего 585,5 тыс проб).

Всего было обработано 48 вариантов подсчета запасов.

С целью проверки достоверности математической модели и подсчета запасов по ней было проведено сравнение модельных запасов с данными эксплоразведки на серии ранее отработанных участках, на ряде горных зонтов и в разных частях рудных залежей. Участки для сравнения выбирались таким образом, чтобы по возможности более полно представить объем месторождений.

Результаты сопоставления суммарных оценок запасов по всем исследованным участкам для различных бортовых содержаний с результатами отработки показали хорошую сходимость.

Учитывая, что общий объем сравниваемых запасов на участках месторождения Мурунтау превосходит 400 тонн золота, можно считать убедительно доказанным, что: *использование математической модели для подсчета запасов позволяет в 2-2,5 раза снизить систематическую погрешность, имевшуюся в генподсчете запасов 1985г.* При этом относительная погрешность

оценки запасов, полученной с использованием нашей модели, по сравнению с погрешностью оценки, полученной по данным генподсчета снизилась (для борта 1.0 г/т):

- по руде – с 20.7% до 9.5%;
- по металлу – с 23.2% до 14.8%.

Таким образом, в результате выполненных работ получена значительно более надежная оценка сырьевой базы месторождения, которая была использована для проектирования IV очереди карьера Мурунтау.

2. Компьютерные технологии построения на базе математической модели месторождения, оптимальной финальной формы карьера и графика его развития.

К числу наиболее ответственных и определяющих задач проектирования горного предприятия с открытым способом разработки месторождения является определение границ карьера в его предельном положении (так называемая форма карьера), его производственной мощности, системы вскрытия и календарного графика развития, (включая определение границ обработки в каждом году). От эффективности решения этих вопросов зависит полнота извлечения полезного ископаемого из недр, объемы затрат на строительство и эксплуатацию карьера, и в конечном итоге зависят основные технико-экономические показатели проекта.

Традиционно финальная форма карьера определяется из серии разрезов (обычно - вкрест простирания рудной залежи), на каждом из которых отыскивается такое сечение карьера, в котором контурный коэффициент вскрыши достигает величины граничного коэффициента. Последний определяется исходя из соотношения между прибылью от реализации получаемой из «прирезки» продукции и себестоимостью вскрышных работ. Данный метод, называемый в литературе «методом граничного коэффициента вскрыши» (или «методом прирезок») имеет ряд существенных недостатков, главный из которых состоит в том, что при расчетах содержание металла в каждой из прирезок обычно приравнивается к среднему содержанию по разрезу (или даже по всей рудной залежи). При этом получаемые результаты соответственно округляются, и запроектированная таким образом финальная форма карьера оказывается далекой от оптимума.

Календарный график развития карьера, система его вскрытия и другие последующие задачи, которые базируются на оценке формы карьера в его предельном положении, также несут соответствующие отклонения от оптимума.

Последнее десятилетие в мировой практике получили развитие компьютерные методы решения указанных задач, основанные на использовании алгоритма Лерча-Гроссмана, однако их реализация при проектировании такого крупного карьера как Мурунтау невозможна без применения сверхбыстродействующих ЭВМ, что в свою очередь требует крупных капиталовложений, создания специальных служб и т. д. Указанные трудности побудили нас искать самостоятельные решения в части созда-

ния подобных компьютерных технологий, для обеспечения которых достаточны обычные средства вычислительной техники. Эти задачи в значительной степени нами решены и успешно использованы при корректировке проекта III очереди карьера Мурунтау, а также в настоящее время - ТЭО его IV очереди, и других объектов (рис.3). В отличие от алгоритма Лерча-Гроссмана, разработанные нами алгоритмы обладают быстрой сходимостью, т. е. не требуют полного перебора всех вариантов возможных решений. Ниже дается теоретическое обос-



Рис.3. Календарный график отработки 4 очереди карьера (предварительные данные)

нование использованных алгоритмов и их краткое описание, а затем - описание разработанной на их основе компьютерной технологии и результаты её применения в практике проектирования и строительства карьера Мурунтау.

Границы отработки карьера (финальная форма) – эта задача решается нами на основе использования эвристического алгоритма, реализующего так называемый «метод подвижного конуса». В соответствии с математической моделью месторождения, последнее может быть представлено в виде совокупности элементарных блоков (кубиков или параллелепипедов) заданных размеров, в каждом из которых оценены запасы руды и металла при заданном бортовом содержании.

По данным математической модели месторождения известно, что при фиксированном бортовом содержании в данном блоке содержится определенное количество руды и металла. С учетом принятых показателей потерь и разубоживания, а так же сквозного коэффициента извлечения определяется количество полученного металла в случае выемки и переработки его рудной части, при этом учитываются суммарные затраты на выемку, транспортировку, переработку руды, вместе с соответствующими налогами и зная цену на золото, можно определить прибыль, получаемую в результате добычи данного блока и переработки содержащейся в нем руды.

Известно, что выемка блока при открытой системе отработки месторождения требует выемки и всех остальных элементарных блоков, расположенных над ним и находящихся внутри определенного конуса, форма которого зависит от принимаемых углов наклона бортов

карьера в их предельном положении. Понятно, что блоки, расположенные на более высоком гипсометрическом уровне, подлежат выемке прежде чем блоки, находящиеся ниже. Поэтому в общем случае часть блоков в конусе будет так же принадлежать другим конусам, дно которых расположено выше, а так же по соседству с рассматриваемым нами блоком.

Перебирая все элементарные рентабельные для отработки блоки (при принятых ценовых показателях) для каждого горизонта по направлению возрастания их гипсометрической отметки, мы сможем зафиксировать множество блоков, для которых прибыль будет "выше нуля".

Это множество блоков и есть блочная модель оптимальной по критерию прибыли формы карьера в его предельном состоянии, т. к. в указанном множестве объединены все блоки, отработка которых дает положительный эффект и исключены все блоки с отрицательным эффектом.

Можно представить такую модель месторождения (например, достаточно глубоко залегающее пластообразное рудное тело), когда ни один из элементарных блоков не даст прибыль, а объединение таких блоков даст положительный эффект. Поэтому в используемом нами алгоритме предусмотрены эвристические приемы объединения блоков, позволяющие описанный случай исключить.

Оптимизированный календарный план развития карьера - так же, как и финальная форма, является важнейшей компонентой проекта горных работ.

Расчет оптимального плана-графика развития карьера является одной из самых важных и трудных задач проектирования горнорудных предприятий открытого типа. Здесь сталкивается экономическая задача распределения капиталовложений и сложная система технологических ограничений. Экономические факторы требуют как можно более быстрой отдачи и возврата вложенного капитала, поэтому требуется по возможности *сместить крупные затраты на вскрышные работы на более поздний срок и как можно раньше выйти на расчетный уровень по добыче руды и производству конечного продукта.*

В то же время технологические факторы требуют заблаговременного вскрытия запасов, обеспечения строительства транспортных магистралей, учета ограничения скорости понижения бортов карьера. Оптимальное разрешение этого противоречия с учетом особенностей размещения полезных компонентов и технологических свойств руд в пространстве может быть достигнуто только с использованием самых современных вычислительных методов и средств.

Предлагаемая компьютерная технология реализована на основе новых методов управления сложными динамическими процессами. Решение оптимизируется по критерию максимальной прибыли при заданном проценте на кредит с учетом всех технологических ограничений, определяемых заданными углами откоса бортов, максимально допустимой скоростью понижения уступов, размерами рабочих площадок, требованиями транспортной схемы, заданной производительностью обогачитель-

ных и металлургических комплексов. Эти ограничения (особенно по скорости понижения карьера) не удастся учитывать другим известным в мире технологиям построения графиков развития карьера (DATAMINE, WITTLE-4D и др.).

Решение задачи состоит в итеративном использовании описанного выше алгоритма построения финальной формы карьера, которая рассчитывается сначала для первого года развития карьера, затем для второго, третьего и т. д.

Представим эти формы в виде объединений элементарных блоков. Их ряд можно рассматривать как график-календарь горных работ по годам с учетом получаемой прибыли от реализации этих работ.

С учетом суммарной прибыли и коэффициента дисконтирования определяется приведенная к настоящему времени прибыль.

Из всех возможных графиков развития карьера нас интересует тот, который характеризуется максимальной приведенной прибылью.

Данная задача решается путем итеративного использования алгоритма построения финальной формы карьера, описанного выше, которая вычисляется при различной цене на выпускаемую продукцию, (в данном случае - золото).

Действительно, из сказанного выше видно, что объем финальной формы карьера, является неубывающей функцией от цены на золото. Если предложить, что показатели цены на золото (стоимость одного грамма) образуют ряд, то для каждой цены можно (при тех же технических и затратных показателях) построить свою финальную форму, как функцию от цены, причем эти формы так же образуют ряд, в котором каждая последующая форма включает все предыдущие функции.

Необходимо иметь в виду, что при одной и той же цене золота (например, отвечающей его реальной стоимости) удельная прибыль (на единицу продукции) для элементов ряда объединений элементарных блоков уменьшается.

Получив последовательность из достаточного количества оптимальных финальных форм, мы можем объединить их в группы по годам в зависимости от цены в этот год, где каждая форма карьера соответствует границам карьера к концу каждого года. Объединение производится так, чтобы:

- количество руды и металла добываемое при обработке карьера в каждом году соответствовало плановым показателям;

- понижение дна и бортов карьера в течение года не превосходило заданной величины.

Последняя задача решается методами динамического программирования.

Можно сказать, что построенные описанным образом формы карьера отражают близкий к оптимальному календарный график его развития, так как:

- суммарная приведенная прибыль от реализации всего графика, отвечает условию характеризующему максимально - приведенную прибыль.

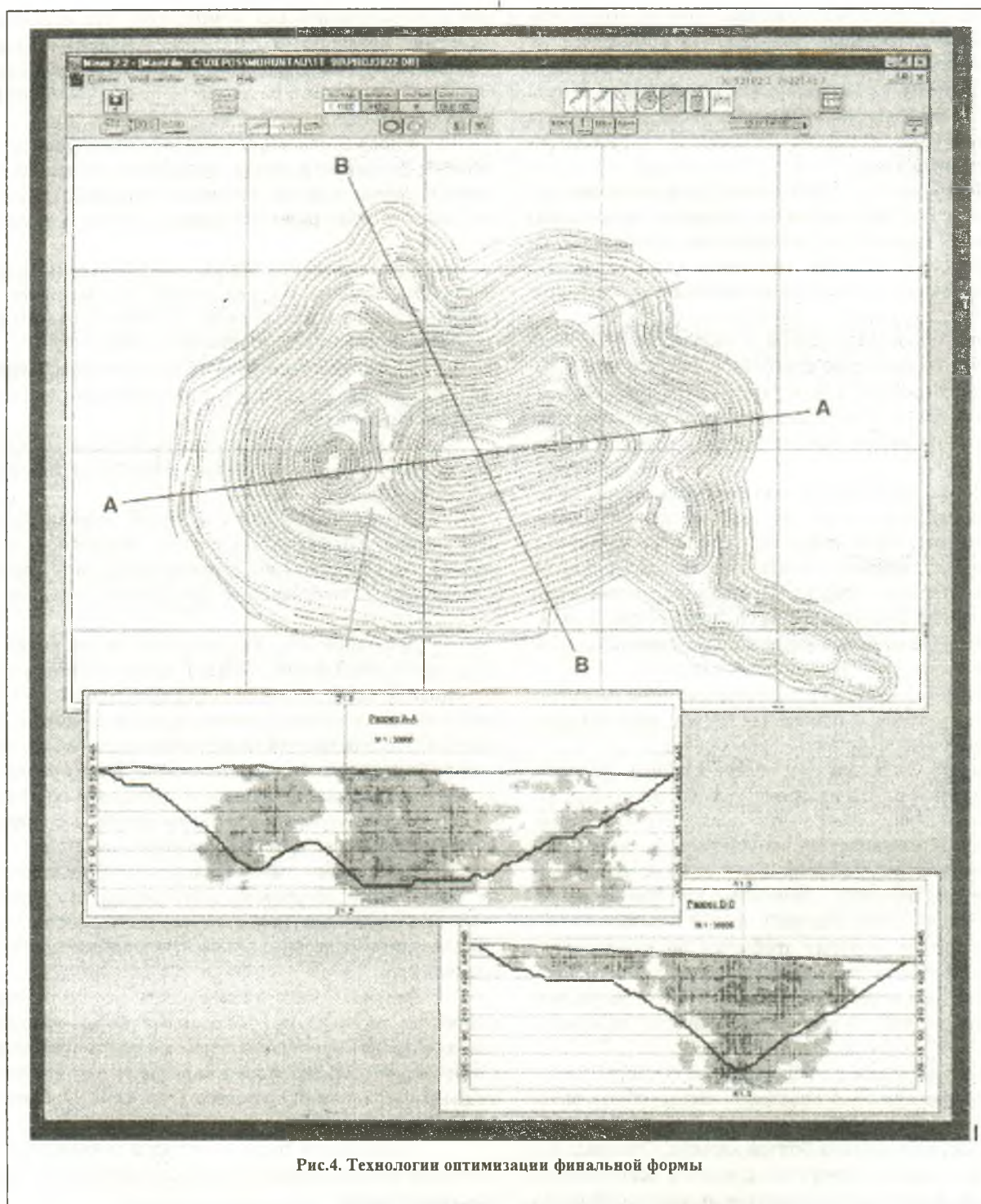


Рис.4. Технологии оптимизации финальной формы

- при выполнении данного графика развития горных работ соблюдаются основные технические ограничения, связанные со скоростью понижения дна и бортов карьера, углами его бортов в их предельном и рабочем состоянии, и т. д.

Приведенные алгоритмы определения финальной формы карьера и графика его развития были положены в основу компьютерных технологий, которые вошли в качестве отдельных процедур в система автоматизированного проектирования горных работ (САПР) гор-

ных работ, в НГМК, а также в ряде случаев использовались самостоятельно.

Входными данными являются:

- прогноз цены (или динамики цен) на конечный продукт и процент по кредитам;
- стоимостные показатели для основных видов работ: экскавации, транспортировки руды и горной массы, переработки руды и др.;
- основные технологические показатели: коэффициенты потерь и разубоживания, сквозной коэффициент извлечения золота (для разных типов руд), углы бортов

карьера в рабочем и предельном положении, ширина берм, предельная скорость понижения дна и бортов карьера и др.;

- математическая модель месторождения и рельефа.

Результатом решения задачи является заданная в изолиниях оптимальная форма карьера в его предельном положении, а так же календарный план-график развития карьера с графическим выводом всех промежуточных форм, подсчетом по годовым этапам развития карьера объемов горной массы, веса и качества добываемой руды, содержания в ней полезных компонентов и соответствующих экономических показателей.

Используя эту технологию, можно сравнить графики развития карьера для различных вариантов производительности предприятия по руде и металлу, и найти тот оптимальный уровень производительности, который обеспечивает наилучшие экономические показатели и в то же время гарантирует своевременное опережающее развитие вскрышных работ. Данная технология позволяет моделировать различные варианты развития карьера, предсказать кризисные ситуации, связанные с отставанием вскрышных работ от добычных и избежать их. Описанные выше технологии оптимизации финальной формы и график развития карьера впервые были реализованы на карьере Мурунтау (рис. 3 и 4). Остановимся кратко на результатах использования указанных технологий в практике строительства карьера Мурунтау. Впервые эти технологии были использованы здесь в 1989-90гг. для корректировки проекта горных работ III очереди карьера. В результате, как показала экспертиза, выполненная ВНИИПромтехнологии на карьере:

- на 15% был уменьшен объем вскрышных работ (без существенного снижения общих запасов руды и металла);

- был значительно изменен календарный график развития горных работ.

Согласно новому графику, предприятие уменьшило годовой объем извлечения горной массы с 40-42 до 32-35 млн. м³, перенесла значительную часть работ по вскрышке на более поздние годы развития карьера.

Весьма впечатляющими оказались результаты использования данных компьютерных технологий для корректировки ТЭО горных работ IV очереди карьера.

Объем оптимальной финальной формы карьера IV очереди (считая его от современного рельефа) снизился с 1141 млн. м³ (ТЭО-92) до 624 млн. м³, т. е. более чем на 40%, (при углах наклона бортов, принятых в ТЭО-92). При этом кондиционные запасы металла уменьшились всего на 9%. Расчеты показывают, что в результате компьютерных технологий из контуров карьера удалось исключить те запасы, которые нерентабельны ввиду большой стоимости необходимых для их добычи вскрышных работ (коэффициент вскрыши более 3.8 м³/т).

График- календарь развития карьера III и IV очереди, построенный с использованием компьютерных технологий, позволил распределить объемы работ по извлечению горной массы таким образом, что производительность карьера по горной массе снизилась в первые годы строительства IV очереди с 45-48 млн. м³ (ТЭО-92)

до 35-37 млн. м³. Благодаря этому значительно повысилась эффективность работ по созданию IV очереди карьера.

3. Автоматизированная система управления автотранспортом карьера.

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

Технология разработана в США в 1980-90 годы, и получила в настоящее время широкое распространение. Двадцать четыре GPS спутника вращаются вокруг Земли на высоте 20200 километров с периодом в 12 часов. GPS приемники на Земле вычисляют свои координаты, измеряя расстояния до четырех и более спутников. Спутники функционируют как опорные точки с заданными параметрами, которые передают название спутника, его координаты и сигналы точного времени. Расстояние до спутника вычисляется по временной задержке прихода сигнала от спутника до GPS приемника. Затем решается триангуляционная задача для вычисления координат GPS приемника. Профессиональные GPS-системы позволяют измерять координаты практически чего угодно, преобразуя их в более чем 20 популярных форматов. При решении задач описания положения объектов на земной поверхности ключевыми характеристиками системы являются точность и производительность. Существуют несколько подходов к увеличению точности, целостности данных и производительности GPS систем. Суть метода состоит в использовании базовой станции с точно известными координатами, которые периодически сопоставляются с координатами, измеряемыми при использовании GPS-приемника путем накопления и усреднения данных. Разность между измеренными и истинными координатами называется дифференциальной поправкой, которая транслируется на мобильные GPS используется для корректировки измеренных координат. После измерения координат при помощи мобильного GPS приемника, как это описано выше, они по радиомодему (или другим образом) передаются в компьютер. Размещая эти приемники на движущихся объектах, в нашем случае на автосамосвалах и обрабатывая соответствующим образом поступающую от них в компьютер информацию, можно отобразить на дисплее положение этих объектов в выбранной системе координат, на карте дорог и т.д. Имея эту информацию, можно осуществлять управление движущимися объектами, их диспетчеризацию и решать задачи связанные с их оптимальным распределением. Такова общая концепция использования GPS в автоматизированной системе управления автотранспортом карьера.

Структурная схема АСУ автотранспорта включает в себя следующие основные компоненты.

А) Подсистема мобильного позиционирования (ПМП) горных механизмов, состоящая из отдельных (расположенных на каждом механизме) мобильных блоков. В каждом таком блоке находится GPS-приёмник, радиомодем и радиостанция, скоммутированные между

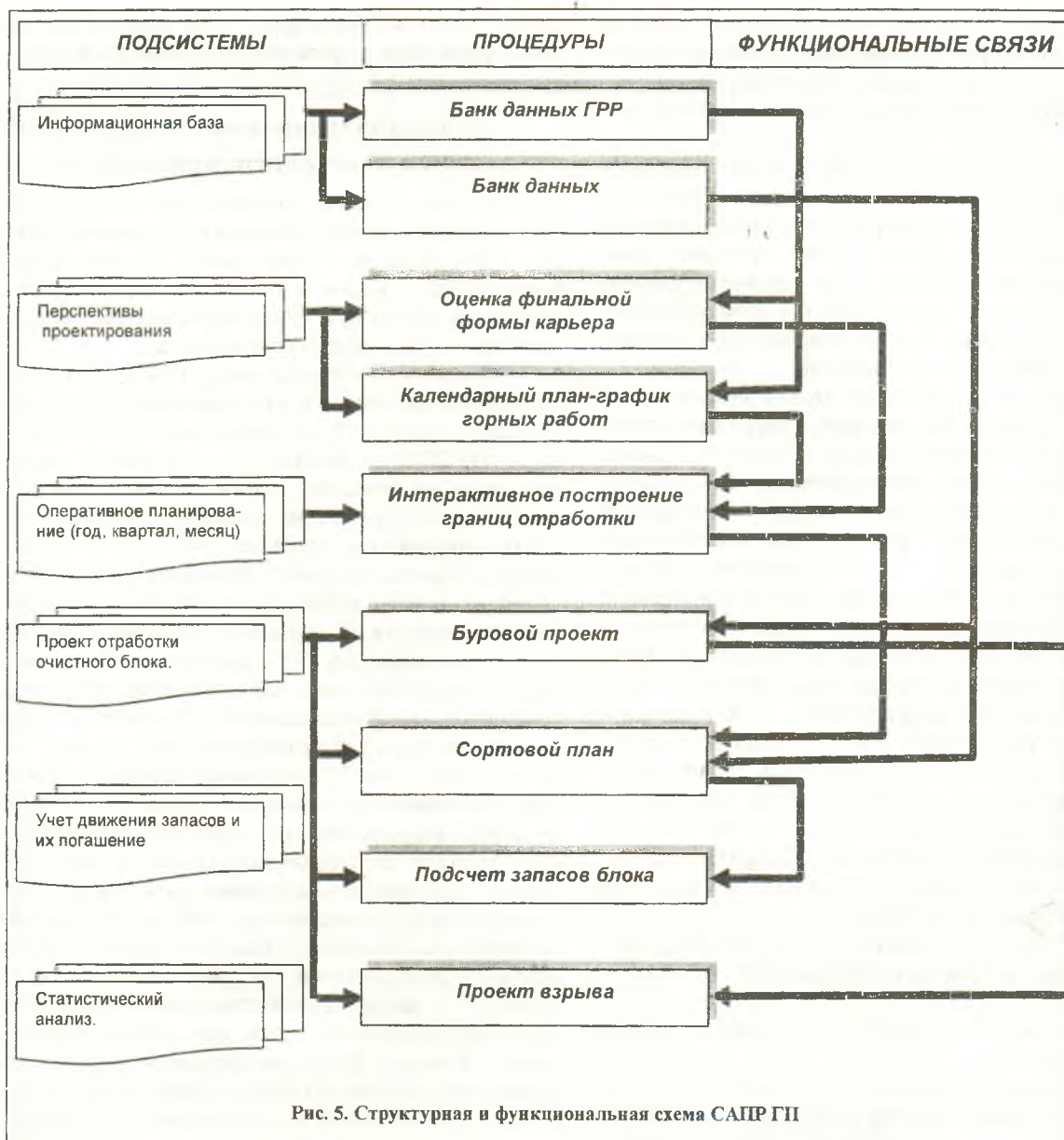


Рис. 5. Структурная и функциональная схема САПР ГП

собою. ПМП предназначена для периодического измерения координат горных механизмов и передачи их на пульт диспетчерской службы, а также для получения водителем команд от диспетчерской службы. Каждый из мобильных блоков ПМП программируется с целью получения наибольшей точности измерения координат горнорудного механизма с учетом особенностей местности. Мощность радиостанции выбирается с учетом условий распространения радиосигнала. Радиостанция комплектуется блоком голосовой связи с диспетчерской службой. При этом голосовые сообщения и данные передаются на одной частоте, не создавая взаимных помех.

Б) Подсистема диспетчерского контроля предназначена для оптимизации взаимодействия транспортных и погрузочных средств. В состав подсистемы входит базовая GPS:

- станция, определяющая упомянутую выше дифференциальную поправку,

- блок цифровых приёмников и радиобеспечивающих приём данных от мобильных устройств и ввод их в компьютер, а так же – сервер и ряд компьютеров для обработки полученных ПМП сообщений.

Каждое из этих сообщений содержит следующую информацию, относящуюся к определенному свалу:

- номер автосамосвала;
- его координаты в текущий момент времени;
- скорость его движения;
- направление движения.

Сообщения регулярно передаются ПМП через 20 секунд, затем они вводятся в файл, и обрабатываются программами, которые входят в подсистему программного обеспечения.

Все компьютеры подсистемы диспетчерского контроля соединены телекоммуникационными линиями.

основным сервером, что позволяет более эффективно управлять автотранспортом.

В) Подсистема программного обеспечения, предназначенная для решения задач оптимизации маршрутов автотранспорта, учета транспортировки горной массы от экскаваторов на место складирования, отображения текущей информации в графическом виде (на фоне карты карьера) на экране монитора, голосовой связи, а также ввода и хранения полученной информации в базе данных.

Необходимо подчеркнуть, что первые же месяцы эксплуатации АСУ на карьере Мурунтау автотранспорта показали её высокую эффективность. Впервые получена возможность, реально контролировать положение каждого автосамосвала, оптимально перераспределяя их маршруты при изменениях ситуации в работе автомобильно-экскаваторного комплекса (остановка ЭКГ, дробильно-перегрузочных пунктов и др.). Предварительные оценки показывают, что использование разработанной системы позволит на 8-10 % повысить производительность технологического автотранспорта.

В заключение этого раздела необходимо отметить следующее:

АСУ автотранспорта вместе с набором программно-технических средств, взаимодействует с системой автоматизированного проектирования горного производства (САПР ГП), а так же с АСУ управления качеством рудопотока. Так, информация о расположении и движении горных механизмов и количестве извлекаемой руды передаётся на диспетчерский пульт и выводится на сервер в виде, приемлемом для использования в программах САПР ГП. В свою очередь информация о результатах работы отдельных подсистем САПР ГП (сортовой план, маркшейдерские данные, буровой проект и др.) передаются в АСУ управления качеством рудопотока и далее – в АСУ автотранспорта. В дальнейшем предлагается интеграция САПР ГП с другими упомянутыми системами и разработка единой системы управления карьерным производством.

3. Автоматизированная система "Руда" и проектирование горного производства.

Обе эти системы имеют сходную структуру. Основное отличие их состоит в том, что АС «Руда» решает задачи, связанные с геолого-маркшейдерским обеспечением горно-добычных работ; САПР ГП дополнительно к этим задачам решает так же вопросы текущего и перспективного планирования. Другим отличием указанных систем является способ реализации. Как более поздняя разработка, САПР ГП реализована на базе современных компьютеров (рис. 5).

В состав первой процедуры САПР ГП «перспективное проектирование отработки месторождения» вошли компьютерные технологии построения финальной формы и годового календарного графика развития карьера.

Вторая процедура – «оперативное планирование горных работ» – решает задачи, связанные с набором

планов горных работ на полугодие, квартал и месяц. Эти задачи решаются в диалоговом режиме.

Третья процедура – «составление проектов буровых, взрывных и очистных работ в эксплуатационном блоке» – охватывает, по существу, основные процедуры АС «Руда». Наиболее значимым здесь является комплекс программ построения геологического и эксплуатационного сортового плана очистного блока. На этой задаче мы считаем необходимым остановиться, т. к. её решение является по существу эффективной компьютерной технологией построения выемочных контуров для различных сортов руд.

Задача построения выемочных контуров различных сортов руд является весьма актуальной для месторождений типа Мурунтау, где выемочные контуры определяются по результатам опробования, так как обычно эти руды визуально неотличимы от пустых пород. При таких условиях задача построения наиболее достоверных выемочных контуров промышленных руд имеет большое практическое значение ибо от эффективности её решения в значительной степени зависят показатели потерь и разубоживания.

Процедура функционирует в следующем виде. На основе базы данных сформированной по результатам опробования взрывных (эксплоразведочных) скважин строится цифровая модель эксплуатационного блока. Для этого используются алгоритмы нелинейного адаптивного кригинга: параметры вариограмм настраиваются по данным опробования, причем локально для различных по свойствам изменчивости частей месторождения, вводятся нелинейные преобразования, уменьшающие отличие случайного процесса распределения содержаний от нормального. Далее, по формулам двумерной линейной интерполяции нормального случайного процесса, оцениваются содержания в узлах сети с шагом один метр, и затем по ним путем усреднения оцениваются средние содержания металла в сфере влияния каждой скважины сети БВР. Построение выемочных контуров осуществляется по этим оценкам. Здесь необходимо подчеркнуть, что традиционно выемочные контура строились по данным опробования скважин БВР а не по содержаниям в сфере влияния этих скважин и это значительно снижало достоверность указанных контуров, а так же оценки запасов в очистных блоках. Сопоставление сортового плана, полученного из АС «Руда» и с использованием традиционного способа, приведено на рис 6, 7.

Процедура построения сортовых планов составила ядро АС «Руда», которая успешно используется уже более 10 лет. В частности удалось увеличить выход товарных руд без снижения их качества, что позволило более чем на год продлить срок отработки запасов карьера Мурунтау третьей очереди без увеличения объемов вскрыши. За счет увеличения точности оценки качества и запасов руд в очистных блоках резко (в 3-4 раза уменьшились расхождения между плановыми и реальными результатами отработки).

5. Автоматизированная система управления качеством рудопотока.

Несмотря на значительную эффективность использования разработанных систем, проблема селективной выемки руды остаётся весьма актуальной. И это связано, в первую очередь с тем, что выемка руды осуществляется по вешкам, которые выставляются в натурные условия очистного забоя по расчетным контурам, после взрыва подсчетного блока руды. Максимальное снижение негативного влияния этого фактора на селективность выемки, реализовано в разработанной нами автоматизированной системе управления качеством рудопотока на карьере Мурунтау с использованием той же космической навигационной системы GPS.

Координаты проекции ковша на горизонтальную плоскость (х,у) определяются с помощью приемника GPS, с высокой (до 1 м) точностью. Точка с координатами (х,у) проецируется на экране бортового компьютера (в кабине экскаватора), куда выведен выемочный сортовой план блока, в котором работает ЭКГ. Таким образом, машинист ЭКГ, не наблюдая за положением вешек, может легко ориентироваться на плане, и всегда знать сорт руды, который он загружает в автосамосвал. Эти же координаты (х,у) передаются, в момент загрузки ковша, в Центральный компьютер, где с использованием алгоритма нелинейной интерполяции данных опробования ближайших скважин БВР (см. описание алгоритма АС «Руда») вычисляется оценка содержания золота в загружаемом ковше, а затем — и в автосамосвале. Последний адресуется в зависимости от этой оценки на определенный склад, и компьютер контролирует правильность доставки руды на указанный склад.

Общая схема АСУ управления качеством и структура системы приведена на рис 6.

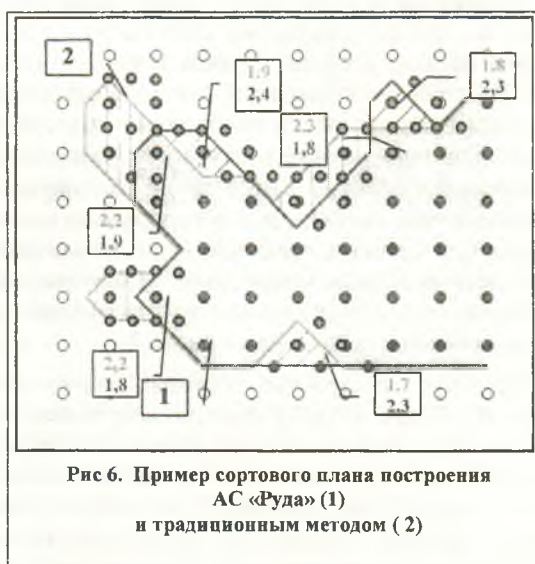


Рис 6. Пример сортового плана построения АС «Руда» (1) и традиционным методом (2)

Система включает в себя пять подсистем (рис. 8):

- информационная база;
- управление качеством рудопотока из карьера;
- контроль за соблюдением выемочных контуров при работе ЭКГ;

- призабойная сортировка;
- управление качеством рудопотока от ЭКГ

Информационная база - аккумулирующие виды информации, которые необходимы для решения функциональных задач системы: оперативный план горных работ; маркшейдерская и др. планы (положение уступов, координаты БВР и др. планы отработываемых в текущем месяце блоков; контуры заходки каждого ЭКГ (информация накапливается в реальном масштабе времени и периодически стирается); таблица призабойной сортировки руды (для каждого самосвала); почасовой график качества добычи (для каждого ЭКГ и карьера в целом); другие информационные данные.

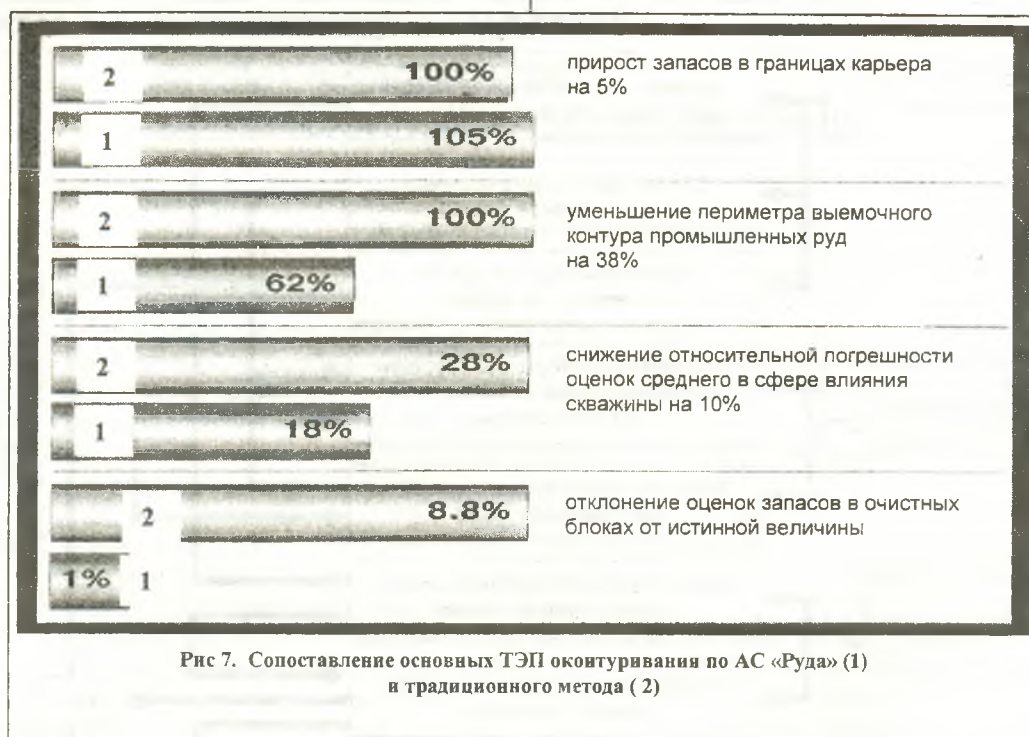
Управление качеством рудопотока Эта подсистема обеспечивает регистрацию отгрузки руды от каждого ЭКГ, в сумме по у карьеру в целом (качество и количество руды в течение часа), ведет учет этих результатов и сопоставляет график реальных с графиком оперативного плана добычи, прогнозирует ожидаемую динамику показателя; в случаях отклонения реальных показателей от плановых — дает рекомендации о корректировке горных работ на отдельных участках и забоях.

Контроль за соблюдением выемочных контуров. Эта подсистема является распределенной и работает на каждом ЭКГ в рудном забое. В ее основе лежит способ управления качеством, включающий селективную выемку руды по контурам, определенным и адресацию самосвалов с разными сортами руд. Подсистема состоит из трех важных процедур:

- процедура определения (с помощью GPS) координат X, Y, субвертикальной линии, по которой движется ковш ЭКГ в момент загрузки рудной массой;
- процедура визуализации результатов на экране бортового (в кабине ЭКГ) монитора, на котором отражается: положение ковша в момент загрузки, а так же — сортовой план заходки ЭКГ;
- процедура передачи информации в АСУ «Управление качеством рудопотока от забоя».

По запросу диспетчера на экран выводятся координаты точек на выездных траншеях, а также на пунктах выводятся цифровые показатели результатов работы ЭКГ за смену, с указанием количества и сорта загруженной руды.

Призабойная рудосортировка. Данная тема зарегистрирована в качестве изобретения и призвана решать задачу посамосвальной сортировки руды, которая основана на математическом анализе данных опробования. Задача решается с использованием специальных программ. Входными данными являются координаты (х,у) горизонтальной проекции ковша по забою при его загрузке рудой (см. в предыдущем разделе координаты (х,у) скважин БВР, расположенные в радиусе 50 метров вокруг этой точки. Оценка содержания



лезного компонента производится для каждого ковша ЭКГ и затем суммируется по числу ковшей для всего автосамосвала, что и является окончательным результатом работы данной процедуры.

Подсистема «Управление качеством рудопотока от забоя». Получая решение о сортности руды подсистема обеспечивает принятие решения об адресации автосамосвала, которая сообщается на дисплей машинисту ЭКГ, на дисплей водителя автосамосвала и на АСУ карьера. Кроме того ведется посамосвальная регистрация отгружаемой руды и сопоставление результатов её добычи с плановыми показателями системы.

В целом состав и функциональная схема АСУ качества рудопотока представляет собой следующее: ядром системы является подсистема «Контроль за соблюдением выемочных контуров при работе ЭКГ, которая определяет координаты положения ковша (х,у) и визуализирует его положение на сортовом плане. Далее координаты линии движения ковша поступают в подсистему «Призобойной рудосортировки», которая передает информацию о содержании металла и технологическом типе руды, погруженной в каждый автосамосвал, в подсистему «Управление качеством рудопотока от забоя». Элементы подсистемы реализованы на каждом ЭКГ.

Подсистема формирует решение об адресации каждого автосамосвала, о границах заходки ЭКГ и периодически передает эти данные в подсистему «Управления качеством рудопотока из карьера», а также в «Информационную базу». В подсистеме производится анализ состояния рудопотока по участку добычи и из карьера в целом, сопоставления реальных показателей рудопотока с показателями оперативного плана горных работ и вносятся соответствующие коррективы. Затем информация

передается в базу данных и архивируется. Периодически (ежеквартально), а также по специальному запросу анализируется состояние и результаты добычных работ, динамика реальных показателей сопоставляется с показателями оперативного планирования, дается прогноз развития работ и делаются рекомендации по внесению корректив в оперативный план, распределению добывающих мощностей по участкам и т. д.

Необходимо отметить, что система управления качеством добываемого сырья по предварительным оценкам позволяет:

- отсортировать объемы пустых работ, в результате чего на 2-3% и на 5-6% снизить потери и разубоживание, что позволяет повысить содержание в отгружаемой руде примерно на 1-3%;
- увеличить на 10-15% выход товарных руд (более 2г/т) за счет выемки их из забалансовых блоков;
- увеличить на 10-15% выход забалансовых руд (1.5-2г/т) из блоков минерализованной массы;
- увеличить на 10-15% выход минерализованной массы из блоков внутренней вскрыши.

6. Предварительное обогащение руд сортировкой.

Путем создания в Навоийском ГМК ядерно-физических методов крупнопорционной (посамосвальной), мелкопорционной (несколько килограммов) сортировки и покусковой сепарации внедряется новейшая технология предварительного обогащения золотосульфидных и золотокварцевых руд. Патентодержателем этой технологии является INTEGRA GROUP Ltd (США).

Важными отличительными особенностями этой технологии обогащения является включение в единую

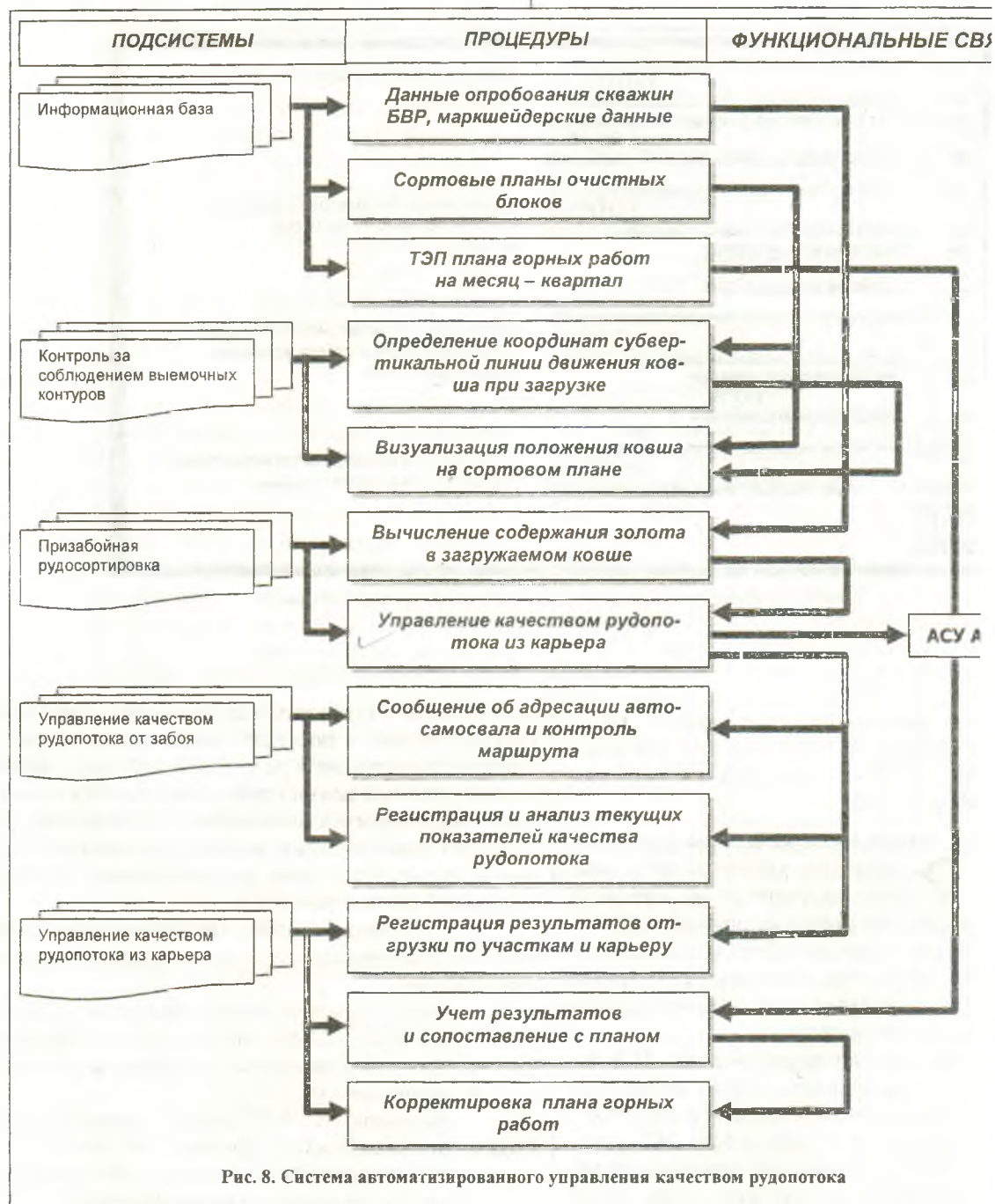


Рис. 8. Система автоматизированного управления качеством рудопотока

технологическую схему узлов крупнопорционной сортировки, мелкопорционной и покусковой сепарации руд, применительно к золотосульфидным и золото кварцевым рудам. Эффективность внедрения предварительного обогащения руд трудно переоценить. Достаточно сказать, что, в зависимости от исходного содержания золота в руде, возможно выделение от 30 до 80% пустой породы в отвальные хвосты. При этом содержание золота в обогащенном продукте увеличивается в 1,4 – 1,7 раз. Значительно увеличивается минерально-сырьевая база предприятия за счет вовлечения в рентабельную переработку низкосортных руд.

Одновременно с внедрением в производство технологических схем обогащения золотосульфидных

руд, в НГМК завершается комплекс исследований работ по обогащению технологического типа руд со «свободными» примесями. Примеров рудосортировки по косвенным показателям в мире не известно. Несмотря на сложность задачи, на стадии лабораторных исследований решена положительно.

В заключении необходимо отметить, что в будущем нами планируется объединение С. «Руда», АСУ управления качеством, АСУ карьера, рудосортировки в единую информационную систему управления горными работами, с информационной базой и обменом данными с другими системами.

Технологические решения открытой разработки сложноструктурных месторождений

УДК 622.271

© А. Н. Лукьянов 2000 г.



А. Н. Лукьянов,
профессор, докт.
техн. наук, действ.
член АН РФ,
заслуженный
датель науки РФ

Сложноструктурные месторождения типичны при добыче руд радиоактивных, редкоземельных и благородных металлов. Особенностью их является чрезвычайно сложное распределение рудных тел в массиве, как по содержанию полезных компонентов, так и по мощности. При этом размеры рудных и безрудных включений могут быть меньше расстояния между разведочными скважинами, применяемыми для их обнаружения. При разработке таких месторождений весьма важно точно определить геометрические параметры и элементы залегания структурных единиц с тем, чтобы в зависимости от этого обоснованно выбрать технологию добычи руд.

Предприятия, ведущие отработку месторождений данного типа, встречаются с многообразием горно-геологических условий; для них характерен значительный разброс параметров и производительности карьеров, принятых технологических решений (см. таблицу).

Специфика сложноструктурных месторождений требует изыскания особых методов ведения работ как по карьере в целом, так и по отдельным технологическим процессам. Основные технологические решения при разработке таких месторождений рассматриваются на трех иерархических уровнях: карьер, рабочая зона, рабочая площадка [1].

На первом из данных уровней большое значение имеет правильный выбор порядка отработки месторождения с учетом его морфологических особенностей. Так, для месторождений штокеркового типа (Мурунтау, Маньбай, Тулукуй), предпочтительна кольцевая, углубочная система разработки, при которой горные работы раз-

Таблица

Основные технические показатели карьеров при разработке сложноструктурных месторождений

Карьеры и месторождения	Глубина карьеров, м		Размеры в плане, м	Угол наклона бортов, градус	Вид технологического транспорта	Производительность по горной массе, млн.м ³ /год
	проектная	фактическая				
Мурунтау (Узбекистан)	600	300	3500x2500	30-38	Автомобильно-конвейерный	45
Кокпатас (Узбекистан)	270	60	2000x800	34-38	Автомобильный	6
Даугызтау (Узбекистан)	230	60	2300x800	32-39	Автомобильный	8
Высоковольное (Узбекистан)	260	-	2400x900	34-38	Автомобильный	4
Окжетпес (Узбекистан)	100	-	1200x500	35-44	Автомобильный	3
Косманачи (Узбекистан)	140	-	900x400	35-42	Автомобильный	3
Восточный (Узбекистан)	146	146	2000x6200	33-41	Автомобильный, конвейерный	55
Тулукуй (Россия, Читинская обл.)	280	280	1000x900	32-38	Автомобильный	6
Маньбай (Казахстан)	290	290	1000x900	34-39	Автомобильно-железнодорожный	5
Квартальный (Россия, Свердловская обл.)	120	120	400x300	38-41	Автомобильный	2
Липовый Лог (Россия, Свердловская обл.)	150	150	500x300	38-45	Автомобильный	2
Красный Камень (Россия, Читинская обл.)	120	120	500x350	41-46	Автомобильный	1
Меловое:						
карьер №2-3 (Казахстан)	170	150	2200x8400	20-21	Автомобильный, конвейерный	60
карьер №5 (Казахстан)	100	100	700x2000	24-26	Автомобильный	10
Сухой Лог (Россия, Иркутская обл.)	550	-	1000x2000	31-40	Автомобильно-конвейерный	25
Удокан (Россия, Читинская обл.)	400-1000	-	2500x3000	36-39	Автомобильно-конвейерный	40
Завитая (Россия, Читинская обл.)	300	200	1500x2000	32-38	Автомобильный	8

виваются от центра к периферии. Причем для карьеров Мурунтау наилучшее распределение текущих объемов вскрыши и полезного ископаемого по периодам отработки достигается при углубке по двум направлениям. Для месторождений, вытянутых в плане (Сухой Лог, Даугызтау, Кокпатас, Завитая), более эффективной оказалась комбинированная продольно-поперечная система разработки, позволяющая интенсивно отрабатывать карьер по простиранию при минимальном разносе рабочего борта вкрест простирания. При этом фронт добычных работ двигается по простиранию рудных залежей, а фронт вскрышных работ как по простиранию, так и вкрест простирания.

Данная система разработки за счет увеличения угла рабочего борта вкрест простирания позволяет снизить текущий коэффициент вскрыши и значительно улучшить режим горных работ.

Уменьшению среднего коэффициента вскрыши и соответственно росту эффективности отработки сложноструктурных месторождений способствует применение кучного выщелачивания забалансовых (убогих руд), не включенных по технико-экономическим соображениям в подсчете запасов. Значительное количество таких руд, отнесенных ранее к пустым породам, размещено в отвалах, которые теперь могут рассматриваться как "техногенные месторождения". Установлено, что переработка бедных руд методом кучного выщелачивания экономически целесообразна при уровне извлечения металла не менее 40%; экспериментально доказано, что данный показатель может быть увеличен до 45-50%.

Важнейшей задачей при отработке карьеров (особенно глубоких) является обеспечение устойчивости бортов с надежным, но не завышенным коэффициентом запаса. Решение ее идет по трем взаимосвязанным направлениям: обоснование рациональных параметров бортов на основе инженерно-геологического изучения прибортового массива; совершенствование технологии формирования бортов в конечном контуре; разработка и внедрение средств аппаратного контроля за состоянием устойчивости карьерных откосов.

Так для обеспечения длительной устойчивости бортов путем сохранения их природной прочности создана специальная технология буровзрывных работ при постановке уступов в предельное положение. В основу ее положено использование станка глубокого бурения СБШ-190/250-60, позволяющего бурить скважины диаметром 190-250 мм на глубину от 40 до 60 м под углами 45, 50, 55, 60 и 90°. При применении такого станка становится возможным бурить скважины заоткоски с надбермового уступа, что устраняет затруднения с размещением станка промежуточных бермах, повышает эффект экранирования сейсмозрывного воздействия. Взрывание скважин экранной щели осуществляется шланговыми ВВ, а доведение уступов до предельного положения - экскаваторами типа ЭКГ-4у с удлиненным рабочим оборудованием. Применение шланговых зарядов ВВ позволило в пять раз увеличить производительность труда при зарядании скважин.

По степени устойчивости массива в откосах уступов выделено три типа пород: устойчивые - крупноблоч-

ные с плотно сомкнутыми трещинами; устойчивые - среднеблочные с трещинами, частными глиняными трещинами; неустойчивые - породы в зонах разломов. Опытным путем для пород установлены рациональные параметры закладки: расстояние между скважинами и плотность их заряжения. Соответствующие типы пород первый параметр равен 2,5 м, второй - 1,7 - 2,0; 0,85 - 1,0 и 0,7 - 0,85 кг/м³.

Традиционные методы контроля карьерных откосов, основанные только на визуальных наблюдениях, характеризуются простотой и не позволяют зарегистрировать динамику развития деформационного процесса своевременно принять решение, исключить аварийную ситуацию. Последнее возможно при применении геофизических методов контроля. К таким методам относятся: вертикальное зондирование, сейсмоакустический, сейсмостратиграфия сейсмоколебаний породного массива, естественной электромагнитной эмиссии. В настоящее время на ряде карьеров проводятся испытания геофизических методов контроля устойчивости уступов и бортов [2].

На уровне "Рабочая площадка" при выполнении работ в стесненных условиях особое внимание уделяется совершенствованию процессов бурения, выемки и погрузки.

По процессу бурения принимаемые меры направлены на интенсификацию основных и вспомогательных операций. Так, на карьере Мурунтау на станках СБШ - 250 - МНА - 32 была произведена реконструкция гидравлической системы с использованием мощных насосов производительностью 10 л/мин. Гидрораспределителей с пропускной способностью до 350 л/мин. Высота была увеличена для возможности бурения скважины 12,5 м без наращивания бурового станка. Полиспасная система станка возросла в шесть раз путем установки дополнительных гидроцилиндров подачи. Каркас мачты увеличен надставкой длиной 10 м. Изменения в конструкцию сепаратора, в результате установлены две штанги по 12 м каждая.

При обустройстве 10 - метровых уступов буровым станком используются одна 10-метровая штанга, соединенная с вращающейся из 8 - метровой стандартной штанги и две 10-метровой секции. Для обустройства 15 - метровых уступов применяют две штанги при одном станке. В этом случае, одна штанга длиной 12 м находится в роторе, а другая, 10 - метровая, соединена с ротором. При использовании трех 12 - метровых штанг бурение 30 - метровых уступов. При использовании удлиненной мачты позволило за счет уменьшения вспомогательных операций увеличить длительность бурения в среднем на 20 - 30%. Производительность станка составила 77 тыс. м³/сут.

Одним из путей повышения эффективности работ является правильный подбор

долот. На карьере Мурунтау при обуивании уступов высотой 15 м были опробованы и сопоставлены долота 215,9 ОКПВ и 215,9 КПВ производства ПО "Уралбурмаш" (г. Верхние Серьги) и ПО "Волгабурмаш" (г. Самара), долота 244, 5 ОКПВ, выпускаемые заводами России и Украины, а также долота 251 - 07J фирмы "Смит" (США). Наименьшие суммарные удельные затраты на бурение и взрывание получились при использовании долот 215,9 КПВ и 215,9 ОКПВ производства ПО "Уралбурмаш". Аналогичные долота производства ПО "Волгабурмаш" оказались менее экономичными из-за их высокой стоимости.

Увеличение глубины карьеров при сокращающейся ширине рабочих площадок определяет ряд новых требований к ведению взрывных работ. В первую очередь, это относится к диаметру скважин. При уменьшении его в массиве реализуется высокая скорость нагружения горных пород при меньшей длине взрывной волны, что приводит к улучшению качества дробления. Для взрывной сети скважин, применяемой на уступах высотой 10-15 м, рациональный по энергоемкости насыщения разрушаемого массива диаметр скважин находится в пределах 210-220 мм. Исходя из этого, взрывание уступов скважинными зарядами при использовании долот диаметром 215,9 мм более эффективно, чем при повсеместно применяемых долотах диаметром 244,5 мм.

В случае использования скважин с диаметром долота 215, 9 мм возможно снизить удельный расход ВВ в среднем на 15%, а расход забойки - на 25%.

Второе требование - это необходимость сохранения геологической структуры массива, что очень важно в плане снижения потерь и разубоживания руды в процессе ее выемки. Опытными - промышленными и экспериментальными исследованиями установлены основные положения соответствующей технологии взрывания работ: заряды дробления взрываются при многорядном их расположении с числом рядов не менее 5-6 и числом скважин в ряду не менее 7; заряды по внутреннему контуру разрушаемого рудного блока следует взрывать мгновенно, а последующие заряды - через 50, 85, 120 мс и т.д.; по внешнему контуру разрушения взрывание производится на необработанную горную массу предыдущего взрыва ("подпорная стенка"), мощность которой составляет 1,0 - 1,5 высоты уступа; коэффициент разрыхления взрываемого массива не должен превышать значений 1,16 - 1,20, а величина смещения по верхней бровке - 1,5 - 2,0 м.

Опытными - промышленными взрывы показали, что взрывание с сохранением геологической структуры рудных тел позволяет снизить удельный расход ВВ и коэффициент разрыхления в среднем на 15 - 20%, себестоимость буровзрывных работ - на 20%, потери руды - на 25 - 30%; это же позволяет повысить выход взорванной рудной массы на 1 м скважины на 10-12%.

Одним из важных направлений в совершенствовании технологии добычи руд, выборе оптимальных их параметров и формировании рудопотоков в заданных объемных и качественных размерах является правильное определение показателей потерь и разубоживания руды. В связи с этим разработаны и внедрены инструкция и новая методика учета и нормирования потерь и разубо-

живания руды [7]. Основные методические принципы оценки уровня потерь и разубоживания руды следующие: применение прямых методов определения фактических и нормативных показателей; учет сложности рудных контуров по сортовому плану добычи; определение по вариантам схем добычи фактических размеров зон технологических прирезок и экономико - технологическое обоснование удельных норм прирезок к рудным контурам. Для конкретных геолого - технологических условий разработаны и утверждены каталоги эксплуатационных нормативов потерь и разубоживания руды, позволяющие оценивать влияние геологических и технологических параметров на уровень полноты и качества отработки запасов балансовых руд.

Рост объемов промышленных взрывов на глубоких карьерах, введение в рабочую зону таких сложных инженерных сооружений как дробильно-перегрузочные пункты и конвейерные линии ЦПТ обусловили необходимость разработки методов сейсмобезопасного производства взрывных работ. Они реализованы в типовых проектах производства буровзрывных работ в приконтурных зонах карьеров и при внедрении щадящей технологии взрывания, обеспечивающей сохранность массивов декоративного камня (Первомайское, Тулукуй, Маныйбай, Кокпатас) при их совместной отработке с приоритетным рудным сырьем.

Процессы выемочно-погрузочных работ при использовании на большинстве карьеров автомобильным транспортом характеризуются преимущественным применением мехлопат ЭКГ - 5А (4,6), ЭКГ - 8 (10), ЭКГ - 12,5 (15) и модификацией этих экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием: ЭКГ - 4 (5)у, ЭКГ - 8у, ЭКГ - 12у. За последние 5-6 лет на карьерах СНГ практически прекратилось обновление экскаваторного парка.

Сокращение ширины рабочих площадок, высокая концентрация в ограниченном пространстве рабочей зоны выемочно-погрузочных механизмов обуславливают необходимость внедрения мобильного и производительного оборудования. Разработка сложноструктурных месторождений предполагает, наряду с селекцией в контурах рудных зон, выборочную отработку удаленных рудных тел различного качества в зависимости от потребности в добываемом сырье; при этом линия фронта добычных уступов имеет сложную конфигурацию. В этих условиях предпочтительны гидравлические экскаваторы с дизельным приводом. Опыт эксплуатации таких экскаваторов на карьере Мурунтау выявил их достоинства и недостатки.

Характерной особенностью гидравлических экскаваторов является шарнирное сочленение стрелы с невыдвижной рукоятью, что ограничивает радиус их черпания. Если у мехлопаты ЭКГ - 15 максимальная высота черпания в 1,4 раза меньше радиуса черпания, то у гидравлических экскаваторов эти параметры практически равнозначны. Поэтому по условиям безопасности в последнем случае необходимо ограничивать высоту забоя до высоты черпания, так как при сокращенном радиусе черпания экскаватор и кабина машиниста слишком близки к откосу уступа. Высота уступа, при которой высота забоя (с учетом коэффициента разрыхления пород при

взрыве) не будет превышать высоту черпания экскаватора, не должна быть более 10-13 м.

Положительным качеством гидравлических экскаваторов является независимость от линий электропередач и возможность селективной выемки полезного ископаемого. Введение в рабочую зону автономных и маневренных (скорость передвижения до 4 км/ч) гидравлических экскаваторов интенсифицирует и упрощает производство. При их использовании возможно применять двухстороннюю установку автосамосвалов под погрузку, что значительно увеличивает производительность экскаваторов и скорость подвигания фронта работ. Однако, как показал опыт, затраты на разработку 1м³ горной массы у гидравлических экскаваторов выше в среднем на 15% по сравнению с мехлопатами с электрическим приводом. Стоимость гидравлических экскаваторов в 1,3 - 1,6 раза больше стоимости сопоставимых моделей мехлопат Ижорского завода.

Изложенное предопределяет более эффективное применение гидравлических экскаваторов в рудной зоне карьеров, канатные же экскаваторы целесообразно использовать на вскрышных работах, особенно на участках с увеличенной длиной горных работ и высокими уступами.

Повышение эффективности действующих транспортных схем на уровне "Рабочая зона" - важная проблема глубоких карьеров. Это связано в первую очередь с большими затратами на транспорт, доля которых в себестоимости 1м³ горной массы составляет более 70%.

С увеличением глубины разработки интенсивный рост транспортных расходов объясняется не только удлинением плеча откачки, но и изменением условий работы транспорта. В результате при увеличении глубины карьера до 150 м производительность автосамосвалов по сравнению с работой на отметках 0-50 м снижается в среднем в 1,5 раза.

Это происходит из-за падения средней скорости движения на 25 - 30%, а также снижения коэффициента технической готовности автосамосвалов ввиду более тяжелых условий работы.

В последние годы на карьерах СНГ использовались следующие типы автосамосвалов: БелАЗ - 546 (27 т); БелАЗ - 548 (40 т); БелАЗ - 549 (75 т) и БелАЗ - 7519 (110 т). Анализ данных по фактической производительности этих машин показал, что после первоначального периода роста производительности (2-3 года) происходит резкое ее снижение, вследствие возрастающего расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы; особенно четко эта тенденция прослеживается после 4-5 лет работы автосамосвалов.

Падение производительности малотоннажного автотранспорта при углублении горных работ обуславливает необходимость перехода к использованию большегрузных машин. Такое решение, например, было принято на карьере Мурунтау, где вместо автосамосвалов БелАЗ - 549 и БелАЗ - 7519 стали применять 136 - тонные автосамосвалы САТ - 785В (фирмы "Катерпиллар") и 170 - тонные автосамосвалы Р-170 (фирмы "Юклид"). Переход на более производительные машины позволил интенсифицировать работу автотранспорта и со

соочное число.

Вместе с тем опыт эксплуатации автосамосвалов выявил рост затрат на транспортные берм и, соответственно, на карьера. Расчеты показали, что при грузе автосамосвалов сверх 180 т происходит даже снижение общего экономического применения. Кардинальным решением проблемы на глубоких карьерах является лично-поточной технологии (ЦПТ).

Применительно к карьере Мурунтау эффективным оказался комплекс ЦПТ, состоящего (экскаваторы типа ЭКГ и ЭГ с мощностью 15-20 м³, автосамосвалы грузоподъемностью 180 т) и поточного (две конвейерные линии каждая по четыре конвейера с шириной отвалообразователя) звеньев; стыковка и слияние при помощи дробильно-перегрузочных емкостей на концентрационных горизонтах карьера.

Выполненные исследования показывают, что в нормальное функционирование ЦПТ вносит рассогласование в работу и поточного звеньев. Установлено, что условием обеспечения проектной производительности комплекса является стабилизация постмассы на перегрузочных пунктах путем слива с лирующих складов [3]. Организация их позволила повысить производительность комплекса на 30%.

Дальнейший рост эффективности достигается использованием в них трамвайных путей, так как для установки их на борту приходится проходить траншеи значительной глубины в последних практически отпадает необходимость в комплексе ЦПТ крутонаклонных конвейеров.

Специальные исследования и практика показали высокую эффективность при применении ЦПТ на карьере Мурунтау [4]. Нарастание их использования горных работ позволяет увеличить целесообразную глубину карьера до 100 м, растет производительность экскаваторного комплекса благодаря сокращению расстояния транспортирования. Уменьшение автосамосвалов в комплексе позволяет снизить загазованность карьера.

При разном ранее законсервированном карьерном поле возникает необходимость разгрузки горной массы из зон, не имеющих транспортных связей с карьерными пунктами. В таких случаях становится необходимым применение породоскатов для гравитационного транспорта горной массы на концентрационные пункты. При этом с последующим ее транспортированием точными конвейерами. Применение породоскатов на карьере Мурунтау с высотой перепада 60 м позволяет сократить расстояние перевозок автотранспортом на 1,3 км. Исследования показали, что применение

скатов целесообразно при сокращении расстояния транспортирования не менее чем на 0,6 км.

Актуальной проблемой при использовании ЦПТ является совершенствование технологии конвейерного отвалообразования. На карьере Мурунтау впервые в мировой практике для отсыпки отвалов из скальных пород применен мощный консольный отвалообразователь ОШС-4000/125 с вылетом стрелы 90 м. Согласно техническому проекту вскрышные породы должны были укладываться отвалообразователями в двухъярусный отвал, причем нижний ярус отвала ЦПТ планировалось отсыпать на автомобильный предотвал, назначение которого исключить возможность сдвижения отвальных ярусов ЦПТ. Породы в предотвал с верхних горизонтов карьера

(отм. 505 м) отсыпает непосредственно на земную поверхность первый (нижний) отвальный ярус высотой до 60 м, а также выше себя - второй ярус высотой 25 м.

Первый комплекс ведет отсыпку отвала с поверхности второго яруса (отм. 565 м), формируя третий и досыпая второй ярусы. Общая высота конвейерного отвала таким образом достигает 145 - 150 м.

Ухудшение условий естественного воздухообмена с ростом глубины разработки предопределили необходимость скорейшей реализации комплексной системы нормализации атмосферы в карьерах, которая включает горно - геологические задачи оптимизации направлений углубки горных работ, совершенствование технологических процессов буровзрывных и погрузочно-доставоч-

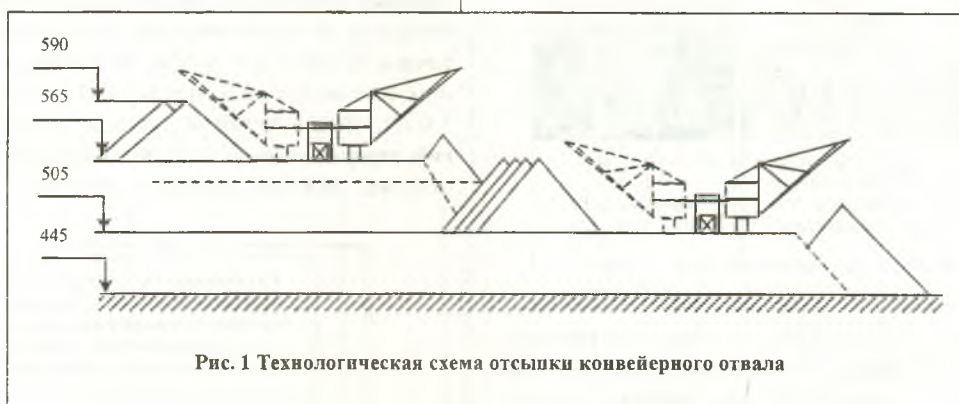


Рис. 1 Технологическая схема отсыпки конвейерного отвала

объемом по 5 млн.м³/год должны были вывозиться автосамосвалами на расстояние до 5 км, что превышало допустимое для этого вида транспорта; ежегодные объемы таких грузоперевозок существенно повысили бы себестоимость 1 м³ вскрыши.

Аналитическими и опытно-промышленными исследованиями установлено, что наибольший эффект достигается при использовании схемы, предусматривающей формирование трехъярусного отвала с двух горизонтов отсыпки отвалообразователями, без предотвалов (рис.1).

При этом отвалообразователь второго комплекса (вторая технологическая нитка ЦПТ) с горизонта стояния

работ, разработку и внедрение индивидуальных средств защиты персонала от газа и пыли, приборов, предназначенных для контроля загрязненности атмосферы карьера, лазерных станций и оптических приборов измерения запыленности и др. [5, 6].

Изложенные технологические решения и проблемы совершенствования технологии горных работ на карьерах сложноструктурных месторождений требуют проведения комплексных научных исследований, технико-экономических обоснований, объединения усилий научно-исследовательских; проектных институтов и фирм - производителей оборудования.

Список литературы:

1. Кучерский Н.И., Мосинец В.Н., Лукьянов А.Н., Рубцов С.К. Научно - технические проблемы технологических процессов горных работ // Горный журнал - 1992, №2.
2. Лукьянов А.Н., Иоффе А.М., Клименко А.И. Методы контроля устойчивости бортов карьера Мурунтау // Горный журнал -1997, №7.
3. Мальгин О.Н., Шеметов П.А., Коломников С.С. Использование комплекса ЦПТ при открытой разработке золоторудного месторождения Мурунтау // Горный журнал 1995 ; №4.
4. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Иоффе А.М. Применение крутонаклонных конвейеров на карьере Мурунтау // Горный вестник. 1996 №4.
5. Сытенков В.Н. Стратегия управления пылегазовым режимом глубоких карьеров // Горный журнал. 1995, №1.
6. Иванов В.П., Сытенков В.Н., Лепешкин С.М. Оперативный контроль санитарно - гигиенических параметров воздушной среды в карьерах // Горный журнал. 1994, №12.
7. Отраслевая инструкция по определению, учету, нормированию и планированию потерь и разубоживания руды при подземной и открытой разработке месторождений радиоактивных, редких и благородных металлов. ВНИПИпромтехнологии, М., 1993.



Систематизация требований к решениям по выбору методов и средств освоения месторождений

УДК 622.271

© Е. А. Толстов, В. Н. Сытенков, Г. А. Прохоренко



Е. А. Толстов,
главный инженер
НГМК,
докт. техн. наук



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



Г. А. Прохоренко,
директор
Центрального РУ,
канд. техн. наук

Главной причиной, обусловившей сравнительно невысокий уровень эффективности использования сырьевых ресурсов месторождений является то, что при наличии в извлекаемой горной массе, как правило, нескольких полезных компонентов горные предприятия запрограммированы на получение в подавляющем большинстве только одного вида товарной продукции. Поэтому в отвалах накапливаются значительные запасы минерального сырья.

Идея о комплексном использовании сырья сформулирована в 30-х гг. акад. А.Е. Ферсманом и является следствием его учения о техногенезе, под которым понимается совокупность геоморфологических процессов, вызванных производственной деятельностью человека, соизмеримых по их влиянию с природными геологическими и геохимическими процессами. Эта идея получила свое развитие через последовательную трансформацию сначала в концепцию комплексного освоения месторождений, а затем в концепцию комплексного освоения недр на основе малоотходных и безотходных технологий использования природных месторождений полезных ископаемых и техногенных месторождений, возникших в результате складирования отходов добычи, переработки и использования сырья.

По оценкам экспертов практическая реализация уже разработанных технических решений по освоению техногенных месторождений позволит сократить объем добычи минерального сырья на 20-30%.

При переработке руд месторождения Мурунтау помимо золота получают также серебро, палладий, вольфрам, а в перспективе могут быть получены редкоземельные элементы легкой группы. При переработке урановых руд месторождений Кызылкумского региона на отдельных стадиях гидрометаллургического передела накапливаются молибден, рений, скандий, осмий и дру-

гие элементы, попутное извлечение которых разноразно с экономической точки зрения.

За многолетний период промышленной разработки золоторудных месторождений в традиционных способах добычи сосредоточены большие объемы главного сырья, гидрообогатители и металлургия передела, а также отвалов некондиционных отходов, содержащих золото в указанных отходах составляет не менее 0,6-0,8 г/т, а часто и 1,0 г/т, что в сочетании с использованием новых технологий переработки на базе ионообменных процессов представляет важный сырьевой источник получения

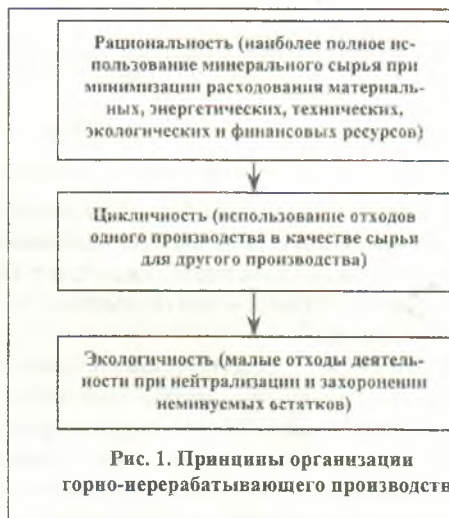


Рис. 1. Принципы организации горно-перерабатывающего производства

родных металлов при параллельном решении логического характера [1].

Идея малоотходных и безотходных технологий (наряду с соображениями в области бережливости) также требует нормального функционирования окружающей среды, что обуславливает необходимость организации горно-перерабатывающего производства (рис.1) и предполагает создание условий извлечения всех минерально-сырьевых ресурсов техногенного происхождения в хозяйстве с захоронением неминуемых остатков. Социально-экономические условия с количественной оценкой их характеристик является сложной научно-технической задачей. Взаимодействующие в процессе освоения месторождений ресурсы оказывают влияние многих факторов.

Различия во мнениях относительно эффективности применяемых методов и средств освоения месторождений обусловили необходимость выработать тр

принимаемым решениям с точки зрения основных положений экологии и природопользования.

Взаимодействие конкретного вида производства с окружающей средой приводит к образованию природно-промышленных систем (рис. 2), среди которых горное производство является наиболее характерным и информативным из них, поскольку оно непосредственно воздействует на природную среду в процессе извлечения полезных ископаемых, причем происходящие изменения

Ядро представляющих для нас интерес основных положений экологии и природопользования (рис.3) составляет "Закон внутреннего динамического равновесия", комментируемый четырьмя "Законами" экологии Б. Коммонера [2].

Закон внутреннего динамического равновесия - вещество, энергия, информация и динамические качества отдельных природных систем и их иерархии взаимосвязаны настолько, что изменение одного из этих показателей вызывает сопутствующие

функционально-структурные количественные и качественные перемены, сохраняющие общую сумму вещественно-энергетических, информационных и динамических качеств систем, где эти изменения происходят, или в их иерархии.

Первый "закон" экологии Б. Коммонера - Все связано со всем - обращает внимание на всеобщую связь процессов и явлений в природе. Он близок по смыслу к части сформулированного выше "Закона внутреннего динамического равновесия".

Второй "закон" экологии Б. Коммонера - Все должно куда-то деваться - также близок к только что упомянутому закону, а также к "Закону развития природной системы за счет окружающей ее среды", особенно первому его следствию: абсолютно безотходное производство невозможно (оно равнозначно созданию "вечного" двигателя), поэтому мы можем рассчитывать лишь на его малотходные варианты.

Третий "закон" экологии Б. Коммонера - Природа "знает" лучше - говорит о том, что, пока мы не имеем абсолютно достоверной информации о механизмах и функциях природы, мы легко вредим природным системам, пытаясь их улучшить. Он призывает нас к предельной осторожности в своих

действиях. Каждое вмешательство в природу влечет за собой неожиданные последствия. К тому же технический и научный прогресс веками действовал и продолжает действовать по пути «постановка проблемы → решение проблемы». И лишь с течением времени становилось ясно, что любое решение влекло за собой побочные явления, которых, собственно, никто не хотел. Наглядно иллюстрируют эту мысль холодильники, хладагент которых оказался особенно сильным разрушителем озоно-

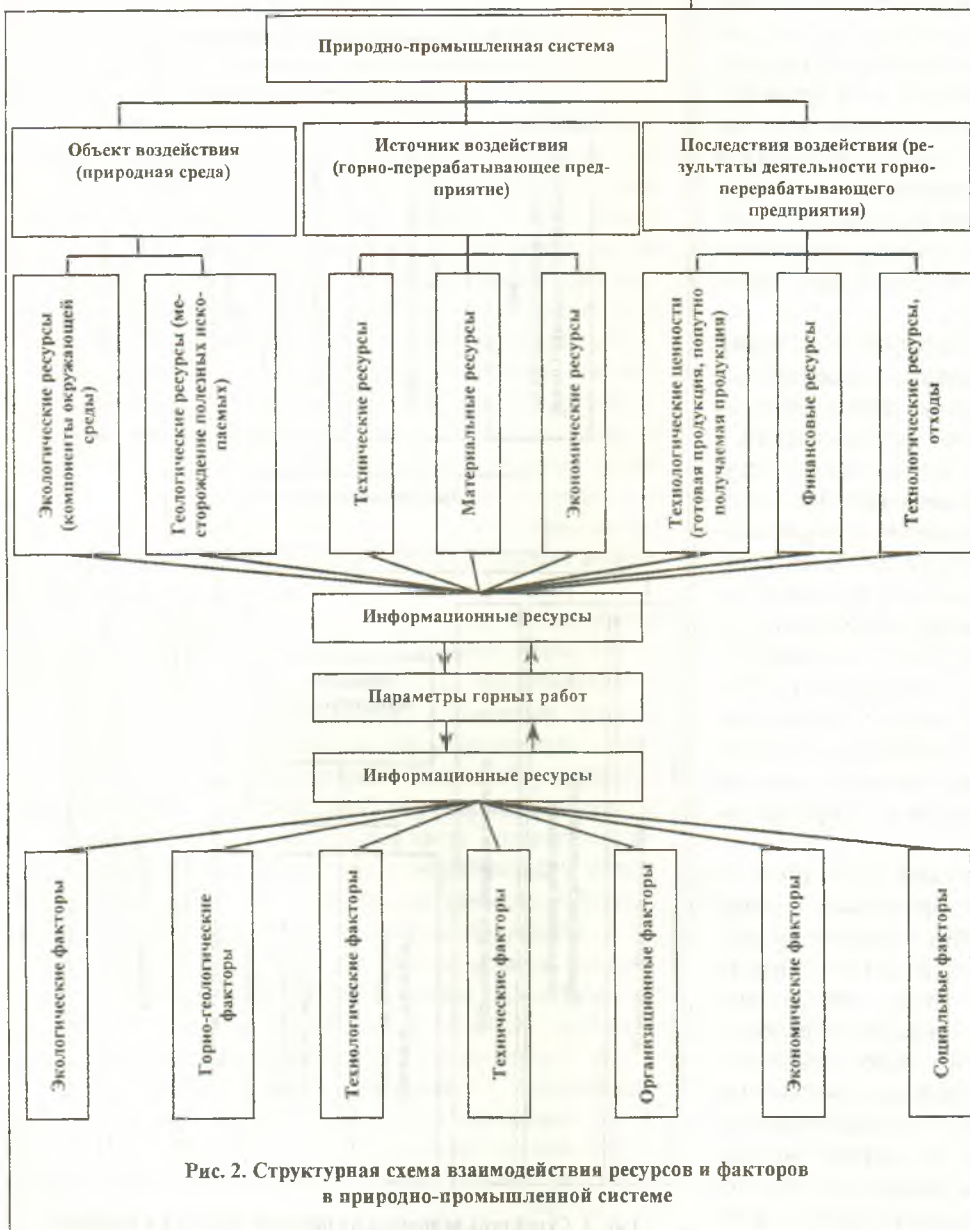


Рис. 2. Структурная схема взаимодействия ресурсов и факторов в природно-промышленной системе

природных компонентов зачастую весьма наглядны. Поэтому развитие и деятельность таких систем подчиняется как законам преобразования и совершенствования производства, так и законам экологии и природопользования. Для удобства анализа эффективности управляющих воздействий на природно-промышленную систему в ее структуре выделены три главных иерархических уровня: «окружающая природная среда» (верхний) → «месторождение» (средний) → «горное предприятие» (нижний).

сферы. Поэтому ведутся интенсивные поиски заменителей, которые, сохранив озоносферу, в свою очередь могут оказаться вредными для окружающей среды, но уже в других ее областях.

Свой четвертый "закон" экологии - Ничто не дается даром - Б. Коммонер разъясняет так: "...глобальная экосистема представляет собой единое целое, в рамках которого ничего не может быть выиграно или потеряно и которое не может являться объектом всеобщего улучшения; все, что было извлечено из нее человеческим трудом, должно быть возмещено". Эти же проблемы обобщает "Закон развития природной системы за счет окружающей ее среды": Воздействие человека на природу требует мероприятий по нейтрализации этих воздействий, поскольку они могут оказаться разрушающими для остальной природы и, согласно "Правилу соответствия условий среды генетической предопределенности организма", угрожают и самому человеку. В связи с этим охрана природы - одна из обязательных составляющих социально-экономического развития человеческого общества".

Основные законы экологии получили свое развитие в функциональных законах и правилах, дополняемых эмпирическими следствиями, с точки зрения которых нами и рассмотрена практика освоения месторождений.

"Закон развития природной системы за счет окружающей ее среды" - любая природная система может развиваться только за счет использования материально-энергетических и информационных возможностей окружающей ее среды. Так, например, добыча полезных ископаемых базируется на информации, полученной при поисково-разведочных работах, и требует постоянного увеличения нарушаемых горными работами недр. Причем объемы этих нарушений многократно превосходят объемы извлекаемого полезного ископаемого. Поэтому основные затраты ресурсов приходятся не на полезное ископаемое, а на вмещающие породы и расширение выработанного пространства.

"Закон снижения энергетической эффективности природопользования" - с ходом исторического времени при получении из природных систем полезной продукции на ее единицу затрачивается все больше энергии. Правильному пониманию этого закона способствует "Принцип удаленности события": явление, отдаленное во времени и пространстве, кажется менее существенным. В природопользовании этот принцип довольно часто становится основой неверных практических действий. Предполагается, что в будущем на основе научно-технического прогресса проблемы решатся легче, чем сейчас. На самом деле потомкам придется платить дорожке, о чем убедительно свидетельствует рост затрат на добычу минерального сырья, связанный с ухудшением горно-геологических условий вовлекаемых в разработку месторождений.

"Закон" убывающей отдачи - приход на земельный участок дополнительного работника не ведет к соответствующему увеличению урожая, а лишь дает возможность получать некоторую его прибавку. Так, например, увеличение емкости ковша экскаватора не влечет за собой пропорционального увеличения его производитель-

ности. В частности, производитель ЭКГ-10 всего лишь на 11% больше ЭКГ-8И при разнице в емкости ковша

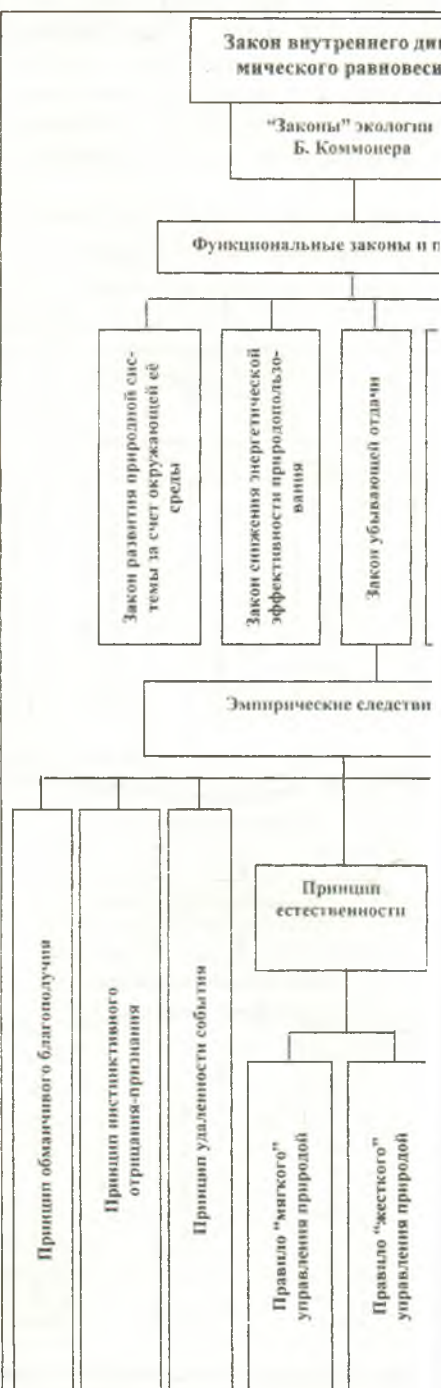


Рис. 3. Структура основных положений пользования, положенных в основу ступенчатого режима работы

удельное энергопотребление при ЭКГ-10 на 20-30% выше.

"Принцип Ле Шателье-Брау" - воздействие, выводящее природную систему из устойчивого равновесия, направлено на то, чтобы вернуть ее к этому равновесию, при котором эффект

результаты экспериментов со струйными вентиляторами на Сибайском и Учалинском карьерах, когда сначала был сделан, а затем опровергнут вывод о возможности разрушения с их помощью внутрикарьерной инверсии, поскольку при более тщательном анализе было установлено, что решающую роль здесь играли не вентиляторы, а изменение метеорологической ситуации в целом [3].

"Принцип инстинктивного отрицания - признания" - факты и закономерности, концептуально отрицаемые исследователем, инстинктивно исключаются им из модели, а концептуально признаваемые приобретают больший вес, чем они имеют на самом деле. При исследованиях таких сложных природно-промышленных систем, какими являются горные производства, исследователь, как правило, получает результат, сдвинутый в сторону субъективно желаемого положения вещей.

Анализ основных положений экологии и природопользования, а также имеющегося опыта разработки месторождений различных полезных ископаемых позволил сформулировать требования к решениям по физико-химическим методам добычи (рис.4).

Эти решения должны учитывать ограничения природно-ресурсного, материального, энергетического, финансового, людского и экологического потенциала и текущие реакции на проводимые мероприятия, что позволяет прогнозировать последствия от их реализации.

Решения должны быть направлены на усиление желательных обратных связей, обеспечивать деятельность системы в области оптимальных пределов и выполняться своевременно.

Необходимо также, чтобы решения соответствовали принятой управленческой форме воздействия ("мягкая", "жесткая" и т.п.) на природный объект.

Решения должны быть направлены на достижение поставленной цели, а именно: обеспечение месторождений при использовании ресурсов на уровне, обеспечивающем максимальную прибыль. Это достигается (адаптацией) геотехнологически условиям месторождений, экономическим параметрам окружающей среды [4].

Решения должны быть направлены на изучение взаимодействий горного производства, освоенных информационных ресурсов прироста. При оценке перспектив химических технологий для основных элементов указанных взаимодействий сосредоточены в области горно-технических условий нахождения и физико-химических условий перевода полезных компонентов в соединения. Эти условия являются первыми в очереди.

Список литературы

1. Папичев В.И., Номеров Г. Проблемы развития открытых горных предприятий. - Журнал. - 1992. - № 9. - С. 1-10.
2. Раймерс Н.Ф. Природопользование. - М.: Мысль, 1990. - 190 с.
3. Драгунский О.Н. Исследования в карьерах. Дисс. на соискание ученой степени кандидата технических наук. - М.: МГИ, 1970. - 190 с.
4. Толстов Е.А. Физико-химическое освоение месторождений уранового региона. - М.: Издательство УРГА, 1970. - 190 с.



Основные направления повышения эффективности использования ресурсов при освоении месторождений Кызылкумского региона

УДК 622.271

© Е. А. Толстов, Г. А. Прохоренко



Е. А. Толстов,
главный инженер
НГМК,
докт. техн. наук



Г. А. Прохоренко,
директор
Центрального РУ,
канд. техн. наук



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

Для оценки эффективности освоения и выбора параметров технологии, в основу которой положены геохимическая взаимосвязь между месторождением - окружающей средой (горное предприятие) и технологическими процессами (технологические ценности, методы) [1]. Установленные взаимосвязи, что при разработке месторождения, оптимальный уровень использования и соответствующее ему оптимальное сочетание параметров, а их разделяется конкретными задачами перерабатывающим предприятием, сочетание должно обеспечить

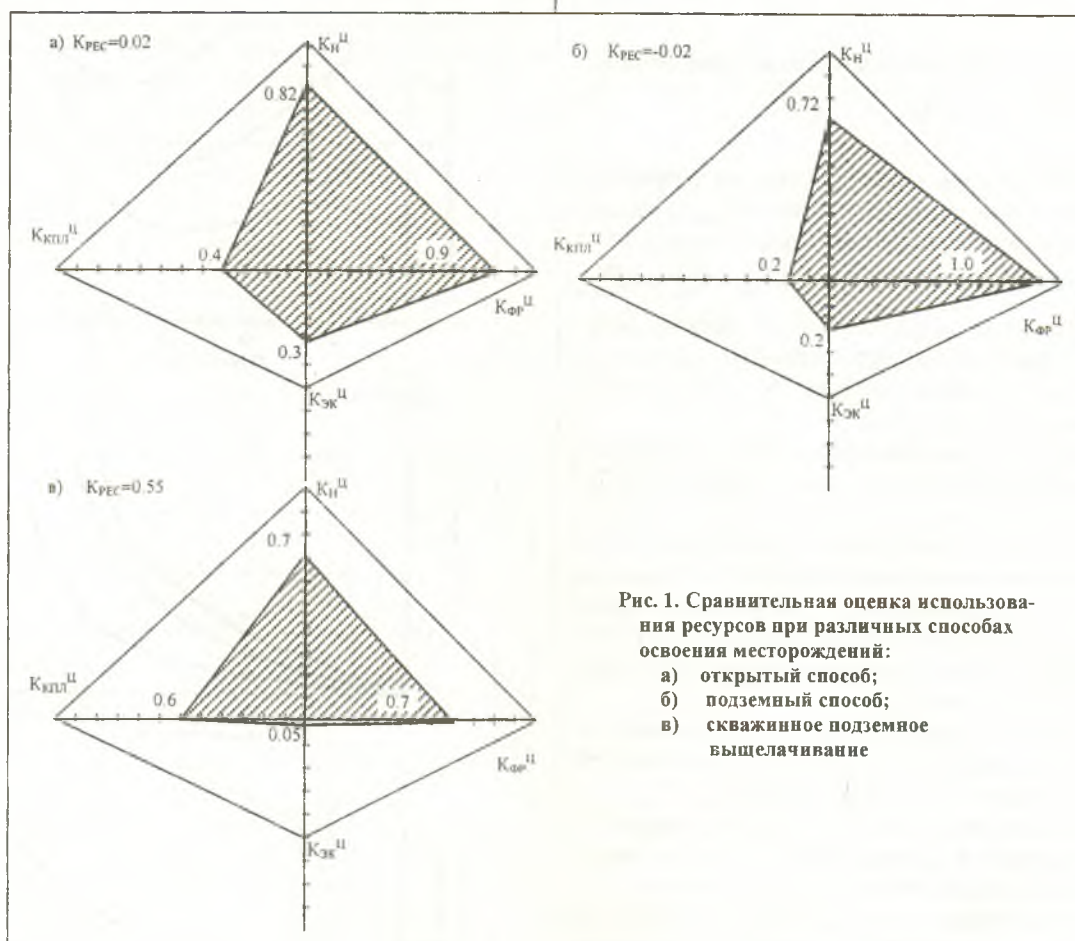


Рис. 1. Сравнительная оценка использования ресурсов при различных способах освоения месторождений:
а) открытый способ;
б) подземный способ;
в) скважинное подземное выщелачивание

общей прибыли от разработки месторождения.

Эффективность использования ресурсов иллюстрируется на примере отработки типичного месторождения урана, расположенного на глубине 200 м и разрабатываемого различными способами: а) открытым; б) подземным; в) скважинным подземным выщелачиванием (рис. 1) [2].

Балансовые запасы условно приняты одинаковыми для всех способов разработки, а те запасы, которые дополнительно извлекаются из недр в силу специфики конкретного способа считаются попутно полученной продукцией.

На оси секторограммы, направленной вверх, отложены уровни извлечения ценностей из балансовых запасов, оцениваемые показателем K_n^{II} . При отработке месторождения, открытым способом значение K_n^{II} составило 0,82 (рис.1, а), подземный 0,71 (рис. 1, б), а при скважинном подземном выщелачивании 0,7 (рис.1, в). Таким образом, максимальное извлечение ценностей из балансовых запасов достигается при открытой разработке.

На оси секторограммы $K_{кпл}^{II}$, откладываются ценности, получаемые в результате освоения и реализации попутно-получаемой продукции. При открытой разработке они составляют 0,4, при подземной - 0,2, а при скважинном подземном выщелачивании - 0,6, т. е. при

скважинном подземном выщелачивании за счет вовлечения в разработку забалансовых запасов.

Значения экономического ущерба от экологических последствий отложены на оси $K_{жк}^{II}$, направленной вниз, и составили соответственно: для открытой разработки - 0,3; для подземной - 0,2; а для подземного скважинного выщелачивания - 0,05, т.е. меньший экологический ущерб окружающей природной среде наносит разработка месторождений способом скважинного подземного выщелачивания.

Величина издержек на получение готовой продукции, приведение в товарный вид попутно-получаемой продукции, экологическое восстановление нарушенных компонентов окружающей природной среды в удельных величинах $K_{фр}^{II}$ - $K_{фр}^{II}$ отложена на горизонтальной оси $K_{фр}^{II}$, направленной вправо. Удельное значение издержек составило: при открытой разработке месторождения 1,0, при подземном - 1,1, при скважинном выщелачивании - 0,7.

Оценка эффективности использования ресурсов выполненная по критерию рационального использования ресурсов $K_{рес}$ показала:

$$K_{рес}^{ор} = 0,82 + 0,4 - 0,3 - 0,9 = + 0,02;$$

- для подземного способа разработки

$$K_{\text{рес}}^{\text{пр}} = 0,71 + 0,2 - 0,2 - 1,1 = -0,39;$$

- для скважинного подземного выщелачивания

$$K_{\text{рес}}^{\text{св}} = 0,7 + 0,6 - 0,05 - 0,7 = 0,55.$$

Таким образом, оценка использования природных и производственных ресурсов по критерию $K_{\text{рес}}$ показала, что в данном примере перспективен способ скважинного подземного выщелачивания. При этом $K_{\text{рес}}^{\text{св}} > K_{\text{рес}}^{\text{ор}} > K_{\text{рес}}^{\text{пр}}$, т.е. удельная прибыль на 1 т балансовых запасов, получаемая при разработке месторождения методом скважинного подземного выщелачивания, больше, чем другими способами: $0,55 > 0,02 > -0,39$.

Минимальной себестоимости добычи для каждой технологической схемы выщелачивания (кислотной, бикарбонатно-кислотной и безреагентной) соответствует определенный уровень извлечения запасов (рис.2, а), а ему – конкретные значения технологического показателя Ж:Т (рис. 2, б), величины ущерба окружающей среде (рис. 2, в) и прибыли (рис. 2, г). В зависимости от конкретной ситуации и задач, стоящих перед предприятием, может быть выбрана схема:

- с высоким извлечением запасов, повышенной себестоимостью и повышенным ущербом окружающей среде при относительно небольшой прибыли;

- с уменьшенным извлечением запасов, уменьшенной себестоимостью и уменьшенным ущербом окружающей среде при относительно высокой прибыли.

Составление полного натурального баланса по минеральному сырью и создание условий для вовлечения всех минерально-сырьевых ресурсов в хозяйственный оборот с максимальным использованием их отходов и захоронением неминуемых остатков является неотъемлемой частью рационального использования ресурсов при освоении месторождений.

Для разработки полного натурального баланса минерального сырья и определения дополнительных источников расширения минерально-сырьевой базы горно-перерабатывающих предприятий может быть использована "Классификация минерально-сырьевых ресурсов" [3], в которой в качестве основного принят классификационный признак "Стадия производственного процесса", что позволяет получить полную картину об используемых, временно неиспользуемых и теряемых запасах сырья на различных стадиях освоения месторождений: предварительной разведке; детальной разведке; вскрытии и подготовке месторождения к освоению; добычных работах; подготовке и переработке полезного ископаемого.

В качестве технологической основы создания условий для вовлечения всех минерально-сырьевых ресурсов в хозяйственный оборот с максимальным использованием их отходов и захоронением неминуемых остатков рассмотрим структуру организации горно-перерабатывающего производства в Кызылкумском регионе (рис.3) [2].

Начальным звеном в технологической цепи производства золота являются открытые горные работы, гото-

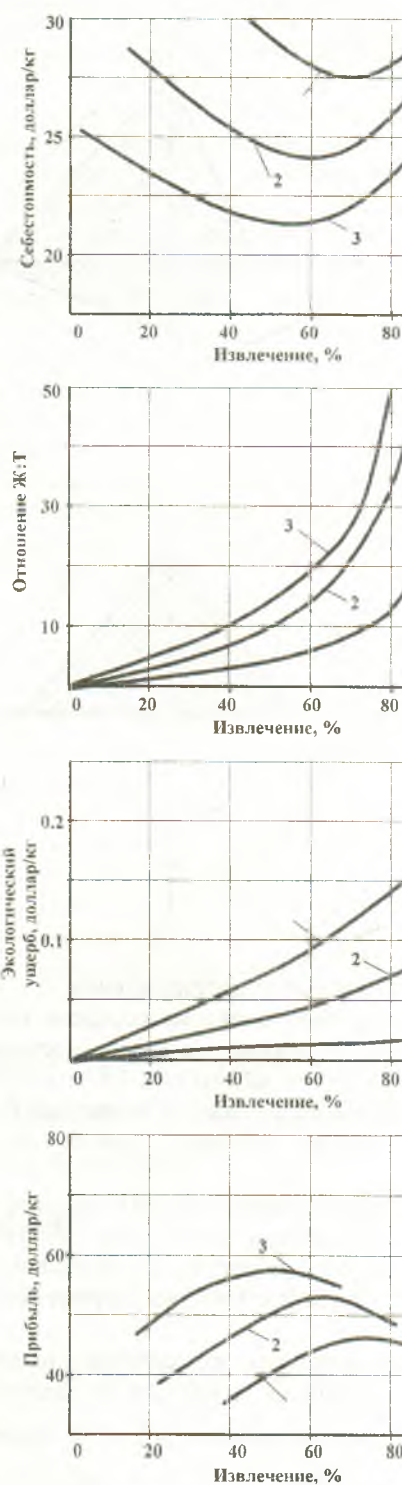


Рис. 2. Зависимость себестоимости (а), с Ж:Т (б), экологического ущерба (в) и п от полноты извлечения урана при скв подземном выщелачивании по кислот карбонатно-кислотной (2) и безреагентной (3) технологи

вая продукция которых представлена тс отходы - забалансовой рудой и пустой

цессе проведения исследований была установлена целесообразность организации дополнительных производственных циклов как по линии переработки товарной руды, так и по линии отходов горных работ. Принципиальная

может быть использована для решения производственных задач.

Урановые руды месторождений Учкудук, Сугралы и Сабырсай перерабатывались на гидрометаллургическом заводе №1 (ГМЗ-1) в г. Навои. Там же перерабатываются и концентраты скважинного подземного выщелачивания. Отходы переработки складировались в хвостохранилище, захоронение которого по традиционной схеме требует значительных затрат для создания непроницаемого покрытия. Поэтому была реализована схема, предусматривающая получение дополнительной товарной продукции одновременно с созданием такого покрытия. Предложенная схема (рис. 3) базируется на использовании перерабатывающих мощностей ГМЗ-1, высвободившихся после прекращения добычи урана открытым и подземным способом, и заключается в следующем.

Часть забалансовой руды карьера Мурунтау направляется на ГМЗ-1 и после извлечения золота используется для захоронения хвостохранилища, уменьшая поступление вредных компонентов в окружающую среду. На этом же заводе предусмотрена переработка забалансовой руды Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, освоение которого началось в

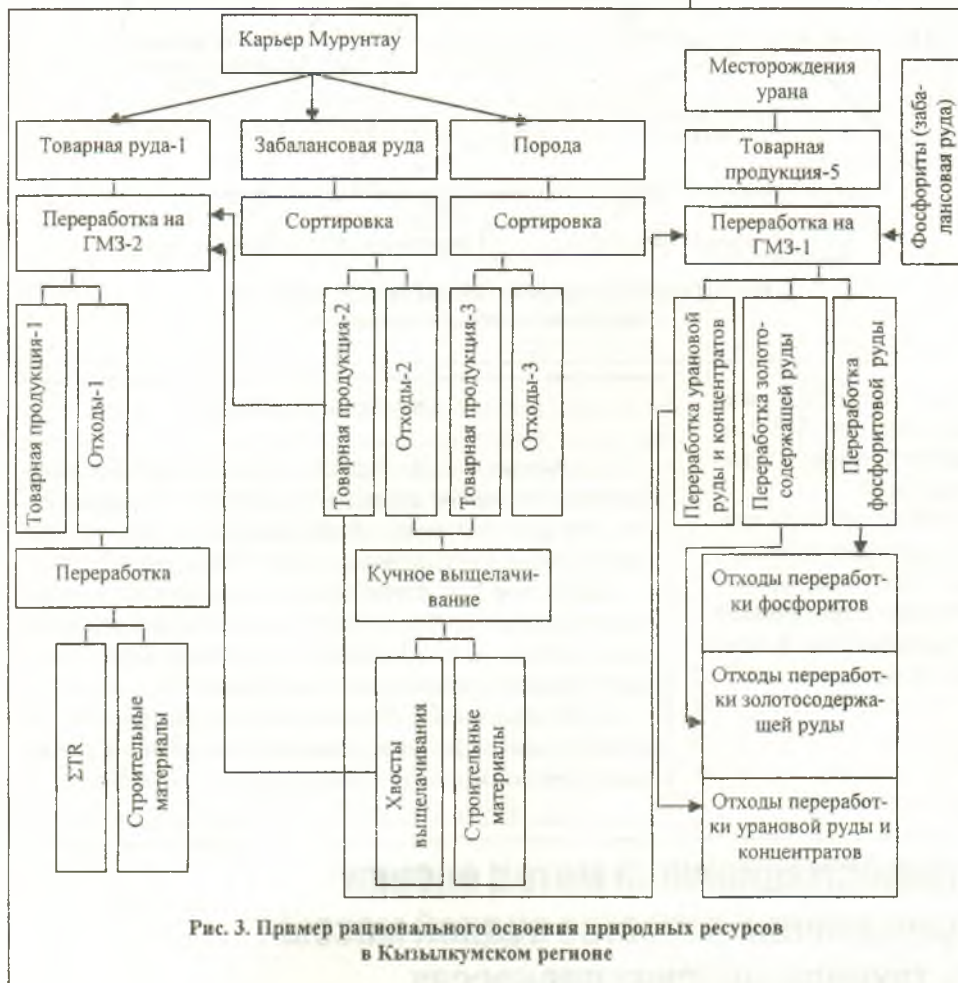


Рис. 3. Пример рационального освоения природных ресурсов в Кызылкумском регионе

схема такого производства заключается в следующем.

После переработки товарной руды-1 на гидрометаллургическом заводе 2 (ГМЗ-2) и получения товарной продукции-1 (золото, серебро, палладий) из отходов переработки может быть получен концентрат, содержащий редкоземельные металлы (ΣTR), и строительные материалы для получения твердеющей закладки и стеновых блоков.

По линии отходов горного производства осуществляется раздельное складирование забалансовой руды и пустой породы. При этом забалансовая руда подвергается сортировке, в результате которой выделяется Товарная руда-2, направляемая на переработку на ГМЗ-2, и Отходы-2, направляемые на кучное выщелачивание золота. Порода подвергается радиометрической сортировке, в результате которой обогащенная золотом минерализованная масса направляется на кучное выщелачивание, а пустая порода может быть использована в виде щебня при строительстве дорог в Кызылкумском регионе, где ощущается его острый дефицит.

Таким образом, значительная доля горной массы, извлекаемой при разработке месторождения Мурунтау,

1996 г. Отходы переработки этой руды, представленные в основном глиной, предназначены для формирования непроницаемого экрана над хвостохранилищем ГМЗ-1, создавая предпосылки для его ландшафтной рекультивации.

Другим примером рационального использования ресурсов в Кызылкумском регионе является переработка методом кучного выщелачивания части забалансовой руды, накопленной на складах карьера Мурунтау за 30 лет его существования.

Строительство предприятия кучного выщелачивания является элементом адаптации существующей сырьевой базы к новой экономической ситуации. Поскольку капитальные и эксплуатационные затраты при кучном выщелачивании на 20-40 % ниже, чем при традиционном способе разработки, то на современном этапе выгоднее построить предприятие кучного выщелачивания с целью получения дополнительного золота, которое является источником поступления валюты в республику. Это дополнительное золото и валюту важно получить сегодня, а не через 20-30 лет. Такая концепция использования запасов месторождений Мурунтау уже реализована на практике. При этом предусматривается часть забалансо-

вой руды переработать кучным выщелачиванием (извлечение золота 50 %), а остальную руду, хвосты кучного выщелачивания и руду от сортировки отвалов вскрышных пород переработать на ГМЗ-2 (извлечение золота 85-94 %) после окончания горных работ в карьере Мурунтау (рис. 4).

При построении стратегии использования сырьевых ресурсов месторождений Мурунтау использован принцип цикличности производства, когда отходы карьера (забалансовая руда) используется для кучного выщелачивания золота, отходы которого в свою очередь предусматривается перерабатывать на ГМЗ-2 по мере отработки запасов месторождения Мурунтау и высвобождения перерабатывающих мощностей.

Таким образом, переработка отходов горного производства обеспечивает не только получение дополнительной товарной продукции, но и повышение уровня использования ресурсов в целом. Однако теоретические аспекты согласованного освоения месторождений требуют дополнительных научных и технико-экономических исследований.



Рис. 4. Структура переработки руды карьера Мурунтау: Σ_v — извлечение золота при переработке

Список литературы:

1. Филиппов С.А. Метод оценки и метров открытой разработки рудных ний при рациональном использовании рудных вестник Узбекистана. — 1998, №2,
2. Толстов Е.А. Физико-химические процессы в освоении месторождений урана и золота в северном регионе. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1998.
3. Панфилов Е.И., Коковьякина Е.Ф., Лавров В.В. к вопросу классификации минерально-сырьевых ресурсов // Горный журнал — 1989. — № 2. — С. 10-15.



УДК 622.08

Информационный метод оценки усреднения качества рудной массы в технологических процессах

© О. Н. Мальгин, А. Н. Лукьянов, А. В. Селезнев



О. Н. Мальгин,
зам. главного
инженера НГМК,
канд. техн. наук



А. Н. Лукьянов,
докт. техн. наук,
проф. ВНИПИ-
промтехнология



А. В. Селезнев,
горный инженер-
экономист ВНИПИ
промтехнология

Современное горно-металлургическое предприятие (ГМП) является целостной динамической системой, функционирующей в условиях непосредственного контакта с земными недрами.

В структурном отношении ГМП подразделяется на две пространственно разобщенные подсистемы — карьер

(К) и горно-металлургический завод (ГМЗ). Взаимодействие этих подсистем обусловлено взаимодействием этих подсистем осуществляется подсистемой формирования (ФК) минерального сырья.

Среди множества входных и выходных параметров, характеризующих состояние ГМП, основными являются запасы руды (V), содержание железа в руде (С) и интенсивность (I). Целенаправленное преобразование этих параметров, осуществление системы К, ГМЗ и ФК, составляет основу технологических процессов добычи и переработки железных ископаемых. В оптимальных технологических процессах целевая функция горно-металлургического предприятия — полученного рудного металла, — реализуется в заданный интервал времени наименьшими экономическими затратами. С точки зрения основной функции формирования качества минерального сырья в управлении преобразования вероятности

стик-параметров V , C , I на входе системы (недра - карьер) в соответствующие вероятностные характеристики этих параметров на ее выходе (завод - готовая продукция). При этом, как показывает практика переработки руд сложноструктурных месторождений доминантными параметрами, оказывающими наиболее сильное влияние на технологические и экономические показатели получения продукции в товарном виде, являются содержание и дисперсия содержания полезного компонента в рудной массе.

В последовательных технологических операциях (эксплуатационная разведка, буровзрывные работы, экскавационная выемка, транспортирование, складирование) дисперсия содержаний полезного компонента в рудной массе снижается; при этом на каждом технологическом этапе вид вероятностного распределения параметра изменяется в направлении его нормализации. В настоящее время оценить экономический эффект преобразования вероятностных характеристик качества рудной массы по отдельным технологическим операциям не представляется возможным. Вместе с тем, такая оценка может быть сделана в укрупненном плане для подсистем предприятия и горно-металлургического завода, параметрическое состояние которых на входе и выходе фиксируется в процессе эксплуатации [1, 2]. Решение задачи основывается на использовании информационного метода оценки экономической эффективности функционирования сложных технических систем [3], который широко применяется при разработке и модернизации различных технических устройств в радиопромышленности, авиационной промышленности и других отраслях народного хозяйства.

Для количественных расчетов при применении информационного метода используется следующее основное соотношение:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{I_1}{I_2}, \quad (1)$$

где Q_1 , Q_2 - экономические затраты, обеспечивающие функционирование системы в двух каких-либо не резко отличающихся между собой состояниях (индексы 1,2); I_1 , I_2 - соответствующие этим состояниям информационные емкости системы, определяемые как разность энтропий на входе и выходе ее, т.е. $I = H_{\text{вх.}} - H_{\text{вых.}}$

Энтропия H , как мера адекватная дисперсии вычисляется по формуле: $H = -\sum p_i \log p_i$, где p_i - вероятность распределения содержаний полезного компонента.

Используя соотношение (1), можно показать, что при наличии погрешностей оценок средних значений и дисперсий содержаний полезного компонента в недрах месторождения (на входе системы) возникают две принципиально разные ситуации, отождествляемые с пассивной или активной реакцией подсистем К и ГМЗ на возникновение экономических потерь в целостной системе ГМП. Причем, в каждой из этих ситуаций одна из подсистем обязательно является активной, другая - пассивной, или наоборот. Если дисперсия содержаний полезного компонента в исходной руде соответствует паспортному ее значению, то это означает, что карьер активно реагирует на возникновение экономического ущерба, вводя дополнительные затраты, компенсирующие влия-

ние ошибок на входе (недра) системы. Реакция горно-металлургического завода на возникший экономический ущерб является в этом случае пассивной.

Альтернативная ситуация возникает в том случае, когда дисперсия содержаний полезного компонента в исходной руде увеличивается относительно паспортного ее значения. Дополнительные затраты, связанные с погашением сверхнормативных колебаний полезного компонента в исходной руде, активно реализуются в этом случае подсистемой ГМЗ на фоне пассивной реакции подсистемы К.

Принимая, что на входе подсистемы К (недра) вероятностное распределение содержаний полезного компонента описывается показательной функцией, а на выходе (исходная руда) имеет нормальный вид, можно, используя соотношение (1), получить следующие расчетные формулы:

$$\frac{\Delta Q}{Q_2} = \frac{\log \frac{\sigma_{\text{вх1}}}{\sigma_{\text{вх2}}}}{\log \frac{e \sigma_{\text{вх2}}}{\sigma_{\text{вых}} \sqrt{2\pi e}}}, \quad (2)$$

где $\frac{\Delta Q}{Q_2}$ - приведенные дополнительные затраты (%).

реализуемые подсистемой К для компенсации влияния ошибок оценивания геологических параметров на ее входе; $\sigma_{\text{вх1}}$ и $\sigma_{\text{вх2}}$ - дисперсии содержаний полезного компонента на входе подсистемы К в двух ее состояниях 1 и 2; $\sigma_{\text{вых}}$ - дисперсия содержаний полезного компонента на выходе (исходная руда) подсистемы К.

Пассивная реакция подсистемы К по отношению к погрешностям оценок геологических параметров на ее входе приводит к увеличению дисперсии содержаний полезного компонента в исходной руде. Так как подсистема К не производит дополнительных затрат (ΔQ), то величина дисперсии на выходе ее в 1 состоянии будет описываться следующим уравнением:

$$\sigma_{\text{вх1}} = \frac{\sigma_{\text{вх1}}}{\sigma_{\text{вх2}}} \cdot \sigma_{\text{вх2}}. \quad (3)$$

Повышение дисперсии содержаний полезного компонента (относительно нормативной ее величины $\sigma_{\text{норм}}$) на выходе подсистемы К и входе подсистемы ГМЗ активизирует последнюю. Дополнительные затраты, реализуемые теперь уже подсистемой ГМЗ, описываются следующей формулой:

$$\frac{\Delta Q}{Q_1} = \frac{\log \frac{\sigma_{\text{вх1}}}{\sigma_{\text{вх2}}}}{\log \frac{\sigma_{\text{вх1}}}{\sigma_{\text{вых}}}}, \quad (4)$$

где $\sigma_{\text{вх1}}$ и $\sigma_{\text{вх2}}$ - паспортные значения дисперсии содержаний полезного компонента соответственно на входе (исходная руда) и выходе (хвосты сорбции) подсистемы ГМЗ; $\sigma_{\text{вх2}}$ - дисперсия содержаний полезного компонента на входе подсистемы ГМЗ во 2-ом состоянии. С уменьшением дисперсии содержаний полезного компонента на входе (недра) подсистемы К относительно математического ожидания ее значений дополнительные затраты, реализуемые подсистемой в активном состоянии, увеличиваются. Так, при паспортном значении дисперсии содержаний полезного компонента в исходной

руде $\sigma_{\text{вых}} = 8,5 \%$ занижение оценок дисперсии содержания полезного компонента в недрах на 5, 10 и 15 % приводит к дополнительным затратам в технологических процессах, соответственно составляющим 2,5 и 8,5 % от установленных затрат. Если подсистемой К дополнительные затраты не реализуют, то это приводит к увеличению дисперсии содержания полезного компонента в исходной руде. Так, например, занижение оценок дисперсии содержания полезного компонента в недрах на 5, 10 и 15 % приводит к увеличению дисперсии данного параметра в исходной руде соответственно до значений

9,2; 9,8 и 10,4 % при паспортных значениях. Таким образом, погрешности в исходных параметрах на вход или к дополнительным затратам в технологических процессах, к увеличению геологоразведочных параметров, к увеличению вильным выбором параметров разведки и опробования, методам учета запасов полезного ископаемого.

Список литературы:

1. Лукьянов А.Н., Жданов В.Ф., Кулагин В.С. Статистическая оценка и прогнозирование технологических параметров рудных карьеров. – ГМП, 1985, №6. – С. 19-21.
2. Марголин А.М. Оценка запасов минерального сырья. Математические методы.
3. Ветров А.А., Ломовецкий Г.М. Дисперсионный анализ в экономике. – М.: Статистика, 1988.



УДК 622.271

Проблемы отработки глубоких горных карьеров Мурунтау



П.А. Шеметов,
главный инженер
карьера Мурунтау,
канд. техн. наук
Центральное РУ

В связи с интенсификацией технологических процессов годовое понижение горных работ на карьере Мурунтау достигло 15 м, а в некоторых зонах 30-45 м. За последний десяток лет горные работы углубились на 150 м, добыча руды с глубины ниже 350 м составляет 86 %. Одновременно ширина рабочих площадок с 90-100 м уменьшилась до 50-70 м и эта тенденция сохраняется. Рост глубины карьера, повышение интенсивности работ и сокращение рабочих

площадок порождает такие типичные для глубоких карьеров проблемы, как обеспечение безопасности горных работ, поддержание транспортных коммуникаций, создание запасов взорванной горной массы, обеспечение надежности взрыва, обеспечение безопасности работающего персонала, стремление к упрощению выемочных контуров блоков.

Опыт эксплуатации глубокого карьера Мурунтау показывает, что заданные проектом углы откосов и бортов в предельном положении в большинстве случаев требуют изменения на основе дополнительной горно-геологической информации при вскрытии нижних горизонтов. Это объясняется тем, что параметры борта определены правильно, однако естественное ослабление контактов между блоками горного массива не исключает образование локальных деформаций. С увеличением глубины карьера это обстоятельство приобретает важное значение, поскольку возможно нарушение транспортных коммуникаций, а маневр затрудняется (их некуда перенести).

Проблемой обеспечения безопасности является сохранение устойчивого состояния бортов как в рабочем положении, так и в состоянии покоя. Так при глубине карьера зарегистрировано 27 деформаций до 350 м деформации уступов раз. Из 31 деформации, произошедших на участках и предохранительных бермах, менее 50 тыс. м³, две от 50 т деформации объемом более 100 т деформации в основном являются деформациями с падением в сторону, трещиноватость и неблагоприятно ориентированные геологические нарушения.

Важное значение в обеспечении устойчивости бортов имеет применение мероприятий по повышению устойчивости с помощью инженерных мероприятий по подсыпке конфорса из скальных пород, лабленных трещиноватых пород, по металлической сетке, установка объединенных в ростверки, лопатки, уступов.

На транспортных бермах деформаций, три из которых конфорса из скальных пород, решения по укреплению откосов, было восстановлено транспортное сообщение на +405 м и +435 м до проектной отметки. Комплекс укрепительных работ, установка в устойчивых породах свай, объединенных в монолитное сооружение железобетонной

части уступа и пригрузку откоса скальной породы, засыпаемой за стенку. Устойчивость подпорной стенки обеспечивалась путем устройства свайного фундамента (диаметр свай - 250 мм, глубина заделки концов - 3 м, расстояние между сваями - 1 м). Регулярными маркшейдерскими наблюдениями подтверждается устойчивость укрепленных участков.

С увеличением глубины разработки последствия деформаций и оползневых явлений усугубляются, в связи с невозможностью ликвидации деформаций разносом бортов. Поэтому основные проблемы глубокого карьера - правильное определение параметров его отработки, обоснованный выбор результирующего угла откоса с точки зрения поддержания транспортных коммуникаций в течение всего эксплуатационного периода. Эти параметры связаны со своевременным осушением карьерного поля на необходимую глубину. Кроме того, поддержание принятых параметров уступов на глубоком карьере зависит от правильности заоткоски их бортов на предельный контур.

Для заоткоски уступов бортов карьера используется специальный буровой станок СБШ-190 /250-60, предназначенный для бурения скважин заоткоски глубиной до 60 м и диаметром 190 - 250 мм под углами от 0° до 60° к вертикали. Возможность работы этим станком на наклонных скважинах глубиной до 60 м позволяет начинать бурение скважин заоткоски с надбермового уступа, что устраняет затруднения с размещением станка на берме. С учетом корректировки горно-геологических условий и технических параметров на нижних горизонтах, наличия на бортах ЦПТ, транспортных берм, съездов и промежуточных площадок, проведены контрольные геотехнические расчеты по оценке устойчивости бортов при отметке дна карьера Мурунтау -15 м. Установлено по шести основным профилям, что конструктивные углы наклона бортов на $2-4^{\circ}$ меньше предельно-допустимых, что подтверждает надежную устойчивость прибортового массива по всему периметру карьера.

Результаты анализа распределения объемов горной массы и руды по годам и горизонтам карьера показали, что в одновременной работе до конца отработки должно находиться не менее 9-11 горизонтов. В связи с этим при проектировании схем вскрытия нижних горизонтов, параметров съездов и вида транспорта необходимо учитывать многогоризонтность и удаленность экскаваторных забоев. В связи с увеличением глубины карьера, многогоризонтностью производства горных работ и усложнением транспортировки от забоев руды и вскрыши на карьере разработана специальная методика и компьютерная программа для решения транспортных задач, позволяющая проводить многовариантные расчеты и принимать научно-обоснованные технические решения. С ростом объемов перемещаемой горной массы с глубоких горизонтов карьера и широким применением большегрузного автомобильного транспорта возрастают требования к устройству и содержанию карьерных автодорог, увеличиваются затраты на эксплуатацию крупногабаритных шин. Для снижения уровня затрат (24,5 %) на карьерах предприятия разработана и реализуется специальная программа направленная на улучшение условий

эксплуатации шин, повышение ходимости в условиях технической эксплуатации шин.

Для эффективной отработки глубины требуется решить ряд технических вопросов к транспортировке горной массы. Это требует интенсификации горных работ циклично-поточную технологию. В больших масштабах на карьере Мурунтау ее применение началось с освоения ЦПТ (выдано 228734, 01.04.00 г.) горной массы, в том числе (141279 тыс. т) руды. Дальнейший рост добычи массы с использованием ЦПТ обеспечивается увеличением загрузки действующего комплекса.

Основным мероприятием для стабилизации потока горной массы на конвейерный транспорт печения полноты его загрузки является отведение жуточных буферных складов возле перегружателей. Такой склад служит в качестве емкости при положительных или отрицательных грузопотоках. Моделированием на ЭВМ закономерности распределения количества пород и руды в компенсационных буферных складах сглаживания неравномерности автотранспортных остановок комплекса ЦПТ. Установлено при грузоподъемности автосамосвалов 140 т, меняемых на карьере, оптимальное количество складов 4 - 5 (из них два-три рудных), а емкость склада должна составлять 200 - 250 т. В начале внедрения компенсационных буферных складов отгружено 19192 т. m^3 (на 01.04.00г.) горной массы, в том числе 10289 т. m^3 руды, что позволило повысить производительность комплекса ЦПТ на 25 - 30 %. Наибольшая отработка уступов глубиной 15 м, кроме увеличения загрузки действующего ЦПТ в перспективе обеспечивается во-первых, эксплуатацией крутонаклонных конвейеров, во-вторых, проектными характеристиками КНК: производительность 14 млн. т/год; угол наклона конвейера - 27° (три секции по 90° м). Во-вторых, эксплуатацией передвижных дробильно-перегрузочных пунктов, в-третьих, применением мобильных межуступных перегружателей перед передвижной КНК (угол наклона до 40°) с емкостью 30 м.

Значительные проблемы возникают при разработке глубоких карьеров связанные с производством работ: влияние взрывных работ на устойчивость бортов карьера, поддержанием интенсивности добычи на глубоких горизонтах в условиях значительной тракции горно-технологического оборудования, с учетом заданной степени дробления горной массы, с учетом настоящего времени технологии взрывных работ, в настоящее время удовлетворяют этим требованиям. В первую очередь это относится к ассортименту взрывчатых веществ (ВВ) и средств инициирования (СИ). С очевидным необходимо выбора нового направления совершенствования технологии взрывных работ заключается в создании таких взрывчатых материалов, которые сохранили бы основные преимущества существующих (дешевизна, безопасность, массовость производства), но при этом обладали бы повышенной

стью при инициировании в обводненных скважинах, механической прочностью, отсутствием канцерогенов. Это может быть реализовано применением эмульсионных ВВ (ЭВВ). ЭВВ являются мощными взрывчатыми веществами, не содержащими в своем составе тротила, гексогена, ТЭНа и представляют собой высококонцентрированный раствор нитратов стабилизированный с минеральными маслами при помощи эмульгаторов в эмульсию типа "вода в масле" и сенсibilизированные добавлением микросфер (физическим путем) либо газогенерирующей добавки (химическим путем). Заряды ЭВВ могут быть изготовлены любого типа конструктивного исполнения (диаметр, длина, тип оболочки, качаемые, транспортируемые шнеком), иметь в зависимости от требуемых условий различные энергетические характеристики, использоваться с ДШ, ЭД, КД, либо с неэлектрическими системами "Нонель", Dynashoc и др.

ЭВВ могут применяться как в качестве штатных промышленных ВВ, так и в качестве промежуточных детонаторов. При этом их стоимость будет в 2,5 раза ниже стоимости тротильных ВВ.

Повышение глубины карьера определяет ряд новых требований к ведению взрывных работ. Большая протяженность взрывных магистралей приводит к снижению безопасности и надежности инициирования взрывааемых блоков. Применение на карьере аппаратуры радиоуправления взрывом "Друза-М" освободило взрывников от работ по прокладке магистралей в безопасную зону и позволяет выполнять инициирование взрывааемых блоков в заданной последовательности и интервалами выдержки. Второе требование - пересмотр устоявшихся подходов к определению параметров взрывных работ.

Один из факторов безопасной добычи руд с нижних горизонтов - обеспечение допустимых санитарно-гигиенических условий труда в рабочих зонах при работе в загрязненной атмосфере карьера. Для создания комфортных условий труда персонала работающего в карьере внедрена комплексная система очистки воздуха на

рабочих местах от вредных пылевых фильтровентиляционными установками, системой очистки воздуха пылегазоочистки (СПГО); система (СГЗ); носимый автономный и ния (НИВА-Э-2); респиратор "Юлия". Системой ФВУ обеспечены (экскаваторы, автосамосвалы, бульдозеры и др.), автом служб и общего назначения (технические, автобусы и др.). Применение вредных веществ и персонала, работающего в карьерной зоне ПДК. Решение этой задачи имеет значение в дальнейшем развитии

В связи с разработкой очередности освоения месторождения решение о подготовке к снижению содержания металла для оконтуривания руд. В связи с этим возникла и научно-техническая задача гической и экономической оценки. Решение задачи производится путем изменения объемно-транспортных характеристик дополнительной добычи, определения уровня снижения. Результаты оценки изменения мощности рудных зон позволяют перейти на оконтуривание участков по пониженному борту, что позволяет продолжить интенсивных процессов, внедрение новых технических и увеличение предельной

Рассмотренные выше вопросы решения проблем разработки глубоких карьеров, показывают всю сложность развития



Адаптация технологии отработки глубоких карьеров к сокращению рабочих площадок

УДК 622.271

© П. А. Шеметов



П.А. Шеметов,
главный инженер
карьера Мурунтау,
канд. техн. наук
Центральное РУ



И.П. Бибик,
зам. гл. инженера
карьера Мурунтау,
Центральное РУ

С понижением горных работку глубоких горизонтов уменьшения рабочих площадок, что обуславливается распределением нарастающих объемов. С целью уменьшения текущих работ ширина рабочей площадки и ограничивается условиями транспортного оборудования. С уменьшением ширины взорванной массы экскаватор (рисунок). Так на карьере Мур

бины карьера до 450 м, объем экскаваторного блока уменьшился в 3 раза с 300 тыс. м³ до 100 тыс. м³.

Экспериментальными исследованиями, проведенными в карьере, установлено, что элементами адаптации технологии отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок для обеспечения требуемого уровня обуренных и взорванных объемов руды и породы в целом по карьере и по каждому экскаваторному блоку

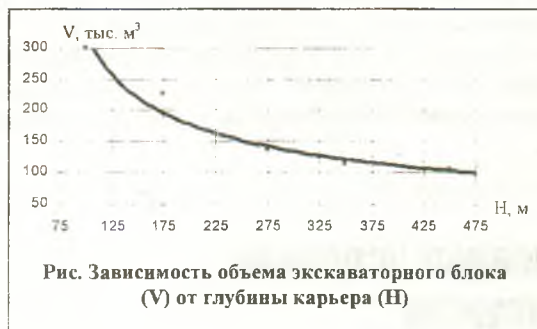


Рис. Зависимость объема экскаваторного блока (V) от глубины карьера (H)

являются: увеличение высоты отрабатываемых уступов; организация буферных складов горной массы в стесненных условиях нижних горизонтов на действующих взорванных уступах при остановке конвейерных линий ЦПТ; упрощение выемочных контуров рудных блоков.

Применительно к технологии открытой разработки уступ называется высоким, если его высота больше высоты черпания применяемого выемочно-погрузочного оборудования. Увеличение высоты уступа можно добиться в результате сдвигания или страивания уступов смежных горизонтов, когда общая глубина скважины достигает 30 и более метров, и взрывания скважинных зарядов на всю высоту совмещенных уступов. Достоинства взрывания высоких уступов: обеспечение больших запасов взорванной горной массы при минимальных рабочих площадках; интенсивность и равномерность дробления пород энергией взрыва; сокращение объема буровых работ вследствие уменьшения перебуров; повышение производительности буровых станков и погрузочно-транспортного оборудования; сокращение расхода ДШ на соединение зарядов и др. Так на карьере Мурунтау производительность буровых станков при переходе с высоты уступа 10 м на высоту 15 м за счет уменьшения времени при перегонах в безопасное место в момент взрыва, переездах от скважины к скважине, а также высокой концентрации бурового оборудования на одном горизонте облегчающей снабжение станков электроэнергией, водой и буровым инструментом увеличилась на 12%. Объем бурения по сравнению с поуступным методом взрывания снизился на 3,0%. Выход горной массы с 1 п.м. скважины увеличился на 2,8%. Стоимость 1 м³ горной массы по затратам на буровзрывные работы уменьшилась на 2,7%.

Влияние высоты уступа на степень дробления пород с коэффициентом крепости

$f = \text{XI} - \text{XIV}$ приведено в таблице.

При разработке высоких уступов на месторождениях со скальными породами возможны следующие схемы. При одно- и двухрядном взрывании высоту развала снижают до допустимой величины с помощью энергии взрыва (взрывание на сброс). При многорядном взрывании развал по высоте разделяют на подступы или снижают путем переэкскавации верхней части экскаватором или выполаживания бульдозером.

При переходе на 30 метровые уступы бурение и взрывание производится на высоту двух-трех уступов, а отработка ведется погоризонтно при высоте уступа 15 м, обеспечивая более высокую производительность экскаватора. Погрузочно-транспортное оборудование работает на взорванном массиве, а низкий коэффициент разрыхления горных пород при взрывании в зажатой среде способствует повышению заполнения ковша экскаватора. С учетом улучшения качества дробления производительность экскаваторов возрастает на 10%.

Стабилизация загрузки комплекса ЦПТ возможна путем введения в систему буферного элемента между циклическим и поточным звеньями. В качестве такого элемента применяются буферные склады, которые компенсируют влияние вариаций грузопотока и служат в качестве накопительной емкости при простоях поточного звена. Сглаживание неравномерности грузопотока за счет буферных складов горной массы возможно при значительной их вместимости. Известны технологические схемы формирования буферных складов, отсыпаемых на временной площадке с откоса уступа или в траншее непосредственно над подъемным конвейером комплекса ЦПТ. К основным недостаткам таких складов относятся

Таблица
Влияние высоты уступа на степень дробления пород

Высота уступа, м	Содержание фракций (мм), %			
	0 - 300	301 - 500	501 - 1000	более 1000
10	80,2	5,7	5,1	-
15	90,6	6,1	3,5	0,3
30	94,7	3,3	1,9	0,1

резервирование больших площадок в карьере и необходимость в строительных конструкциях. В стесненных условиях нижних горизонтов возможна организация буферных складов горной массы на действующих взорванных уступах при остановке конвейерных линий ЦПТ для сглаживания неравномерности грузопотока автомобильного транспорта, поступающего к перегрузочным пунктам. Динамическим моделированием взаимосвязи транспортно-перегрузочного комплекса установлено, что емкость одного промежуточного буферного склада на действующих взорванных уступах должна составлять 20-45 тыс. м³ при общем количестве 4 - 5 шт для производительности системы 15 - 25 млн. м³ в год.

На карьере Мурунтау, в связи с разработкой технического проекта IV очереди освоения месторождения, принято решение о подготовке к снижению в 2 раза бортового содержания металла для оконтуривания запасов балансовых руд. Переход на оконтуривание рудных уча-

стков по пониженному бортовому содержанию металла позволит: упростить выемочные контуры рудных блоков; продолжить интенсификацию технологических процессов за счет валовой выемки руды; применить на очистных работах мощную горно-транспортную технику; получить дополнительное количество продукции за счет выделения дополнительной товарной руды в результате применения метода крупнопорционной, мелкопорционной и покусковой сортировки горнорудной массы с забалансовым содержанием полезного компонента.

Таким образом, в результате адаптации технологии отработки глубоких карьеров объединяются преимущества новых высокоэффективных методов буро-

взрывных работ: многоразовые взрывания в зажатой среде также современных технологий полезных ископаемых. Уменьшение взрывных работ на 2,7%, увеличение выемочно-погрузочно-транспортного бурового на 12%. Установление межэтажного буферного слоя на ступенях должна с общим количеством 4 - 5 шт. в темпе 15-25 млн. м³ в год. Уменьшение рудных блоков позволяет использовать технологические процессы карьера.



Развитие ЦПТ в стесненных условиях глубокого карьера Мурунтау

УДК 622.647.2

© Е. Д. Ларин



Е. Д. Ларионов,
начальник горного
бюро ЦНИЛ
НГМК



А. Р. Кабиров,
горный инженер
карьера Мурунтау,
Центральное РУ

Весьма важным обстоятельством в развитии открытых горных работ является возрастание глубины большинства действующих карьеров и увеличение расстояния транспортирования горной массы на поверхность. Для уменьшения стоимости транспортирования горной массы, доля которого в себестоимости достигает 60-75%, возникает необходимость изыскания таких видов транспорта, которые позволяли бы наряду с высокой маневренностью обеспечить доставку горной массы на поверхность кратчайшим путем. К таким видам транспорта относятся комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт, образующий в карьерах комплексы циклично-поточной технологии (ЦПТ).

Комплекс ЦПТ карьера Мурунтау состоит из двух линий конвейеров расположенных в траншее (15°) на южном борту карьера и двух отвалообразователей ОПС-4000/125. Внутрикарьерные дробильно-перегрузочные пункты (ДПП) стационарного типа, оборудованы конусно-валковыми дробилками КВКД-1200/200, выпускаемые Новокраматорским механическим заводом (НКМЗ), с односторонним размещением мест разгрузки автосамосвалов. Они размещены через 30 м по глубине и с возможностью разгрузки на любую из конвейерных линий. Дальнейшее развитие комплекса (наращивание наклонных конвейеров и строительство дополнительных ДПП) вызывает сомнение т.к. наклонные конвейеры и транспортные бермы комплекса заделывают горный

массив, что приводит к сокращению зоны карьера и капитальных работ.

Несмотря на сокращение горизонтов и трудности коммуникаций, развитие карьера Мурунтау предусматривается дробильно-перегрузочных пунктов межступенных перегрузочных пунктов разуют мобильный дробильный (МДПК).

Автономный МДПК на крутонаклонный конвейер 30 метров.

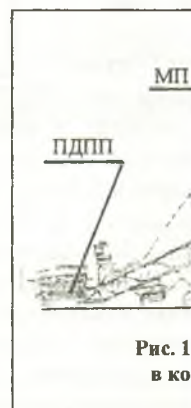


Рис. 1
в ко

Для переезда МДПК использование самоходных машин техническая характеристика

Для дробления горной массы (300 мм), пригоден конвейером, целесообразно выпускаемые ОАО «НГМК»

Таблица 1
Техническая характеристика МП

Показатели	Ед. изм.	Значение
Производительность; объемная	м ³ /час	2000
весовая	т/час	3460
Высота подъема	м	30
Максимальный размер транспортируемого материала	мм	300
Ширина ленты	мм	2000
Скорость движения ленты	м/с	5
Подводимое напряжение	В	6000
Установленная мощность	кВт	930
Масса перегружателя	т	360
Габаритные размеры; в рабочем положении	мм	66670x14200x37060
в транспортном положении	мм	73200x14200x26400

Таблица 2
Техническая характеристика ПДПП

Наименование показателей	Ед. изм.	Значение
Производительность	т/ч	1400
Число мест для разгрузки автосамосвала	шт.	2
Тип дробилки		ДПС-100/250
Максимальный размер загружаемых кусков	мм	1300
Ширина разгрузочной щели дробилки	мм	250
Установленная мощность привода дробилки	кВт	2X315
Полезная емкость ковша	м ³	80
Подводимое напряжение	кВ	6

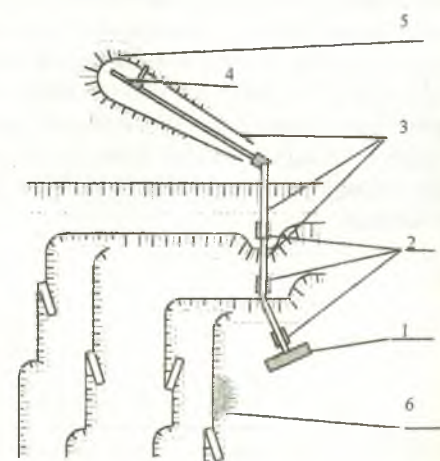


Рис. 2. Технологическая схема развития комплекса ЦПТ с использованием ПДПП и МП: 1 - ПДПП; 2 - МП; 3 - промежуточный склад; 4 - отвальный конвейер; 5 - отвалообразователь; 6 - отвалы

дробилки с двумя загрузочными ковшами. Высота ПДПП позволяет обойтись без строительства подпорных стенок в местах разгрузки автосамосвалов и большого объема горно-подготовительных работ. Мобильность дробилки и небольшой вес (до 400 т) позволяет в одну-две недели произвести демонтаж и перенос ПДПП на новое место в соответствии с продвижением горных работ.

МДПК располагается на временно законсервированных участках рабочего борта карьера и перемещается, по мере отработки, вдоль борта, и по глубине карьера, исходя из условий развития горных работ. Возможно увеличение количества МП в комплексе до двух-трех и более. Эффективность МДПК по сравнению с традиционными дробильно-перегрузочными комплексами достигается за счет сокращения расстояния транспортирования по горизонтам в результате переноса ПДПП и МП вслед

за перемещением рабочей зоны, отсутствия горно-капитальных работ внутри карьера.

Технология развития ЦПТ с использованием ПДПП и МП представлена на рис. 2. Горная масса транспортируется автосамосвалами и выгружается в ПДПП, через МП 2, и отвалообразователь 4 горная масса укладывается в отвал 6. При технологических простоях конвейеры автосамосвалы разгружаются в промежуточные склады, расположенные вблизи ПДПП. При понижении горных работ количество последовательно работающих МП увеличивают, а ПДПП переносят на нижележащий горизонт. С увеличением глубины карьера три последовательно работающих МП могут заменяться на один стационарный

крутонаклонный конвейер (КНК). Причем монтаж стационарных КНК производят не останавливая работу ЦПТ с МДПК.

Возможность производить монтажные работы, на карьере Мурунтау, не останавливая работу действующего комплекса ЦПТ позволит произвести его демонтаж не прекращая ритмичной работы технологического транспорта (рис. 3). На первом этапе планируется перемонтаж ДПП-3 на гор. +515 м. Вскрышные породы будут транспортироваться по первой конвейерной линии, на которой будут смонтированы ПДПП и МП на гор. +315. Руда транспортируется по второй линии через ДПП-2 и ДПП-1. На втором этапе необходимо произвести демонтаж НК-1а и НК-1 и на их основе ввести линию бортового конвейера (БК), перенести ПДПП и МП на гор. +435 которые будут работать совместно с БК. Для транспортирования руды на гор. +335 монтируется ПДПП в комплексе с двумя крутонаклонными конвейерами (с высотой подъема 90 метров). И на третьем этапе будет произведен полный демонтаж ДПП-1, ДПП-2 и наклонных конвейеров.

Таким образом применение ПДПП и крутонаклонных МП в карьере Мурунтау позволит: получить гибкую и экономически эффективную схему отработки глубоких горизонтов карьера за счет возможности оперативно перемещать ПДПП и МП; постоянно иметь минимально возможное расстояние откатки автотранспортом от забоев до перегрузочных пунктов; произвести демонтаж наклонных конвейеров комплекса ЦПТ и не заделчивать горный массив.

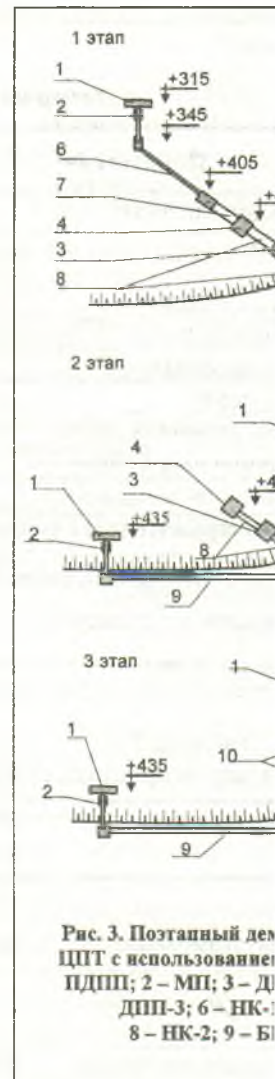


Рис. 3. Поэтапный демонтаж ЦПТ с использованием ПДПП; 2 – МП; 3 – ДПП-3; 6 – НК-1; 8 – НК-2; 9 – БК



Циклично-поточная технология отработки глубоких горизонтов карьеров

УДК 622.647.2

© Г. А. Прохоренко, Е. Д. Ларионов, М. Н. Останин, Р. Р. Сали



Г. А. Прохоренко,
директор
Центрального РУ,
канд. техн. наук



Е. Д. Ларионов,
начальник горного
бюро ЦНИЛ
НГМК



А. Р. Кабиров,
горный инженер
карьера Мурунтау,
Центральное РУ



Р. Р. Салихов,
горный инженер
ЦНИЛ НГМК



М. Н. Останин,
руководитель
группы,
ЦНИЛ НГМК

Таблица 1
Техническая характеристика оборудования комплекса ЦПТ

Показатели	Питатель типа 1-24-150	Дробилка КВКД - 1200/200	Конвейеры				ОШС 4000/125
			НК; НК-1 НК; НК-11	МК-1 МК-11	ПК-1 ПК-11	ОК-1 ОК-11	
Производительность:							
- в целике, м ³ /ч	1333	1333	2666	2666	2666	2666	2666
- в рыхлом теле, м ³ /ч	2000	2000	4000	4000	4000	4000	4000
- весовая, т/ч	3500	3500	7000	7000	7000	7000	7000
Транспортируемый материал	Крупнокусковая горная масса крепостью до f = 16						
Максимальный размер куска, мм	2000	1200	500	500	500	500	500
Скорость движения ленты рабочая (ремонтная), м/с	0,1 - 0,2	20,4 об/мин	3,15 (0,5)	3,15 (0,5)	3,15 (0,5)	3,15 (0,5)	3,15
Ширина ленты, мм	2400	-	2000	2000	2000	2000	2000
Мощность привода, кВт	140	2 x 500	6 x 630 6 x 630	4 x 630 4 x 630	3 x 630 3 x 630	4 x 630 4 x 630	2 x 500
Длина конвейера, м	15	-	465; 142 465; 142	985 1892	580 1180	910 1806	125
Разрывное усилие в ленте, кг/см			5000	5000	3150	3150	3150
Масса оборудования, т	135	305	-	-	-	-	1250
Угол наклона конвейера, град	+7	0	+15	+3 ± 3	+3 ± 2	+1 0	0 + 18

За более чем тридцатилетний срок разработки карьера Мурунтау строительство его велось очередями, неоднократно производилась замена горно-транспортного оборудования на более производительное. Например, грузоподъемность автосамосвалов за этот период с 27 т доведена до 140-170 т. Соответственно сменился и экскаваторный парк - от ЭКГ-4,6 до ЭКГ-15 и гидравлических экскаваторов с ковшем вместимостью до 20 м³. Построен и работает комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ), состоящий из двух линий конвейеров: наклонных (НК), расположенных в траншее (15°) на южном борту карьера, магистральных (МК), передаточных (ПК), отвальных (ОК) и двух отвалообразователей ОШС-4500/125. Техническая характеристика оборудования комплекса ЦПТ приведена в табл. 1.

Дробленую взрывом горную массу крупностью до 1200 мм из забоев автотранспортом доставляют на разгрузочную площадку дробильно-перегрузочного пункта (ДПП) и выгружают в бункер вместимостью 360 м³, откуда пластинчатым питателем подают в дробилку КВКД-1200/200 производства НКМЗ, а после дробления - на наклонные конвейеры.

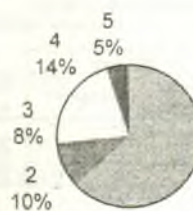
Для сглаживания неравномерности работы циклического и поточного звеньев комплекса с 1991 года применяют внутрикарьерные склады руды и породы, размещаемые на расстоянии 200-400 м от ДПП, заполнение которых производят во время остановок, а отгрузку из них - после запуска конвейеров. Через эти склады ежегодно проходит более 3 млн м³ горной массы. Показатели работы комплекса ЦПТ с начала эксплуатации приведены в табл. 2.

Отвальные конвейеры смонтированы на автомобильных отвалах (отметка +565 м) первой и (отметка +505 м) второй линии. Отсыпку породы отвалообразователями производят двумя ярусами высотой по 60 м ниж-

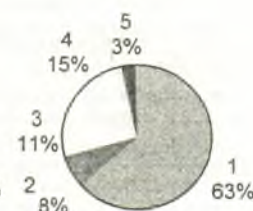
ний и 30 м - верхний, с постоянной скоростью (при каждой перемещении ОК) по системе горизонтальной установки отвалообразователя и отвального конвейера.

К настоящему времени выработан нижний ярус отвала тигла 100 м на их линиях. По движению отвальных конвейеров от линий вначале производилась по параллельной схеме наращиванием редукционных

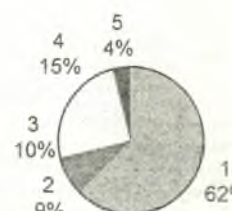
**Первая линия
(1984-1999 гг.)**



**Вторая линия
(1987-1999 гг.)**



**Комплекс
(1984-1999 гг.)**



Условные обозначения:
1 - время работы;
2 - технологические простои;
3 - время устранения отказов;
4 - плановое обслуживание;
5 - простои по организационным причинам

Рис. 1. Распределение режимного времени работы комплекса ЦПТ за период эксплуатации

вейеров на шаг передвигки сначала на 68 м, впоследствии на 84 м, а с 1987 года - на 100 м. На первой линии в 1989 года отвальный конвейер передвигают по веерной схеме с его наращиванием или укорачиванием при перемещении.

В 1999 году произведен перемонтаж отвального конвейера первой линии на отметку +590 м (ранее отсыпанный верхний ярус отвала этого же комплекса).

Для загрузки конвейеров ЦПТ используются стационарные ДПП со строительной высотой 30 м. Такое сооружение требует больших капитальных затрат и строительство, что приводит к отставанию концентрации горизонтов ДПП от мест ведения горных работ. Подтверждением этого недостатка является недостроенный ДПП-4, строительно-монтажные работы на котором прекращены и целесообразность их продолжения вызывает сомнение, так как расстояние перевозки и высота подъема горной массы до него уже превысили экономически целесообразные границы сборочного автотранспорта. Кроме высокой капиталоемкости дробилка КВКД



Рис. 2. Схема расположения на уступах автономных перегружателей при совместной работе

требует длительного времени на замену футеровки конуса и чаши, что сокращает время производительной работы ДПП. Время работы и простоев комплекса ЦПТ за период эксплуатации приведено на диаграммах рас-

третьей рудной залежи, что сократило в рудной зоне карьера и привело к рения горных работ при увеличении рабочего борта карьера.

Опыт работы карьера Мурунтау по на данном этапе основной проблемой горизонтов является проблема транспорта, доля которого в себестоимости составляет более 70 %.

С увеличением глубины карьера обостряется также и с технической существующие средства транспортных площадей для размещения перестационарных конвейеров, что не позволяет использовать ресурс выработанного может быть успешно решена за счет теме ЦПТ самоходных либо перегрузочных пунктов, работающих бильными межуступными перегруж

Таблица 2
Показатели работ комплекса ЦПТ карьера Мурунтау

Годы	Общая (в % от объема по карьеру)	Производительность, тыс. м ³ /год									
		Конвейерные линии						Перегрузочные пункты и отметки разгрузочных площадок			
		Первая				Вторая		ГРПП + 475 м	ДПП-1 + 465 м	ДПП-2 + 435 м	ДПП + 405 м
		Всего	Порода	Руда	L-ок/п*	Всего Порода	L-ок/п*				
1984	309 (0,99)	309 октябрь	309	-	882/0	-	-	309 октябрь	-	-	-
1985	4125 (12,6)	4125	4125	-	882/1	-	-	958	-	-	-
1986	8716 (24,9)	8716	8716	-	882/1	-	-	1508	4028	3180 март	-
1987	12002 (33,0)	6080	6080	-	882/1	5922 февраль	793/1	2269	5752	3981	-
1988	9983 (27,4)	5026	5026	-	882/1	4957	1806/1	1537	4394	3919	13 ноябрь
1989	13222 (37,6)	7829	7829	-	882/2	5393	1806/1	561	5485	4784	23
1990	13691 (41,4)	7369	4261	3108	882/3	6322	1806/1	43	5229	5523	28
1991	16777 (49,0)	5122	889	4233	882/4	11655	1806/1	-	6352	6238	41
1992	16713 (56,4)	5102	-	5102	966/2	11611	1806/1	-	6939	6386	33
1993	16254 (51,5)	6443	3180	3263	1091/2	9811	1806/1	-	6716	5795	37
1994	15863 (58,0)	5385	1513	3872	1151/1	10478	1806/0	-	6045	5671	41
1995	14926 (51,0)	6963	895	6068	1151/1	7963	1806/1	-	5864	4577	44
1996	19177 (54,4)	7972	-	7972	1211/1	11205	1806/1	-	6747	6396	60
1997	19407 (52,4)	6862	-	6862	1243/1	12545	1806/1	-	7232	6438	57
1998	22458 (60,6)	6510	-	6510	1243/1	15948	1806/1	-	8277	7746	64
1999	20613 (58,2)	5731	-	5731	910/перемонтаж	14882	1806/1	-	7554	6190	68
Итого	224236	95544	42823	52721		128692		7185	89781	76824	50

*) L-ОК - длина отвального конвейера
п - количество передвижек

Примечания. 1. С 01.06.91 г. начали использовать догрузочные склады. 2. 1994 г. - общее снижение производительности карьера. 3. 1996 г. - общее увеличение производительности карьера

пределения режимного времени комплекса ЦПТ (рис. 1).

Кроме того, с технологической точки зрения система ЦПТ (в традиционном виде) является жесткой, требует наличия постоянных бортов или их консервации для устройства конвейерных трасс и концентрационных горизонтов, не обеспечивает сокращения и стабилизации расстояния автоперевозок из-за развития горных работ на глубину и в плане в период строительства и эксплуатации ЦПТ. Так, наклонные конвейеры и транспортные бермы существующего комплекса ЦПТ зацеличили часть

такого комплекса оборудования с размещение ДПП непосредственно адаптацию ЦПТ к быстро изменяющемуся карьеру.

С этой целью работниками та и компании «Howard Trading новых технических и технологий использованием мобильных ДПП, и новые недостатки. Такие ДПП могут дробилок шнеко-зубчатых (ДШЗ

Lokotrack. ДПП с дробилкой ДШЗ имеет высоту до 5÷6 м и вес до 400 т при высокой производительности (2000÷4000 т/ч). Такие мобильные ДПП по строительной высоте в 5÷6, а по весу в 2,5 раза меньше по сравнению с существующими. Аналогичные преимущества имеются и при использовании установок Lokotrack, однако ДПП на базе ДШЗ по сравнению с Lokotrack-160 более производителен, занимает меньшую рабочую площадку, не требует строительства подпорной стенки, имеет двухсторонний прием автосамосвалов.

С помощью разработанных по заданию НГМК фирмой «Howard Trading Inc» самоходных межступенных крутонаклонных перегружателей и мобильного ДПП на базе дробилки ДШЗ (рис. 2) решается задача отработки глубоких горизонтов скальных карьеров с использованием ЦПТ без увеличения расстояния откатки сборочным автотранспортом.

Такие перегружатели принимают горную массу непосредственно из дробилок или грохотов передвижного перегрузустройства. При необходимости и экономической целесообразности несколько последовательно работающих передвижных межступенных перегружателей заменяют одним стационарным наклонным или крутонаклонным конвейером. Причем его монтаж производят не останавливая работу ЦПТ.

Применение межступенных перегружателей позволяет:

- постоянно иметь минимально возможное расстояние откатки автотранспортом от забоев до перегрузустройств;

полнены сравнительные расчеты экономических телей открытого способа добычи, скважинного

- обойтись без бетонных и капитальных работ в карьере;

- располагать межступенные перегружатели движные перегрузустройства как на капитальном на рабочем бортах карьера.

Список литературы:

1. Кучерский Н.И., Мальгин О.Н., Лунов А.Н. Совершенствование технологии работ на карьере Мурунтау. М., «Недра», 1998. - С. 38-41.

2. Мальгин О.Н., Прохоренко Г.А., тенков В.Н. Интенсификация погруз транспортных работ в сложных геологических условиях карьера Мурунтау, НГГИ, Горный вестник Узбекистана, 1998. - С. 38-43.

3. Бредихин А.А., Прохоренко Г.А. и др. Интенсификация транспортных работ в сложных горно-геологических условиях карьера Мурунтау. М., «Недра», Горный журнал, № 8, 1998. - С. 49-52.

Оценка экономической эффективности различных способов разработки месторождения фосфоритов

УДК 622.277:658.511

© Б. Р. Раимжанов, Е. Д. Носиров, А. Д. Меликулов 2000 г



Б. Р. Раимжанов,
докт. техн. наук
(НавГТИ)



Е. Д. Носиров,
канд. техн. наук
(НавГТИ)



А. Д. Меликулов,
канд. техн. наук
(Таш ГТУ)

Начало активного освоения месторождения фосфоритов в Кызылкумском регионе обусловило необходимость в проведении технико-экономической оценки различных способов в добыче. С этой целью нами вы-

подземного выщелачивания, целесообразность и техническая возможность которого подтверждена результатами исследований [1], и подземного выщелачивания использованием специально пройденных выработок [2]

При технико-экономических расчетах при сравнении выводить удельные стоимостные показатели, т.е. на 1 м³ руды или на 1 т полезного ископаемого в концентрированном виде, что учитывает затраты на добычу, так и на обогащение и переработку полезного ископаемого. Если рассматриваемые затраты растянуты во времени, то используется коэффициент приведения затрат к одному базисному году. Применяя эту практику, можем определить затраты (прямые) на единицу объема полезного ископаемого по различным способам добычи.

В расчетных моделях принимаем следующие исходные параметры: количество пластов фосфоритной руды - 2, мощность пластов от 0,2 до 2,0 м, расстояние между пластами по вертикали 15 - 25 м, угол на-

пластов - 5⁰, затраты прямые рассчитаны относительно 1 т фосфоритового концентрата (преципитата).

1. Расчетная модель эффективности добычи фосфоритов открытым способом.

При максимальной глубине карьера Н и ширине карьерного поля А, объем добываемой руды можно представить в следующем виде:

$$V_p = M \cdot A \cdot B \cdot \cos^{-1} \alpha, \text{ м}^3 \quad (1)$$

где $M = m^1 + m^2$ - суммарная мощность двух пластов, м;

В - длина карьерного поля по дну, м;

α - угол залегания пластов, градус.

Объем вскрыши определяется по выражению (2)

$$V_{\text{вскр}} = [0,5 \cdot (\text{ctg} \gamma_n + \text{ctg} \gamma) \cdot H + A] \cdot \left[H - \frac{B}{2} \text{tg} \alpha \right] \cdot B + \frac{1}{2} \cdot (\text{ctg} \gamma_k + \text{ctg} \gamma) \cdot H^2$$

где γ_n γ соответственно угол наклона нерабочего и рабочего бортов.

Стоимость вскрышных работ

$$C_{\text{вскр}} = V_{\text{вскр}} \cdot C_{\text{вскр}}^{\text{уд}}, \quad (3)$$

где $C_{\text{вскр}}^{\text{уд}}$ - стоимость вскрышных работ на 1 м³.

С учетом (1) - (3) можно представить соотношение затрат на вскрышные работы к объему добытой руды

$$\frac{C_{\text{вскр}}}{V_p} = \frac{V_{\text{вскр}}}{V_p} \cdot C_{\text{вскр}}^{\text{уд}} = \frac{C_{\text{вскр}}^{\text{уд}}}{M \cdot A \cdot B} \cdot [(0,5 \cdot t \cdot H + A) \cdot (H - 0,5 \cdot B \cdot \text{tg} \alpha) \cdot B]$$

где $t = \text{ctg} \gamma_n + \text{ctg} \gamma$ - сумма углов наклона нерабочего и рабочего бортов в радианах

Выражение (4) представляет собой удельные затраты по вскрышным работам на 1 м³ добытой руды.

Если добавить сюда затраты, связанные с обогащением руды $C_{\text{об}}$ и переработкой до стадии концентрата фосфорита $C_{\text{пер}}$ с учетом коэффициента обогащения $K_{\text{об}}$ и коэффициента переработки $K_{\text{пер}}$, то получим суммарное выражение для определения затрат на 1 м³ концентрата в следующем виде:

$$C_{00} = \left\{ \frac{C_{\text{вскр}}}{M \cdot A \cdot B} [(0,5 \cdot t \cdot H + A) \cdot (H - 0,5 \cdot B \cdot \text{tg} \alpha) \cdot B + 0,5 \cdot t \cdot H^2 \cdot A] + C_{\text{об}} + \right.$$

Для расчета затрат по открытому способу добычи из практики проектирования цены принимались из рабочего проекта Кызылкумского фосфоритового комбината.

Коэффициент выхода обогащенной руды $K_{\text{об}} = 0,43$, коэффициент выхода концентрата при переработке $K_{\text{пер}} = 0,22$.

2. Расчетная модель эффективности добычи фосфоритов способом выщелачивания.

Очевидно если брать мерными по простиранию, расстояние между скважинами в ряду R_y , то получим количество скважин

$$n_p = \frac{B}{2R_k},$$

количество скважин

$$n_{\text{скв}} = \frac{A}{2R_y}$$

общее количество

$$N = n_p \cdot n_{\text{скв}} = \frac{A \cdot B}{4R_k \cdot R_y}$$

При этом глубина минимума H_0 до максимума скважин можно условно

$$H_{\text{ср}} = \frac{H_k + H_0}{2}$$

Размер участка по этой соотношению

$$B = \frac{H}{\text{tg} \alpha},$$

где α - угол падения пла

Тогда выражение

$$N = \frac{A \cdot H}{4 \cdot R_k \cdot R_y}$$

Объем руды в двух пластах в пределах рассматриваемого участка можно представить

$$V = \frac{A \cdot H \cdot M}{\sin \alpha}, \quad (12)$$

Обозначим все расходы, связанные с бурением и оснащением скважин и отнесенные к 1 м скважины через $C_{\text{бур}}$, тогда расходы, связанные с бурением скважин на всем участке будут равны:

$$\Sigma C_{\text{бур}} = C_{\text{бур}} \cdot N \cdot H_{\text{ср}}, \quad (13)$$

Взяв отношение суммарных расходов к объему руды из (13) - (12), получим удельные расходы на бурение скважин, т.е. расходы, отнесенные к 1 м³ руды:

$$C_0 = \frac{N \cdot H_{\text{ср}} \cdot C_{\text{бур}} \cdot \sin \alpha}{A \cdot M \cdot H} \quad (14)$$

С учетом расходов на нагнетание раствора $C_{\text{наг}}$, стоимости кислоты C_k взятых с коэффициентом перерасхода 8%, можно представить прямые удельные затраты по этому способу:

$$C_{\text{ос}} = 1,08 \cdot \left[\frac{C_{\text{бур}} \cdot H_{\text{ср}}}{(4 \cdot H_{\text{ср}} \cdot M \cdot R_k \cdot R_y)} \right] + C_{\text{наг}} + C_k \quad (15)$$

Блок - схема расчетов по этой формуле представлена на рис. 1

3. Расчетная модель эффективности добычи фосфоритов способом подземного выщелачивания.

Аналогично предыдущим способам, рассматриваем участок размерами $A \times B$, глубиной от H_0 до H_k и средней глубиной $H_{\text{ср}}$. Участок вскрывается двумя вертикальными стволами радиусом в свету 6,5 м.

Стоимость проведения двух стволов

$$C_{\text{ст}} = C_{\text{сop}} \cdot \pi (R_c + 0,4)^2 \cdot H_{\text{ср}} \cdot 2, \quad (16)$$

где $C_{\text{сop}}$ - удельные затраты на проведение 1 м³ ствола;

R_c - радиус ствола, м;

Стоимость крепления стволов

$$C_k = C_{\text{сок}} \cdot \pi (3,65^2 - 3,25^2) \cdot H_{\text{ср}} \cdot 2, \quad (17)$$

где $C_{\text{сок}}$ - удельные затраты на возведение 1 м³ крепи.

Стоимость проведения горизонтальных капитальных выработок (количество 4, сечение каждой 8 м²) длиной A :

$$C_{\text{гк}} = C_{\text{гok}} \cdot A \cdot 32, \quad (18)$$

где $C_{\text{гok}}$ - удельные затраты на проведение 1 м³ выработки.

Стоимость проведения наклонных капитальных выработок (3 бремсберга сечения 8 м² длиной $A/\sin \alpha$ каждый):

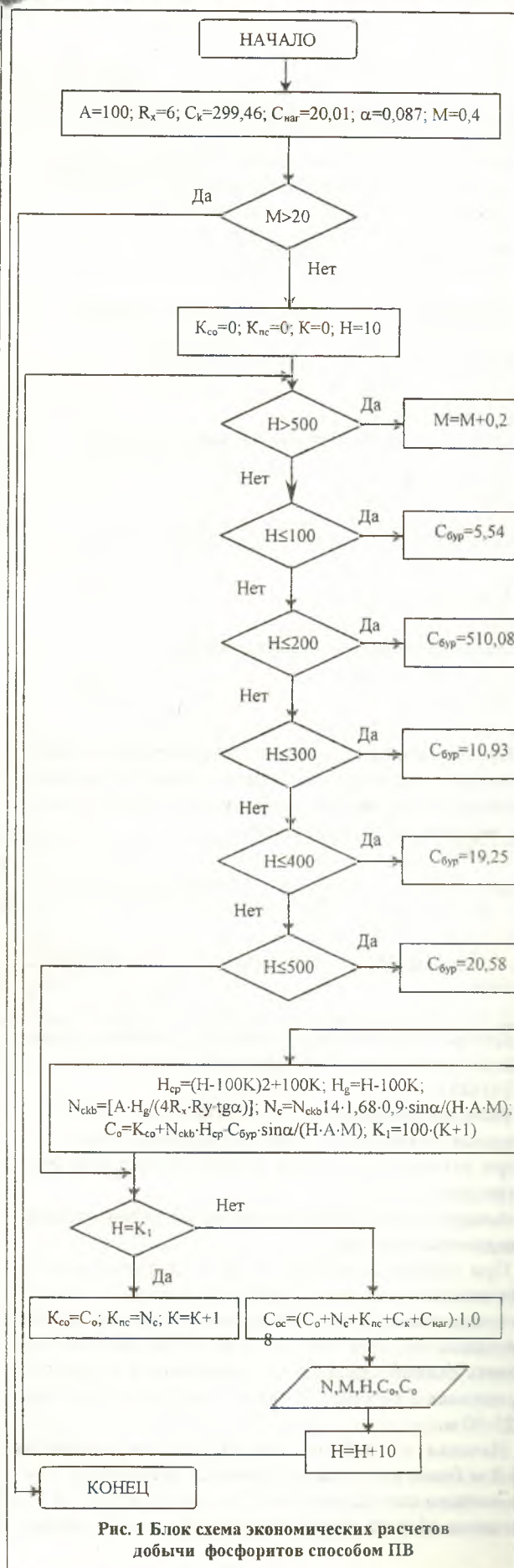


Рис. 1 Блок схема экономических расчетов добычи фосфоритов способом ПВ

Ю.
об
тра
пес
А.С
кон
в в

А.С
Исп
для
взр
А.А
ура
А.С
сей
А.И
сдв
А.А
дол
бор
А.А
при
на
А.С
Вл
мас
А.И
уст
пос
А.И
инт
кар

В.Н
В.Н
про
Л.П
доку
Бах

Лук
Лен

$$C_{\text{нк}} = C_{\text{нок}} \cdot 24 \cdot \frac{A}{\sin \alpha}, \quad (19)$$

где $C_{\text{нок}}$ - удельные затраты на проведение 1 м^3 наклонной выработки.

Стоимость крепления горизонтальных и наклонных капитальных выработок (шаг рам $0,75 \text{ м}$) при стоимости одной рамы $17,8 \text{ руб}$ в ценах 1991 года:

$$C_{\text{креп}} = (4 \cdot A + \frac{3 \cdot A}{\sin \alpha}) \cdot \frac{17,8}{0,75}. \quad (20)$$

Стоимость проведения участковых выработок в количестве $n_y = \frac{L}{5 \cdot 2 \cdot R_x}$, общей длиной $D = A \cdot n_y$

$$C_y = 6 \cdot D \cdot 7,03 \quad (21)$$

Стоимость крепления участковых выработок

$$C_{\text{ку}} = 17,8 \cdot \frac{D}{0,75}. \quad (22)$$

Стоимость бурения скважин на всем участке

$$C_{\text{об}} = \frac{180 \cdot A \cdot n_y}{2 \cdot R_y}. \quad (23)$$

Объем добываемой руды на участке.

$$V_p = \frac{M \cdot A \cdot H_g}{\sin \alpha}. \quad (24)$$

Просуммировав все затраты на проведение и крепление горных выработок, на бурение скважин, нагнетание раствора и с учетом стоимости кислоты, отнесенные к объему добываемой руды, получим

$$C_{\text{ок}} = \frac{\sin \alpha}{M \cdot A \cdot H_g} \cdot \left\{ C_{\text{оп}} + C_{\text{ок}} + 32 \cdot C_{\text{ток}} \cdot A + 24 \cdot \frac{A \cdot C_{\text{нок}}}{\sin \alpha} + 23,73 \cdot A \cdot \left(4 + \frac{3}{\sin \alpha} \right) + 4,22 \cdot A \cdot \frac{L}{R_k} + 2,37 \cdot A \cdot \frac{L}{R_k} + 18 \cdot A \cdot \frac{L}{R_k} \cdot \frac{1}{2R_y} \right\} + C_{\text{ног}} + C_k \quad (25)$$

Для расчетов затрат по способу добычи подземным выщелачиванием коэффициенты принимались по СНиП [4] (25).

Расчеты выполнялись на ПЭВМ в ценах 1991 г. Графическая зависимость прямых затрат на добычу 1 м^3 руды при различных способах добычи фосфоритов приведена на рис.2

Анализ полученных зависимостей позволяет сделать следующие выводы:

При глубине залегания до 40 м открытый способ добычи пластов мощности $M=0,6 - 2 \text{ м}$ является выгодным с точки зрения минимума прямых затрат на 1 м^3 добыч. Аналогично, при $M=0,6-1,4 \text{ м}$ более выгодно использовать способ скважинного подземного выщелачивания, начиная с глубины $35-40 \text{ м}$, при $M=1,6 - 2 \text{ м}$ с глубины $25-30 \text{ м}$.

Начиная с глубины $350-400 \text{ м}$ при мощности $M=1,6-2 \text{ м}$ более выгодным становится применение комбинированного способа добычи. Так же при $M=1,0 - 1,4 \text{ м}$ эффективная область применения этого способа начина-

ется с глубины $380-400 \text{ м}$, при $M=450 \text{ м}$.

Эти результаты позволяют ную область применения каждого собов добычи с точки зрения мини

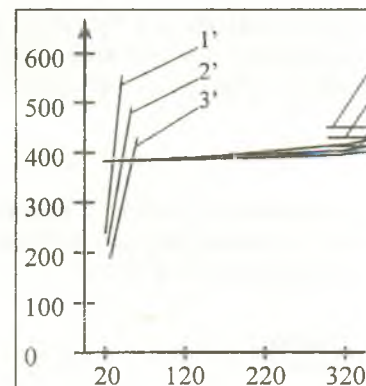


Рис. 2. График сравнительной стоимости добычи фосфоритов различными способами в зависимости от глубины залегания (м) и мощности пласта (м).
1'- $M=1,6 \text{ м}$; 2'- $M=1,8 \text{ м}$; 3'- $2,0 \text{ м}$; 1''- $M=0,6 \text{ м}$; 2''- $M=0,8 \text{ м}$; 3''- $1,0 \text{ м}$.
1'''-комбинированный способ; 1''''-комбинированный способ.
Примечание: C_0 - в ценах

Применение способов с выщелачиванием при добыче фосфоритов выгодно и экологически оправдано в условиях от $30-40 \text{ м}$ до $350-400 \text{ м}$ и мо-

Список литературы

1. Аренс В.Ж. Геотехнология добычи полезных ископаемых «Недра» 1975 г., 263 с.
2. Аренс В.Ж. Скважинный способ добычи твердых полезных ископаемых Москва, «Недра», 1986 г., 2 с.
3. Калабин А.И. Геотехнология добычи полезных ископаемых подземным выщелачиванием М. Атомиздат, 1981 г., 302 с.
4. Мосин В.Н., Сидоров М.Н. и др. Строение и разработка рудников подземного способа. Недра, 1987 г., 304.



Технологическая схема селективной добычи фосфоритовых руд с применением бульдозера

УДК 622.3

© Ю. П. Золотарев, С. Н. Фе



Ю.П. Золотарев,
начальник
карьера
"Фосфориты",
Центральное РУ



С.Н. Федянин,
гл. геофизик
карьера
"Фосфориты",
Центральное РУ

На Джерой-Сардаринском месторождении зернистых фосфоритов (участок Ташкура) производится добыча фосфоритовой руды открытым способом. С целью селективного извлечения и складирования руд, различающихся по содержанию полезно-

го компонента (фосфорного ангидрида, P_2O_5) и вредных примесей (мергелисто - глинистой фракции и карбонатов), очистные работы ведутся комбайнами Виртген - 2100S. С их помощью осуществляется послойная разработка фосфопласта на заданную глубину (до 20 см). Отбитая рудная масса загружается в автосамосвалы, которые отправляются на рудоконтрольную станцию (РКС), где определяется класс содержаний P_2O_5 в рудах. По результатам измерений автосамосвал направляется на разгрузку в соответствующий сектор прикарьерного склада или приемный склад Кызылкумского фосфоритового комбината (КФК). Использование комбайнов вызвано следующими причинами:

1. Потребителем установлено ограничение по кусковатости перерабатываемых руд - "минус 80 мм".
2. Рудные пласты представляют из себя "слоеный пирог" из литологических разностей, различающихся по содержанию пятиоксида фосфора и вредных примесей.

Однако в процессе разработки слоистого пласта комбайнами выявлен ряд проблем, которые вынуждают к поиску альтернативных способов ведения добычных работ. Это обусловлено следующими причинами:

- в условиях резко - континентального климата (жаркое лето, холодная зима) и повышенной запыленности воздуха компьютерная система программного управления толщиной срезаемой руды дает частые сбои;
- при послойной выемке руды неизбежен взаимоприхват рыхлых, мергелистых и крепких фосфоритов, существенно отличающихся по содержанию P_2O_5 . Отбитая масса рабочего органа комбайна интенсивно перемалывается и перемешивается, в результате чего мелкая фракция оказывается обогащенной мергелем, карбонатами и сульфатами кальция, что приводит к разубоживанию и ухудшению технологических свойств товарной руды.

3. При зачистке рыхлых зернистых образуются потери богатой руды в виде пылей рабочей камеры комбайна на отработку. Кроме того, под действием ветра из рудника с транспортера в кузов автосамосвала попадает мелкая фракция наиболее богатая P_2O_5 . Она также распыляется по отработке. При сильном ветре потери руды по массе значительны по содержанию полезного компонента, что в период ветров очистные работы приходится останавливать.

4. В сезон дождей и в период таяния поверхностный слой глин, перекрывающий собственно фосфопласт, а также подстилки насыщаются водой. В процессе зачистки масса забивает камеру рабочего органа комбайна, транспортёр прекращается. Автотранспортёр рудный пласт в месиво из руды и вмещающих пород.

5. Комбайнами целесообразно разрабатывать длинные прямые полосы в направлении или вконец ему. В противном случае ухудшается видимость и управление комбайном в комплексе с автосамосвалом. Направление ведения работ может неоднократно меняться, что создает дополнительные трудности в проведении очистных работ.

Кроме того, вдоль бортов карьера, называемые "мертвые зоны" шириной около 10 м складываются из размеров комбайна и ла, находящегося под погрузкой и расстоянием для выезда автосамосвала из-под погрузки. Рудные пласты отрабатываются отдельно, после того как будет вывезен весь материал, который станет достаточной для запуска на них комбайна (не менее 100 м).

По этим причинам осложняется функционирование внутрикарьерных дорог, отвалов и заездов, что ведет к росту расстояния транспортирования пород в отвалы.

6. В процессе длительной эксплуатации в экстремальных условиях, пришли в негодность водные ремни, транспортные ленты и пружины. Система ремонта, техобслуживания комбайнов комплектующими не отлажена. В результате длительное время простаивают и себестоимость существенно возрастает.

Исходя из изложенного выше становится очевидной необходимость разработки технологической схемы добычи фосфоритовых руд с применением другой карьерной техники, в

бульдозера. Для этого имеются предпосылки техниче-
ско и горно - геологического характера.

В ближайшей перспективе на горном участке по
добыче фосфоритовой руды (ГУ по ДФР) будет введен в
эксплуатацию цех рудоподготовки - сепарации руд гро-
хочением, после чего будет снята потребность в скрупу-
лезной селекции руд по содержанию пятиокси фосфора
и кусковатости на стадии добычи.

По данным эксплуатационной разведки основной
рудный пласт (фосфопласт - 2) уверенно делится на три
слоя.

Верхний слой, мощностью до 25 см, преимущест-
венно представлен глинистым и мергелистым фосфори-
том с содержанием $P_2O_5 = 16,5 \pm 2,5\%$. При отработке
этого слоя бульдозером образуется рудная масса из рых-
лой и кусковатой фракции средней крепости в пропорции
примерно 1 к 3. Эффекта переизмельчения, свойственно-
го комбайнам, не наблюдается. Ожидается, что такая
рудная масса будет благоприятна для обогащения грохо-
чением.

Средний слой, мощностью до 30 см, состоит глав-
ным образом из рыхлого фосфорита, ($P_2O_5 = 21,5 \pm 2,5\%$)
с тонкими прослоями мергелистого фосфорита. При его
разработке бульдозером образуется рыхлая сыпучая мас-
са, из которой грохочением можно отделить мергелистую
более прочную составляющую по классу +5 мм.

Нижний слой, мощностью до 20 см, представлен
фосфоритом на крепком карбонатном и кремнистом це-
менте (P_2O_5 от 12 до 27%). При его разработке бульдозе-
ром образуются крупные куски и блоки. Эта рудная мас-
са не благоприятна для передела помола на фосфоритную
муку из-за высокой карбонатности, но благоприятна для
обогащения промывкой и дешламацией, например, на
ГМЗ-1. Сепарация этих руд грохочением на стадии рудо-
подготовки не только лишена смысла, но и вредна, т.к.
добавка мелкой фракции из этих руд в общую массу при-
ведет к повышению карбонатности готового продукта.

В перспективе также планируется отрабатывать
фосфопласт - 1, который во многом аналогичен фосфо-
пласту - 2. В обоих пластах слои мергелистых и рыхлых
фосфоритов не выдержанны по мощности. Не исключе-
ны случаи, когда они частично или полностью замещены
перекрывающими их глинами или гравийными отложе-
ниями эрозионных врезов, образовавшихся под воздейст-
вием древних селевых потоков. В такой ситуации зачистка
бульдозером позволяет селективно извлечь рудную
массу, а затем, если в этом будет необходимость, убрать
породную массу с рудного пласта, залегающего ниже. С
учетом изложенного, просматривается следующая схема
ведения очистных работ с применением бульдозера.

На кровле подготовленного к разработке пласта,
маркшейдерской службой задается очистной блок шири-
ной не менее 20-40 м и длиной не менее 100-200 м. Под
наблюдением участкового геолога в пределах очистного
блока с кровли фосфопласта бульдозером снимается по-
родная рубашка, которая укладывается в штабель за пре-
делами блока, а затем загружается в автосамосвалы и
вывозится в породный отвал.

Затем под контролем участкового геолога произ-
водится разработка бульдозером верхнего слоя фосфо-

пласта с укладкой рудной
ный на фосфопласте. При ф
штабель будут минимальны
дозерные работы, так и п
рудных масс из разных литс
очистного забоя. Из штабе
погрузчиком в автосамосв
через РКС, на которой про
три следующие класса соде

- до 14%, хвосты, ми
зуются для отсыпки подушк
чения, а также накапливает
перспективное сырье, поск
переработку вовлекаются р
ного ангидрида на уровне 4-
- от 14 до 18 %, тог
суперфосфатного завода;
- свыше 22 %, товар
химзавода;
- от 18 до 22 %, под
нием по классу ± 5 мм, над
ется на склад руд P_2O_5 до
на склад руд с содержание
22%.

После вывоза из шт
пласта, производится бу
слоя пласта до кровли кре
ществляется выемка с пом
форитов, которые склади
мергелистых фосфоритов с
граничному содержанию Р
ем выше граничного нагр
ГМЗ-1, а с меньшим соде
спективное сырье в складах

Таким образом, при
ской схемы ведения доби
бульдозера и погрузчика, с
рации и обогащения руд, п
чи. Однако требуется пров
вание по выбору рационал
ее влияния на эффективно
чением.

АГМА НАВОЙСКИЙ ГОРНИ
проводит большую работу
кальных технологий и обо
ских предложений готовой
логий и услуг НГМК име
промышленном масштабе:

- ионообменной технолс
ного извлечения золота из
- технологией безреагент
ния урана;
- совместно с американск
нологией кучного выщела

Наш адрес: г. Навои, ул
УПРАВ.



Автоматизация процесса формирования плана горных работ при скважинном подземном выщелачивании

УДК 622.658:564

© Г. Н. Готов, А. Б. Скрипник

Г. Н. Готов,
главный геолог,
канд. техн. наук
Рудоуправление 5

А. Б. Скрипник,
ведущий инженер-
программист
Рудоуправление 5

Разработка
планов горных ра-
бот горнодобы-
вающих предпри-
ятий скважинного

подземного выщелачивания (СПВ) относится к числу наиболее трудоемких и ответственных задач. Необходимость высоких технико-экономических и экологических показателей процесса СПВ, охраны окружающей среды, своевременной и качественной подготовки вскрываемых запасов, одновременности выведения эксплуатационных блоков из отработки и погашения запасов по участкам (группам смежных блоков), масштабность и сложность производства при значительной инерционности ПВ предопределяет необходимость рассмотрения множества вариантов отработки, как в части применения различных систем отработки, так и в части варьирования параметров сетей технологических скважин и режимов отработки блоков СПВ.

Решение этих задач может быть осуществлено в рамках системы автоматизированного проектирования технологической подготовки производства подземного выщелачивания (САПР ТПП ПВ), обеспечивающей отработку производственной информации, расчеты и выбор из них вариантов по заданному критерию.

Автоматизация процесса формирования плана горных работ предприятия СПВ предполагает прежде всего создание единой взаимосвязанной системы математических моделей объекта проектирования и выбора методов математического моделирования для оптимизации решений, учитывающих важнейшие черты и факторы ПВ.

Проект горных работ предприятия СПВ для различных периодов планирования представляет собой систему производственных планов. Каждый вид плана (текущий, перспективный) выполняет строго определенную задачу и является вместе с тем органической частью всей системы.

Текущее (квартальное, годовое) проектирование производства является детализацией перспективного (двух-, трех-, многолетнего) плана. Соответственно строится и алгоритм расчета плана горных работ на каждом этапе проектирования.

Укрупненная схема составления плана горных работ для предприятия подземного выщелачивания приведена на рис. 1.

Пожалуй, в схеме наиболее важным элементом является «Проектирование систем вскрытия и режимов

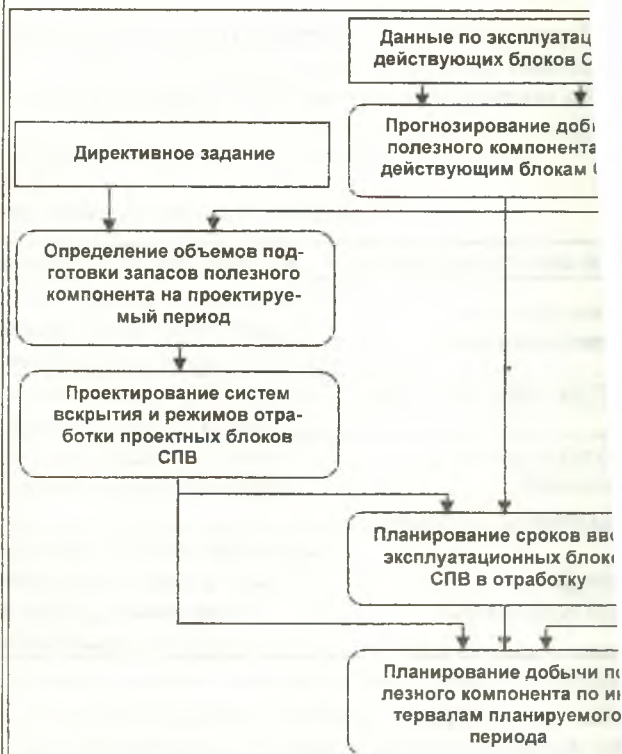


Рис. 1. Укрупненная схема составления плана горных работ для предприятия СПВ

отработки проектных блоков СПВ, определяющих экономические показатели проекта, так и технологические показатели эксплуатационных блоков СПВ.

Логико-математическая схема построения модели проектирования горных работ выбрана в виде комбинированной вариантно-аналитической. В соответствии с этим все рудные залежи (их части), которые могут быть включены в проект на отработку в проектируемый период, разбиваются на элементарные участки (эксплуатационные блоки) в зависимости от геолого-гидрологических параметров. Для каждого из них определяются возможные варианты вскрытия – типы систем отработки, которые могут быть применены для каждого проектируемого блока. Возможность применения той или иной системы разработки для конкретного блока зависит от строения рудовмещающего горизонта, распределения руденения в плане и разрезе, анизотропии фильтратоносных свойств рудовмещающего горизонта и ряда других факторов, а также от параметров технологических

Вариант вскрытия : :=	$\left\{ \begin{array}{l} < \text{тип системы разработки} > \\ < \text{параметры технологической сети} > \end{array} \right.$
Тип систем разработки : :=	$\left\{ \begin{array}{l} < \text{прямоугольная трехскважинная} > \\ < \text{рядная односкважинная} > \\ < \text{двухскважинная с этажной постановкой фильтров} > \\ < \text{ячеистая шестигранная} > \end{array} \right.$

вать геотехн
отработки э
во времени.
Совоко
показателей
для выбранн
зуют решени

сетей, которые могут быть «вписаны» в границы рудной залежи.

Характеристика параметров технологической сети для различных систем разработки приведена в табл. 1.

По каждому варианту вскрытия эксплуатационно-

<решение>: :=<себестоимость д
<q>, <C_p>,
<объемы горно-пи
для данного вари

Таблица 1
Параметры технологических сетей для различных систем разрабо

Тип систем разработки	Параметры, характеризующие расположение технологи
Прямоугольная трехскважинная	а) расстояние между линейными рядами откачных и закачных; б) расстояние между скважинами в откачном ряду; в) расстояние между скважинами в закачном ряду
Рядная односкважинная	а) расстояние между скважинами в линейном ряду универсал б) площадь, приходящаяся на одну универсальную скважину
Двухскважинная с этажной постановкой фильтров	а) «радиус» ячейки, площадь, приходящаяся на одну ячейку; б) число закачных скважин в ячейке
Ячеистая многоскважинная	а) «радиус» ячейки, площадь, приходящаяся на одну ячейку; б) схема расположения закачных скважин: - в вершинах шестиугольника; - в вершинах шестиугольника и в серединах граней

го блока для различных режимов отработки (закачка – откачка растворов, их кислотность) определяются с использованием прогнозной геотехнологической модели основные геотехнологические показатели:

t – время отработки блоков СПВ, квартал;

q – удельные расходы реагента на добычу полезного компонента, кг/кг;

C_p – концентрация полезного компонента в продуктивных растворах, мг/л;

ε – уровень отработки полезного компонента, %.

Прогнозная геотехнологическая модель позволяет по геотехнологическим характеристикам блока (запасы полезного компонента (ПК), форма и размер рудных тел; характер распределения ПК по литолого-фильтрационным и морфологическим типам и сортам руд; содержание ПК в руде; мощность рудного тела; глубина и условия залегания руд; проницаемость руд и вмещающих пород, статический уровень подземных вод; мощность рудовмещающего горизонта, положение руды в рудовмещающем горизонте; гранулометрический, химический, минералогический состав руд и вмещающих пород; степень окисленности руд; контрастность содержания ПК в рудах; карбонатность руд и вмещающих пород (по CO₂); температура пластовых вод); режимам эксплуатации для выбранной схемы вскрытия спрогнози-

Совокупность решений эксплуатационным блокам обр рудных залежей (их частей).

Оптимизация проекта горн выборе по принятому критери ний из всех допустимых по все кам, включенным в проект, к выполнение оптимальных треб ваемых запасов на планирую имеющих производственных Вариантно-аналитическая мод ГПР представлена целевой фун чений.

Критерий оптимальности вания – это себестоимость до мать минимальное значение:

$$C = \frac{\sum_i \sum_j C_{ij} \cdot P}{\sum_i \sum_j P_{ij}}$$

где i – индекс эксплуатационно

j – индекс варианта решени

ционного блока 1, 2 ..., m;

P – запасы ПК в блоке;

C – себестоимость добычи ПК, сум/кг;
 ε – уровень извлечения запасов ПК по блоку, %.

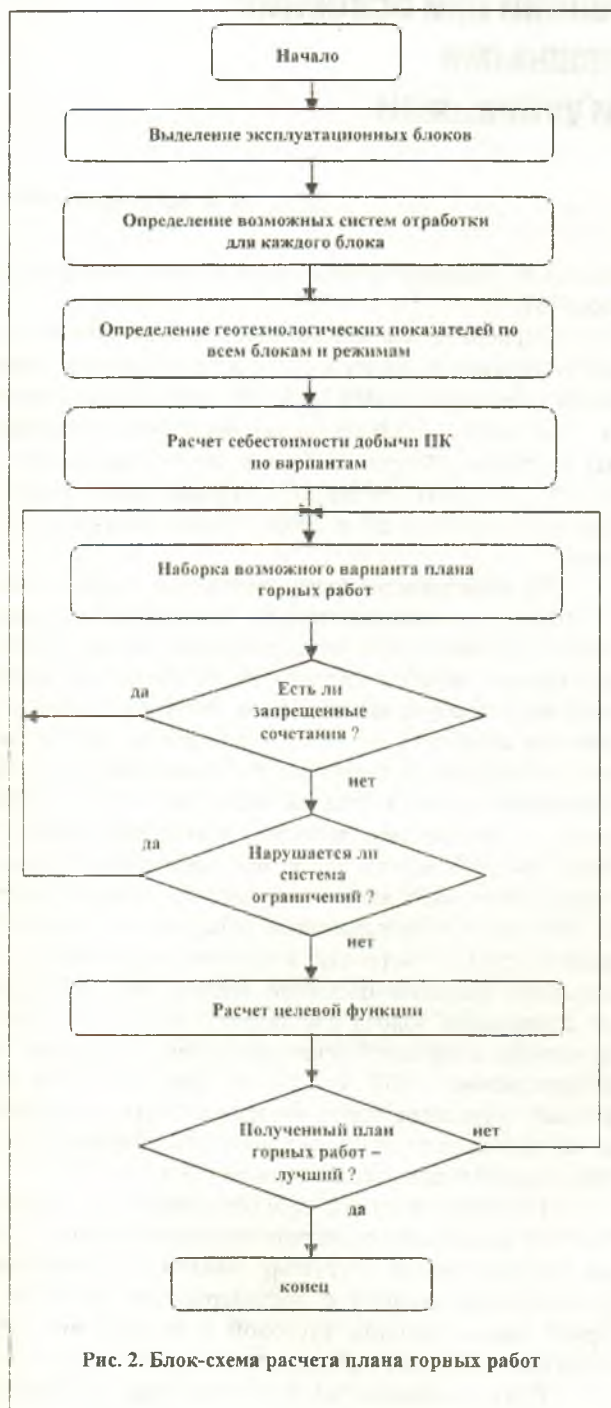


Рис. 2. Блок-схема расчета плана горных работ

Возможные комбинации решений определяются с учетом допустимых сочетаний типов систем и параметров технологических сетей. Все запрещенные сочетания, которые не могут существовать совместно, приводятся в матрице запрещающих сочетаний.

Критерий оптимальности определяется при следующих ограничениях:

1. Суммарные запасы по блокам, включенным в проект, должны быть не меньше планового объема подготовки (в соответствии с действующими нормативами подготовки запасов к отработке способом СПВ).

2. Удельные расходы выщелачивающего реагента на добычу 1 кг (т) ПК в целом по блокам для выбранных вариантов вскрытия не должны превышать значений планового (ограничение по количеству реагента).

3. Объем горно-подготовительных работ не должен превышать максимально допустимого (это ограничение определяется возможностями имеющегося бурового оборудования и материалов).

$$\sigma = \sum_i \sum_j \sigma_{ij} \leq \sigma_{\max}$$

4. Объем продуктивных растворов не должен превышать максимально допустимого (ограничения по производительности перерабатывающих узлов).

$$V_i = \frac{\sum_i \sum_j P_{ij} / C_{p_{ij}}}{\sum_i \sum_j t_{ij} / 4 (3,2)} \leq V_{i \max}$$

где C_p – среднее содержание ПК в продуктивных растворах;

V_i – максимально допустимый объем продуктивных растворов, который может быть переработан на предприятии в течение года, в том числе и на локальных перерабатывающих установках (ЛСУ).

Блок-схема решения задачи приведена на рис. 2.

Сокращение перебора возможных сочетаний систем вскрытия и схем технологических скважин осуществляется с применением оригинального алгоритма с использованием градиентных методов поиска экстремума. Приведенный алгоритм проектирования горно-подготовительных работ позволяет осуществлять поиск оптимального варианта проекта, и практически, может быть применен на всех предприятиях СПВ.

Реализация проекта плана горных работ на предприятиях СПВ предполагает эксплуатацию технологических блоков в оптимальных режимах. В случае отклонения от оптимальных режимов эксплуатации принимаются меры по выводу технологических блоков на проектные режимы. Целесообразность применения тех или иных технических решений в этих случаях подтверждается расчетами на ЭММ (экономико-математической модели).

Таким образом, разработка и реализация планов горных работ горнодобывающих предприятий подземного выщелачивания с использованием математических методов и ЭВМ обеспечивает высокие технико-экономические показатели процесса СПВ; надлежащую охрану окружающей среды; своевременность и качество подготовки вскрываемых запасов; графики ввода блоков в эксплуатацию; одновременность вывода отработанных блоков СПВ из эксплуатации и погашения запасов ПК по участкам и управление процессом СПВ во времени.

Особенности разработки техногенных минеральных образований при освоении месторождений со сложными горно-геологическими условиями

УДК 622.271

Э.А.Хамидов,
горный инженер
СП «Зарафшан –
Ньюмонт»

Месторождения со сложными горно-геологическими условиями – это месторождения с рассредоточенными залежами, имеющими сложное строение, при котором кондиционные и некондиционные полезные ископаемые и пустые породы распределяются в толще земной коры без определенной закономерности и четко выраженных контактов [1]. К месторождениям такого типа можно отнести месторождения железа, меди, урана, редких металлов, а наиболее характерными из них являются коренные месторождения золота, такие, как Мурунтау, Мютенбай, Кокпатас, Бесапантау, а также уран-ванадиевые месторождения в черных сланцах (Новое, Рудное и др.). Руда и вмещающие породы таких месторождений не имеют, как правило, естественных границ, поэтому рудные тела оконтуривают по данным опробования.

Сложность конфигурации рудных тел характеризуется показателем сложности рудных контуров, который определяют как отношение длины контура к площади рудного тела, заключенного в этом контуре. Значения этого показателя для золоторудных месторождений штокового типа изменяются от 0,1 до 0,2 и более [2].

Геометрические параметры рудных тел не выдержаны в плане и по глубине.

Неравномерность распределения металла в рудных телах характеризуется коэффициентом вариации содержания полезных компонентов, который колеблется в пределах от 100% (Мурунтау) до 150–200% и более (Кокпатас, Мютенбай, Бесапантау). При этом линейный коэффициент рудоносности в рудных телах изменяется от 0,3 до 0,9.

Сложность строения отдельных зон месторождения характеризуется степенью насыщенности массива рудными телами. Этот показатель представляет собой отношение количества руды к общему количеству горной массы в зоне. В соответствии с этим в контурах карьеров перечисленных выше месторождений выделяют массивные рудные тела, простые и несложные рудные тела и участки, весьма сложные рудные залежи и участки и участки вскрышных пород при средней степени насыщенности массива рудными телами соответственно 0,7 и более, 0,5, 0,2 и 0 [2].

Ориентация на использование забалансовой руды была принята в качестве перспективного направления расширения сырьевой базы практически с самого начала освоения месторождения Мурунтау. Для этого уже в первые годы в карьере велись раздельная добыча и скла-

дирование товарной и забаланс пород [3].

Первоначально к забаламды с содержанием $2,0 \text{ г/т} \leq C_{36.2}$ вались в так называемый склад ем $1,5 \text{ г/т} \leq C_{36.3} < 2,0 \text{ г/т}$ (склад №1) и в отдельный грузопоток $1,5 \text{ г/т} \leq C_{36.4} < 1,5 \text{ г/т}$ (склад №4) нием золота 0,2–1,0 г/т с 2000 дельно.

По пространственному составу и технологически породы карьера могут быть вскрышные породы в контурах (внешняя вскрыша) и вскрышные породы (внутренняя вскрыша). В процессе эти породы складировал содержание золота в отвалах пород к настоящему времени 1500 млн.т . Но по отвалах могут быть выделены 250 млн.т и повышенны менее $0,5 \text{ г/т}$. В частности, в комплекса циклично-поточн ее содержание золота состо внутренней и внешней вскры соответственно - 0,87 и 0,2 дельный грузопоток пород ви на протяжении 20–25 лет 1500 млн.т горной массы с содерж

Интерес к этим пород результате выполненных науч для месторождения Мурун признак, позволяющий с д горной массы методом кус ровки выделять руду с задан

Руда со складов №2, базу гидрометаллургическ «Зарафшан – Ньюмонт». Н масса представляет определ держащее сырье, принцип мышленной переработки с тельного количества золота

Площадь, занимае ставляет $13,35 \text{ км}^2$. Высота 112 м .

Формирование от ботки месторождения прои

бульдозерами, на втором этапе – отвалообразователями. Средний гранулометрический состав отвалов по первой схеме: класса – 400мм – 2,5%, -400 + 200мм – 5,5%, -200 + 100мм – 12,0%, -100 + 50мм – 18%, -50 + 20мм – 18,0%, -20 + 10мм – 19%, -10 + 5мм – 12,0%, -5 + 1мм – 7%, -1мм – 6%.

Породы и руды, транспортируемые конвейерами, предварительно дробятся. Средний гранулометрический состав их: класса + 200мм – 6,8%, -200 + 20мм – 61,0%, -20 + 10мм – 16,4%, -10мм – 15,8%.

Объёмная масса разрыхленных пород в начальный период отсыпки отвалов составляет 1,73 т/м³, а затем в результате слеживания возрастает до 1,90-1,96 т/м³.

По вещественно-минералогическому составу отвалы сложены обломками: кварцево-сланцевых сланцев – 40%; углеродистых алевролитов – 18%; углеродистосланцевых сланцев – 7%; полевошпат-кварцевых металевролитов и песчаников – 27%; кварца – 8%.

По минералогическому составу породы в отвалах и складах представлены кварцем (54,8%), альбитом (7%), калиевым шпатом (9,8%), биотитом (6,3%), хлоритом (2,5%), серицитом (3,8%), карбонатом (3,3%), сфеном (0,98%), пиритом (1,34%), арсенопиритом (0,41%).

Вторичные изменения в отвалах (окисление сульфидов, образование вторичных минералов) обнаруживаются уже после трех лет хранения пород, а после 15-20 лет под воздействием кислорода воздуха и атмосферных осадков в них окисляется до 70% сульфидов, появляются новообразованные глинистые минералы. Отвалы приобретают горизонтальную слоистость с буро-серым оттенком разной интенсивности.

При планировании переработки складов и отвалов, как золотосодержащих руд необходимо учитывать сложность их внутреннего строения, в особенности распределения полезного компонента. Мера неоднородности может быть оценена через показатель изменчивости содержания (отношение максимального значения признака к среднему). При этом для породных отвалов он близок к 60, для минерализованной горной массы – 20÷25, забалансовой руды – 10÷15. Это означает, что для получения данных с погрешностью не более 50% в породных отвалах скважины «эксплуатационной разведки» должны быть пробурены по сети 30х30 м, в складах минерализованной горной массы – 75х75 м и в складах забалансовой руды – 155х155 м.

В технологическом отношении существенное значение имеет доля углеродистых сланцев в техногенном сырье, которая в породах составляет 20÷35 %, в минерализованной горной массе – 10÷12 %, в забалансовой руде – 3÷5 %.

Положение осложняется тем, что в склады и отвалы направлялась горная масса из различных зон карьера, каждая из которых характеризуется определенным распределением содержания и особенностями технологических свойств горной массы. Сложность отработки таких отвалов и складов обусловлена также тем, что в них нет присущих природным месторождениям слоев, жил и зон, придающих закономерный характер распределению полезного компонента. Поэтому большое значение при раз-

работке техногенных образований имеет ское картирование.

При разработке техногенных минеральных образований карьеров следует учитывать наличие баритных кусков породы и посторонних предметов, большегрузных автосамосвалов, металла и т.д.

Таким образом, анализ геологической технологии открытой работы месторождения и методов формирования складов и отвалов позволяет сделать следующие выводы:

1. Месторождение характеризуется сложным строением и высокой изменчивостью параметров.

2. В карьере Мурунтау ведется селективная и раздельное складирование горной массы с различными потребительскими свойствами. Один и тот же отвал или склад может включать массу из разных зон карьера с различными потребительскими свойствами.

3. Сложность строения месторождения и сложная технология горно-транспортных работ обуславливают сложное строение складов и отвалов. При эффективной разработке целесообразно проводить разведочные работы и технологическое картирование. При этом следует иметь в виду, что в отвалах и складах имеют складывающуюся забалансовую руду. Сложное – строение отвалов, то есть, сложность внутреннего строения техногенных минеральных образований Мурунтау находится в обратной зависимости от содержания золота в горной массе.

4. При выборе технологии разработки отвалов карьера Мурунтау следует учитывать сложность их внутреннего строения.

Изложенные особенности строения отвалов определяют соответствующий подход к выбору технологии разработки минеральных образований карьера Мурунтау. В настоящее время апробирован на практике совместный метод разработки американским предприятием кучного выщелачивания «Зарафшан-Ньюмонт». В частности, при изучении забалансовой руды (среднее содержание золота 37 м) было установлено, что внутреннее строение позволяет вести валовую внутризачайное усреднение, поскольку у выщелачиваемой руды имеют мощность не более 10÷15 до 40÷50 м². Такое усреднение реализовано в результате разработки склада слоями (угол наклона 30°) на всю высоту бульдозеров, что позволило поддерживать уровень руды на заданном уровне в течение всего срока эксплуатации склада.

При изучении склада минерализованной массы (среднее содержание 1,09 г/т, мощность 50 м), было установлено, мощность включений достигает 3-5 м при площади до 50 м². Поэтому разработка этого склада ведется селективной разработкой с использованием горизонтальными уступами высотой 5 м.

Таким образом, опыт, накопленный при разработке техногенных минеральных образований карьеров

тау, позволяет сделать вывод о том, что к разработке таких образований следует подходить так же, как и к месторождениям природного происхождения, решая вопросы проектирования, эксплуатационной разведки, изучения технологических и потребительских свойств горной массы, выбора способа выемки кондиционного сырья, параметров уступов и горно-транспортного оборудования, дробления негабаритов и т.п.).

Список литературы:

1. Совершенствование процессов открытой структурных месторождений эндогенного происхождения. Н.И. Кучерского. - Ташкент: Фан, 1998. - 254 с.
2. Сытенков Д.В. Метод формирования кол технологических потоков на карьерах со сложными условиями. Диссертация на соиск.уч. степени к.а МГГРА, 1998. - 155 с.
3. Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н., Беленко Мурунтау как перспективная сырьевая база для золота /Сборник научно-технических статей. Теод ботки месторождения Мурунтау открытым спо 1997. с. 217-224.
4. Разработка технологии крупнопорционной рождения Мурунтау // Мальгин О.Н., Латышев В.Е Цветные металлы, 1997. - №7. - С.32-34.



Сейсмобезопасный способ ведения взрывных работ для карьеров

УДК 628.26:621.311

© А. С. Быковцев, Д. Б. Крамаровский



А.С. Быковцев,
докт. физ.-мат. наук
Региональная
академия
естественных наук

Д.Б. Крамаровский,
канд. техн. наук,
Региональная
академия
естественных наук

Г. А. Прохоренко,
директор
Центрального РУ,
канд. техн. наук

При взрывном рыхлении горных пород возникают сейсмические волны большой интенсивности, которые разрушают как сами горные породы, так и строительные сооружения и другие ответственные объекты в достаточной большой зоне вокруг центра взрыва.

Под ответственным объектом понимаются те объекты, абсолютная или относительная ценность которых предопределяет необходимость или экономическую целесообразность использования защитных мер при взрывании. Как правило, к таким объектам относятся массивы горных пород, служащие в дальнейшем конструктивными элементами сооружений, промышленные и транспортные сооружения, подземные горные выработки, борты карьеров, а также оборудование, расположенное в зоне производства взрывных работ. Сейсмическая безопас-

ность ответственных объектов в ближней зоне сейсмических волн при взрыве.

Попытки создания сейсмобезопасного способа ведения взрывных работ в карьерах принимались многими исследователями. Разработанные способы ведения взрывных работ (задачи сейсмической безопасности, уменьшения сейсмического воздействия на окружающую среду, уменьшения сейсмического воздействия на узком секторе пространства, взрывом и т.п.) и не могли быть временной защитой нескольких объектов.

В связи с этим была поставлена задача создания нового способа взрывной отбойки горных пород, сейсмобезопасного для окружающих объектов без снижения эффекта подрыва.

Поставленная задача решена [1].

Взрываемому блоку придают форму, ограниченную концами, характерными для длинной и шириной. Блоки, таким образом, чтобы длинная сторона была направлена на охраняемый объект.

Если взрываемый блок ограниченными объектами (рис.1), то (i=1,...,n) от центра взрываемого объекта и выбирают среди них наиболее опасные, ориентируясь на длину стороны по отношению к охраняемому объекту.

Если охраняемые объекты расположены близко друг к другу так, что расстояния до них от центра площадки практически одинаковы, то, соединяя объекты прямой и возведя из середины соединяющего их отрезка перпендикуляр до центра взрывающей площадки, определяют направление наикратчайшего расстояния и ориентируют длину площадки вдоль этого направления (рис.1).



После того, как разбуриваемый блок ориентирован по направлению, ряды скважин в плане располагают под углом в диапазоне более 45° и менее 135° к линии кратчайшего расстояния до объекта.

Коммутацию взрывной сети осуществляют так, чтобы она приводила к последовательному взрыванию зарядов в направлении от выбранного охраняемого объекта к центру взрывающего блока.

Реализация разработанного способа ведения БВР позволяет:

- снизить динамическое воздействие на ближнюю группу объектов;
- определить сейсмически наименее опасные направления воздействия взрыва на близлежащие объекты;
- добиться равномерного сейсмического воздействия на группу охраняемых объектов за счет направленного выбора расстояний до охраняемых объектов и конструирования оптимальной схемы взрывной отбойки;
- графически конструировать на ЭВМ паспорта ведения буровзрывных работ внутри зоны близлежащих объектов с выдачей расчетных характеристик сейсмических воздействий в различных направлениях от центра площадки взрыва.

Размещение скважин в выбранном блоке по площадке, имеющей вытянутую форму, ориентированной в плане зауженными концевыми участками вдоль линии кратчайшего расстояния до выбранного охраняемого объекта, позволяет за счет оптимального выбора формы площадки, а также углов наклона рядов скважин от 45° до 135° добиться перераспределения выделяемой сейсмической энергии по ширине и длине взрывного поля. Последовательное взрывание рядов скважин с замедлением от самой ближней скважины в направлении от охраняемого объекта приводит к перераспределению выделяемой сейсмической энергии таким образом, что максимальный поток сейсмической энергии направлен в противоположную от охраняемого объекта или группы близ-

ко расположенных охраняемых объектов сторону. Этот факт установлен экспериментально.

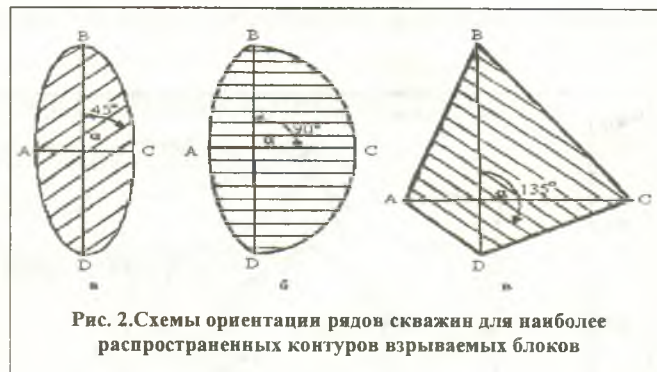
При уменьшении длины рядов во взрывном блоке скважин увеличивают количество рядов скважин для сохранения общей заданной массы взрывающей массы и общего числа скважин, что приводит к снижению силы сейсмических воздействий и одновременно увеличению их длительности.

Два названных фактора позволяют регулировать поток сейсмической энергии на охраняемую группу объектов таким образом, чтобы ударное воздействие на наиболее близко расположенный объект было минимальным, а на другие близлежащие объекты оно было бы практически безопасным.

За счет перераспределения и ориентированного выделения сейсмических волн в различных направлениях удается снизить сейсмические нагрузки на близлежащие объекты в 2-3 раза.

При предлагаемой форме поля взрывов наибольшее воздействие сейсмических волн отмечается в направлении последовательного взрывания рядов скважин. Во всех остальных направлениях воздействие значительно меньше:

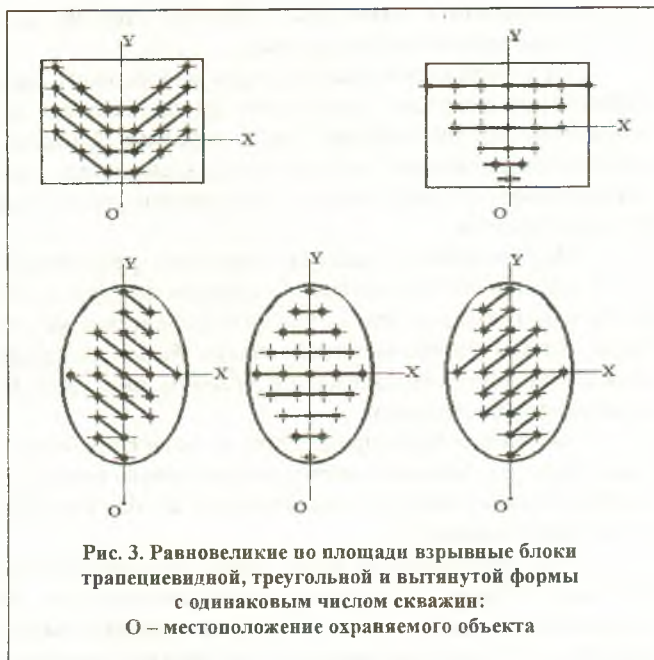
- в направлении начала взрывания рядов сейсмические воздействия в два раза;
- в направлениях слева и справа от длины взрывного поля в секторах 120° в четыре.



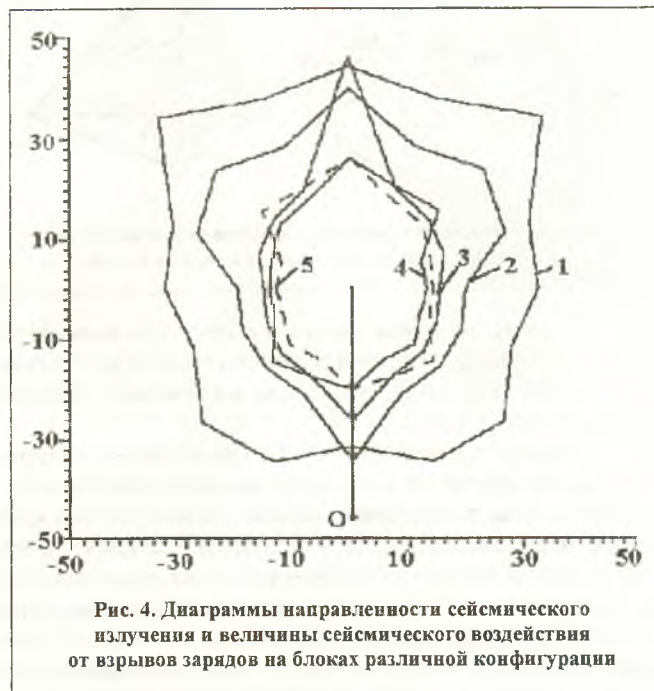
В качестве иллюстрации на рис. 2 в приведены схемы возможной ориентации рядов скважин для наиболее распространенных контуров взрывающих блоков, изображенных в плане.

Наиболее удаленные концы площадки взрывающего блока соединяются линией BD, которая характеризует максимальную длину блока. Максимальная ширина площадки взрывающего блока определяется длиной линии AC. Направления рядов размещения скважинных зарядов характеризуются углом α наклона рядов скважин к линии BD, которая соединяет зауженные и наиболее удаленные концы вытянутой в плане площадки взрывающего блока с характерной шириной блока AC и длиной блока BD. Диапазон изменения угла - $45^\circ \leq \alpha \leq 135^\circ$.

На рис. 3 изображены равновеликие по площади взрывные блоки различной конфигурации, на рис. 4 - диаграммы направленности сейсмического излучения и величины сейсмических воздействий от взрывов скважинных зарядов. Диаграмма 1 рассчитана для трапеци-



видного, диаграмма 2 - для треугольного, а диаграммы 3, 4, 5 - для взрывного блока вытянутой формы с рядами скважин, расположенными соответственно под углом $\alpha=90^\circ$, $\alpha\approx 45^\circ$ и $\alpha\approx 135^\circ$ к его длинной стороне. Во всех случаях в расчетах принималось одинаковое количество скважинных зарядов и, следовательно, одинаковое количество ВВ.



Анализ диаграмм 1-5 позволяет сделать вывод о том, что сейсмическое воздействие на охраняемый объект для взрывающего блока вытянутой формы существенно меньше по сравнению с блоками трапециевидной и треугольной формы. На блоках вытянутой формы с рядами скважин, расположенными соответственно под уг-

лом $\alpha=90^\circ$, $\alpha\approx 45^\circ$ и $\alpha\approx 135^\circ$ большее сейсмическое воздействие наблюдается при $\alpha=90^\circ$. Причем, наибольшее воздействие наблюдается в направлении, противоположном направлению взрыва. Это имеет значение при проектировании защитных сооружений.

Разработанная методика реализуется на практике.

1. Определяют:
 - плотность горючего
 - коэффициент пористости
 - модуль Юнга
 - скорости пористости
 - пределы прочности

(Н/м²).

2. По известным данным определяют диаметр скважины исходя из степени дробления пороха. Учитывают количество пороха, условия о том, что фугасные газы с зауженными концами скважины до охраняемого объекта не достигают.

3. Определяют количество рядов скважин.

4. Рассчитывают количество рядов скважин длиной в резком массиве в разрезе трещины.

5. Рассчитывают количество рядов скважин на ЭВМ, с помощью которого оценивают сейсмическое воздействие на объекты, находящиеся в зоне взрыва.

6. Строят диаграммы направленности сейсмического излучения, по которым определяют ряды скважин таким образом, чтобы пространственный поток сейсмической энергии был направлен в сторону объектов.

В качестве примера рассмотрим взрывобезопасную технологию, где решалась задача взрыва трех объектов, расположенных в радиусе 150 метров от охраняемого объекта «В» расположенного под углом $22,5^\circ$ к охраняемому блоку. Сейсмостойкие единицы. На рисунке показаны результаты расчетов для различных зарядов.

Рассчитанные значения величины сейсмического воздействия объектов при взрыве блока вытянутой формы взрывного блока $\alpha=120^\circ$ представлен на рисунке.

Анализ полученных результатов показывает, что при взрыве блока трапе-

Таблица

Результаты математического моделирования сейсмического воздействия на объекты карьера Мурунтау

Конфигурация взрывного поля	Количество зарядов	Величина сейсмического воздействия			Степень устойчивости объекта		
		А	В	С	А	В	С
Трапецевидная	24	37,35	31,05	37,77	-	+	-
Ромбовидная ($\alpha=90^\circ$)	25	18,91	26,43	18,89	+	+	+
Ромбовидная ($\alpha=120^\circ$)	23	16,21	20,34	20,41	+	+	+

действие выдерживает только один охраняемый объект «В», а два других разрушаются, а при удлиненной конфигурации взрывного блока сейсмозодействие выдерживает вся группа охраняемых объектов, что может служить подтверждением достижения поставленной цели.

Таким образом, предложенный способ взрывной отбойки, включающий в себя бурение рядов скважин в блоке определенной конфигурации, их зарядание и короткозамедленное взрывание и отличающийся тем, что ряды скважин коммутируют в блоке, имеющем вытянутую в плане конфигурацию с зауженными противоположными концами под углом $45^\circ \leq \alpha \leq 135^\circ$ к линии кратчайшего расстояния до одного из выбранных охраняемых объектов, обеспечивает значительное снижение сейсмического воздействия на охраняемые объекты.

Список литературы:

1. Быковцев А.С., Крамаровский Д.Б. Способ взрывной отбойки БАС-2. Изобретение по заявке ИД DP 96009611.1. Государственное патентное ведомство РУз. Ташкент. 1997. Официальный бюллетень № 2, с. 59.
2. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филипп С.А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. Учебное пособие. Ташкент: Фан, 1999. – 276 с.
3. Справочник взрывника. М.: Недра, 1988. С. 256-26



Исследование рациональных параметров конструкции и состава забойки скважинных зарядов в условиях карьера Мурунтау

УДК 628.26:621.311

© С. К. Рубцов, П. А. Шеметов, И. П. Бибик 2000 г.



С. К. Рубцов,
канд. техн. наук,
ВНИПИПТ



П. А. Шеметов,
главный инженер
карьера Мурунтау,
канд. техн. наук
Центральное РУ



И. П. Бибик,
зам. гл. инженера
карьера Мурунтау,
Центральное РУ

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 принимаемого материала забойки. Основными требованиями, предъявляемыми к материалу, являются: обеспечение высокой эффективности взрыва, технологичность (удобство в обращении и возможность механизации работ по забойке), а также низкая себестоимость забойных материалов. По физико-механическим свойствам и характеру соприкосновения истечения из скважины газообразных продуктов детонации все используемые в настоящее время материалы забойки можно разбить на две группы – из сыпучих материалов и жидкостные. К первой группе относятся: забойка из пластичных материалов (глиняная, песчаная, глинистая, из суглинков); мелкозернистая сыпучая забойка (песчано-гравийная, шлаковая, из отходов обогатительных фабрик-хвостов, из буровой мелочи); крупнозернистая сыпучая забойка (щебень, смесь щебня с мелкой пылью или песком). Жидкостная забойка применяется в

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.

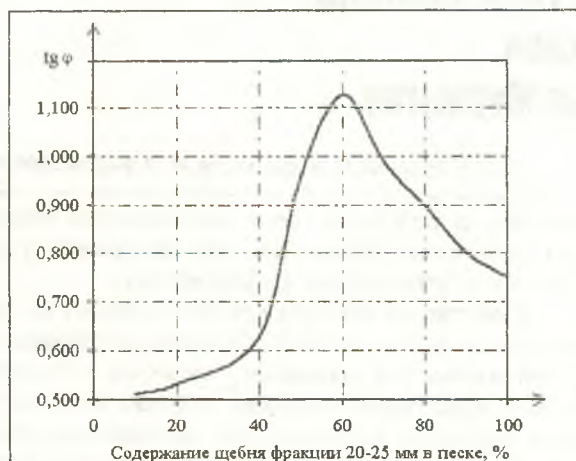


Рис. 1. Изменение коэффициента внутреннего трения от весового содержания щебня фракции 20-25 мм в песке

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 сос (частицы 0-5 мм) с фракций (от +5 до фракций +10 мм—12 мм, $\rho=1,7 \text{ т/м}^3$. По качеству мелочи является мелким, сдерживанием мелочи в варианте применения такой скважин, так как механизация этого процесса на базе погрузчика Т-150 не является нетехнологичной. Правила безопасного выполнения работ по мелочью.

Табл. 1

Гранулометрический состав буровой мелочи

Фракции, мм	0-1	1-2	2-5
Выход, %	12,64	14,28	12,64

2. Крупнозернисто-поточной на расстоянии 1,5 км от забоечного материала работами по оценке качества комплексом состав транзитной ленте после дробления. Установлено, что по всем звеньям увеличивается в значении мелочи (фракция 18,0%, мелкозернисто-крупнозернистых (содержание фракций зернистой забойки) части сосредоточены ЦПТ. Опытными замерами из верхней части хотя с размером от 10 мм до 20 мм возможность получения грохочения происшедшей массы, выход массы 20÷35%, существенный. Содержание с 52%. Проблема механизма за счет использования с размером отверстий 3С-2М (для взрывов объемов горной массы) с ковшом емкостью 1,5 м³.

3. Мелкозернисто-гидрометаллургическая на расстоянии 10 м от забоечного материала являются мелкозернистыми фракциями 2-5 мм, $\rho=1,8-1,9 \text{ т/м}^3$.

вой объем забоечного материала доставляется на борт карьера, где формируется склад забоечного материала с последующей его загрузкой в забоечные машины. Механизация забоечных работ осуществляется за счет использования того же количества (как и в предыдущем варианте) забоечных машин и одного погрузчика с ковшом емкостью 3 м³.

Таблица 2
Гранулометрический состав
транспортируемой горной массы
в отвалы ЦПТ

	Выход фракций, %	
	На конвейерной ленте после ДПП	Верхняя часть конусоотвалов 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	1,0
+75 - 150	15	9,1
150 - 300	11	10,7

4. Забойка из грунтового материала-песка с примесью глины, с плотностью забоечного материала $\rho=1,55-1,6$ т/м³, разработка которого производится в 10-12 км от юго-восточного борта карьера. Необходимый годовой объем забоечного материала доставляется в организуемую на борту карьера аккумулирующую емкость с последующей его загрузкой в забоечные машины ЗС-2М. В состав такой забойки при зарядке из забоечных машин целесообразно добавление ручным способом буровой мелочи. Структура механизации забоечных работ такая же, как и в варианте 3.

Для повышения сопротивляемости сдвигу, а также с целью снижения запыленности при операциях погрузки и разгрузки в скважины, рекомендуется забоечный материал в вариантах 3 и 4 перед загрузкой в забоечные ма-

Таблица 3

Рекомендуемая масса забойки
в зависимости от массы заряда

Масса заряда, кг	Масса забойки, кг	Длина забойки, м	Длина скважины, м	Длина заряда, 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

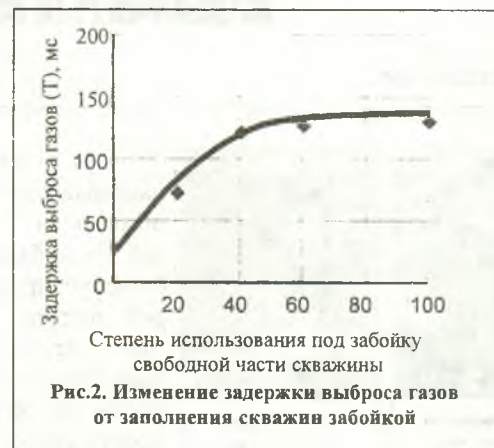
шины предварительно увлажнять. При этом с учетом Правил по технической эксплуатации забоечных машин», для предупреждения засорений и налипания мате-

риала на конвейер, стенки бункера и другие узлы, влажность забоечного материала не должна превышать 6%.

При оценке механизма взаимодействия продуктов детонации заряда ВВ и забойки возникает вопрос об эффективной массе последней. Исследованиями и практикой взрывных работ на карьере Мурунтау по оценке эффективности применения забойки из щебня и буровой мелочи установлено, что применение массы забойки более 55-60 % от массы заряда практически не приводит к увеличению. Времени задержки выброса забойки из скважины (рис.2) так, например, у неполной забойки (40% от длины скважины) без ВВ (при массе заряда 200 - 300 кг) время задержки всего лишь на 6,7% меньше (124 мс), чем у полной (132 мс). Качество дробления одинаково. Рекомендуемая масса забойки в зависимости от массы заряда для скважины диаметром 250 мм приведена в табл. 3.

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 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. Срав-

нение 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.

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

проводит большую работу по созданию и внедрению уникальных технологий и оборудования. В аспекте коммерческих предложений готовой продукции, материалов, технологий и услуг НГМК имеет большой опыт и обладает в промышленном масштабе:

- комплексом систем и методов создания экологически нормальных условий труда в глубоких карьерах.

Наш адрес: г. Навои, ул. Навои, 27, тел. 8-43622-5-6739
УПРАВЛЕНИЕ НГМК

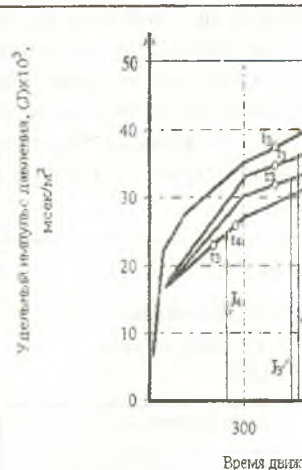


Рис. 3. Изменение удельного импульса во времени при различных типах забойки

- 1- крупнозернистая забойка
- 2- мелкозернистая забойка
- 3- мелкозернистая забойка
- 4- забойка из грунтового материала

Повышение эффективности образования выемок в грунтах взрывами на выброс с помощью траншейных зарядов взрывчатых веществ

УДК 622.236.4 (043.3)

© Б. Р. Раимжанов



Б. Р. Раимжанов,
докт. тех. наук
НавГТИ



Ю. Д. Норов,
канд. техн. наук
НавГТИ

В основных направлениях экономического развития Республики Узбекистан предусмотрен подъем экономики страны, главным образом, за счет ускорения научно-технического прогресса и широкого внедрения энергосберегающих технологий. Поиск эффективных путей снижения энергоемкости разрушения горных пород является одним из главных направлений современных научных исследований в горной науке.

При выполнении поставленной задачи особое место отводится горнодобывающей промышленности. Ведущую роль в общем технологическом комплексе про-

цессов горного производства.

В настоящее время наш опыт применения в грунтовой выемке траншейных зарядов высокими показателями дей-

Проведенные эксперименты [1-3] с целью установления оптимальных параметров траншейных зарядов при взрыве однорядных траншейных зарядов возвращаются 25-30% - объем обратного упавшего при ширине выемок по дну д

Исследованиями [3-7] в условиях расположения грунтовой выемки образование выемок взрывом считалось не эффективным из-за большой текучести грунта, взрыва и оползает на дно в результате положительного эффекта сыпучести взрываемого

удельного расхода ВВ в 2÷8 раза и применения дорогостоящего водоустойчивого ВВ.

Вопросы повышения эффективности образования выемок в грунтах взрывами на выброс с помощью траншейных зарядов с высокими показателями действия взрыва в отечественной и зарубежной литературе не освещены.

В частности, не изучены закономерности образования выемок в грунтах взрывами на выброс в зависимости от удельного расхода ВВ, количества зарядов и массовой влажности взрывающего грунта. Для изучения этих закономерностей, имеющих важное практическое значение, были проведены опытно - промышленные работы при строительстве коллектора предвосточного "Чинка" в Акватории Аральского моря в Муйнакском и коллектора подпитки между озерами Машанкуль - Судочье в Кунградском туманах Республики Каракалпакстан.

Проходка зарядной траншеи шириной 0,8 м и глубиной, равной глубине выемки в грунтовом массиве, осуществлялась экскаваторами непрерывного действия марки ЭТЦ - 252.

Расстояние между зарядными траншеями в экспериментах составляло 5÷10 м. Оптимальное расстояние между траншейными зарядами устанавливалось после каждой серии взрывов по зафиксированным перемычкам.

Заряжение траншеи производилось промышленными ВВ, предназначенными для открытых и подземных работ (гранулиты АС - 4, АС - 8; граммониты 79/21, 82/18).

В качестве промежуточного детонатора для усиления мощности основного заряда ВВ использовался порошковый аммонит № 6ЖВ (40 кг), который устанавливали через каждые 25-40 м в зависимости от влажности взрывающего массива.

Для инициирования ВВ по длине траншейного заряда применялся детонирующий шнур марки ДШЭ - 12.

Экспериментальные взрывы проводились при различном удельном расходе ВВ (2,5; 3,0; 3,5; 4,0 и 4,5 кг/м³).

Забойка и обваловка зарядной траншеи грунтом производились бульдозерами марки С - 130, причем обвалка производилась грунтом, который вынимался в контуре выемки. Угол насыпи поверхности грунта к горизонту составлял 25°÷30°.

Подрыв подготовленных траншейных зарядов ВВ производился электродетонаторами подсоединенными к ДШЭ - 12 в местах вывода на дневной поверхности с применением взрывной машинки марки КПМ - 1А.

После проведения каждой серии взрыва на выброс проводились маркшейдерские замеры для определения размеров выемки и параметров навала грунта.

Результаты опытно - промышленных взрывов по определению величины размеров выемки и параметров грунта образовавшиеся на бортах выемок взрывами обвалованного грунтом траншейных зарядов ВВ на выброс в различной массовой влажности массива приведены в табл. 1-3.

Исследованиями установлена обобщающая закономерность величины размеров выемок и параметров навала грунта, образовавшегося на бортах выемок взры-

вами на выброс, в зависимости от количества траншейных зарядов ВВ и массовой влажности

Полученные зависимости показываю с увеличением количества рядов траншейных 2 до 3 размер выемок по дну возрастает в 2 раза и составляет 50 м; 45 м и 39 м соответственно сухого песка (влажность 4,7% относительно сухого песка (влажность 4,7% и суглинистых грунтов (влажность 17,6%) и суглинистых (влажность 33,5%).

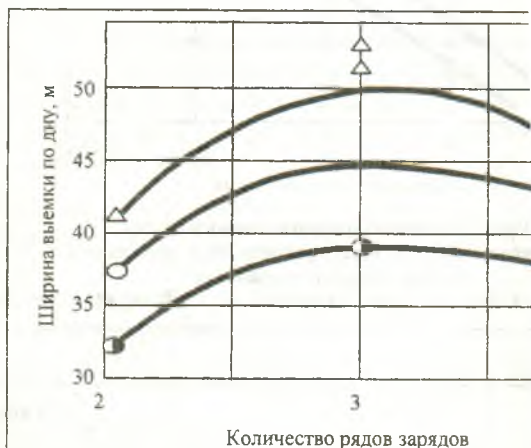


Рис. 1. Изменение ширины выемки по дну от количества рядов траншейных зарядов ВВ и различной влажности:

△ - 4,7%; ○ - 17,6%; □ - 33,5%

При трехрядном взрывании обвалованном траншейных зарядов выброса размера выемки принимает максимальное значение, которое в следованиях составлялось 50 м; 45 и 39 м соответственно для относительно сухого песка (влажность 4,7%), для глинистых грунтов (влажность 17,6%) и для суглинистых грунтов (влажность 33,5%).

Исследованиями также установлено, что при четырехрядном взрывании обвалованного грунтом траншейных зарядов выброса размеры выемки по дну составляют в 1,1 - 1,14 раза и составляют 44 м; 40 м; 36 м соответственно для относительно сухого песка (влажность 4,7%), для глинистых грунтов (влажность 17,6%) и суглинистых грунтов (влажность 33,5%).

На рис. 2. приведены графики изменения ширины выемки по дну в зависимости от удельного расхода ВВ и массовой влажности взрывающего грунта.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением удельного расхода ВВ от 2,5 до 4,5 кг/м³ ширина выемки по дну растет по линейной зависимости. Так при удельном расходе ВВ равной 3 кг/м³ ширина выемки по дну составляет равной 41 м; 36 м; 32 м соответственно для относительно сухого песка (влажность 4,7%), для глинистых грунтов (влажность 17,6%) и суглинистых грунтов (влажность 33,5%).

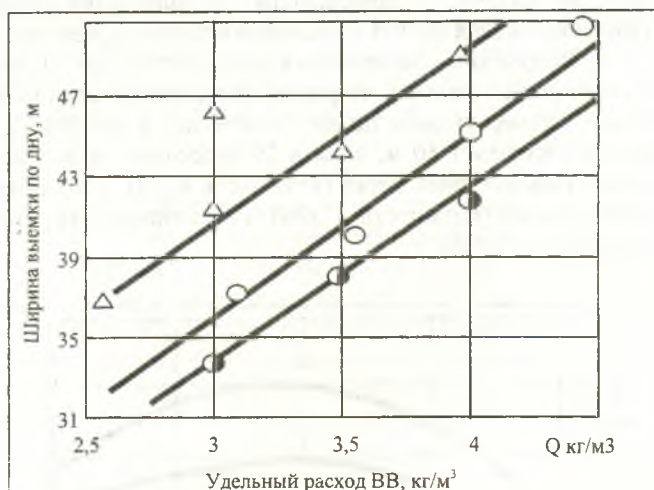


Рис.2. Изменение ширины выемки по дну в зависимости от удельного расхода ВВ в грунтах различной массовой влажности:
 $\triangle$ - 4,7%; $\bigcirc$ - 17,6%; $\bullet$ - 33,5%

$h_{обв}$ - высота обвалов довыброса, м;
 k - коэффициент, уность взрывающего грунта
 $k = 1,0-1,1$ приним грунта 4,7%; $k = 0,90$ - грунта 17,6% и $k = 0,80$ грунта 33,5%;

q - расчетный удельный
 n - показатель дейст
 $l_{зар}$ - длина взрывае
 Оптимальное расс
 ных зарядов выброса опр

$$a_{зар} = \frac{(W + h_{обв})(n + 1)}{N(0,4n + 0,6)}$$

где N - количество взры
 траншейных зарядов ВВ,

Глубина заложения ВВ связана с глубиной за определяется по соотно

Таблица 1

Результаты опытно - промышленных взрывов траншейны
 на выброс в грунтах влажностью 4,7 %

Л.Н.С м	Высота обвалов- ки грун- том, м	Масса заряда ВВ на 1 м траншеи, кг	Кол-во заря- дов, шт	Расстоя- ние меж- ду заря- дами, м	Размеры профильного сечения выемки, м				Уде ни рас ВВ,
					глуби- на	Шири- на по дну	шири- на по верху	пло- щадь	
2,8	2,9	298	2	7,0	3,1	36	43	122	2
2,8	3,0	388	2	8,0	3,2	41	48	139	3
3,1	2,9	434	2	9,0*	3,4	43	50	158	3
3,1	3,0	538	2	10,0*	3,5	44	54	172	3
3,3	3,2	798	2	10,0*	3,6	49	65	205	4
3,0	3,0	514	3	5,0	3,2	46	55	162	3
3,0	3,2	582	3	5,5	3,2	50	59	174	3
3,1	3,2	632	3	6,0	3,2	53	62	184	3
3,0	3,1	792	3	6,5*	3,1	60	68	198	3
3,1	3,2	1042	3	7,0*	3,25	65	76	229	3
3,0	3,0	850	4	4,0*	3,0	44	55	149	3
3,1	3,0	1025	4	4,0*	2,8	50	67	164	3
2,9	3,0	1170	4	4,0*	2,9	60	65	181	3

Примечание * - после взрыва на дне выемки были зафиксированы перемычки

Полученные зависимости также показывают, что ростом массовой влажности взрывающего грунта от 4,7 до 33,5% при постоянном удельном расходе ВВ (4 кг/м³) обвалованного грунтом траншейных зарядов ширина выемки по дну уменьшается и составляет соответственно 49 м; 46 м и 41 м.

В результате обработки экспериментальных данных (табл. 1-3) получены зависимости массы заряда ВВ приходящийся на 1 м траншеи:

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

где W - линия наименьшего сопротивления, м;

$H_3 < H_в - K\sqrt[3]{Q}$,
 где, H_3 - глубина заложения ВВ, м;
 Q - масса заряда ВВ;
 $H_в$ - глубина залегания ВВ;
 K - коэффициент, зависящий от свойств взрывающего грунта.

Максимальная ширина выемки по выражению:

$$L = 5k (W + h_{обв})$$

Максимальная ширина выемки по формуле:

$$h = \frac{3}{kn} (W + h_{обв}), \text{ м.} \quad (5)$$

Показатель действия взрыва на выброс определяется по формуле:

$$n = \frac{B}{2H}, \quad (6)$$

где B - ширина выемки по верху, м;

H - глубина выемки, м.

Ширина выемки по дну определяется по формуле:

$$A = \frac{W + h_{обв}}{8} \sqrt[3]{q} \frac{7k(n+2)^2}{(0,4n + 0,6)^2} \quad (7)$$

Ширина выемки по верху определяется по выражению:

$$B = (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \frac{k(n+2)^2}{(0,4n + 0,6)^2}, \quad (8)$$

Глубина выемки определяется по формуле:

$$H = \frac{W + h_{обв}}{2n} \sqrt[3]{q} \frac{k(n+2)^2}{(0,4n + 0,6)^2}, \text{ м.} \quad (9)$$

Основные выводы

1. Установлена впервые обобщающая закономерность образования выемок в грунтах зависящая от количества зарядов и массовой влажности взрывающего грунта. Эти изменения характеризуются зависимостью параболического типа.

Таблица 2

Результаты опытно - промышленных взрывов траншейных зарядов на выброс в грунтах массовой влажностью 17,6%

Л.Н.С м	Высота обвалки грун- том, м	Масса заряда ВВ на 1м траншеи, кг	Кол-во заря- дов, шт	Рассто- яние меж- ду заря- дами, м	Размеры профильного сечения выемки, м				Удель- ный расход ВВ, кг/м ³	Пока- затель дейст- вия взры- ва	Параметры нава- ла грунта, м	
					глубина	ширина по дну	ширина по верху	площадь			длина	высота
2,6	2,9	370	2	7,0	2,9	37	41	113	3,2	7,0	129	2,62
2,8	3,0	534	2	8,0	3,1	40	46	133	3,6	7,5	146	2,57
3,0	3,0	710	2	9,0*	3,3	46	53	164	4,0	8,2	170	2,43
3,0	3,2	890	2	9,0*	3,5	52	60	196	4,5	8,6	190	2,40
2,9	3,1	700	3	5,0	3,1	45	56	156	3,0	10,6	167	1,87
2,7	3,0	840	3	6,0	3,2	50	66	186	3,5	12,0	185	1,56
2,6	3,1	968	3	7,0*	2,9	54	68	177	3,75	12,8	196	1,46
2,9	3,0	816	4	4,0	2,9	42	52	136	3,0	9,0	156	1,92
3,0	3,1	1040	4	4,5*	2,8	48	56	146	3,5	10,0	181	2,08
3,0	3,1	1190	4	5,0*	3,0	51	60	167	4,0	10,0	186	2,10

Примечание*) после взрыва на дне выемки была зафиксирована перемычка между рядами зарядов

Таблица 3

Результаты опытно - промышленных взрывов траншейных зарядов на выброс в грунтах массовой влажностью 33,5%

Л.Н.С м	Высота обвалки грун- том, м	Масса заряда ВВ на 1м траншеи, кг	Кол-во заря- дов, шт	Рассто- яние меж- ду заря- дами, м	Размеры выемки, м				Удель- ный расход ВВ, кг/м ³	Показа- тель действия взрыва	Параметры нава- ла грунта, м	
					глубина	ширина по дну	ширина по верху	площадь			длина	высота
3,2	3,0	436	2	7,0	2,7	32	36	92	3,0	5,8	115	3,90
3,0	3,0	650	2	7,0	3,0	38	43	122	3,5	7,7	135	2,92
3,2	2,9	790	2	8,0*	3,3	42	52	115	4,0	7,9	150	2,86
3,3	3,0	660	3	5,0	3,5	39	52	144	3,0	8,2	139	2,82
3,2	2,9	725	3	5,5	3,3	41	56	160	3,5	8,5	145	2,70
3,3	3,0	950	3	6,0	3,4	46	60	180	4,0	8,8	165	2,76
3,2	3,0	985	3	7,0*	3,3	47	62	180	4,0	9,4	168	2,48
3,0	3,0	710	4	4,0	3,0	36	50	129	3,0	8,3	142	2,36
3,1	2,9	865	4	4,5*	3,1	42	54	149	3,5	8,7	160	2,25
3,1	3,0	1056	4	4,5*	3,1	44	64	167	4,0	10,3	168	2,20

Примечание: * - после взрыва на дне выемки были зафиксированы перемычки между рядами зарядов

2. Впервые установлены размеры выемок в грунтах от удельного расхода ВВ и массовой влажности взрываемого грунта. Эти изменения характеризуются зависимостью линейного типа.

3. Установлена обобщающая зависимость параметров навала грунта образующей взрывами обвалованного грунтом траншейных зарядов выброса в зависимости от удельного расхода ВВ, количеством зарядов и массовой влажности взрываемого грунта. Эти изменения характеризуются:

- максимальная высота навала грунта зависимостью параболического типа;
- максимальная ширина навала грунта зависимостью линейного типа.

4. На основе опытно - промышленных взрывов разработана инженерная методика расчета параметров обвалованного грунтом траншейного заряда выброса в грунтах.

5. Разработанная методика инженерных расчетов параметров обвалованного грунтом траншейных зарядов выброса внедрены на объекте "Строительства коллектора предвосточного "Чинка" в Акватории Аральского моря и получен экон

фект на сумму 2,221 млн.руб. в ценах 1986

Список литературы:

1. Кушнар в Д.М. Использование энергии при строительстве. М.: Стройиздат, 1973, С.279-281.
2. Ушнар в Д.Н., Беляков М.П. Взрывные работы в мелиоративном и сельском строительстве. М.: Стройиздат, 1971, С.224
3. Кушнар в Д.Н., Патрашев А.Н. Новая технология буровзрывных работ в гидромелиоративном и сельском строительстве. М.: 1971. С.9.
4. Цурик В.А. Влияние влажности на размеры взрыва линейно - протяженного заряда в песке. /В кн. Взрывное дело. №88/45, М.: Недра, 1986, С. 89-92.
5. Цурик В.А., Тулупов В.К. Эффективность использования энергии взрыва при строительстве каналов в Астраханской области. /В кн. Взрывное дело. №88/45, М.: 1986, С.143-150.
6. Печерог П.С. Параметры области влияния взрыва линейно - протяженного заряда выброса в водонасыщенном грунте. /В кн. Взрывное дело. №88/45, М.: Недра, 1986, С. 151-155.
7. Андреев Ю.П., Казанцев С.П., Цурик В.А. Технологические схемы производства взрывных работ при строительстве мелиоративных каналов в водонасыщенных грунтах. /В кн. Взрывное дело. №88/45, М.: Недра, 1986, С. 156-160.

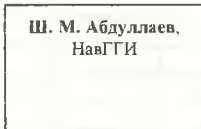
Разработка эффективных способов образования выемок взрывами обвалованного грунтом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах

УДК 622.235.6; 622.235.4 (043.3)

© Ю. Д. Норов, Ш. М. Абдуллаев



Ю. Д. Норов,
канд. техн. наук
НавГТИ



Ш. М. Абдуллаев,
НавГТИ

При образовании выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами на выброс наблюдается эффект запыления их грунтом, причиной которого является разрушение структуры водонасыщенного грунта под действием взрыва и переход

его в разжиженное состояние.

Для оценки условий наибольшего разрушения структуры, разжижения и последующего уплотнения в оплывающих песчаных грунтах были проведены опытно-промышленные взрывы по методикам [1-4] при строительстве коллектора предвосточного «Чинка» в Акватории Аральского моря в Муйнакском тумане Республики Каракалпакстан.

На рис. 1 приведена зависимость осадки грунта при взрывах зарядов различной массы на глубине 5 м (а) и одинаковой массой (бкг) на различных глубинах (б).

Полученные зависимости показали, что при взрывах зарядов, так как при этом наибольшая энергия используется на разрушение структуры грунта, полученная зависимость (рис. 1, а) показывает, что при взрывах зарядов массой 6 кг на глубине 5 м достигается максимальный камуфлет. При меньшей глубине взрыва ВВ, происходит разрыхление грунта, образуется воронка выброса, что не допустимо при взрывах в грунтах.

Полученные зависимости, графически изображенные на рис. 1, б, также показывают, что с увеличением глубины заряда ВВ сверх камуфлетной, уменьшается возможность разрушения структуры, вследствие уменьшения сжимающих напряжений в скелете грунта.

ствием его веса, по сравнению с действующими нагрузками при взрыве.

На рис. 2 приведено изменение радиусов эффективного действия взрыва и глубины уплотнения в зоне проработки в оплывающих песчаных грунтах, создаваемых глубинными взрывами, в зависимости от массы и

ков; от 5 до 8,5 м для мелкозернистых песков с снью плотности 0,3-0,4; от 6,2 до 11 м для мелко стых песков со степенью плотности 0-0,2.

Влияние степени плотности взрывающего на радиус эффективного действия заряда учитывается эмпирическим коэффициентом k , равным 5, 4 и 3 соответственно для мелкозернистых ков со степенью плотности 0,3-0,4 и среднезернистого песков со степенью плотности 0,3-0,4.

График зависимости, приведенный на рис. 2, позволяющий делить параметры глубинных взрывов в зоне проработки в оплывающих песчаных грунтах, аппроксимировать следующими эмпирическими уравнениями:

1. Глубина заложения заряда обеспечивающая максимальный камуфлет взрыва и эффект уплотнения

$$Q = \frac{\sqrt{h}}{20}, \text{ кг},$$

где Q – масса заряда ВВ, в кг; h – глубина заложения заряда В

2. Глубина уплотнения оплывающих грунтов

$$h_{\text{упл}} = 1,5h = 4\sqrt[3]{Q}, \text{ м}.$$

3. Радиус эффективного действия взрыва:

$$R_z = k\sqrt[3]{Q}, \text{ м},$$

где R_z – радиус эффективного действия взрыва, м; k – эмпирический коэффициент учитывающий степень плотности взрывающего массива.

Для образования выемок в оплывающих грунтах применяется способ [5] образования траншей взрыва, включающий предварительную проработку оплывающих грунтов путем взрывания зарядов, заложенных на обрабатываемом участке. Зона проработки грунта взрыва определяется размерами выемки, образующейся при взрыве. Ширина полосы размещения зарядов в траншеи составляет 1,5-2,0 ширины канала, а глубина заложения 1,5 глубины канала.

Недостатком является трудоемкость способа, связанная необходимостью закладывания зарядов по всему массиву. Кроме того, в результате взрывания ВВ, заложенных в траншею, поднимается грунт, грунтовых вод и дальнейшие работы по формированию профиля сечения выемок ведутся в водонасыщенном грунте. Эти факторы снижают эффективность проработки траншей.

Для повышения эффективности действия взрывных зарядов на выброс в оплывающих грунтах предложен способ, разработанный по результатам исследований, сущность которого заключается в следующем (рис. 3).

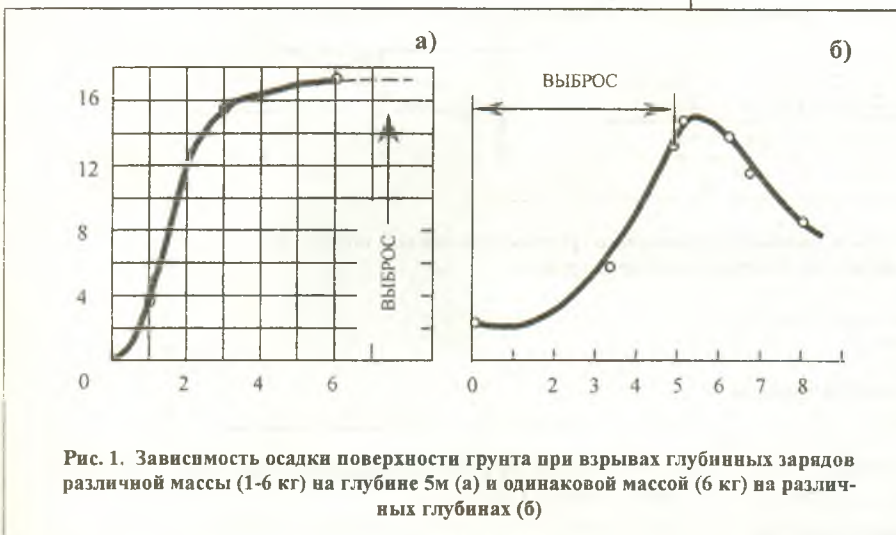


Рис. 1. Зависимость осадки поверхности грунта при взрывах глубинных зарядов различной массы (1-6 кг) на глубине 5м (а) и одинаковой массой (6 кг) на различных глубинах (б)

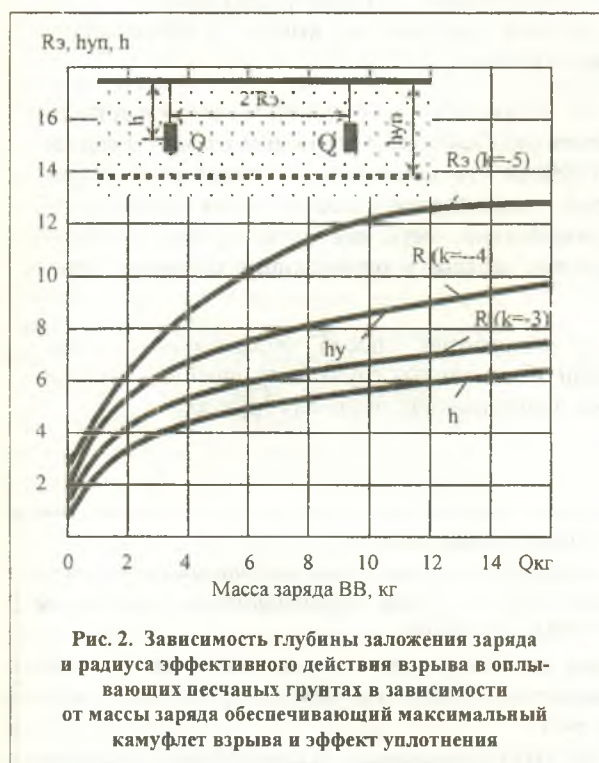


Рис. 2. Зависимость глубины заложения заряда и радиуса эффективного действия взрыва в оплывающих песчаных грунтах в зависимости от массы заряда обеспечивающий максимальный камуфлет взрыва и эффект уплотнения

глубины заложения заряда ВВ, обеспечивающей максимальной глубины заложения заряда.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением глубины заложения заряда от 3 до 6 м масса заряда взрывчатого вещества, обеспечивающего максимальный камуфлет взрыва и эффект уплотнения, возрастает от 2 до 11 кг; R_z – радиус эффективного действия, соответственно от 3,8 до 6,5 м для среднезернистых пес-

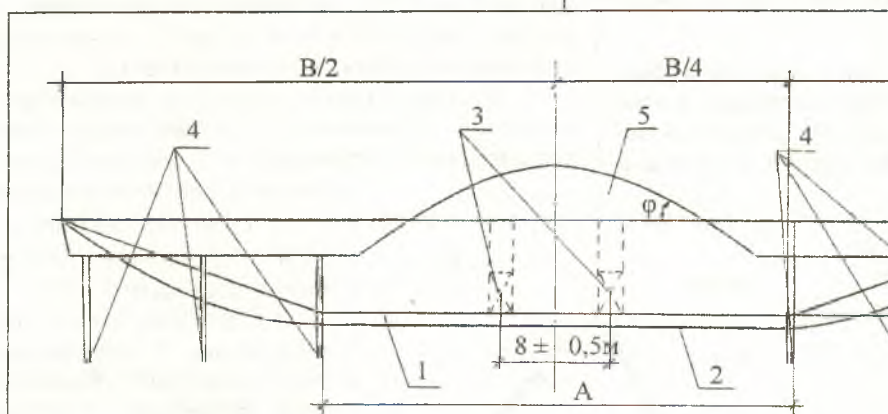


Рис. 3 Способ образования выемок взрывами обвалованного грунтом траншейного выброса в оплывающих песчаных грунтах

- 1 – проектный контур выемки ;
- 2 – контур выемки после взрыва на выброс ;
- 3 – траншейные заряды выброса ;
- 4 – глубинные заряды камуфлета ;
- 5 – обваловка траншейных зарядов ВВ грунтом

По оси проектного контура выемок нарезают пару щелей, осуществляют их гидроизоляцию путем нанесения на внутреннюю поверхность щелей гидроизолирующего состава или полиэтиленовой пленки. Заполняют их зарядом ВВ и осуществляют пригрузки путем возведения насыпи из грунта, который вынимают в контуре профильной выемки. Насыпь формируют высотой 3 м шириной, равной ширине дна проектного контура выемки, с углом откоса, равным углу естественного откоса слагаемого насыпь грунта. По обе стороны от насыпи массив обуривают скважинами, располагая их по прямоугольной сетке. Расстояние между скважинами составляет 5 м, глубина выемок 1,5 м, заряжают их зарядами ВВ и взрывают. В результате многократных динамических нагрузок создаваемых при взрыве зарядов в скважинах и под весом пригрузки происходит самоуплотнение грунта в зоне расположения щелей и разжиженный грунт в течении 2-3 суток заполняет камуфлетные полости, образованные в результате взрыва скважинных зарядов ВВ. В результате формируется выемка, контур которой приближен к проектному контуру. Это обусловлено тем, что отсыпка насыпи из грунта над щелями по центральной оси контура выемки ведет к увеличению глубины заложения зарядов в щелях и линиях наименьшего сопротивления, следовательно, происходит взрыв на сброс.

Разработанный способ и эффективные параметры прошли испытания при строительстве линейных сооружений ССО «Аралводстрой» на объекте «Строительство коллектора предвосточного «Чинка» в Акватории Аральского моря. Фактически

экономический эффект от : рублей в ценах 1984 года.

Основные выводы

1. Разработана методика взрывания выемок взрывами в песчаных грунтах
2. Установлена оптимальная глубина заложения радиуса зоны ВВ и глубины его заложения с показателем , разработана методика траншейных зарядов в оплывающих п
3. Разработан способ взрывания обвалованных и выброса в оплывающих п

Список литературы

1. Иванов П.Л. К теории консолидации не связ тов при динамических воздействиях. – В кн.: Труды по гидротехнике, вып. 80, Энергия, 1973. – С. 84-90.
2. Кузовлев А.Г. Исследование уплотнения при взрывах. – В кн.: Вопросы строительства гидротехнических сооружений в садовых грунтах. Баку, 1969. – С. 6-11.
3. Мусаэлян А.А., Вильфенд А.Г. Из опыта проектирования просадочных грунтов глубинными и подводными и архитектура Узбекистана, 1978, № 2. С. 11-14.
4. Мусаэлян А.А., Вильфенд А.Г. Применение з ния просадочных грунтов в Таджикистане. В кн.: 1 совещания «Закрепление и уплотнение грунтов в ст 322-324.
5. Иванов П.Л. Уплотнение малосвязанных г 1983, 230 с.

Способ формирования конструкции траншейного заряда взрывчатого вещества на выброс в водонасыщенных грунтах

УДК 622.235.6; 622.235.4 (043.3)

© А. С. Тураев, Ю. Д. Норов, Б. Т. Тухташев



А. С. Тураев,
канд. геол.-
минералог. наук
НавГТИ

Ю. Д. Норов,
канд. техн. наук
НавГТИ

Б. Т. Тухташев,
НавГТИ

Нами разработан способ формирования конструкции обвалованного грунтом траншейного заряда взрывчатого вещества (ВВ) на выброс, который относится к способам формирования профильного сечения выемки в водонасыщенных грунтах взрывами на выброс и может быть использован в гидротехническом строительстве, а также в горном деле.

Наиболее близким по технической сущности к предлагаемому является способ [1], включающий проходку зарядной траншеи, заполнение ВВ, установку промежуточных детонаторов в качестве которых используют мешки с аммонитом № 6ЖВ, которые устанавливают вдоль зарядной траншеи через каждые 20 м. В мешках устанавливают ДШ. Концы ДШ выводят на поверхность, где их подсоединяют к магистральной линии и затем осуществляют взрыв.

Недостатком предлагаемого способа формирования конструкции траншейного заряда ВВ является недостаточная эффективность взрыва, обусловленная тем, что при ведении взрывных работ в обводненном массиве ВВ отсыревает, так как после заполнения траншеи зарядом ВВ до момента осуществления взрыва проходит от 10 до 30 суток, в результате чего снижаются детонационные свойства ВВ и эффективность взрывных работ в целом.

Основной задачей предлагаемого способа является разработка эффективного способа формирования конструкции траншейного заряда, обеспечивающего повышение эффективности взрыва в обводненных условиях.

Поставленная задача решается тем, что формирование конструкции траншейного заряда включает проходку зарядной траншеи, засыпным ВВ, установку промежуточных детонирующих шнуров (ДШ), забойки траншею зарядом ВВ грунтом и взрывание, при этом траншею ВВ в нее укладывают полиэтиленовую пленку, ширину которой L определяют из соотношения

$$L = 3h, \text{ м,}$$

где h – высота траншейного заряда, м.

Размещение в траншее полиэтиленовой пленки обеспечивает гидроизоляцию ВВ, что сохраняет способность ВВ и эффективность способа формирования конструкции траншейного заряда ВВ в целом. Пленка определена из условия того, что после заряда ВВ можно было плотно закрыть его сверху.

Способ поясняется чертежами, где наведен способ формирования конструкции обвалованного грунтом траншейного заряда ВВ на выброс в водонасыщенных грунтах (а – продольный, б – поперечный разрез траншеи).

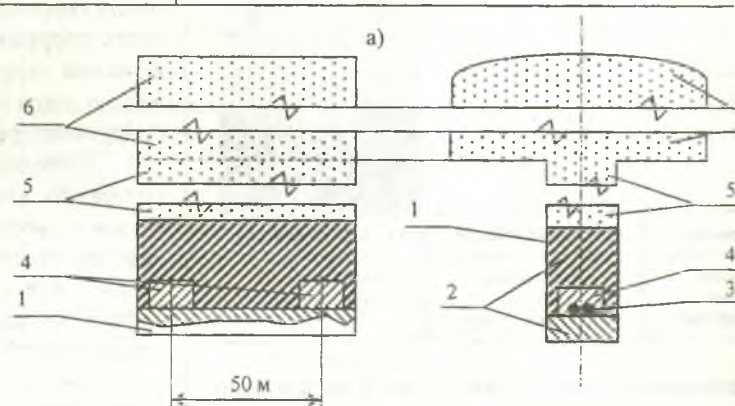


Рис. 1. Способ формирования конструкции обвалованного грунтом траншейного заряда ВВ на выброс в водонасыщенных грунтах (а – продольный, б – поперечный разрез траншеи)

1 – полиэтиленовая плёнка, 2 – слой рассыпного ВВ, 3 – детонирующий шнур, 4 – промежуточный детонатор, 5 – забойка, 6 – обваловка

Способ осуществляется следующим образом:

На дно зарядной траншеи укладывают новую пленку – 1 для гидроизоляции ВВ. Ширину определяют из соотношения – (1). Затем укладывают слой 2 рассыпного ВВ, например, гранулит, на поверхность укладывают не менее двух ниток ДШ – каждые 50 м друг от друга устанавливают промежуточные детонаторы 4, а затем слой рассыпного ВВ.

чего полиэтиленовая пленка плотно закрывается сверху заряда ВВ. Затем укладывают забойку – 5, обвалку – 6 заряда ВВ грунтом и осуществляют взрывание. В качестве промежуточных детонаторов используют, например, мешки с аммонитом № 6ЖВ, тротилловые пашки весом 500 г каждый и другие.

Использование предлагаемого способа формирования конструкции траншейного заряда ВВ на выброс обеспечивает возможность гидроизоляции ВВ, при ведении взрывных работ в обводненном грунтовом массиве, что позволит повысить качество взрыва и эффективность способа в целом.

Список литературы:

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

Основные выводы

1. Разработан новый конструкции траншейного заряда ВВ в сыпучих грунтах, на который получен патент Республики Казахстан, опубликованный в бюллетене № 1/98.

2. Разработанный способ формирования конструкции траншейного заряда ВВ на выброс промышленные испытания коллектора предвосточной Аральского моря в Муи Каракалпакстан. Фактически от внедрения составил 2,2 года.



Использование методов математического моделирования для оценки сейсмического воздействия промышленных предприятий на окружающие объекты

УДК 622.27:624.834

© А. С. Быковцев, Д. Б. Крамаров



А.С. Быковцев,
докт. физ.-мат. наук
Региональная академия
естественных наук

Д.Б. Крамаровский,
канд. техн. наук,
Региональная академия
естественных наук

Г. А. Прохоренко,
директор
Центрального РУ,
канд. техн. наук

Общепринятыми критериями оценки интенсивности сейсмических воздействий буровзрывных работ (БВР) на объекты является скорость массового смещения среды V (см/с) и энергия сейсмических колебаний W_s (кДж):

$$W_s = \int_{t_0}^{t_k} V^2 dt.$$

Допустимой скоростью колебаний V_0 называется такая скорость, при которой полностью гарантируется сохранение зданий и сооружений. Как правило, допустимая скорость колебаний для гражданских и промышленных сооружений находится в пределах 1 – 12 см/с.

Наряду с допустимой скоростью V_0 для решения некоторых практических задач необходимо введение такого понятия, как предельная скорость колебаний $V_{пр}$,

соответствующая граничным условиям зданий и сооружений. При этом скорость колебаний сооружений носит статическую скорость колебаний, допустимая скорость колебаний реализуется с учетом коэффициента динамичности.

Определение допустимой скорости колебаний для зданий и сооружений на основании специальной методики для оценки последствий с известными коэффициентами динамичности от масштаба имеет XII баллов.

По табл.1 [1] можно определить допустимую скорость смещения объектов в зависимости от скорости колебаний в баллах, а большие от X до XII баллов – в сейсмическом условиях.

Для решения задачи при сейсмических воздействиях на объекты скорости колебаний в сейсмическом условиях имеет общую оценку скорости колебаний пород. Известные из литературы массивы горных пород для конкретных горных пород в сейсмических условиях.

В табл. 2 [1] приведены скорости горных пород в сейсмических условиях.

Таблица 1

Шкала оценки величин сейсмических воздействий на промышленные здания и сооружения

Балл	Характеристика колебаний и вызываемых ими нарушений	Допустимая скорость (мм/с)	Предельная скорость (мм/с)
I	Колебания отмечаются только приборами	1	2
II	Колебания ощущаются в отдельных случаях при тишине	2	4
III	Колебания ощущаются некоторыми людьми или знающими о взрыве	4	8
IV	Колебания отмечаются многими людьми, дребезжание стекол	8	15
V	Осыпание побелки; повреждение штукатурки и отдельных ветхих зданий	15	30
VI	Тонкие трещины в штукатурке, повреждение зданий, имевших деформацию	30	60
VII	Повреждение зданий, находящихся в удовлетворительном состоянии; трещины в штукатурке, падение кусков штукатурки, тонкие трещины сочленениях стенок и перекрытий; трещины в печах, трубах	60	120
VIII	Значительные повреждения зданий, трещины в несущих конструкциях и стенах, большие трещины в перегородках, падение печных труб, обвалы штукатурки	120	240
IX	Разрушение зданий, большие трещины в стенках, расслоение кладки, падение некоторых участков стен	240	480
X-XII	Большие разрушения и обвалы зданий	>240	>480

горном массиве продол перечных волн, м/с; μ Юнга пород горного мас

Допустимая отн деформация горных п новлена в соответствии фикацией защищаемых ний по их ответственнос эксплуатации (табл.3), а дуемая допустимая скор баний для сооружеии классов в различных т соответствии с табл. 4 [1]

Критическая скорс баний V может быть о как удвоенная величина мой скорости V_0 .

Расчет теоретичеси сиграмм (зависимость смещения массива от вр момента взрыва), выпс путем математического м вания сейсмических эффе взрывных работах [2] для взрывного блока квадратн мы (площадь блока 10000 бина скважин 15 м, диаме

В области некоторого напряжения σ_s как сжатие, так и разгрузка горных пород происходит упруго, т.е. по одному и тому же закону без остаточных деформаций, а при $\sigma \geq \sigma_s$ — в горной породе могут образовываться остаточные деформации, величина которых зависит от максимального напряжения на фронте волны, действию которого подвергается среда. Накопление остаточных деформаций ϵ_0 при последовательном многократном производстве взрывных работ на карьере может привести к потере устойчивости бортов карьера.

Деформация горных пород за пределами упругости наблюдается при их относительных величинах, превышающих 0,0002 — 0,0003.

Очевидно, что из условий упругого поведения горных пород относительная деформация $\epsilon_0 = 0,0002-0,0003$ и должна приниматься в качестве допустимой, гарантирующей устойчивость горных пород при многократном производстве взрывов. Тогда в зависимости от упругопластических свойств горных пород и их относительной деформации

$$V_0 = \frac{0,375(C_p^2 - \frac{4}{3}C_s^2) \{ [1 + (1 - 2\mu)\epsilon_0]^{\frac{8}{3}} - 1 \}}{C_p [1 + (1 - 2\mu)\epsilon_0]^4} \cdot 10^2,$$

где C_p , C_s — соответственно скорость распространения в

Таблица 2

Скорости колебаний массивов горных пород в зависимости от характеристики разрушений

Характеристика разрушений горных пород	Скорость колебаний (см/с)
Повреждений нет	<20
Незначительное развитие имеющихся трещин, отдельные вывалы пород с участков, ранее ослабленных взрывными работами	20-50
Интенсивное развитие имеющихся трещин и заколов, сопровождающееся мелкими вывалами кусков пород размером до 0,2х0,2х0,2 м, появление трещин в мягких заполнителях тектонических нарушений, обрушение откосов уступов по тектоническим трещинам	50-100
Развитие притертых тектонических трещин, заколы и средние вывалы размером 0,5х0,5х0,5 м по плоскостям ослаблений	100-150
Обрушение стенок и кровли выработок по тектоническим трещинам, образование трещин и заколов в ненарушенном массиве, разрушение целиков, обрушение уступов.	150-300
Сплошное обрушение стенок и кровли выработок, образование крупных вывалов размером 1х1х1 м, завал выработок до половины первоначального сечения, обрушение бортов в самых прочных породах	300-400
Полное нарушение сплошности массива, обрушение крупных блоков размерами свыше 1х1х1 м, завал более половины первоначального сечения выработок	>400

жин 260 мм, масса заряда в скважине 400 кг, в 17 пробурено 289 скважин) показывает, что на расстоянии 100 м от границы взрывающего блока скорости смещения массива превышают, а на расстоянии более 250 м находятся в пределах допустимых значений. Пример расчета представлен в виде графиков на рис. 1.

Представляет интерес распределение сейсмической энергии в различных направлениях для порядн

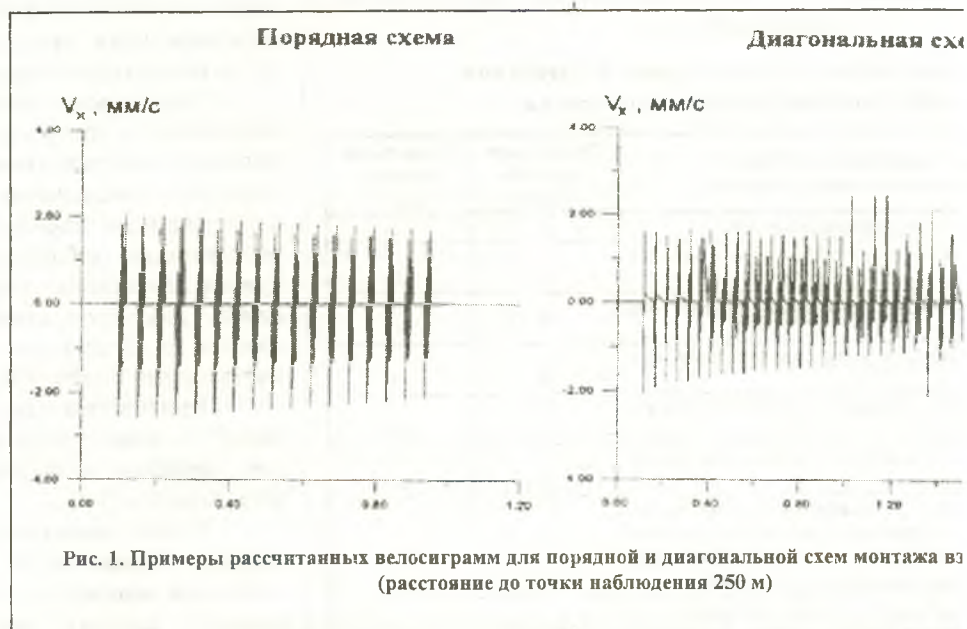


Таблица 3

Рекомендуемые допустимые значения упругих деформаций для сооружений различных классов

Класс сооружения	Характеристика сооружений, срок их эксплуатации	Допустимая упругая деформации
I	Особо ответственные сооружения длительного срока эксплуатации (более 10-15 лет): гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни, камеры дробления, водоотлива, околотвольные дворы	0,0001
II	Ответственные сооружения со сроком эксплуатации более 5-10 лет: обводные транспортные тоннели гидротехнических сооружений, надкамерные целики, квершлагаи, уступы карьеров, отвалов	0,0002
III	Кратковременно эксплуатируемые сооружения (от 1 до 5 лет): камеры, уступы, штреки	0,0003
IV	Неответственные сооружения со сроком эксплуатации до 1 года: очистные блоки, рабочие уступы, рабочие борта карьеров и др.	0,0005

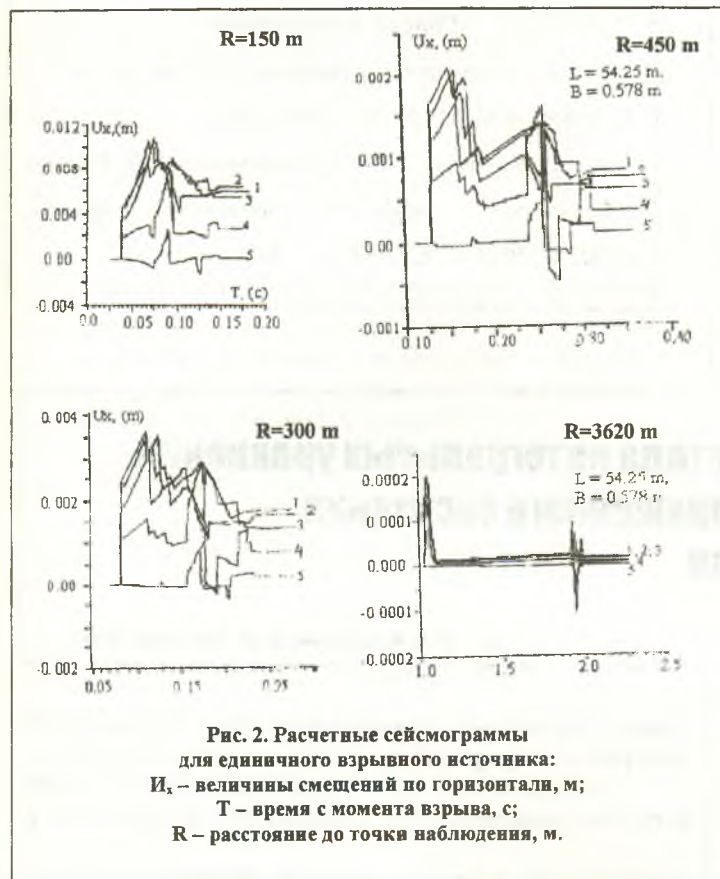
диагональных схем БВР, а также интенсивность затухания и изменение формы сейсмического сигнала на различных расстояниях от центра базового блока. Для выявления этих зависимостей был поставлен следующий численный эксперимент.

Предполагалось, что на базовом блоке площадью $S_{пл} = 100 \text{ м} \times 100 \text{ м} = 10000 \text{ м}^2$ в 289 скважин диаметром $D=250 \text{ мм}$ и глубиной $H=15 \text{ м}$ заряжается 115,6 т взрывчатых веществ. Скорость продольных и

Таблица 4

Допустимые скорости колебаний для сооружений в различных породах

Характеристика горных пород	Кэф. крепости, f	Скорость продольной волны $C_{пр}$, км/с	Д
			1 кл
Рыхлообломочные отложения и наносы	0,5-1	1-2	4,08
Сильнотрещиноватые породы с глиной и высокой пористостью	1-3	2-3	6,8
Скальные породы со значительной естественной трещиноватостью	3-5	3-4	9,5
Относительно монолитные породы с отдельными трещинами и пустотами	5-9	4-5	12,2
Монолитные слаботрещиноватые породы	9-14	5-6	14,9
Очень крепкие и монолитные породы практически без трещин	14-20	6-7	17,8



горизонтальных смещений уменьшается в $R=450$ м и $R=3620$ м – соответственно еще в 2 раза и в 60 раз. На графиках кривые считывались для направлений, ориентированных соответственно вдоль осей координат OX и OY и для направлений, ориентированных под углами $22,5^\circ$, 45° и $67,5^\circ$.

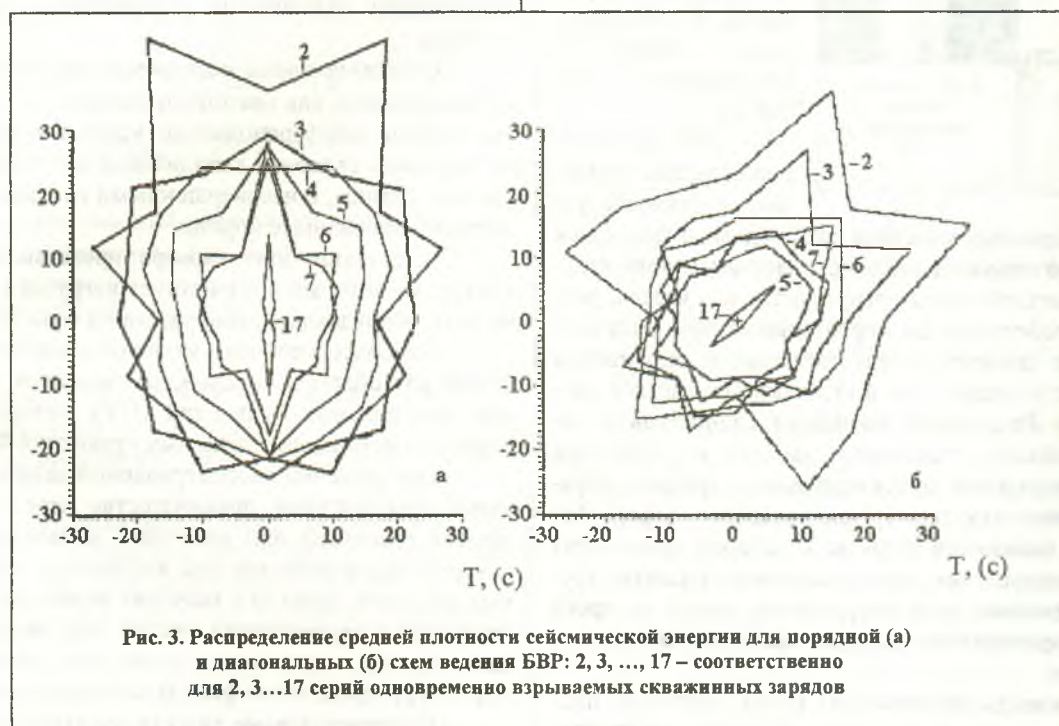
Интенсивность уменьшения вертикальной составляющей смещений массива примерно в 2 раза больше, чем для горизонтальной составляющей.

Для определения средней плотности сейсмической энергии, проходящей за единицу времени через заданную точку наблюдения, рассчитывали интеграл от квадрата скорости $V^2 = V_x^2 + V_y^2 + V_z^2$, а затем

сейсмических колебаний $W_s = \int_{t_n}^{t_k} V^2 dt$, где t_k и t_n – моменты времени, соответствующие началу и концу сейсмического процесса.

Площади фигуры между осью t и графиком $V^2(x, y, z, t)$, после чего делили полученную площадь на длительность процесса в точке наблюдения $\Delta t = t_k - t_n$.

На рис. 3 представлено распределение плотности сейсмической энергии, проходящей за единицу времени для случая когда вся энергия (115,6 т) распределена между 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17 рядами одновременно взрываваемых скважин, что позволило проанализировать



максимальным.

Анализ графиков (рис. 2) показывает, что максимальная величина смещений наблюдается на расстоянии $R=150$ м от центра базового блока и не превосходит 1,2 см. При увеличении расстояния до $R=300$ м амплитуда

средней плотности сейсмической энергии и ее направления.

Анализ графиков рис. 3 показывает, что плотность сейсмической энергии для порядковой схемы ведения БВР больше, чем для диагональной схемы ведения

этому сейсмический эффект при порядной схеме ориентировочно на 45 % выше по сравнению с диагональной схемой инициирования зарядов, а с увеличением количества серий одновременной взрывааемых зарядов существенно уменьшается.

Таким образом, проведенные исследования подтвердили возможность эффективного использования математического моделирования взрывных процессов для определения скорости смещения массива и плотности сейсмической энергии, что значительно упрощает разработку сейсмобезопасных технологий ведения горных работ.

Список литературы

1. Справочник взрывн
Курузова Б.Н. М.: Недра, 198
2. Быковцев А.С., Кра
сейсмического эффекта
//ПМТФ. 1994. Т. 35, № 6. – С



Применение метода интегральных у для оценки напряженного состояния уступов и бортов

УДК 622.27:624.834

© А. А. Силки



А. А. Силкин,
канд. техн. наук,
ст. научный
сотрудник
САЗНИПИПТ

В. Н. Кольцов,
главный
маркшейдер
НГМК

Увеличение глубины карьера и размещение на участках бортов крутонаклонных конвейеров предъявляют повышенные требования к обеспечению длительной устойчивости бортов [1].

При рассмотрении задач, связанных с оценкой устойчивости породных массивов, необходимо знать, какие напряжения возникают в массиве, составляющем борт карьера, как под воздействием нагрузок, так и с учетом реологических свойств горных пород. Знание поля напряжений позволит предсказать как зарождение разрушения (положение и размеры), так и его квазистатическое распространение. Разрушение возникает где-нибудь в напряженной области породного массива в результате слияния беспорядочно ориентированных трещин, образованных блочностью или трещиноватостью пород. Для определения положения области, в которой происходит зарождение разрушения, и ее дальнейшего развития требуется исследование поля напряжений, расчет которого возможен с применением методов математической теории упругости.

Возможность применения данных методов подтверждается тем, что с достаточной точностью горные породы можно отнести к линейно-деформационным телам вплоть до момента разрушения [2]. В зависимости от характера связей между фазами, составляющими породы, в [2] приводятся различные модели среды и экспериментальные данные, подтверждающие, что горные породы в

объеме, значительно превышающем минералов, могут рассматривать

Неупругое поведение гор нагрузок характеризуется коэф

пластичности $\chi = \frac{\sigma_p}{\sigma_{сж}}$, значе

свойственны пластичным мат хрупким.

Состояние пород месторо характеризовать как квазиизотр эти породы дифференциально вершенными связями: кварцит роциты, сланцы, с несовершен милонитизированные породы.

В сечении борт карьер контур, на который воздейств ческого оборудования, сооруж

Наиболее удобным мет жений для областей со сложн тод интегральных уравнений решение системы интегральн

При решении рассматр имеет определенные преимущечных разностей или конеч качестве известного вектора ных нагрузок. Если его знач пражений и перемещений вн ным образом и достаточно т рования распределения фикт

Положительными каче ся:

- уменьшение размер
 - дискретизируется т отличие от метода конечных
- В методе ИУ рассма лупространство), в котором

дискретно на конечное число участков. Интенсивность нагрузок на каждом заданном участке постоянна.

Напряжения внутри области S можно представить в виде

$$\bar{\sigma}_{ij}(t) = \int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(t, \tau) P_l dS \quad (i, j \equiv x, y); \quad t \in S; \tau \in \partial S, \quad (1)$$

где: $\bar{k}_{ij,l}(t, \tau)$ - фундаментальное решение для действия сосредоточенной силы в однородную и изотропную полуплоскость; P_l - фиктивные составляющие поверхностных сил вдоль ∂S в l-ом направлении; t - внутренние точки области S; τ - граничные точки ∂S .

При решении задачи теории упругости условия на границе определяются так:

$$\int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \sigma_i^0(\Omega); \quad \Omega, \tau \in \partial S, \quad (2)$$

где: n_j - конус угла между нормалью к участку границы и осями координат; $\sigma_i^0(\Omega)$ - заданные нагрузки на ∂S .

Напряжения в области S, вызванные действием сосредоточенных на контуре ∂S усилий в бесконечной полуплоскости представимы в виде:

$$\begin{aligned} k_{xx,l} \cdot P_l^S &= -\frac{1}{4\pi^4} [p_x^S r_x (b_1 r_x^2 + b_2 r_y^2) + p_y^S r_y (b_3 r_x^2 - b_2 r_y^2)]; \\ k_{yy,l} \cdot P_l^S &= -\frac{1}{4\pi^4} [p_x^S r_x (b_3 r_y^2 - b_2 r_x^2) + p_y^S r_y (b_1 r_y^2 + b_2 r_x^2)]; \\ k_{xy,l} \cdot P_l^S &= -\frac{1}{4\pi^4} [p_x^S r_y (b_1 r_x^2 + b_2 r_y^2) + p_y^S r_x (b_2 r_x^2 + b_1 r_y^2)], \end{aligned} \quad (3)$$

где: r_x, r_y - x, y-компоненты радиуса вектора, проведенного от точки на ∂S к точке в S;

$$b_1 = \frac{3-2\nu}{1-\nu}; \quad b_2 = \frac{1-2\nu}{1-\nu}; \quad b_3 = \frac{1+2\nu}{1-\nu},$$

где ν - коэффициент Пуассона ($\nu = 0,5$, в связи с тем, что к моменту разрушения $\nu \rightarrow 0,5$) [4];

p_x^S, p_y^S - составляющие фиктивных нагрузок внутри области S.

При $\tau \rightarrow \Omega$ выражение (2) имеет особенность. Для выделения этой особенности используется подход, заключающийся в рассмотрении нового контура, который обходит точку границы, где $\tau = \Omega$. При этом в работе [5] показано, что

$$\int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \lim_{\Delta\alpha \rightarrow 0} \left[\int_{\partial S - \Delta\alpha} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) + \int_{\Delta\alpha} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \right] \quad (4)$$

$$\lim_{\alpha \rightarrow 0} \int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \rightarrow \frac{P_x^S}{2}, \frac{P_y^S}{2}.$$

Тогда на основании соотношения (5) уравнение имеет окончательный вид

$$\frac{P_i^S}{2} + \int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \sigma_i^0(\Omega), \quad i = x, y.$$

Для численной реализации метода границы ∂S разбиваем на N отрезков произвольной длины. Затем в средних точках каждого отрезка ∂S_i определяем результирующие граничные значения

$$\begin{aligned} P_{xi}^S &= \int_{\Delta S_i} P_x^S dS; & P_{yi}^S &= \int_{\Delta S_i} P_y^S dS; \\ P_{xi}^{\partial S} &= \int_{\Delta S_i} P_x^{\partial S} dS; & P_{yi}^{\partial S} &= \int_{\Delta S_i} P_y^{\partial S} dS, \end{aligned}$$

где $P_x^{\partial S}, P_y^{\partial S}$ - составляющие фиктивных нагрузок на границе области ∂S .

Используя численный метод трапеции вычисляем

$$\begin{aligned} \frac{P_{xi}^S}{2} - \frac{1}{4\pi} \sum_{j=1}^N \left[\frac{(b_1 r_{xij}^2 n_{xi} + b_2 r_{xij} r_{yij} n_{xi} + b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi} + b_2 r_{yij}^2 n_{yi}) P_{xj}^S + (b_3 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} - b_2 r_{yij}^2 n_{xi} + b_2 r_{xij}^2 n_{yi} + b_1 r_{xij} r_{yij} n_{yi}) P_{yj}^S}{\Delta S_i (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^2} \right] &= P_{xi}^{\partial S}; \\ \frac{P_{yi}^S}{2} - \frac{1}{4\pi} \sum_{j=1}^N \left[\frac{(b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} + b_2 r_{yij}^2 n_{xi} + b_3 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi} - b_2 r_{xij}^2 n_{yi}) P_{xj}^S + (b_2 r_{xij}^2 n_{xi} + b_1 r_{xij} r_{yij}^2 n_{xi} + b_1 r_{yij}^2 n_{yi} + b_2 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi}) P_{yj}^S}{\Delta S_i (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^2} \right] &= P_{yi}^{\partial S}; \end{aligned}$$

интеграла и формулы (7), можно численно аппроксимировать выражения (6):

После вычисления фиктивных нагрузок P_{yj}^S ($j = 1, N$) компоненты напряжений во всех точках находят из следующих соотношений:

$$\begin{aligned} \sigma_{xi} &= -\frac{1}{4\pi} \sum_{j=1}^N [P_{xj}^S r_{xij} (b_1 r_{xij}^2 + b_2 r_{yij}^2) + P_{yj}^S r_{yij} (b_3 r_{xij}^2 - b_2 r_{yij}^2)] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}; \\ \sigma_{yi} &= -\frac{1}{4\pi} \sum_{j=1}^N [P_{xj}^S r_{yij} (b_3 r_{yij}^2 - b_2 r_{xij}^2) + P_{yj}^S r_{yij} (b_2 r_{xij}^2 + b_1 r_{yij}^2)] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}; \\ \tau_{xi} &= -\frac{1}{4\pi} \sum_{j=1}^N [P_{xj}^S r_{yij} (b_1 r_{xij}^2 + b_2 r_{yij}^2) + P_{yj}^S r_{xij} (b_2 r_{xij}^2 + b_1 r_{yij}^2)] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}. \end{aligned}$$

Используя выражения (10), можно определить напряжения во всех точках массива, что особенно важно при исследовании областей его разупрочнения.

Если поле напряжений найдено, можно определить, где зарождается разрушение и каково направление его развития. Критерий разрушения основывается на теории прочности, к которым при решении рассматриваемой задачи предъявляются следующие требования:

- теория прочности должна формироваться с минимальным количеством констант материала;
- определяемых из простейших опытов;
- если сопротивление материалов считается функцией только напряженного состояния, то основные параметры должны зависеть только от напряженного состояния.

нические свойства подавляющего числа реальных материалов, по разному сопротивляющихся растяжению и сжатию, можно отразить в расчетном уравнении двумя константами;

- теория прочности должна описываться уравнениями, удобными для практического применения.

Необходимым требованием к теориям прочности является удовлетворительная сходимость теоретических и практических результатов. Отметим также, что горные породы, как указывалось выше, с $\chi < 0,2$ относятся к хрупким телам, а в зоне зарождения разрушения, как правило, породы находятся в сложном напряженном состоянии, то есть главные напряжения имеют противоположные знаки.

Поэтому, основываясь на изложенных выше требованиях к теориям прочности и их сравнении, исходя из сходимости теоретических результатов с экспериментальными, для наших условий наиболее подходящим является обобщенный критерий прочности [6]

$$\begin{aligned} \overline{\sigma_1^2} + \overline{\sigma_2^2} - \overline{\sigma_1} \cdot \overline{\sigma_2} &\geq \overline{\sigma_p^2} \quad \text{при } \overline{\sigma_1} > 0, \quad \overline{\sigma_2} > 0; \\ \overline{\sigma_1^2} + \overline{\sigma_2^2} - \overline{\sigma_1} \cdot \overline{\sigma_2} &\geq \overline{\sigma_{сж}^2} \quad \text{при } \overline{\sigma_1} < 0, \quad \overline{\sigma_2} < 0, \quad (13) \\ \chi^2(\overline{\sigma_1^2} + \overline{\sigma_2^2} - \overline{\sigma_1} \cdot \overline{\sigma_2}) + (1 - \chi^2)\overline{\sigma_1^2} &\geq \overline{\sigma_p^2} \\ \text{при } \overline{\sigma_1} > 0, \overline{\sigma_2} < 0 \text{ и } \overline{\sigma_1} < 0, \overline{\sigma_2} > 0. \end{aligned}$$

Таким образом, рассчитав поле напряжений в массиве, определяющееся конфигурацией границ исследуемой области и воздействующими на эти границы внешними силами, можно продолжить исследования в следующих, указанных ниже, направлениях.

Первое. Учитывая то, что карьер Мурунтау находится в области пород, разбитых многочисленными мелкими разломами, под влиянием которых формируется некоторое поле напряжений [7], и, зная картину напряжений в уступах и бортах карьера в случае изотропной

среды, можно, используя принцип суперпозиции, учитывать влияние разломов при расчете напряжений.

Второе. Анализ деформаций, имеющийся за период существования карьера, показывает, что состояние бортов до начала деформации от 1 до 6 месяцев в зависимости от геологических условий. Поэтому исследование состояния откосов до разрушения и прогнозирование долговременной устойчивости уступов и в целом бортов, поставленные задачи, при воздействии на них внешней

Список литературы:

1. Лукьянов А.Н., Толстов Е.А., Иофан В.И. *Спективы открытой разработки карьеров* // Горный журнал. - 1998. - №8.
2. Распределение и корреляция физических свойств горных пород : Справочник / М.М. Протодакьянов, Р.И. Тедер, Е.И. Тедер. - М.: Недра, 1981.
3. Sikarskie D.L., Altiero N.J. The form of the penetration of elastic-brittle materials // Appl. Mech., 40, 791-798 (1973).
4. Ставрогин А.Н., Протосеня А.И. *Устойчивость горных пород*. - М.: Недра, 1979.
5. Altiero N.J., Sikarskie D.L. Fracture of elastic-brittle materials having non-linear envelopes. - International Journal of Fracture, 3, June, 1975.
6. Писаренко Г.С., Лебедев А.А. *Деформация и прочность материалов при сложном напряженном состоянии*. - Киев: Наукова думка, 1976.
7. Быковцев А.С., Крамаровский А.П. Влияние разломов на устойчивость карьера Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. - 1998. - №2.



Математическое моделирование сейсмических эффектов при взрывных работах в карьерах

УДК УДК 622.27:624.834

© А. С. Быковцев, Г. А. Прохоренко



А.С. Быковцев,
докт. физ.-мат. наук
Региональная академия
естественных наук

Г. А. Прохоренко,
директор
Центрального РУ,
канд. техн. наук

При ведении БВР в карьерах часто сразу большое число зарядов. В связи с этим распространить полученные результаты на систему многих зарядов, взрывающуюся или с некоторой задержкой во времени модели взрывания по различным схемам на принцип суперпозиции: общее волновое поле взрывом ряда зарядов, представляемое суммой волновых полей, создаваемых каждым зарядом. При этом считается, что взрыв одного заряда не влияет на характер протекания взрыва другого заряда.

Для моделирования БВР применительно к условиям карьера Мурунтау в дальнейшем будет считать, что участок взрываемого блока горных пород имеет форму квадрата 10000 м^2 – базовый взрывной блок (рис.1).

Вдоль каждой стороны квадрата расположим по 17 взрывных источников. Общее число скважинных зарядов N , расположенных на квадратной площадке $100 \times 100 \text{ м}$ будет равно $N=289$ (рис.1). С_{ij} – линии, соединяющие взрывные источники, определяют схему одновременно детонируемых зарядов, что вполне соответствует реальной картине ведения БВР на карьере.

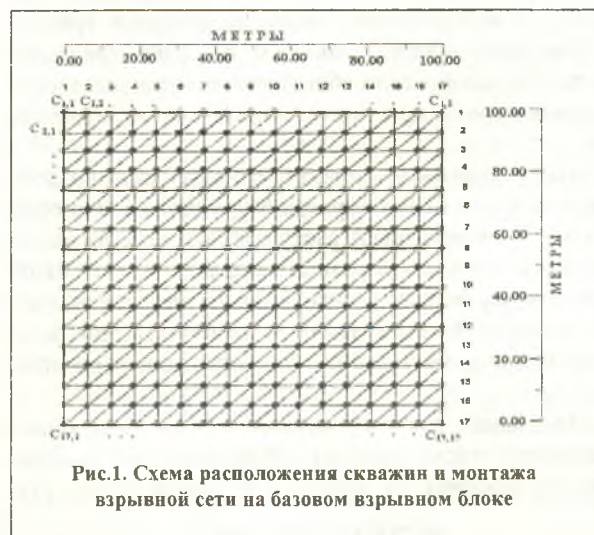


Рис.1. Схема расположения скважин и монтажа взрывной сети на базовом взрывном блоке

Как правило, в карьерах применяют диагональную и порядную схемы инициирования зарядов, которые приняты в качестве основных схем при моделировании кинематических и динамических параметров взрывания.

При диагональной схеме инициирования зарядов ВВ базовый блок взрывается полностью рядами с замедлением, начиная со скважины С_{1,1} до скважины С_{17,17}. Количество одновременно взрываемых зарядов в ряду сначала возрастает от 1 до 17 штук, а затем убывает от 17 до 1 штуки.

При порядной схеме инициирования зарядов ВВ базовый блок взрывается рядами с замедлением полностью, начиная с первого ряда, содержащего 17 скважин, до семнадцатого ряда включительно.

Для проведения конкретных расчетов по определению границ вариаций кинематических и динамических параметров сейсмического излучения, возникающего при взрывании базового блока по той или иной схеме инициирования зарядов, необходимо определить точки, в которых будут производиться расчеты. Дадим краткое описание расчетных профилей, которые схематически изображены на рис. 2.

Базовый блок изображен в виде квадрата, расположенного в центре системы координат. Точками С_{ij} обозначены точки наблюдения, в которых будут производиться вычисления.

Профиль I-I расположен параллельно горизонтальному ряду скважин и проходит через середину взрываваемого базового блока. В профиле содержатся 6 точек наблюдения С₁₁-С₁₆. Точки С₁₁ и С₁₆ расположены на

расстоянии 450 м, точки С₁₂ и С₁₅ – на расстоянии 300 м, точки С₁₃ и С₁₄ – на расстоянии 150 м от середины блока. Профиль II-II расположен вдоль одного блока и проходит через скважины С₁₁ и С₁₆. Профиль III-III расположен перпендикулярно

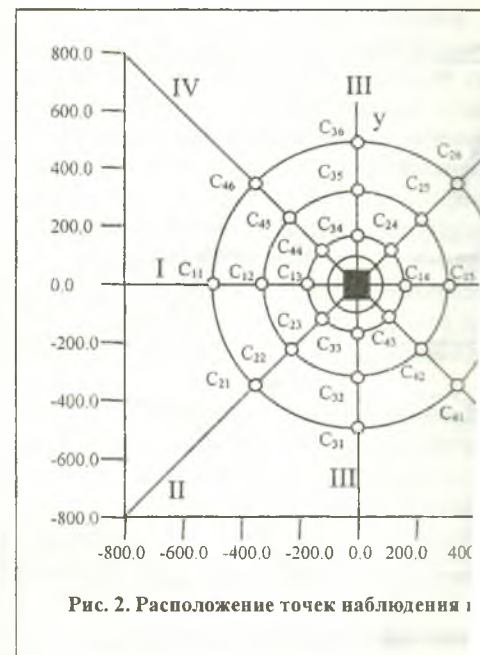


Рис. 2. Расположение точек наблюдения

нормальному ряду скважин и проходит через середину базового блока. Профиль IV-IV расположен по диагонали базового блока и проходит через точки С_{1,1} и С_{17,17}.

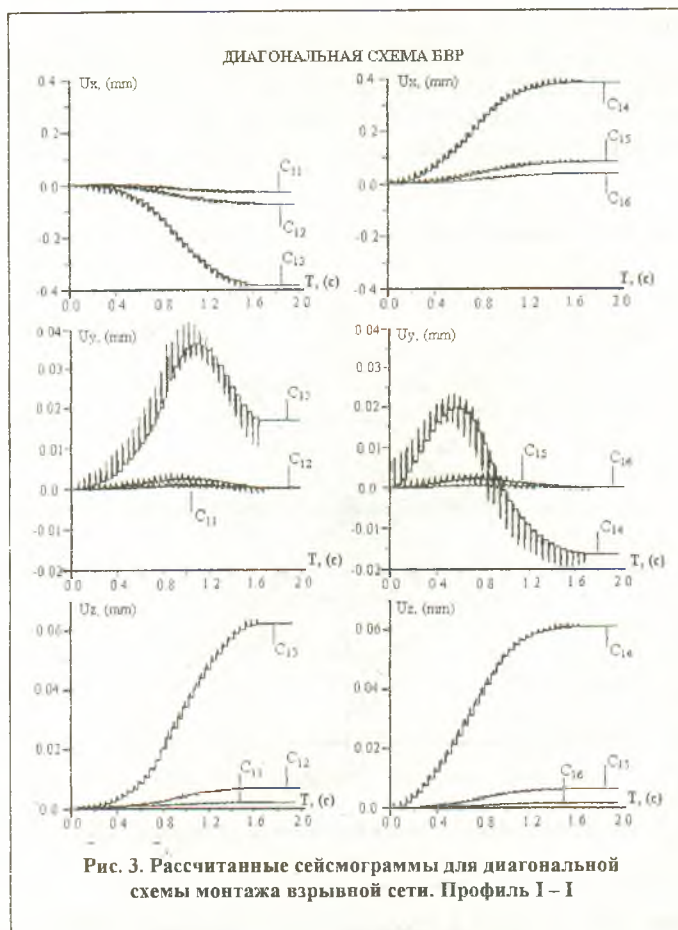
По аналогии с расположением точек наблюдения по профилю I-I точки С₂₁, С₃₁, С₄₁, С₂₆, С₄₅ – на расстоянии 450 м, точки С₂₂, С₄₅ – на расстоянии 300 м, точки С₂₃, С₄₄ – на расстоянии 150 м от середины блока.

Далее в зависимости от расположения блока в карьере и схемы монтажа взрывной сети, порядная, диагональная или комбинированная схемы инициирования зарядов, для которых будут производиться расчеты параметров сейсмического излучения.

Для оценки сейсмического излучения построены вычислительные алгоритмы соответствующие программам на языке ПЭВМ. Программы предусматривают расчет параметров сейсмического излучения по теоретическим сейсмограммам, акселерограммам и напряжениям по отношению в произвольно выбранной среде. Вывод результатов производится в виде графиков и таблиц.

Пакет прикладных программ для моделирования взрыва базового блока:

Блок 1 – ввод исходных данных. В блоке используются характеристики взрывающей среды, координаты взрывных точек наблюдения в выбранной системе координат выбрана таким образом, чтобы базовый блок находился в центре системы координат.



направлена вдоль линии, проходящей через скважины $C_{17,1}$ и $C_{17,17}$ (параллельно профилю I); ось «у» направлена вдоль линии, проходящей через скважины $C_{17,17}$ и $C_{1,1}$ (параллельно профилю III); ось z направлена вертикально вверх.

Блок 2 - вывод введенных исходных данных на печать в удобной форме для чтения.

Блок 3 - расчет параметров больших радиальных трещин (длины, раскрытие), возникающих вокруг скважины при взрыве БВ.

Блок 4 - расчет теоретических сейсмограмм от заданных взрывных источников для фиксированной точки наблюдения. В расчетах варьируется время в заданном интервале и с заданным шагом. В результате получается зависимость смещения массива от времени с момента взрыва.

Блок 5 - расчет теоретических велосиграм от заданных взрывных источников для фиксированной точки наблюдения. В расчетах варьируется время в заданном интервале и с заданным шагом. В результате получается зависимость скорости смещения массива от времени с момента взрыва.

Блок 6 - расчет теоретических акселерограмм от заданных взрывных источников для фиксированной точки наблюдения. В расчетах варьируется время в заданном интервале и с заданным шагом. В результате получается зависимость ускорения смещения массива от времени с момента взрыва.

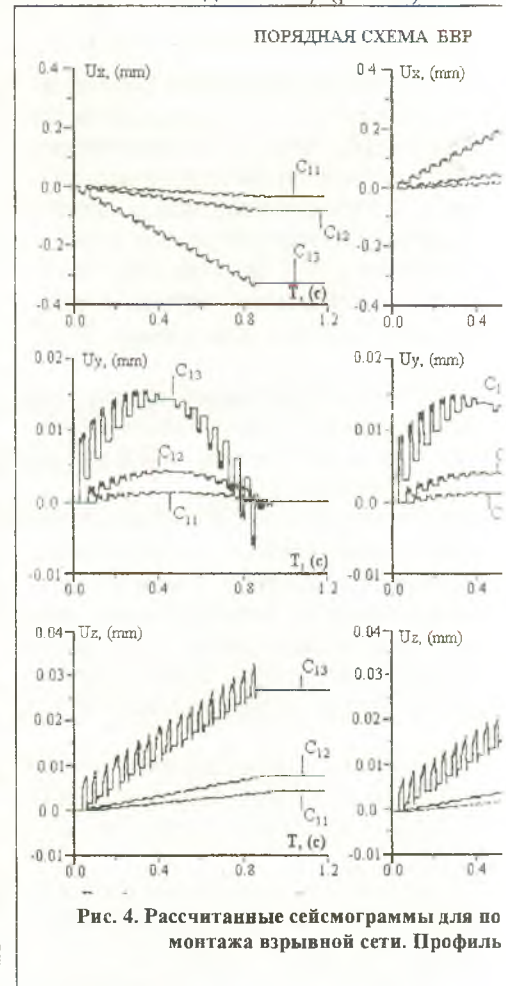
Блок 7 - расчет теоретических значений от заданных взрывных источников в точке наблюдения. В расчетах варьируется данное время и с заданным шагом. В результате получается зависимость напряжения в массиве с момента взрыва.

Блок 8 - вывод результатов расчетов.

Количество БВ в каждой скважине - 400 кг, время замедления - 50 мс, глубина - 18 м. Параметры горного массива приняты: скорости продольной и поперечной - 2236 м/с соответственно, коэффициент Пуассона $\mu = 0.2$. Для этих условий расчетная длина радиуса блока равна 3,8 м. Поскольку расстояние между блоками равно 6,25 м, то при такой длине образующихся в массиве происходит равномерное дробление породы на блоках.

Для оперативного анализа сейсмических процессов при ведении БВР в карьере Мурунтуй им. альбом теоретически рассчитанных сейсмограмм, использование которых в разных направлениях блока и на разных расстояниях от блока позволяет вести оперативный мониторинг за сейсмическими процессами для различных по конфигурации блоков.

Тестовые расчеты сейсмических процессов (теоретические сейсмограммы) проводились из точек наблюдения C_{ij} (рис. 2). В об-



было получено 48 трехкомпонентных записей (теоретических сейсмограмм) для 24 точек наблюдения и для двух схем ведения БВР - порядной и диагональной.

На рис. 3 приведены в качестве примеров расчетов теоретические сейсмограммы для диагональной, а на рис. 4 - для порядной схем инициирования зарядов базового блока.

Для тестирования правильности работы разработанного математического аппарата и программно-вычислительных комплексов был поставлен и реализован численный эксперимент по сравнению теоретически рассчитанных скоростей с результатами натурных экспериментов, по оценке скоростей, полученных в различных точках окружающей среды, от реальных взрывов результаты сравнения приведены в таблице, анализ которых показывает, что порядки величин скорости, полученных экспериментально и теоретически, в целом совпадают, причем для горизонтальной составляющей вектора скорости совпадение несколько лучше, чем для вертикальной. Соответствие натурных и теоретических величин для горизонтальной компоненты вектора скорости можно считать удовлетворительным для всех исследованных расстояний, масс заряда и глубин их заложения. Вертикальные теоретические значения скорости находятся в удовлетворительном соответствии с натурными данными для расстояний 100-300 метров, и с увеличением глубины заложения заряда это соответствие улучшается.

Следует отметить, что наилучшее совпадение по компоненте z достигается для заряда массой 42 кг - при глубине заложения 18 м; для заряда массой 84 кг - при глубине заложения 12 м; для заряда массой 126 кг - при глубине заложения 10 м; для заряда массой 168 кг - при глубине заложения 9 м. На расстоянии 14 м для всех зарядов наблюдается расхождение от места взрыва.

Сопоставление результатов теоретических расчетов с натурными регистрациями взрывов дает хорошее свидетельство о возможности использования математических методов для оперативного прогноза сейсмических воздействий от минеральных взрывов на устойчивость бортов карьера Муру.

Анализ полученных результатов позволяет сделать ряд общих выводов для базового квадрата.

1. При удалении от взрывающегося блока амплитуда смещений и увеличивается сигнала.

2. На каждом графике можно выделить участки, соответствующие приходу волн от различных групп взрывающихся зарядов (рядной схеме ведения БВР таких участков 17 рядов зарядов), при диагональной - 3 ряда зарядов).

Таблица

Сравнение теоретически вычисленных скоростей с результатами натурных экспериментов

Масса-заряда, кг	Глубина заложения заряда, м	Расстояние до точки наблюдения, м	Скорость, V_z см/с	Скорость, V_x см/с	Расстояние до точки наблюдения, м	Скорость V_z см/с	Скорость V_x см/с	ре
42	8	69,5	1,84	1,36	130,5	0,26	0,46	
	13		0,3	1,2		0,09	0,38	
	13		0,52	1,2		0,12	0,36	
	18		0,8	1,1		0,15	0,36	
126	5	69,5	4,33	1,56	130,5	0,46	0,73	
	10		1,0	3,4		0,22	1,2	
	10		1,3	3,3		0,33	1,1	
	15		1,2	2,6		0,4	1,1	
84	7				129	0,26	0,42	
	12					0,095	0,38	
	12					0,14	0,38	
	17					0,23	0,42	
168	4				129	0,38	0,77	
	9					0,28	1,55	
	14					0,47	1,5	
	14					0,62	1,5	
42	8	272,5	0,051	0,076	457,5	0,033	0,034	
	13		0,012	0,095		0,0025	0,033	
	13		0,019	0,095		0,0034	0,035	
	18		0,022	0,095		0,0046	0,033	
126	5	272,5	0,081	0,094	457,5	0,056	0,061	
	10		0,03	0,28		0,006	0,1	
	10		0,046	0,28		0,009	0,11	
	15		0,054	0,28		0,013	0,1	
84	7	271	0,066	0,073	456	0,03	0,037	
	12		0,011	0,095		0,0023	0,036	
	12		0,017	0,095		0,0038	0,036	
	17		0,025	0,095		0,0047	0,033	
168	4	271	0,09	0,105	456	0,052	0,066	
	9		0,03	0,38		0,0068	0,13	
	14		0,048	0,38		0,013	0,14	
	14		0,06	0,37		0,017	0,13	

3. Амплитуда смещений в вертикальной компоненте U_z обычно значительно меньше, чем в горизонтальных компонентах U_x и U_y .

Сравнение сейсмограмм для порядной схемы ведения БВР показывает, что наибольшая амплитуда смещений по компоненте U_x достигается в точках, лежащих на профиле I, а наименьшая - для профиля III. Для компоненты U_y максимальные смещения достигаются на профиле III, а минимальные - на профиле I. Компонента смещений U_z для профилей II-IV имеет приблизительно одинаковое значение, а для профиля I - примерно в 2 раза меньше. Общий же вектор смещений имеет наибольшее значение для профиля III, а наименьшее - для профилей II и IV.

Основной вывод по порядной схеме ведения БВР для базового блока: наименее благоприятным является направление, ориентированное вдоль профиля III, в котором достигается наибольший сейсмический эффект.

Сравнение сейсмограммы для диагональной схемы ведения БВР позволяет сделать вывод о том, что наибольшая амплитуда смещений по горизонтальной компоненте U_x достигается в точках, лежащих на профилях I и II, а наименьшая - для профиля III. Для горизонтальной компоненты U_y максимальные смещения достигаются на профилях II и III, а минимальные - на профиле I. Компонента вертикальных смещений U_z для профилей I-III име-

ет приблизительно одинаковое значение, а для профиля IV - несколько меньшее. Общий же вектор смещения имеет наибольшее значение для профиля II и IV, а меньшее - для профилей I и III.

Основной вывод по диагональной схеме ведения БВР для базового блока: наименее благоприятными являются направления, ориентированные вдоль профилей II и IV, в которых достигается наибольший сейсмический эффект.

Сравнение в фиксированных точках на сейсмограммах для порядной и диагональной схем ведения БВР позволяет сделать вывод о том, что для удаленных точек (C_{11} , C_{16}) амплитуды смещений порядной схемы несколько больше, чем от диагональной. Для средних точек (C_{12} , C_{15}) амплитуды смещений порядной схемы ведения БВР оказываются больше, чем от диагональной для профилей I и III, а для профилей II и IV - меньше. Для ближайших точек (C_{13} , C_{14}) амплитуды смещений от диагональной схемы ведения БВР оказываются несколько больше, чем от порядной. Замедляемость же сигнала от каждой замедляемой точки при использовании диагональной схемы ведения БВР оказывается меньше, чем для порядной, т.е. диагональная схема имеет более высокую частоту.

Построенный набор рассчитанных сейсмограмм может быть эффективно использован для выявления особенностей затухания сейсмических волн в различных направлениях и на различных расстояниях.



Управляемое сдвижение пород при отсыпке автомобильного отвала

УДК УДК 622.27:624.834

© А. И. Клименко, Б. К. Телибаев, А. С. Федян



А.И. Клименко,
начальник карьера
Мурунтау,
канд. техн. наук
Центральное РУ
НГМК



Б.К. Телибаев,
горный инженер
карьера Мурунтау,
Центральное РУ
НГМК



А.С. Федянин,
горный инженер-
геофизик карьера
Мурунтау,
Центральное РУ
НГМК

Передовой опыт в технологии отвалообразования показывает, что внедрение технологических мероприятий необходимо проводить с учетом физико-механических свойств горных пород. Так, объем горной массы, укладываемой в отвал, может быть существенно увеличен за счет использования гравитационных сил и технологических методов, учитывающих физико-механические свойства пород в отвале. Увеличение этого объема

является основным направлением интенсификации процесса отвалообразования породного автомобильного отвала N5 (левый) рудника Мурунтау.

Основная концепция обеспечения работ по отвалообразованию базируется на построенной структуре, в которой устойчивость определяется устойчивостью систем «основание», а безопасность отвального отвала обеспечивается устойчивостью системы «машина-отвал». Подход к обеспечению безопасности отвалообразования для условий формирования отвала позволяет избежать потерь устойчивости при первом рейде к управлению устойчивостью пород и повысить устойчивость системы «машина-отвал», обеспечивая безопасность работы оборудования.

Инженерно-геологические условия отвала N5 (левый), на сегодняшний день, характеризуются в верхнем слое основания глинистыми породами с невысоким содержанием гипса, способствующим горизонтальным смещениям отвала.

В начальный период формирования отвала использовалась одноярусная отвалообразовательная схема. Эта технологическая схема характеризуется

но небольшой емкостью отвала при значительной его площади. Следующим этапом отвалообразования был переход на отсыпку отвала в два яруса, что позволило более чем в 5 раз сократить плечо откатки и повысить емкость отвала до 200 - 250 % по сравнению с одноярусным отвалообразованием. В качестве пионерной насыпи при двухъярусном отвалообразовании использовался ранее отсыпанный отвал, высота которого достигала 40 м. Третьим этапом интенсификации отвалообразования явилось применение технологии управления деформационными процессами при отсыпке внешнего породного автомобильного отвала 5 (левый), при которой наиболее целесообразным было увеличение высоты отвала с одновременным увеличением скорости сдвига фронта работ, превышающей скорость развития пластических смещений пород в зоне выпора основания. В результате применения данной технологии удалось, регулируя интенсивность деформирования откоса, сформировать одноярусный отвал с предельными значениями высоты достигающими 80 метров и более чем в 6 раз повысить емкость отвала.

В настоящее время формирование отвала на слабом основании производится скальными породами высокой крепости с использованием физико-механического эффекта самопроизвольного сдвига пород отвалов под действием сил гравитации, при достижении отвалом критической высоты. Деформация отвала в данных горно-технических условиях носит регулируемый характер, отличающийся тем, что после начала процесса оползания, сопротивление сдвигу снижается и увеличивается приемная способность отвала.

Известно, что при наличии в основании отвала слабых пород ограниченной мощности потенциальная криволинейная монотонная поверхность претерпевает излом и далее проходит внутри слабого слоя. Однако деление слабых слоев по мощности не отражает фактического их влияния на процесс деформирования высоких отвалов.

В основании отвала высотой 40-45 м слой мощностью 2-3 м работает как слабый контакт, что характерно для условий отвала N5 (левый).

Для вышеописанных условий были рассчитаны параметры деформирования отвала. Так, при отвалообразовании, на слабых основаниях первые деформационные процессы возникли при высоте отвала 35-40 м, что соответствует расчетным параметрам. При этом под тяжестью горной массы, основание отвала деформировалось. Произошло частичное перемещение пород гравитационными силами во внутреннюю часть отвала с образованием вала выпирания который имеет сложную поверхность скольжения, совпадающую с контактом глинистых слоев основания. Также на поверхности отвала, на расстоянии 35 - 40 м от края, образовались трещины отрыва, характеризующие равновесную стадию развития оползня. Причем, при первом деформировании пород отвала, сдвигу подвергаются и ранее уложенные в отвал породы с образованием зоны захвата оползня, что способствует дополнительному выполаживанию откоса отвала (см. рисунок).

По данным маркшейдерских съемок призма возможного обрушения достигает 40 падению 100 м; ширина вала выпирания составляет более 100 м. Отмечается постоянное движение вала выпирания.

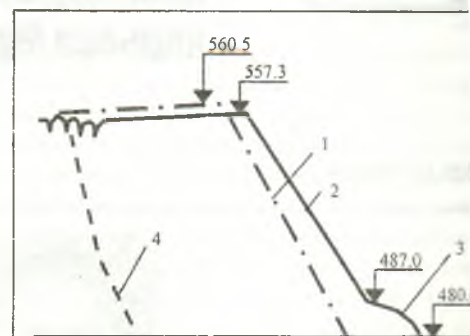


Рис. Поперечное сечение автомобильного отвала.

1, 2 - профили отвала соответственно до и после деформирования.
3 - первичный вал выпора.

4 - предполагаемая поверхность скольжения

Так, за период с июня по сентябрь месяц отгружено 745 тыс. тонн горной породы) вала выпирания составило 11 м; расчетная скорость сдвига 3,66 м/мес.

С целью управления деформационными процессами при отвалообразовании дальнейшее формирование отвала осуществляется с применением тяжеловесов (Caterpillar), размещаемых за пределами возможного оползания (50 - 60 м от края отвала по отсыпке отвала на оползневый участок, зующийся высокой скоростью оседания пород см/сутки) ведутся, согласно паспорта бульдозерного отвалообразования, до полного прекращения сдвига при условии, что отвалообразование является циклами, т. е с периодическим изменением отсыпки пород, при этом создается некоторый запас породы для компенсации проседания породы для обеспечения безопасной работы на отвале автолов и бульдозеров выдерживается обратный площадке разгрузки не менее 50. В связи с тем, что перемещаются под действием гравитации отвалообразование ведется с постоянным плечом, что дает возможность сократить затраты на разовое более чем в 1,5 раз.

Выводы:

1. Внедрение технологических мероприятий позволяющих физико-механические свойства горных пород значительно сократить площадь захвата отвала, более чем в 6 раз увеличив его емкость.

2. Рассчитав параметры отвала и время, необходимое для формирования поверхности сдвига на основании, отсыпка отвала организована таким образом, что приемная способность и емкость отвала достигают максимального значения при безопасной технологии работ.



Организация долговременных маркшейдерских наблюдений за деформациями бортов карьера Мурунтау

УДК УДК 622.27:624.834

© А. А. Силкин, Ю. А. Жиянов, В. Н. Кольцов



А. А. Силкин,
канд. техн. наук,
ст. научный
сотрудник
САЗНИПИПТ

Ю. А. Жиянов,
горный инженер-
маркшейдер
САЗНИПИПТ

В. Н. Кольцов,
главный
маркшейдер
НГМК

Перспектива дальнейшего развития карьера Мурунтау, сложные горно-геологические условия разработки месторождения влекут за собой необходимость создания мониторинга маркшейдерских наблюдений, отвечающего возросшим требованиям к обеспечению длительной устойчивости бортов при увеличении его глубины до 700 метров и более [1]. Инструментальные маркшейдерские наблюдения являются основным средством получения информации о состоянии бортов карьера. Они позволяют:

- своевременно определять величину смещения, скорость развития процесса деформирования и тип разрушающих деформаций;
- определять критические величины деформаций, предшествующих началу активной стадии деформирования и осуществлять контроль за ведением горных работ на деформирующихся участках.

На карьерах, имеющих большую глубину, с целью изучения параметров деформирования при изменении условий устойчивости проводят долговременные высокоточные маркшейдерские наблюдения.

Частота наблюдений на долговременных станциях зависит от интенсивности отработки карьера и стадий развития оползневых процессов.

В скрытой и начальной стадии развития оползня она составляет 1 раз в 1-3 года.

Выполнение долговременных наблюдений должно сопровождаться визуальным обследованием прибортового массива.

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

Наблюдательная сеть строится по принципу общего к частному. Опорные пункты, количественных не менее двух, закладывают вне зоны возможных деформаций с учетом максимальных размеров карьера, граница которой в соответствии с требованиями инструкции [2] располагается на расстоянии 1,5 – предельная глубина карьера.

Определяемые (рабочие) репера располагаются в предельном контуре карьера в зонах возможного мирования пород.

Их связь с опорными пунктами возможна промежуточные репера. Точность определения перов должна быть не более величины деформаций, которые характеризуют начало деформационного процесса, то есть не более 20 мм.

Как показал анализ причин деформированных, поставленных в предельное положение на Мурунтау, характер и величины разрушающих деформаций зависит от глубины карьера, угла наклона физико-механических свойств и структурных особенностей массива.

Основными причинами деформаций являются тонические нарушения с ослабленным контактом трения, а также интенсивная трещиноватость. В общем количестве зарегистрированных оползней составляют 18%, обрушения – в этом объеме нарушенных пород изменялись с 1 м³ до 230 тыс. м³.

Основные деформации располагаются



Рис. 1. Схема расположения разрушающих деформаций на карьере Мурунтау по состоянию на 01.10.99г.

влияния Южного блока и в верного блока влияния в веро-востока блока (рис. 1).

Характеристика типов приведены в 2, где:

а) породы черные по шву разлома и контакту с угловыми сланцами западной формации

б) образование за-
колов протяженностью
85 м по фронту бермы
при заоткоске уступа
короченными взрывны-
ми вертикальными сква-
жинами (Южный борт;
деформация № 39);

в) обрушение по-
да через 2 месяца по
опускающейся в сторо-
ну карьера тектонической
трещины, заполненной
глиной трения с зерка-
ми скольжения (Север-
ный борт; деформация №

35).
Анализ характера
деформаций, имевших
место на карьере, пока-
зывает, что технологическая
заоткоска уступов
короченными верти-
кальными скважинами на

дельных участках карьера не обеспечивает надежную
защиту законтурного массива от вредного влияния сейс-
мических волн, что вызывает заголообразование по
верхней бровке уступа (рис.2, б). Это объясняется тем,
что параметры схемы определены без учета характерных
гео-геологических для данного уступа условий, где
происходит заоткоска.

Длина всех разрушающих деформаций по фронту,
как правило, превышает высоту деформированного усту-
па в 2-5 раз. Время устойчивого существования откоса
колеблется от 2 месяцев до 6-7 лет.

Эти данные согласуются с данными о разрушаю-
щих деформациях, имеющих место на карьерах Курской
магнитной аномалии, опубликованных в работе [3], где
деформаций по фронту уступа в несколько раз
превышает высоту уступа до нарушения устойчивости.

Это свидетельствует о том, что влияние (зажим)
разных пород на устойчивость уступов, находящихся в
нестабильном положении, сказывается лишь до тех пор,
когда протяженность нарушенного участка не превысит
высоту.

Исходя из вышеизложенного, заложение рабочих
откосов через 600-800 м по контуру карьера позволит
стабилизировать устойчивость бортов на всем их протя-
жении, а созданную сеть можно использовать как основу
расширения наблюдений (метод створов, профили-
рования, засечек).

Как видно на рис.1 наибольшее количество разру-
ющих деформаций приурочено к Северному борту. В
соответствии с этим авторами была проанализирована работа [4],
в которой сформулирована гипотеза о том, что устойчи-
вость Северных бортов карьеров снижается за счет
вращения земли вокруг своей оси. Свои выводы
работы [4] обосновывает диаграммой распределе-
ния нарушений устойчивости откосов на карьерах Кур-
ской магнитной аномалии, опубликованной в работе [3].

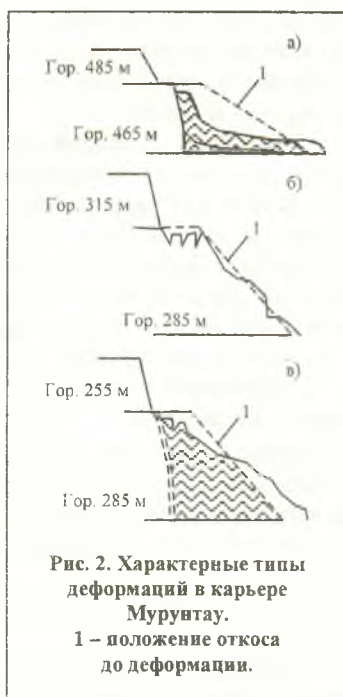


Рис. 2. Характерные типы деформаций в карьере Мурунтау.
1 — положение откоса до деформации.

Однако, анализ приведенных в работе [3] разру-
шающих деформаций и состава пород, слагающих де-
формированные участки, свидетельствуют о том, что
участки деформирования сложены глинистыми отложе-
ниями различного возраста, а причинами деформаций
является то, что глинистые породы теряют свою проч-
ность не мгновенно, а в течение определенного времени,
начиная с момента изменения природного напряженного
состояния пород в процессе формирования уступа. По-
этому причиной деформирования бортов являлись реоло-
гические свойства - снижение сопротивления сдвигу гли-
нистых пород во времени (0,6-2 года), а не влияние вра-
щения земли. Другие примеры также подтверждают этот
вывод. Например, в работе [5] указано, что все оползне-
вые участки располагаются на Западном борте карьера,
верхняя часть которого сложена рыхлыми отложениями.
Северный, Восточный и Южный борта карьера практиче-
ски не деформируются.

Выбор метода долговременных маркшейдерских
наблюдений обусловлен, прежде всего, заданной точно-
стью определения смещений рабочих реперов. Из-за не-
обходимости проведения систематических наблюдений
предпочтение отдается тому методу, который при мини-
мальных затратах обеспечивает решение поставленной
задачи. Ниже рассмотрены различные методы наблюде-
ний, применяющиеся в настоящее время на карьерах.

Наземная стереофотограмметрическая съемка деформирующихся откосов на карьере

Применяется, как правило, в период активной ста-
дии процесса деформирования приборного массива,
когда за период между двумя последовательными съем-
ками смещения составляет в масштабе снимка не менее
0,05 мм.

Наземную стереофотограмметрическую съемку
выполняют фототеодолитами или универсальными каме-
рами с фокусным расстоянием объектива 200 или 300 мм.

Материалы наземных стереофотограмметрических
съемок обрабатывают на универсальных фотограмметри-
ческих приборах, или методами аналитической фото-
грамметрии с использованием ЭВМ.

Аналитическая обработка результатов наземной
стереофотограмметрической съемки позволяет повысить
точность определений смещений рабочих реперов. Наи-
большую точность обе-
спечивает симметрично

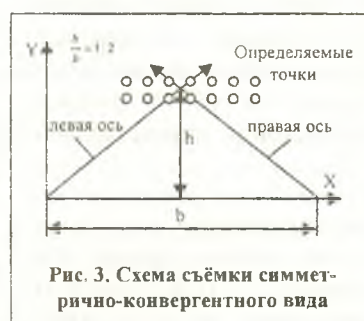


Рис. 3. Схема съёмки симметрично-конвергентного вида

большую точность обе-
спечивает симметрично
конвергентный вид съ-
мки, с углом конвер-
генции от 60 до 90° и с
отношением базиса В к
расстоянию до опреде-
ляемой точки по нор-
мали к нему h от 1 до 2
(рис.3).

К условиям, ог-
раничивающим приме-
нение этого способа относятся: сравнительно невысокая
точность определения смещений; трудоемкость выбора и

обеспечение неподвижности точек базиса; ось съемки должна быть перпендикулярна направлению смещения.

В силу отмеченных недостатков наземная стереофотограмметрическая съемка в условиях карьера Мурунтау не может обеспечить заданную точность определения координат рабочих реперов потому, что расстояние от пунктов опорного базиса до противоположного борта карьера (глубина карьера 600 м, ширина 2200 м) будет составлять около 3 км.

При использовании стандартных фототеодолитов с фокусным расстоянием 200-300 мм масштаб снимка будет в пределах 1:10000 - 1:15000. Средняя квадратическая погрешность определения смещений методом псевдопараллакса при благоприятных условиях не превосходит величины, вычисленной по формуле

$$m_s = 0,01 \cdot M,$$

где m_s – средняя квадратическая погрешность определения смещения, мм;

M – знаменатель масштаба снимка в данной точке.

Следовательно, точность определения положения рабочих реперов будет измеряться в пределах 10-15 см.

Использование методов аналитической аэрофотограмметрии

Величины смещения точек откосов уступов или земной поверхности получают как разности их координат из последующей и предыдущих съемок.

Координаты точек определяют аналитической пространственной фототриангуляцией. Параметры аэрофотосъемки (высоту фотографирования, фокусное расстояние фотокамеры, величины профильного и поперечного перекрытий), а также схему расположения опорных пунктов выбирают, руководствуясь точностью определения деформаций, оптимальными требованиями и возможностями алгоритма аналитической обработки снимков.

Аэрофотограмметрические работы при длительных маркшейдерских наблюдениях за деформацией земной поверхности и горнотехнических сооружений осуществляются по специальным проектам.

Планово-высотным обоснованием аэрофотосъемки являются предварительно маркируемые пункты маркшейдерской опорной сети и сетей сгущения (аналитические сети, полигонометрия).

Для планов масштаба 1:2000 и мельче плотность пунктов маркшейдерско-геодезического обоснования следует считать достаточной, если обеспечивается четыре пункта на стереопару. Координаты рабочих реперов определяются методом аналитической пространственной фототриангуляции.

Для обеспечения равномерной плотности пунктов маркшейдерско-геодезического обоснования, часть пунктов приходится размещать в зоне влияния карьера, граница которой отстоит от наружного контура карьера на величину $1,5 \cdot H$, где H – предельная глубина карьера. Поэтому в соответствии с требованиями инструкции [2], координаты этих пунктов должны быть определены вновь при каждой серии наблюдений с использованием опорных пунктов, заложенных вне зоны влияния горных

работ. Количество опорных пунктов, заложенных в зоны влияния горных работ, зависит от формы и ров линейно-угловой сети при минимальном количестве трех пунктов.

Расстояние от опорных пунктов до определенных рабочих реперов не должно превышать 2 км.

В условиях карьера Мурунтау такие промежуточные пункты должны быть заложены на Северном борту карьера, определение координат их методом аналитических сетей или прямых засечек невозможно, так как территория вокруг засыпана отвалами и рудными складами.

Оптимальным вариантом определения координат пунктов, заложенных по периметру карьера, проложение замкнутого полигонометрического круга карьера, с помощью которого можно получить координаты всех рабочих реперов и таким образом избежать надобности применения метода аэрофотограм-

Метод полигонометрии

Наиболее эффективной схемой наблюдений карьера Мурунтау является замкнутый полигонометрический ход вокруг карьера с измерением дальномером дополнительных сторон до найденных пунктов. Его преимущества выражаются в возможности применения в отсутствии прямой в большой гибкости метода; простоте изменений наблюдений.

При использовании полигонометрических параллельных простиранию борта и приведенных сторон в угловом отношении погрешность от смещений в этом случае зависит, в основном, от точности измерения углов m_β , величины которой к данной величине погрешности определения $m_{\Delta s}$ рассчитывают по формуле:

$$m_\beta = \frac{m_{\Delta s} \cdot \rho}{\sqrt{n(n-1)^2(n^2+n+1)/[6(2n+1)]}} = m$$

где $m_{\Delta s}$ – заданная величина погрешности смещения репера;

$n = n_c / 2$, где;

n_c – число сторон замкнутого хода;

L – длина хода, м;

K – коэффициент, учитывающий количество ходов, определяется по графику на рис. 4;

$\rho = 206265$.

Следует стремиться к тому, чтобы серия измерений были неизменны во всех сериях наблюдений. Это облегчит точность определения рабочих реперов и анализ наблюдений.

С учетом районирования карьерного участка вероятного деформирования уступа, введенного в [6], созданная для полигонометрии опорных пунктов и рабочих реперов в карьере может быть использована для получения координат рабочих реперов методом спутниковой геодезии с приращением координат между опорными пунктами с точностью до 1 ± 2 см

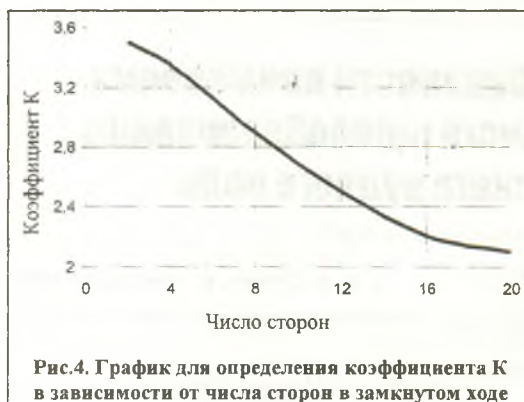


Рис. 4. График для определения коэффициента K в зависимости от числа сторон в замкнутом ходе

Технологические возможности спутниковых геодезических систем позволяют определять положение объекта, оборудованного приемником спутниковых сигналов с достаточно высокой точностью.

Каждый спутник геодезической системы в определенный момент времени «знает» собственные координаты. В результате в околоземном пространстве создается динамическая сеть точек спутников с известными координатами. Для достижения точности маркшейдерско-геодезических измерений рекомендуется фиксировать не абсолютные координаты пункта, оборудованного приемником, а приращения пространственных координат между двумя синхронно работающими приемниками. Для этого необходимо, чтобы оба приемника одновременно принимали сигналы не менее четырех спутников и тех же спутников (рис. 5).

В сигналы передаются в компьютер для совместной обработки, в результате которой вычисляются приращения координат между опорным пунктом и рабочим репером.

При проведении наблюдений два или более одновременно работающих приемников размещаются на опорном пункте и рабочих реперах. В течение предусмотренного программой времени наблюдений фиксируются фазовые данные. Продолжительность наблюдений в зависимости от различных факторов изменяется в пределах от 10 минут до одного часа. После обработки полученной информации определяются приращения координат с максимально возможной для GPS-метода точностью 1 ± 2 см [7].

Таким образом, исходя из требуемой точности определения смещений реперов, в данный период наиболее приемлемым является метод полигонометрии с последующим использованием созданной сети опорных и рабочих реперов в качестве базовой для получения координат рабочих реперов с применением спутниковых навигационных систем (GPS-систем).

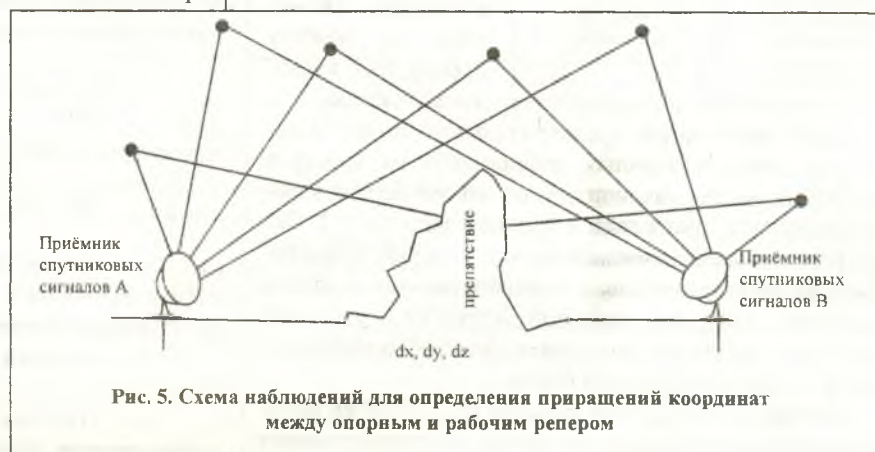


Рис. 5. Схема наблюдений для определения приращений координат между опорным и рабочим репером

Список литературы:

1. Лукьянов А.Н., Толстов Е.А., Иоффе А.М. Перспективы открытой разработки месторождения Мурунтау // Горный журнал. – 1998 - №8.
2. Инструкция по наблюдениям за деформацией бортов, откосов уступов и отвалах на карьерах. Ташкент, 1999 г.
3. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. Москва, Недра, 1985 г.
4. Никитин В.В. Нетрадиционные методы оценки устойчивости откосов и бортов карьера. // Маркшейдерский вестник. - 1994 - №4.
5. Кашиников Ю.А., Ашихмин С.Г., Гладников С.З., Цукерман А.И., Скутков А.Г. Геомеханический анализ и контроль развивающихся деформаций Западного борта Михайловского карьера. // Маркшейдерский вестник. - 1999 - №3.
6. Бойдаченко Н.А., Клименко А.И., Кольцов В.Н. Прогнозирование долговременной устойчивости бортов карьера Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. – 1998 - №2.
7. Бузиков Б.И., Гаврилова О.В., Елисеев В.М., Петухов А.М. Технологические возможности спутниковых геодезических систем // Маркшейдерский вестник. - 1999 - №3.



Обоснование целесообразности применения метода предварительного щелеобразования на карьерах Кокпатаасского рудного поля

УДК 622.27:624.834

© А. А. Силкин, В. Н. Кольцов 2000 г.



А. А. Силкин,
канд. техн. наук,
ст. научный
сотрудник
САЗНИПИТТ

В. Н. Кольцов,
главный
маркшейдер
НГМК

Одним из способов заоткоски уступов под проектными углами является технологическая схема с предварительным щелеобразованием на предельном контуре карьера наклонными скважинами на высоту одного или нескольких уступов.

Опыт применения предварительного щелеобразования вне зоны остаточных деформаций на карьерах стран СНГ позволил увеличить угол откоса бортов карьера в предельном положении в среднем на $5-10^\circ$ [1]. Поэтому технико-экономический расчет условий применения метода предварительного щелеобразования сводится к сравнению стоимости удельной заоткоски с удельной стоимостью извлечения дополнительных объемов пород вскрыши при выполаживании борта.

Минимальная глубина карьера H_{min} , глубже которой целесообразно применение метода предварительного щелеобразования, определяется в соответствии со схемой, приведенной на рис. 1.

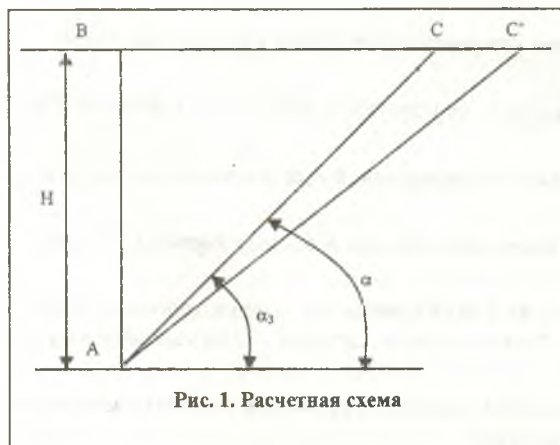


Рис. 1. Расчетная схема

Удельный объем пород на 1 п.м. периметра борта при выполаживании борта под углом α равен

$$\Delta V = \frac{1}{2} H \cdot BC^1 - \frac{1}{2} H \cdot BC,$$

где: $BC^1 = H \operatorname{ctg} \alpha$; $BC = H \operatorname{ctg} \alpha_3$;

$$\Delta V = \frac{1}{2} H^2 (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \alpha_3).$$

Удельная площадь поверхности предварительной щели на 1 п.м. периметра карьера определяется по выжению

$$S_{щ} = \frac{H}{\sin \alpha_3}.$$

Исходя из условия, что стоимость извлечения объемов горной массы за счет выполаживания бортов должна превышать стоимость работ по предварительному щелеобразованию, т. е.

$$\frac{H}{\sin \alpha_3} C_3 \leq \frac{1}{2} H^2 (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \alpha_3) C_e;$$

определяем глубину карьера H_{min}

$$H_{min} \geq \frac{2 C_3}{C_B \cdot (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \alpha_3) \cdot \sin \alpha_3},$$

где: C_3 – стоимость заоткоски 1 м^2 поверхности откоса с учетом затрат на бурение, зарядание и взрывание щелеобразующих скважин, сум;

C_B – стоимость извлечения 1 м^3 вскрытых пород, сум;

α – угол наклона борта без предварительного щелеобразования, град;

α_3 – угол наклона борта с применением предварительного щелеобразования, град.

Щелеобразующие скважины $\varnothing 110 \text{ мм}$ бурят 1,5 м по контуру уступа, а $\varnothing 250 \text{ мм}$ через 2,0 м. Скважины заряжают патронированным аммонитом №6 с оставлением 6 - 7 воздушных промежутков, масса 3 ВВ в скважинах $\varnothing 110 \text{ мм}$ – 1 кг на 1 п.м. скважины $\varnothing 250$ – 2 кг на 1 п.м. скважин.

Расчет стоимости предварительного щелеобразования путем бурения и взрывания наклонных скважин приведен в табл. 1.

При предварительном щелеобразовании породы сохраняют свою монолитность и их расчетные характеристики сдвигу составляют $\varphi = 31^\circ$, $C = 0,09$ в то время, как при отсутствии предохранительной щели в качестве расчетных характеристик принимают $\varphi = 31^\circ$, $C = 0,06 \text{ МПа}$.

Определение устойчивых углов наклона карьера по φ и C с учетом глубины карьера H рекомендуется определять по номограмме, приведенной в [1].

Результаты определения устойчивых углов на бортов для обоих вариантов приведены в табл. 2.

Таблица 1

Расчет стоимости предварительного щелеобразования
в ценах на 01.01.99 г.

Наименование операции	Ед. Изм.	Тип станка; Ø скважины; расстояние между скважинами	
		СБУ-125; Ø110мм; 1,5 м	СБУ250; Ø250мм; 2,0 м
1. Стоимость контроля установки бурового станка перед бурением скважины	сум/п.м	100,00	100,00
2. Бурение наклонных скважин	сум/п.м	864,30	1026,45
3. Стоимость ВВ и средств взрывания	сум/п.м	52,00	70,00
4. Стоимость заряжания и взрывания с начислениями	сум/п.м	500	600
Итого:	сум/п.м	1516,3	1796,45
Стоимость заоткоски 1 м ² поверхности откоса	сум	1010,87	898,225
Средняя стоимость заоткоски 1 м ² поверхности откоса	сум	954,55	
Стоимость 1 м ³ вскрыши	сум	191	

Таблица 2

Расчет устойчивых углов наклона бортов

Обозначения	С предварительным щелеобразованием			Без щелеобразования		
	Глубина карьера H , м					
Глубина карьера H , м	100	200	250	100	200	250
Угол внутреннего трения φ , град.	31	31	31	31	31	31
Сцепление C , МПа	0,09	0,09	0,09	0,06	0,06	0,06
Высота вертикального отрыва, H_{90} , м $H_{90} = \frac{2C}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right)$	11,8	11,8	11,8	7,9	7,9	7,9
Рекомендуемый угол наклона борта карьера, град	46	39,5	38	41,5	37,5	36,0

Таблица 3

Оценка целесообразности применения способа предварительного щелеобразования

Показатели	Проектная глубина карьера, м		
	100	200	350
1. Стоимость заоткоски 1 м ² поверхности откоса C _з , сум/м ²	954,55	954,55	954,55
2. Стоимость извлечения вскрышных пород C _в , сум/м ³	191	191	191
3. Угол наклона борта без предварительного щелеобразования, α, град.	41,5	37,5	36
4. Угол наклона борта с предварительным щелеобразованием, α _з , град.	46,0	39,5	38,0
5. Минимальная глубина карьера, при которой целесообразно применение заоткоски с предварительным щелеобразованием, H _{мин} , м	84	174	168

Порядок выбора минимальной глубины, которая определяет целесообразность применения способа предварительного щелеобразования, выполнен на примере карьеров Кокпатасского рудного поля и приведен в табл. 3.

Таким образом, в случае экономической нецелесообразности применения предварительного щелеобразования за пределами зоны остаточных деформаций, заоткоску уступов под проектными углами можно выполнять по следующим технологическим схемам:

- применение однорядных наклонных заоткосных скважин по проектному контуру на всю высоту уступа при выемке последней заходки в приконтурной полосе;
- двухрядные наклонные скважины на всю высоту уступа;
- сочетание наклонных глубоких и вспомогательных, коротких скважин;

- сочетание наклонных глубоких и вспомогательных, вертикальных, коротких скважин;
- оформление верхней части уступа, поставленного в проектный контур короткими наклонными скважинами;
- заоткоска вертикальными, короткими скважинами;
- однорядные вертикальные скважины на всю высоту уступа.

Список литературы:

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л.: ВНИИ, 1972.



Влияние грунтовых вод на устойчивость прибортового массива карьеров

УДК 622.27:624.834

© А. С. Быковцев, И. И. Крамаровская, В. Н. Сытенков, Р. Ш. Наимова 2000 г.



А.С. Быковцев,
докт. физ.-мат. наук
Региональная
академия
естественных наук

И.И. Крамаровская,
канд. ф.-м. наук
Региональная
академия
естественных наук

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

Р.Ш. Наимова,
инженер-маркшейдер
НПТИ

При открытой разработке месторождений одной из важных проблем, является определение влияния грунтовых вод на устойчивость бортов глубоких карьеров.

Грунтовые воды, влияя на напряженное состояние массива горных пород и меняя их физико-механические свойства, нередко приводят к нарушению структуры грунта и даже к его разрушению. Для оценки степени устойчивости массива горных пород в целом и в отдельных его частях сравнивают его напряженное состояние с предельно допустимым. Вводится понятие коэффициента запаса прочности породы в рассматриваемой точке, равного отношению сопротивления сдвигу к действующему на рассматриваемой площадке касательному напряжению (сдвиговому усилию).

Для определения предельного сопротивления грунта обычно пользуются законом Кулона, устанавливающим линейную зависимость предельного сопротивления сдвигу от нормального напряжения. При гидродинамическом воздействии на грунт в закон Кулона вно-

сится поправка: предельное сопротивление считается линейно зависящим от нормальной составляющей так называемого эффективного напряжения.

В связи с тем, что входящие в выражение коэффициента запаса прочности нормальная и касательная составляющие эффективного напряжения в некоторых источниках даются без вывода [1, 2], а в других - вые не кажется убедительным [3, 4, 5], бы предпринята попытка получить строго обнованные выражения для этих величин. Нденная для эффективного напряжения формула оказалась несколько отличной от предлагаемой ранее, что в свою очередь, привело к корректам в выражении коэффициента запаса прочности пс ды.

Для решения поставленной задачи исследуем напряженное состояние грунта, поры которого части или полностью заполнены водой. Грунт будем рассривать как двухфазную взаимопроникающую среду. на фаза - скелет грунта, другая - движущаяся или пощаяся в нем жидкость. К каждой из фаз применим з количества движения.

Математическая запись этого закона в интегрой форме для жидкой и твердой фаз соответств имеет вид (1):

- где t -произвольный индивидуальный объем породы;
- s -поверхность произвольного индивидуального ма породы;
- m - пористость грунта;
- p - плотность воды;
- $m\rho$ - приведенная плотность жидкой фазы;

$$\begin{aligned} \frac{d}{dt} \int_V \rho_c \bar{u} dV &= \int_V \bar{F}_g \rho_c dV + \int_V \bar{R}_1 \rho_c dV + \int_V \bar{P}_{nw} dV \\ \frac{d}{dt} \int_V \bar{v}_c \rho_c (1-m) dV &= \int_V \bar{F}_g \rho_c (1-m) dV + \int_V \bar{F}_a \rho_c (1-m) dV + \int_V \bar{R}_2 \rho_c (1-m) dV + \\ &+ \int_V \bar{P}_n (1-m) dV, \end{aligned} \quad (1)$$

ρ_c - плотность минеральных зерен скелета грунта,
(1-m) ρ_c приведенная плотность твердой фазы;

$\bar{u}$ - средняя скорость движения жидкости в порах;

$\bar{v}_c$ - скорость движения скелета грунта;

$\bar{F}_g$ - сила тяжести, отнесенная к единице массы;

$\bar{F}_a$ - архимедова сила, отнесенная к единице массы;

$\bar{R}_1$ - сила сопротивления со стороны грунта движущейся в нем жидкости, отнесенная к единице массы жидкости, по принятой в механике грунтов терминологии;

$\bar{R}_2$ - фильтрационное давление со стороны жидкости на скелет грунта, отнесенное к единице массы скелета грунта;

$\bar{P}_{nw}$ - напряжение в жидкой фазе;

$\bar{P}_{nw} m$ - приведенное напряжение в жидкой фазе;

$\bar{P}_n$ - напряжение в твердой фазе;

$\bar{P}_n (1-m)$ - приведенное напряжение в твердой фазе.

Исследование напряженно деформированного состояния твердой фазы породы допустимо проводить в статической постановке. Это дает основание во втором слагаемом (1) пренебречь левой частью. Заменяя в правой части этого уравнения поверхностный интеграл объемом, получим

$$\bar{P}_x + \bar{F}_a \rho_c + \bar{R}_2 \rho_c + \frac{\partial \bar{P}_x}{\partial x} + \frac{\partial \bar{P}_y}{\partial y} + \frac{\partial \bar{P}_z}{\partial z} (1-m) dV = 0 \quad (2)$$

Здесь $\bar{P}_x, \bar{P}_y, \bar{P}_z$ - напряжения в твердой фазе на ординатных площадках.

Приравняв левую часть (2) к нулю, получим уравнение

равновесия, что можно сделать в силу произвольности объема рассуждая, что в результате математических преобразований

$$\bar{P}_n = -\frac{\gamma}{\rho_c} \frac{m}{1-m} \text{grad } h. \quad (3)$$

Векторное уравнение равновесия твердой фазы в векторной форме:

$$\frac{\partial \bar{P}_x}{\partial x} + \frac{\partial \bar{P}_y}{\partial y} + \frac{\partial \bar{P}_z}{\partial z} + \rho_c \bar{F}_g + \rho \bar{F}_a - \gamma \frac{m}{1-m} \text{grad } h = 0 \quad (4)$$

Если ось z направлена вертикально вверх, то $\bar{F}_g = -g\bar{i}_3$ и архимедова сила $\bar{F}_a = -g\bar{i}_3$ - в зоне полного насыщения, $\bar{F}_a = 0$ - в зоне неполного насыщения.

Прежде считалось [5, 3], что фильтрационное давление полностью определяется распределением напора в жидкости. Однако наличие в (4) множителя $m/(1-m)$ свидетельствует о зависимости гидродинамического воздействия на скелет грунта не только от градиента напора, но и от пористости грунта.

При оценке устойчивости горных пород на практике используются инженерные методы. Эти методы основаны на том, что априорно задается положение поверхности скольжения и напряжения на ней вычисляются по простым приближенным формулам. Полагают, что в сухом грунте имеют место только вертикальные усилия, горизонтальные же в расчет не принимаются. При этом напряжения полностью передаются на зерна грунта и определяют силу взаимодействия между ними. Находящаяся в грунте движущаяся или покоящаяся жидкость оказывает влияние на силу взаимодействия между твердыми частицами породы. Со стороны жидкости на грунт действует выталкивающая сила Архимеда, которая определяет эффект взвешивания. При движении жидкости кроме гидростатического взвешивания выделяют еще силу фильтрационного воздействия на скелет грунта.

В случае горизонтальной поверхности легко проследить связь между полным напряжением, напряжением в твердой фазе грунта и давлением в жидкости при допущении, что грунт испытывает только вертикальное сжатие и жидкость покоится. Полное напряжение σ_n по горизонтальной площадке, расположенной на глубине z (здесь z направлено вертикально вниз, начало отсчета взято на поверхности земли) определяется выражением:

$$\sigma_n = \int_0^z \gamma_c (1-m) dz + \int_0^z (\gamma_c (1-m)z + \gamma m) dz = \int_0^z \gamma_c (1-m) dz + \int_0^z (\gamma_c - \gamma) (1-m) dz + \gamma (z - z_0)$$

Полное напряжение σ_n разложим на две составляющие

$$\sigma_n = \sigma_{ef} + p,$$

$$\sigma_{ef} = \int_0^z \gamma_c (1-m) dz + \int_0^z (\gamma_c - \gamma) (1-m) dz, \quad (5)$$

σ_{ef} - представляет собой вес скелета грунта в рассматриваемом объеме с учетом взвешивания и называется эффективным напряжением. Эта та часть напряжения, которая передается на твердую фазу породы. Давление p в жидкой фазе на глубине z (его называют еще нейтральным напряжением) определяется соотношением

$$p = \gamma(z - z_0).$$

Так как все силы, действующие на горизонтальную площадку, перпендикулярны к ней, последнее соотношение можно переписать в векторной форме

$$\sigma_n \vec{i}_3 = \sigma_{ef} \vec{i}_3 + p \vec{i}_3$$

или

$$\bar{\sigma}_{ef} = \bar{\sigma}_n - p \bar{n}. \quad (6)$$

Здесь $\bar{n}$ единичная нормаль, внешняя по отношению к рассматриваемому объему.

Для любых поверхностей в водонасыщенных грунтах $\bar{\sigma}_{ef}$ представляет приведенное напряжение в твердой фазе [6, 7, 8, 9].

Для того, чтобы получить выражение коэффициента запаса прочности, проведем (как обычно поступают при инженерном подходе) потенциальную поверхность скольжения, которая выделит в массиве горных пород призму возможного оползания (рис.1). Вертикальными плоскостями разобьем эту призму на ряд расчетных отсеков. Закон количества движения в нашем случае приводит к уравнению

$$\int_{AB} \bar{\sigma}_{ef} ds = (G_c - G_a) \vec{i}_3 - \int_{\tau'} \gamma m \text{grad} h d\tau + \int_{BC} \bar{P}_n (1-m) ds + \int_{DA} \bar{P}_n (1-m) ds \quad (7)$$

где $G_c = \int_{\tau} \gamma_c (1-m) d\tau$ - величина веса твердой фазы в объеме τ ,

$$G_a = \int_{\tau'} \gamma (1-m) d\tau - \text{величина выталкивающей силы Архимеда в объеме } \tau'.$$

Здесь левая часть представляет собою силу, действующую со стороны призмы оползания, на участок АВ. Обозначаем ее $\bar{F}$. Пользуясь (7), можем определить суммарное эффективное напряжение $\bar{F}_i$, действующее на основании i -го блока. Сложив $\bar{F}_i$, получим сумму поверхностных сил, приложенных ко всей потенциальной поверхности скольжения. При суммировании контурные интегралы вдоль вертикальных граней, подсчитываемые дважды для двух смежных блоков, взаимно уничтожаются, так как внешние нормали для двух смежных блоков по общей границе между ними имеют противоположное направление. В правой части уравнения остается один контурный интеграл по участку HNS. На NS $\bar{P}_n$ равно нулю, на PN напряжение распределяется по гидростатическому закону. В результате получаем:

$$\bar{F} = \sum_{i=1}^n \bar{F}_i = \int_{PQ} \bar{\sigma}_{ef} ds = \sum_{i=1}^n ((G_{\alpha_i} - G_{\alpha_i}) \vec{i}_3 - \int_{\tau_i} \gamma m \text{grad} h d\tau + \int_{NP} \bar{P}_n (1-m) ds$$

где τ_i - объем i -го блока;

τ_i' - объем обводненной части i -го блока.

Разложим $\bar{F}_i$ на нормальную и касательную составляющие (рис. 2) и получим выражения для определения нормальной и касательной составляющих соответственно

$$N_i = (G_{ci} - G_{ai}) \cos \alpha_i - \sin \alpha_i \int_{\tau_i} \gamma m d\tau - \cos \alpha_i \int_{\tau_i} \gamma m d\tau, \quad T_i = (G_{ci} - G_{ai}) \sin \alpha_i + \cos \alpha_i \int_{\tau_i} \gamma m d\tau - \sin \alpha_i \int_{\tau_i} \gamma m d\tau, \quad (8)$$

где α_i - угол между касательной к середине основания го блока и горизонтальной осью;

I_x, I_z - компоненты $\text{grad} h$.

Полагая, что участок NP весь находится в пределах последнего блока, контурный интеграл по нему положим на составляющие вдоль векторов $\bar{n}_{on}$ и $\bar{\tau}_{on}$

$$\int_{NP} \bar{P}_n (1-m) ds = A \bar{n}_{on} + B \bar{\tau}_{on}$$

Здесь

$$A = 0,5 a^2 \gamma (1-m_n) \sin \beta \cos (\beta - \alpha_n), \quad (9)$$

$$B = -0,5 a^2 \gamma (1-m_n) \sin \beta \sin (\beta - \alpha_n),$$

где a - длина участка NP, β - угол между NP и осью x .

При незатопленном отсеке A и B равны нулю.

Общее сопротивление сдвигу и общее сдвигающее усилие вдоль поверхности скольжения получают путем суммирования, обыч алгебраического, всех этих сил по всем отсекам. Действуя таким образом, для оценки степени устойчивости массива (коэффициент запаса прочности) получаем формулу

$$\eta_{st} = \frac{\sum_{i=1}^n (N_i \tan \varphi_i + c_i L_i) + A \tan \varphi_n}{\sum_{i=1}^n T_i + B}. \quad (10)$$

Значения N_i, T_i, A и B определяются с помощью (8) и (9), φ_i, c_i, L_i - угол внутреннего трения, сцепления, длина поверхности скольжения в пределах основания i -го блока.

В соответствии с тем, что выражения нормальной и касательной составляющих эффективного напряжения, полученные в данной работе, отличаются от соответствующих выражений в некоторых источниках, формула для коэффициента запаса прочности так же оказалась отличной от предлагаемых ранее [1-5]. В этих формулах использованы разные обозначения, но в большинстве своем они могут быть записаны в виде:

$$\eta = \frac{\sum_{i=1}^n ((N_i' - L_i D_i) \tan \varphi_i + c_i L_i)}{\sum_{i=1}^n T_i'}. \quad (11)$$

Здесь D_i - давление в середине основания блока



Рис. 1. Схема к расчету устойчивости откоса

Формула (11) записывается для неза-топленного откоса. Утверждается, что она учитывает не только силы взвешивания, но и фильтрационное давление [4, 5].

При решении же задачи затопленного откоса по-прежнему, например, в [4, 9] как удерживающие, так и сдвигающие усилия подсчитываются с учетом сил

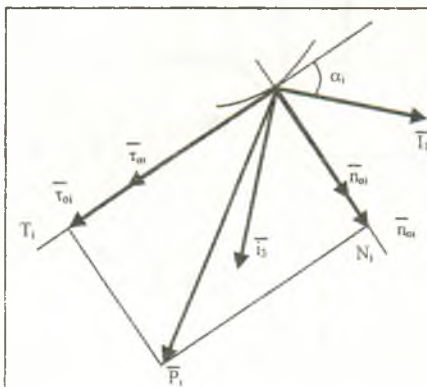


Рис. 2. Разложение силы P_i действующей на элемент поверхности скольжения I на нормальную и касательную составляющие

взвешивания и фильтрационного давления.

В качестве примеров были проведены расчеты по формуле (10) для скальных трещиноватых и песчаных грунтов. Результаты расчетов позволяют сделать вывод о значительном влиянии подземных вод на устойчивость горных пород. В случае скальных грунтов не учет наличия воды дает для коэффициента запаса прочности значение, завышенное на 9,6%, а для песчаного откоса на 33%. Происходит это, главным образом, за счет эффекта взвешивания. Фильтрационные силы играют меньшую роль.

Значения коэффициента запаса прочности, вычисленные по формулам (10) и (11), заметно отличаются друг от друга. Формула (11) дает заниженный результат. Для скального и песчаного грунтов погрешность оказалась равной примерно 16%. В случае скального грунта результат вычисления по этим формулам приводит, вообще, к противоположным выводам. Согласно (11) значение коэффициента запаса прочности меньше единицы ($\eta = 0,967$). Это означает, что состояние данного массива неустойчивое и должно наступить обрушение. А расчет по (10) показывает, что имеется запас прочности и обрушение не произойдет ($\eta_{st} = 1,155$).

Поскольку от величины коэффициента запаса прочности существенно зависит объем вскрышных работ, использование на практике формулы (10), дающей более высокое значение этого коэффициента в сравнении с формулой (11), приводит в конечном итоге к значительному снижению экономических затрат.

Список литературы:

1. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов, ВНИМИ. Л., 1962, 138с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров, ВНИМИ.Л., 1972. 162 с.
3. Маслов Н.Н. Условия устойчивости склоном и откосов в гидроэнергетическом строительстве. М.-Л., Госэнергоиздат, 1955. 468 с.
4. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра, 1965, 378 с.
5. Мироненко В.А., Шестаков В.М., Основы гидрогеомеханики. М., Недра, 1974, 296 с.
6. Полубаринова-Кочина П.Я. Теория движения грунтовых вод. М., Наука, 1977, 664 с.
7. Цытович Н.А., Тер-Мартirosян З.Г. Основы прикладной геомеханики в строительстве. М., Высшая школа, 1981, 318 с.
8. Цытович Н.А. Механика грунтов. М., Высшая школа, 1983, 288 с.
9. Маслов Н.Н. Механика грунтов в практике строительства. М., Стройиздат, 1977, 320 с.



Контурное взрывание для повышения устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения

Тел. 622.27.624.834

© А. И. Клименко, А. Р. Кабиров 2000 г.



А.И. Клименко,
начальник карьера
Мурунтау,
канд. техн. наук
Центральное РУ



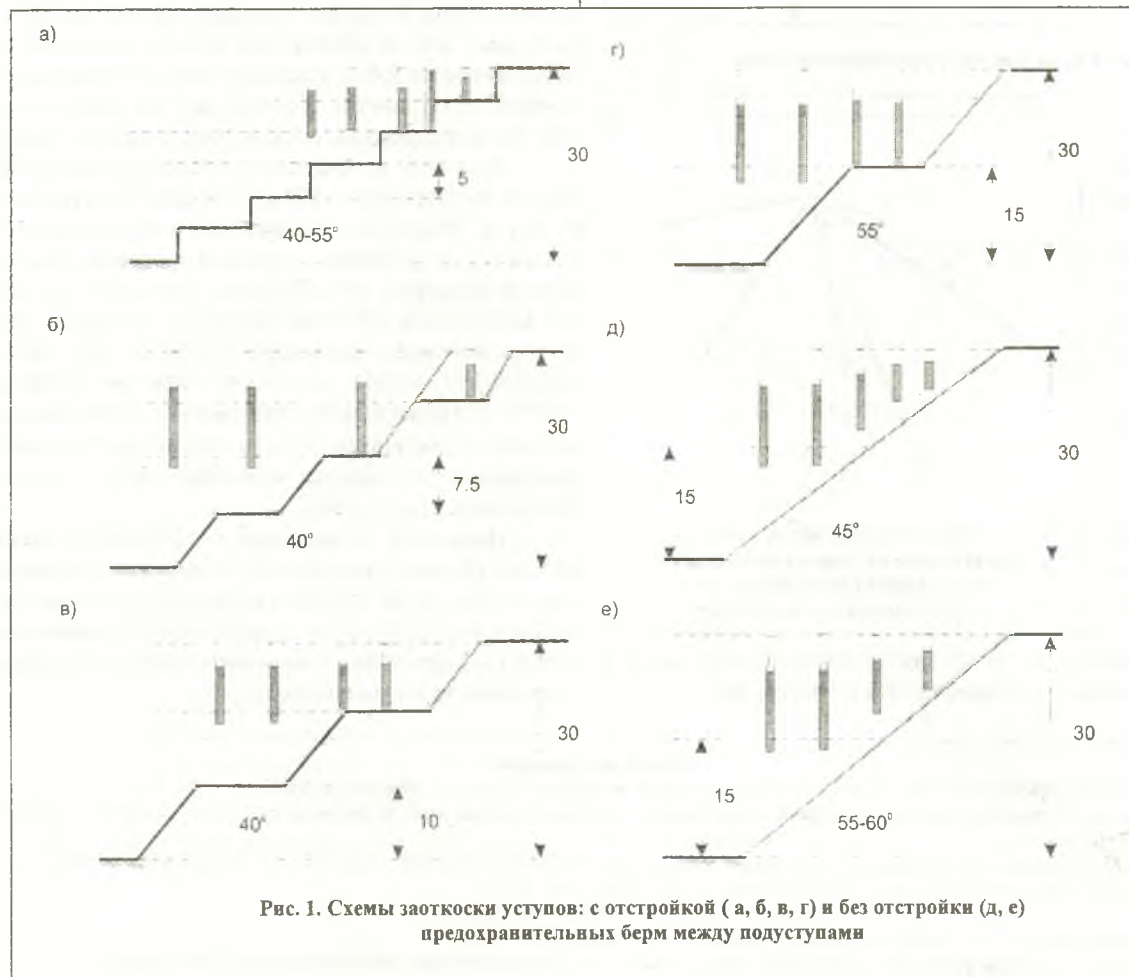
А. Р. Кабиров,
горный инженер
карьера Мурунтау,
Центральное РУ

Сохранение устойчивости бортов является одной из важнейших задач при ведении горных работ в глубоких карьерах. Наиболее эффективным методом повышения устойчивости бортов является контурное взрывание.

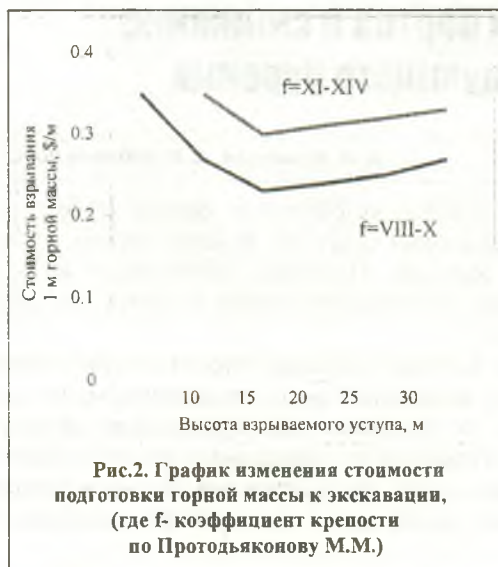
На карьере рудника Мурунтау при контурном взрывании используют метод предварительного щелеобразования и взрывание оконтуривающих сближенных скважин. Применение специальных методов ведения буровзрывных работ, при постановке уступов в предельное положение, производится при отработке последних 50

метров до проектного контура карьера. В результате исследований для горно-геологических условий месторождения Мурунтау разработано несколько схем качественной заоткоски уступов (рис. 1).

при отработке приконтурного участка, оставляют предохранительную берму. Недостатками этих схем является необходимость строить и содержать транспортные коммуникации на каждом подступе, увеличение объ-



При постановке 30-ти метровых уступов в предельное положение по схеме а), б), в), г) уступ разбивается на подступы по 5, 7.5, 10 и 15 метров. Для предотвращения возникновения осыпей на каждом подступе,



буровзрывных работ (БВР), что приводит к дополнительным эксплуатационным расходам и как следствие увеличивает стоимость подготовки горной массы к э (рис.2.). Как видно из графика, наиболее низкая стоимость при ведении БВР соответствует высоте уступа 15 м. Исходя из этого для применения на карьере выбран метод контурного взрывания с предварительным образованием представленный на рис.1. д

Сущность метода предварительного образования заключается в образовании отрезной шпательной поверхности уступа путем применения рассредоточенных рядов, помещенных в сближенные скважины, с последующим взрывом зарядов рыхления.

Технология предварительного образования шпательной поверхности сводится к трем операциям: бурению, зарядке и взрыву наклонных скважин. В соответствии с проектом разработки месторождения в предельном контуре уступы объединяются в ярус высотой 30 метров откоса 40-65°, что определяет глубину скважин. Специально для бурения наклонных скважин был изготовлен и внедрен буровой станок с 190/250-60 (табл.1). Специфической особенностью является бурение скважин глубиной до

метром 190-250 мм под углом от 0° до 60° к вертикали, а также возможность бурения скважин заоткоски с проектной бермы уступа.

вые заряды ВВ; патронированный аммонит №6ЖВ или аммонит ПЖВ-20, помещенный в полиэтиленовую оболочку.

Таблица 1

Основные технические параметры станка СБШ-190/250-60

Диаметр бурения, мм	190.5; 215.9; 244.5
Глубина бурения, м	до 62
Угол наклона скважин к горизонту, гр	45; 50; 55; 60; 90
Осевое усилие, кН	до 294
Частота вращения бурового става, с	0-25
Расход сжатого воздуха, м³/мин	32
Производительность бурения, м/сут	80-180
Основные размеры станка, м	
длина с опущенной мачтой	15.37
высота с поднятой мачтой	15.35
ширина	5.0
Масса станка, т	Не более 70

Особенностью бурения наклонных скважин заоткоски заключается в необходимости соблюдения строгой параллельности по взаимному расположению скважин, так и по выдерживанию в одной плоскости. Естественно, если расположение скважин будет иметь значительный разброс, то одна из основных задач – соблюдение заданного контура – не будет выполнена.

В результате экспериментальных исследований в условиях карьера Мурунтау были определены оптимальные параметры БВР (табл. 2) при образовании экранирующей щели с тем, что массив горных пород карьера характеризуется природной однородностью литологического става, крепости, трещиноватости.

Сравнительные испытания различных конструкций зарядов взрывчатых веществ (ВВ) заоткоске уступов методом предварительного щелеобразования позволили определить, что наиболее эффективной конструкцией заряда (рис.3) являются: шланго-

Анализ деформаций в карьере Мурунтау показал, что взрывание наклонных скважин целесообразно применять в породах с не нарушенной структурой, когда по поверхностям трещин или напластованиям еще не утрачены силы сцепления. Если же в результате интенсивного выветривания пород или подвижек (тектонические процессы, сейсмическое и дробящее действие взрывов и т.д.) взаимосвязь между отдельными породными блоками нарушилась, то экранирование массива целью теряет смысл.

В этих условиях достаточно осуществить качественную заоткоску уступов с помощью оконтуривающих сближенных скважин 1-2 (рис.4). При взрывании экскаваторного блока примыкающего к проектному борту карьера, для защиты от сейсмического действия взрыва на контур уступа, создают экранирующую зону путем предварительного взрывания зарядов ВВ в скважинах 1-2 формирующие откос уступа. Удельный



Рис. 3. Конструкция заряда ВВ в наклонной скважине

расход ВВ при взрывании скважин 1-2 на 10-15% меньше основных зарядов. Затем с интервалом замедления 35-50 м/сек порядно взрываются остальные скважины, участвующие в рыхлении приконтурного участка. Расстояние

между рядами и скважинами берется исходя из физических свойств пород, и составляет: в породах с крепостью $f = IX-X - 6$ м; $f = X-XIV - 5,5$ м.

Разработана технология заоткоски 30-ти метрового уступа, с отстройкой выпуклого профиля откоса уступа (рис. 5). Многочисленные визуальные наблюдения показали, что наибольшее раз-

Таблица 2

Оптимальные параметры БВР при образовании экранирующей щели

Наименование	Значения		
	устойчивые	условно устойчивые	неустойчивые
Группа пород карьера			
Диаметр скважины, мм	190	190	190
Расстояние между скважинами, м	2.5	2.0	1.5
Плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м	1.7-2.5	0.85-1.5	0.7-0.85

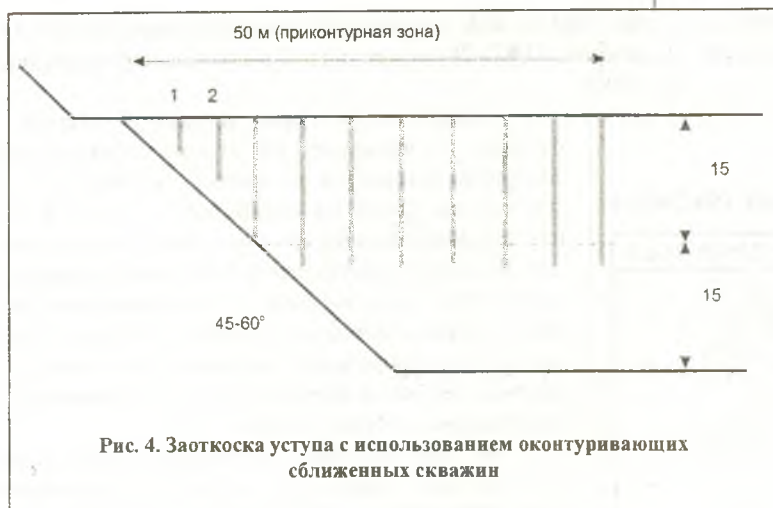


Рис. 4. Заоткоска уступа с использованием оконтуривающих сближенных скважин



Рис. 5. Заоткоска 30-ти метрового уступа с выпуклым профилем



Рис. 6. Изменение уровня подземных вод после проведения взрывных работ

Пологий угол откоса верхнего подуста (30°) способствует приданию ровной поверхности и “обтеканию” волнами сжатия при взрывании. Заоткоску среднего подуста осуществляют под углом 40°. Экранирование откоса уступа производится также, как и в верхнем подусте. На нижнем надбермовом горизонте взрывание скважин 6-7 осуществляется совместно со скважинами 50-ти метровой зоной.

Применение специальных методов ведения БВР позволило сохранить естественную прочность пород, слагающих проектную борту карьера.

Еще один вопрос, который был решен с помощью применения контурного взрывания — это снижение обводненности посл

дующего бурения (рис. 5). Контурное взрывание позволило снизить приток воды к обруиваемому блоку на 40-50%. Понижение уровня подземных вод снизило долю водоустойчивых ВВ в конструкции скважинных зарядов. Это привело к сокращению расходов на высокобрызганти водоустойчивые ВВ и снижению доли БВР в себестоимости добычи руды.

Таким образом применение контурного взрывания позволило увеличить углы наклона уступов на 10°, а бортов на 4-8°, что

рушение массива происходит при оформлении верхней части уступа и предохранительной бермы. Экранирующую зону, при погашении верхнего подуста, создают путем взрывания зарядов ВВ в скважинах 1-3. После этого производятся взрывные работы в оставшейся части блока. Взрывание осуществляется по диагонали с направлением отбойки на фланги уступа с замедлением между взрывами в рядах 35-50 м/сек.

значительно сократило объем вскрышных работ, что значительно отразилось на экономических показателях Б и карьера в целом. При этом обеспечило устойчиво бортов карьера в течении длительного периода времени безопасность ведения горных работ.



Определение интенсивности сейсмического воздействия взрыва на борта карьера Мурунтау

УДК 622.27:624.834

© А. И. Клименко, Б. К. Телибаев, А. С. Федянин 2000 г.



А.И. Клименко,
начальник карьера
Мурунтау,
канд. техн. наук
Центральное РУ



Б.К. Телибаев,
горный инженер
карьера Мурунтау,
Центральное РУ



А.С. Федянин,
горный инженер-
геофизик карьера
Мурунтау,
Центральное РУ

Опыт отработки месторождений открытым способом показывает, что со временем на них начинают развиваться деформационные процессы, которые нарушают нормальную эксплуатацию карьеров, снижают технико-экономические показатели работы горнорудных предприятий.

Анализируя последствия Газлийских землетрясений 1976-1990 гг., а также причины деформаций бортов карьера Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината за период с 1984 по 1999 год можно говорить о том, что основное внимание при исследовании устойчивости бортов карьера должно быть направлено на:

- развитие сейсמודиагностики массивов горных пород слагающих борта карьера;
- совершенствование методов оценки воздействий массовых взрывов на борта карьера, включая математическое моделирование процессов деформирования.

В первую очередь, необходима объективная оценка воздействия массовых технологических взрывов на прочность породного массива и, соответственно, устойчивость карьерных откосов, что в условиях интенсивной эксплуатации месторождения приобретает особое значение [1].

По опыту работ, основной причиной деформирования откосов карьера является сформировавшаяся на поверхности возможного скольжения, которой для преодоления состояния предельного равновесия требуется внешний, незначительный по силе импульс. Таким импульсом может послужить как землетрясение, так и воздействие массового взрыва на карьер. Известно, что сейсмогенная область в пределах южной Туранской плиты, как и Тамдыбулакская область, представляют участки омоложения, прочные горные породы которых, способны накапливать огромные напряжения. По этой причине, сейсмогенные области характеризуются редкими но сильными землетрясения-

ми. Объемная плотность энергии взрыва, по зоне локальных деформаций, эквивалентна объемной плотности сейсмической энергии в очаге землетрясения, что дает возможность сопоставить процесс формирования сейсмических волн при взрывах и землетрясениях. Следовательно, разрушения, описываемые по 12-бальной шкале землетрясений, вызываются колебаниями с той же скоростью и для массового взрыва, а полученные зависимости массовой скорости колебаний грунта от энергии и расстояния до очага взрыва должны совпадать для равных баллов.

Важнейшей характеристикой разрушительности воздействия взрыва, является горизонтальная составляющая массовой скорости колебания грунта. Для интенсивности повреждений в VII-VIII баллов, что соответствует скорости колебаний грунта до 0.16 м/с, характерны: оползни на крутых склонах, трещины в каменных оградах, отдельные случаи оползней. В настоящее время, по имеющимся в геомеханическом бюро данным о максимальной скорости колебания среды для отдельных участков чаши карьера, рассчитывается коэффициент сейсмического воздействия взрыва на каждый борт карьера, а также на участки локального деформирования за которыми ведется постоянное инструментальное маркшейдерское наблюдение.

Расчет коэффициента сейсмического воздействия на участок борта карьера производится согласно алгоритму [2] приводимому ниже.

Основной целью работы являлось получение достоверной количественной информации о параметрах сейсмического воздействия взрывов, являющихся основой для прогнозирования динамических параметров сейсмических волн массового взрыва и их влияния на ослабленные участки бортов карьера, охраняемые объектами и зоны развития деформаций.

По материалам исследований, для максимальных значений горизонтальной (U_{px}) и вертикальной (U_{pz}) компоненты скорости колебаний в группе продольных волн рекомендованы следующие зависимости:

$$U_{px} = 15q^{0.8} R^{-1.5}, \text{ см/с}$$

$$U_{pz} = 35q^{0.8} R^{-1.85}, \text{ см/с},$$

где Q - мощность взрыва (кТ);

R - расстояние от охраняемого объекта на поверхности Земли до очага взрыва, (км).

Для расчета полного сейсмического воздействия на участок карьера от серии взрывов необходимо вычислять горизонтальную и вертикальную компоненту скорости колебаний для каждого взрывающегося блока с учетом количества ВВ и расстояния от блока до исследуемого участка (Q_i, R_i).

Далее определяется суммарное значение U_{px} и U_{pz} отражающее полное воздействие взрывающихся блоков на исследуемый участок борта:

$$U_{px} = (U_{px}^2 + U_{px}^2 + \dots + U_{px}^2)^{0.5}$$

$$U_{pz} = (U_{pz}^2 + U_{pz}^2 + \dots + U_{pz}^2)^{0.5}$$

Зная полную горизонтальную компоненту скорости колебания можно определить значение допустимого сейсмического воздействия по отношению к коэффициенту сжатия ($\sigma_{сж}$) и растяжения (σ_r), характеризующих деформирующее воздействие взрыва:

$$\sigma_{сж} = PCU_{px}$$

$$\sigma_r = 0,1 \sigma_{сж}$$

В случае, если $\sigma_{сж}$ превышает табличные нормативные значения, для физико-механических свойств образцов пород при статических режимах нагружения, произойдет неизбежное деформирование участка борта карьера.

Для подтверждения расчетных результатов, до и после проведения массового взрыва, осуществлялись инструментальные маркшейдерские и геофизические (метод дипольного зондирования) наблюдения двух участков расположенных в чаше карьера.

Первый участок располагался на расстоянии порядка 200 метров от взрывающихся блоков в районе деформаций N30 на Юго-Западном борту карьера. Согласно расчетам, участок испытывал значительное сейсмическое воздействие от массового взрыва.

Второй участок располагался в 600 метрах от очага массового взрыва в районе деформации N37 на Западном борту карьера, вне зоны опасных сейсмических нагрузок.

Полученные результаты показали, что в результате воздействия массового взрыва на первый участок, находящийся в ближней зоне, произошло нарушение сплошности массива на глубине 2-4 метра, что привело к значительному изменению относительных значений кажущегося сопротивления R_k (рис. 1), также было обнаружено смещение абсолютных высотных отметок верхней бровки уступа (рис. 2). На втором участке, расположенном в дальней зоне, изменений не обнаружено, что говорит о надежности расчетов, достоверно отражающих реальный уровень сейсмического воздействия на исследуемый участок борта карьера от массового взрыва.

Отклонения от данных сейсморазведки (порядка 20%) возникающие при расчете некоторых участков бортов карьеров, связаны с геолого-структурными особенностями массивов горных пород ослабленных тектониче-

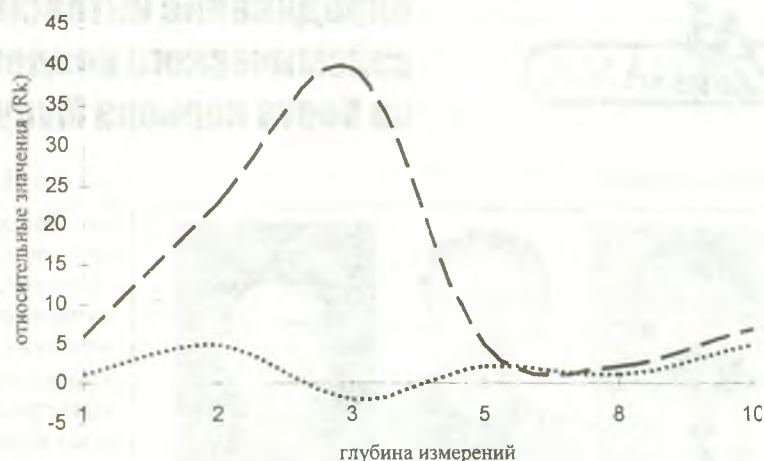


Рис. 1. График изменения кажущегося сопротивления (R_k),
Метод дипольного зондирования

— — — Ряд 1 - изменение относительных значений R_k на участке 1
($\sigma_{сж} = 200$ МПа).
..... Ряд 2 - изменение относительных значений R_k на участке 2
($\sigma_{сж} = 80$ МПа)

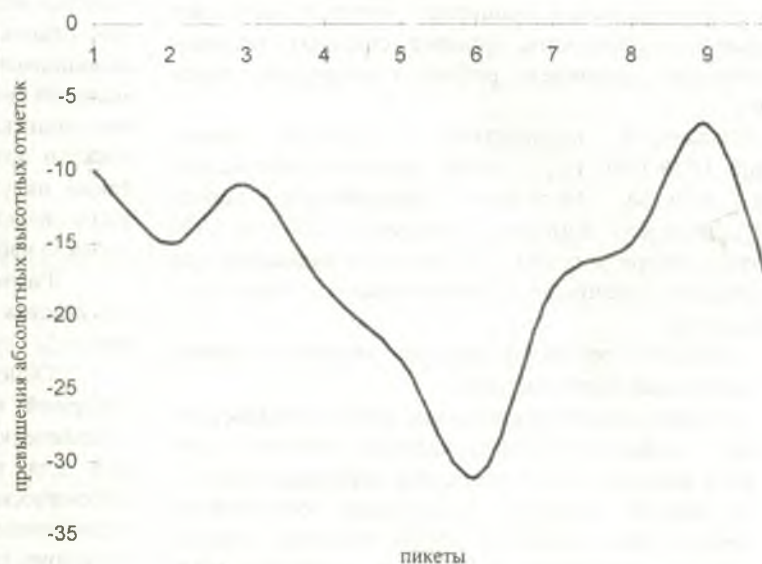


Рис. 2. График смещения горных пород на участке 1

скими нарушениями. Потому, учитывая сложные геологические условия разработки месторождений получения более достоверных значений скорости распространения сейсмических волн в массиве гор пород ослабленных тектоническими нарушениями тся проведение дополнительных сейсмо-наблюдени

Выводы:

Ценность математического метода решения проблемы определения сейсмического воздействия на борта карьера, а так же моделирование ситуаций с геодинамической устойчивостью объек

воздействию на них сейсмических волн землетрясений состоит в следующем:

1. Возможность прогнозирования динамических параметров сейсмических волн массового взрыва и их влияния на ослабленные участки бортов карьера, охраняемые объекты и зоны развития деформаций.

2. По расчетным данным, характеризующим сейсмическое воздействие взрыва, можно оценить степень деформирования массива горных пород, а так же на основе геологических данных, определить место и характер возможной деформации.

Список литературы:

1. Клименко А.И. Технология формирования уступов и бортов глубоких карьеров, отрабатывающих сложноструктурные месторождения в скальных породах (на примере карьера Мурунтау). Автореферат на соискание ученой степени кандидата технических наук. Москва. 1999г.

2. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. М.: Недра, 1993 г.



Некоторые пожелания начинающим авторам

УДК 002.6

© В. Н. Сытенков 2000 г.



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

Значение статей научно-технической тематики в формировании и расширении кругозора специалистов общепризнанно, поэтому при их подготовке на первое место обычно ставится информативное направление и нередко игнорируется другое, на наш взгляд более важное направление – приобретение автором в процессе написания статьи **навыков профессионального, логически безошибочного изложения**. Следовательно, без достаточного внимания остаются моменты, имеющие принципиальное значение не только для написания научно-технических статей, но и для повышения квалификации самого автора.

Опираясь на известные рекомендации и собственный опыт, представляется полезным высказать начинающим авторам некоторые пожелания о том, как следует писать статью научно-технического характера. Для этого предлагаем логическую схему построения типичной научно-технической статьи:

1. Название статьи.
2. Сущность проблемы или вопроса (введение).
3. Изложение материала.

4. Заключение (или выводы).
5. Использованная литература.

1. Название статьи. Как театр начинается с вешалки, так и статья начинается с названия, которое должно дать четкое представление о ее содержании.

2. Сущность проблемы или вопроса (введение). Эта часть статьи является предисловием для последующих сообщений и характеризуется **лаконизмом** изложения материала: никаких лишних украшающих слов, никакого отвлечения в сторону от темы (названия) статьи. Приводятся только те сведения и сделаны только те обобщения, на которые автор будет опираться в своем дальнейшем изложении материала. И не более того! Сущность проблемы должна найти выражение через раскрытие степени изученности вопроса, постановку цели и задач и примененных автором методов исследований, а форма такого выражения может быть различной.

Вместе с тем, следует иметь в виду, что отдельного пояснения заслуживают лишь специальные методы исследований. В этом случае читателю по ходу изложения материала должна быть предоставлена возможность по косвенным признакам определить с помощью каких общеизвестных методов получены результаты.

В явном или неявном виде в предисловии целесообразно сформулировать **идею** работы, которая при изложении материала будет определять логику мыслей ав-

Пример 1.1. Название статьи “Некоторые пожелания начинающим авторам” говорит о том, что она не является инструкцией, которой следует строго придерживаться, но лишь содержит некоторые советы общего плана.

Пример 1.2. Название статьи “Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства” указывает на то, что в ней речь пойдет не столько качественной, сколько о количественной интерпретации названных взаимосвязей; об этом свидетельствуют слова “характеристики” и “параметры”, которые, как правило, дают возможность привести цифровые значения.

тора, оказывая на него направляющее воздействие и выполняя роль логического костяка статьи.

При написании статей, связанных с разработкой месторождений, рассматриваемый раздел формируется, главным образом, на основе анализа особенностей веде-

ния горных работ или эксплуатации оборудования в конкретных горно-геологических и горно-технических условиях.

3. Изложение материала. В основе научно-технической статьи, представляющей собой изложение

Пример 2.1. В первом абзаце настоящей статьи первое предложение характеризует состояние вопроса, отмечены особенности его проявления в виде критического замечания. Во втором - содержится постановка задачи. В следующем абзаце формулируется цель написания настоящей статьи, при этом цель и задача поменялись местами (по сравнению с привычной схемой), однако этот обмен, если вдуматься, логически оправдан.

В первом абзаце в неявной форме выражена также идея, которая является стержнем статьи: "...моменты, имеющие принципиальное значение... ..для повышения квалификации самого автора..., ...приобретения автором навыков профессионального, логически безошибочного изложения".

Пример 2.2. Эти же вопросы в статье «Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства» раскрыты следующим образом: «В процессе изучения открытой разработки месторождений Мурунтау, Даугызтау, Кокпатас, Беспантау установлены функциональные взаимосвязи между их геологическими характеристиками и параметрами технологических процессов (состояние вопроса). Однако эти взаимосвязи в ряде случаев не получили математической интерпретации, что затрудняет их применение при математическом моделировании на основе, в частности, энергетической теории и уравнения баланса ценностей (цель работы, сформулированная в неявном виде через недостатки в состоянии изученности вопроса). Поэтому в настоящей работе предпринята попытка представить результаты исследований в формализованном виде, пригодном для использования при построении математических моделей горного производства» (решаемые задачи).

По косвенному признаку (речь идет о математической интерпретации) можно сделать вывод о том, что при обработке материалов применены статистические и аналитические методы исследований. В неявном виде здесь присутствует также и идея работы: «Используя имеющуюся информацию... получить математическую интерпретацию соответствующих зависимостей для построения математических моделей горного производства».

Пример 2.3. В статье «Повышение адаптационных возможностей автомобильно-конвейерного транспорта карьера Мурунтау» цель, задачи и методы исследований представлены следующим образом.

Месторождение Мурунтау разрабатывается открытым способом (размер карьера по поверхности 3,2х2,5 км, фактическая глубина 310 м при проектной более 600 м, производительность по горной массе 35 млн.м³/год) с использованием в проектом варианте на вскрышных работах автомобильно-конвейерного транспорта (комплекса циклично-поточной технологии - ЦПТ). Однако, уже при запуске этого комплекса в эксплуатацию (1984 г.) было ясно, что вскрышных пород недостаточно для его полной загрузки. Анализ горно-технических условий карьера Мурунтау позволил выявить некоторые особенности строения месторождения, параметров разрыхленной горной массы и формирования рабочей зоны (состояние вопроса), при адаптации комплекса циклично-поточной технологии к которым (идея работы) его эффективность может быть значительно повышена (цель работы). К таким особенностям относятся (далее - формулирование задач работы):

- перемежаемость разных сортов руды и пустой породы, что требует их раздельной выемки, транспортирования и складирования;
- широкий диапазон изменения гранулометрического состава горной массы в экскаваторных забоях (выход фракции +500 мм изменяется от 0 до 40%), что существенно влияет на конструкцию перегрузочных пунктов;
- смещение зоны интенсивного ведения работ из центральной, где размещены перегрузочные пункты комплекса ЦПТ, в периферийные и на его верхние горизонты, что увеличивает расстояние перевозки автомобильным транспортом и требует перемещения горной массы а/самосвалами сверху вниз и внутрь карьера.

В рассматриваемом случае задачи сформулированы как следствие из особенностей горно-технических условий карьера. Причем в первой части каждой задачи приведена особенность условий, во второй - роль этой особенности в комплексе ЦПТ, то есть подсказывается направление дальнейших рассуждений в решении задачи. Сама же задача четкой формулировки не имеет, поскольку речь идет не о конкретном вопросе, как-то: "Определение параметров грохотильного перегрузочного пункта", а лишь о принципиальных путях ее решения, связанных с влиянием гранулометрического состава на конструкцию перегрузочных пунктов.

Методы решения поставленных задач лишь подразумеваются - анализ условий и выбор наиболее рационального решения из всего многообразия известных.

материала путем правильно построенного хода мыслей автора, должна лежать формально-логическая схема, понимаемая читателем как логический костяк, облекаемый конкретным содержанием. В одних статьях такая логическая схема может быть явно выражена, является центральным стержнем при написании статьи, постоянно находится в поле зрения автора и в соответствии с нею он последовательно выбирает этапы изложения своих рассуждений. В других статьях логическая схема рассуждений может оставаться затухающей, а ее роль сводится к контролю порядка изложения материала. Но в любых статьях логическая схема должна быть законченной, лишенной пробелов, иначе рассуждение становится недоброкачественным и должно быть откорректировано.

Характерными признаками формально-логической схемы статьи являются расчлененность хода рассуждений и полноценность аргументации [1].

3.1. Расчлененность хода рассуждений. Обратимся к примеру 2.3, в котором выделенные три группы особенностей получают свое развитие в виде задач (вопросов), требующих рассмотрения. Следует отметить: задачи (вопросы) представляются в той же последовательности, что и группы особенностей, и в дальнейшем эта последовательность нарушаться не должна! Поэтому, рассматривая три задачи (вопроса), каждая из которых к тому же может разбиваться на подзадачи (подвопросы), мы обязаны исключить смешения между ними и перескоки с одной в другую. Если же такое смешение или такие перескоки будут допущены, то это неизбежно приведет к путанице и ошибкам в рассуждениях. Поэтому пока автор не закончил рассмотрение одного вопроса со всеми его подвопросами, не следует переходить к рассмотрению следующего.

Для того, чтобы такие смешения и перескоки стали невозможными, имеет смысл пользоваться нумерацией вопросов и подвопросов по крайней мере до стадии окончательной редакции статьи. Например, рассматриваются три вопроса, каждый из которых имеет несколько подвопросов. Пронумеруйте их: вопросы 1, 2, 3; подвопросы 1.1, 1.2 и т.п. (или каким-то другим способом). Перед каждым абзацем, в котором начинается рассмотрение нового вопроса или его подвопроса, ставится при этом для этого вопроса обозначение (например: 1.1, 1.2 и т.п.). Поскольку такая нумерация служит лишь внешним приемом и не является обязательной, ее можно в окончательной редакции статьи убрать, так как суть не в ней, а в четкой логической расчлененности рассуждений, которую такая нумерация не только подчеркивает, но и стимулирует.

В общем виде правильно построенная формально-логическая схема статьи подчиняется законам иерархии: самый верхний уровень содержит сущность проблемы, которая раскрывается отдельными вопросами, а внутри них - подвопросами. Степень детализации повышается в направлении от верхнего уровня (сущности проблемы) к нижнему (вопросам или подвопросам). Такая схема в наибольшей мере способствует автору и его читателю:

- следить за правильностью течения мысли, гарантируя от ошибок;

- учитывать всю совокупность рассматриваемых вопросов и подвопросов, обязывая затронуть каждый из них, не пропуская и не перескакивая с одного на другой.

Таким образом, ход рассуждений автора представляет собой разветвленный поток информации, при правильном построении которого ни одна часть не может возникнуть из ничего, как не может оборваться, не получив логического завершения.

3.2. Полноценность аргументации. Необходимо помнить о том, что решением конкретной технической задачи занимаются одновременно многие специалисты, а выводы, с полной убежденностью отстаиваемые автором, с такой же убежденностью могут быть оспорены другими. Поэтому основной момент, которому следует уделять внимание, представляя результаты исследований и обобщений на всеобщее обсуждение, - полноценность аргументации. Основная задача автора заключается в том, чтобы по возможности обезоружить своих оппонентов, в полной мере используя весь запас аргументов, какие мыслимы в данном сообщении. Поэтому автор должен **приучить себя к самокритике**, выискивая возможные возражения и противопоставляя им дополнительные аргументы.

При выборе аргументов следует помнить о Принципе инстинктивного признания-отрицания и Принципе обманчивого благополучия [3], игнорирование которых приводит к тривиальным ошибкам и готовит благоприятную почву для оппонентов.

Принцип инстинктивного признания-отрицания заключается в том, что факты и закономерности, концептуально отрицаемые автором, неосознанно исключаются из рассуждений или уменьшается их значение, а фактам, концептуально признаваемым автором, придается более весомое значение. Поэтому автор получает либо тот результат, к которому он осознанно или неосознанно стремился и «хотел» получить, либо тот результат, который он осознанно или неосознанно не признает и который в конечном счете может не соответствовать реальному положению вещей.

Принцип обманчивого благополучия выражается в том, что первые успехи или неудачи при проведении экспериментов могут быть кратковременными, но они принимаются за окончательный результат, получение которого объясняется тем, что вначале имел место не скомпенсированный эффект, фактически противоречащий законам природы. Однако это приводит к ошибочным выводам. Характерным примером действия этого принципа служат эксперименты со струйными вентиляторами на Сибайском и Учалинском карьерах, в которых сначала был сделан, а затем опровергнут вывод о возможности разрушения с их помощью внутрикарьерной инверсии, поскольку при более тщательном анализе было установлено, что решающую роль здесь играли не вентиляторы, а изменение всей метеорологической ситуации района.

Таблицы, рисунки и формулы (особенно эмпирические), употребленные своевременно, делают аргументацию автора весьма убедительной. Однако они тре-

буют почти всегда ответа на вопросы “Зачем?” и “Ну и что?”. Поэтому еще до их появления в тексте автор должен знать, какую роль они будут играть в рассуждениях. И, как правило, таблицы и рисунки почти всегда требуют комментариев: “Анализ результатов расчетов, приведенных в табл.1, показывает, что...” или “Графическая иллюстрация зависимости (3.2) позволила выявить (рис.4)”. Из этого следует, что рисунков и таблиц, не связанных с текстом, быть не должно. Кроме того, если математическое выражение, полученное в результате обработки экспериментальных данных, автор подкрепляет графиками, то это будет не только логично, но и психологически оправданно, поскольку многие инженеры привыкли работать с чертежами, а формулы воспринимают с трудом.

3.3. Всегда следует помнить также о том, что мыслей автора не знает никто. При написании статьи автору все понятно, поэтому часто он считает излишним пояснять вроде бы очевидные вещи. Однако читатель видит только то, что написано, а не то, что автор хотел сказать и вещи, очевидные для автора, таковыми для читателя не являются. Следовательно, к каждой фразе, к каждому слову необходимо относиться **критически**, глядя на них как бы со стороны, т.е. чужими глазами. И если существует малейшая возможность двоякого их толкования или непонимания, то они должны быть изменены или дополнены.

3.4. При написании статьи часто возникает необходимость объединить понятия по какому-то признаку, т.е. произвести классификацию. В этом случае наиболее распространены две характерные ошибки: **нарушение полноты и выдержанности классификации**.

Нарушение полноты классификации состоит в том, что вне поля зрения остаются некоторые понятия. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на механические лопаты, роторные и цепные экскаваторы, фронтальные погрузчики, при этом забыты горизонтально-фрезерные машины и выемочные комбайны.

Требование выдержанности классификации состоит в том, чтобы она проводилась по единому принципу или признаку. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на машины циклического и непрерывного действия и гидравлические. Как видим, здесь произошло смешение принципа действия с типом привода машины.

***Замечание.** В связи с тем, что информационный поток огромен, специалисты не в состоянии уделять каждому источнику информации достаточного внимания, поэтому многие из них читают только введение (становку задачи) и заключение (полученные результаты), пробегая содержание статьи “по диагонали”. И если постановка задачи и полученные результаты выражены не четко (“туманно”), информация может не найти своего читателя. Если же читатель заинтересуется, он начнет внимательно читать все, от начала до конца*

3.5. Важно напомнить еще одно требование к автору научно-технических статей: правильность использования **символики и терминологии**. Например, в научно-технической литературе по горным дисциплинам коэффициент крепости пород принято обозначать символом f , модуль Юнга - символом μ , и специалисты к этому привыкли. И если автор поменяет местами значение этих символов, даже сделав соответствующие пояснения в

тексте, то это вызовет непонимание из-за якобы имевшихся искажений смысла рассуждений.

Не рекомендуется также использовать один и тот же символ, но с разными индексами для обозначения противоположных по смыслу или не совместимых между собой характеристик. Например, если глубина карьера обозначена символом H_k , а высота отвала символом H_v , то никаких противоречий нет, поскольку речь идет о поставимых вертикальных размерах. Но как только автор обозначит длину транспортирования горной массы тем же символом H_{tr} , это обозначение, даже имеющее другой индекс, вызовет недоумение и путаницу.

Горная наука за время своего развития сформировала обширный терминологический словарь, поэтому при написании статей следует использовать общепринятую терминологию. Применение неточных терминов приводит к путанице, разночтению или искажению смысла. Например, в “Единых правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом”, утвержденных Госгортехнадзом России в 1992 г., под термином “технический надзор” понимается руководитель работ в карьере, к которому как к исполнителю работ следует обращаться за указаниями при возникновении нештатных ситуаций. В технической литературе и на практике под техническим надзором понимается внешний по отношению к карьере контроль за соблюдением норм и правил охраны труда. Чтобы избежать таких разночтений “Правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом”, утвержденных Госгортехнадзором Узбекистана в 1996 г., в разделе “Общие понятия и термины, принятые в Правилах”. Поэтому, если у автора возникают опасения, неправильно понятым из-за не точного термина, то лучше объяснить, в каком значении он употреблен.

То же самое можно сказать и об употреблении иностранных слов, значение которых специалисту быть не понятны. Поэтому если автор хорошо знает предмет, о котором пишет, то он всегда сможет изложить свои мысли простым, доступным языком.

4. Заключение. В этой части статьи подведем итог всех рассуждений, поэтому приводятся главные выводы, результаты работы, ради которых и написана

статья. В любом случае результаты располагаются в том порядке, в котором они были изложены в тексте. С детализацией результатов должна возрастать от начала к концу заключения.

При написании объемной статьи со многими рассматриваемыми вопросами после каждого вопроса всегда имеет смысл сделать промежуточное заключение, начинающееся, как правило, словами “Таким

зом,...". Общее заключение в этом случае представляет собой концентрированное выражение промежуточных.

5. Использованная литература. Автор всегда опирается на знания, полученные ранее. Он может их оспаривать, дополнять, расширять, учитывать. Ведь его аргументы строятся не на пустоте, а на предшествующих исследованиях, и у него всегда есть учителя. Приведенная в конце статьи литература указывает круг его интересов, позволяет расширить кругозор. Ссылки в статье должны быть обоснованы, вплоть до указания страниц.

Это тем более интересно, если автор вступает в полемику или в неисследованную область науки и техники.

Заканчивая эту статью, хотелось бы подчеркнуть: **потребность рассуждать логически и аргументировано - воспитывается!** Но воспитывается только на конкретных примерах, когда показано, к каким ошибкам и неувязкам ведет несоблюдение этого требования при изложении материала. И лучше, если такое воспитание проходит при участии каких-либо оппонентов. Но следует также отметить, что оно идет и своим чередом без нашего вмешательства. Только медленнее!

Список литературы:

1. Хинчин А.Я. О воспитательном эффекте уроков математики // Математика как профессия. - М.: Знание, 1980. - 64 с.
2. Петрович Н.Т. Люди и биты. - М.: Знание, 1986. - 148 с.
3. Реймерс Н.Ф. Природопользование // Словарь-справочник. - М.: Мысль, 1990. - 637 с.



Нормативная документация горнодобывающей промышленности Республики Узбекистан

УДК 002.6

© В. Н. Кольцов 2000 г.



Кольцов В.Н.
главный
маркшейдер
НГМК

В экономике Республики Узбекистан добыча и переработка минерального сырья занимает одно из ведущих мест. На базе разведанных запасов действуют около 400 рудников, шахт, карьеров. Большая часть месторождений отрабатывается открытым способом с использованием технологии обогащения руд, обеспечивающей высокое извлечение полезных компонентов и получением продукции, пользующейся спросом на мировом рынке.

Узбекистан располагает большими запасами угля с общими запасами 2 млрд. тонн, крупнейшими в мире ресурсами золота, серебра и урана. К числу мировых гигантов относится месторождение Мурунтау, самое крупное на Евразийском континенте.

Разведаны значительные запасы цветных металлов - меди, свинца, цинка, вольфрама и других, которые в основном сосредоточены в Алмалыкском рудном поле. Узбекистан имеет сырьевую базу облицовочного, декоративного камня.

Республика Узбекистан располагает запасами полезных ископаемых, которые могут обеспечивать почти все отрасли производства.

В настоящее время, на первых этапах реформирования средства и ресурсы направлены на структурные преобразования в экономике, создание современной, оснащенной передовой технологической базы для экспортно-ориентированного производства. Для обеспечения рационального и эффективного использования недр, опти-

мальной эксплуатации оборудования и механизмов, технически правильного ведения горных работ, создания условий безопасной и безаварийной работы по поручению Кабинета Министров Республики Узбекистан (указание Государственного комитета Республики Узбекистан по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору № 15-297 от 14.06.95) были разработаны, согласованы с заинтересованными организациями и зарегистрированы в Министерстве Юстиции Республики Узбекистан «Типовые правила технической эксплуатации месторождений полезных ископаемых при разработке открытым способом», «Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости» и «Межотраслевая инструкция по определению и контролю добычи и вскрыши на карьерах Республики Узбекистан».

Типовые правила технической эксплуатации месторождений полезных ископаемых при разработке открытым способом. Ташкент: 1998. - с.170

Данные правила по сравнению с предыдущим изданием детализируют нормативы действующих законов Республики Узбекистан «О недрах», «Об охране природы», «Об охране труда», «О земле», а также основываются на «Правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» и содержат рекомендации по их применению.

В «Типовых правилах...» обоснованы требования к проектированию и эксплуатации карьеров для обеспечения рационального и эффективного использования недр,

технически правильного ведения горных работ, оптимальной эксплуатации оборудования и механизмов, создания условий безопасной и безаварийной работы с минимальным воздействием на окружающую среду.

Соблюдение настоящих «Типовых правил...» обязательно для всех горнодобывающих предприятий, разрабатывающих месторождения полезных ископаемых открытым способом, а также для проектных и научно-исследовательских организаций при разработке соответствующей технической документации.

В разработке «Типовых правил технической эксплуатации месторождений полезных ископаемых при разработке открытым способом» принимали участие:

- от Среднеазиатского проектно-изыскательского института промышленной технологии Государственного концерна «Кызылкумредметзолото» - А.А. Силкин, В.Н. Байков, Ю.А. Жиянов, Н.А. Норкин, Г.М. Зиновьев, И.А. Брушко;

- от Навоийского горно-металлургического комбината Государственного концерна «Кызылкумредметзолото» - О. Н. Мальгин, А. П. Мазуркевич, В. Н. Кольцов, В. Н. Сытенков, Н. Т. Шпургалов, А. П. Беленко.

Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. - Ташкент: 1998. - 146 с.

Инструкция включает весь комплекс маркшейдерских и инженерно-геологических наблюдений, необходимых для решения вопросов по обеспечению устойчивости откосов, и мероприятий по предотвращению нарушений устойчивости откосов и обеспечению безопасности работ на действующих карьерах.

Увеличение удельного веса добычи полезных ископаемых в Республике Узбекистан происходит как за счет ввода новых мощностей, так и за счет реконструкции существующих горных предприятий, применения более совершенной технологии на базе новой техники, механизации и автоматизации производственных процессов.

При современных достижениях горной науки и техники представляется возможным и экономически целесообразным вести разработку открытым способом на глубинах 500-700 м и более. Однако вместе с ростом глубины карьеров увеличивается также и срок службы их бортов. Характерной чертой современного этапа развития открытых работ является также вовлечение в эксплуатацию месторождений со сложными горно-геологическими условиями, что приводит к ведению горных работ при деформирующихся бортах карьера.

Практика показывает, что почти все открытые горные работы сопровождаются оползневыми явлениями. Наличие оползней и масштабных обрушений в карьерах наряду со значительным материальным ущербом нарушает правильное и безопасное ведение горных работ и вызывает значительные потери полезного ископаемого.

Правильное решение вопросов обеспечения устойчивости откосов на карьерах, своевременное предотвращение проявляющихся деформаций и корректировка углов откосов в зависимости от изменяющейся горно-

геологической обстановки невозможны без постоянного контроля со стороны геолого-маркшейдерской службы горных предприятий за состоянием откосов уступов, бортов и отвалов карьеров.

По мере постановки бортов в предельное положение маркшейдерская служба должна проводить упрощенные и инструментальные наблюдения, необходимый объем которых из рекомендуемого инструкцией комплекса работ на каждом карьере определяется техническим руководством и после согласования с местным органом Госгортехнадзора утверждается вышестоящей организацией.

Методика и точность маркшейдерских измерений определяется масштабами горных разработок, величинами и скоростями развития деформационных процессов.

Весь комплекс работ по обеспечению устойчивости откосов на карьерах состоит из наблюдений за деформациями откосов, расчетов устойчивости, для установления их оптимальных параметров, разработки и осуществления мероприятий по предотвращению нарушений устойчивости откосов.

В настоящей Инструкции изложены комплексные маркшейдерские и инженерно-геологические наблюдения в различных горно-геологических условиях, приведены данные по физико-механическим и прочностным свойствам горных пород ряда действующих карьеров Республики Узбекистан, Казахстана и Урала для использования их в качестве аналогов и основные мероприятия по предотвращению нарушений устойчивости откосов и обеспечению безопасности работ на карьерах.

Для решения задач по оценке устойчивости откосов в приложении к Инструкции приведена методика расчетов устойчивости откосов.

Отвалообразование, как и все горные работы в карьере, зачастую сопровождается оползневыми явлениями. Оползни отвалов образуют самостоятельную группу оползневых деформаций. Поэтому маркшейдерские наблюдения за деформациями отвалов и разработки мероприятий по обеспечению их устойчивости выделены в отдельную главу.

При подготовке Инструкции использованы научно-технические обобщения мер борьбы с оползнями и промышленно-экспериментальные работы по выявлению наиболее эффективных мер предупреждения и борьбы с оползнями на карьерах.

Настоящая Инструкция предназначена для горных предприятий, разрабатывающих твердые полезные ископаемые открытым способом, а также для проектных и научно-исследовательских организаций, занимающихся проектированием открытых горных работ, наблюдениями за деформациями и оценкой устойчивости бортов карьеров.

Инструкцию разработали:

- от Среднеазиатского проектно-изыскательского и научно-исследовательского института Промышленной технологии Государственного концерна «Кызылкумредметзолото» А.А.Силкин, Ю.А.Жиянов, Н.А.Норкин;

- от Навоийского горно-металлургического комбината Государственного концерна «Кызылкумредметзолото»

лото" В.Н. Кольцов, П.А. Шеметов, Г.Н. Демидов, Н.А.Байдаченко, С.Ю.Лапин

Межотраслевая инструкция по определению и контролю добычи и вскрыши на карьерах Республики Узбекистан. - Ташкент: 1998.- 39с.

Настоящая инструкция переработана в связи с принятием в Республике Узбекистан законов, регламентирующих порядок разработки месторождений полезных ископаемых, требований к производству горных работ, а также в связи с изменениями в экономической конъюнктуре, технологии и технике открытой добычи, методах и технических средствах контроля и определения объемов пустых пород и полезных компонентов.

Существующие карьеры Республики Узбекистан резко различаются по размерам, производительности, типам выемочных машин и горно-транспортного оборудования, объемам вскрыши и видам складированных полезных ископаемых (руд, угля, строительных материалов и т.п.).

Нормативные материалы бывших министерств и ведомств, существовавших до 1991 года, которыми до последнего времени руководствуются предприятия Республики Узбекистан при определении и контроле добычи и вскрыши на карьерах, зачастую включают противоречивые положения. В них недостаточно четко определен круг предприятий и лиц, на которых распространяются положения инструкции, порядок отчетности, степень ответственности за достоверность сведений, прямо или косвенно влияющих на точность и погрешность оценки результатов горных работ.

«Межотраслевая инструкция...» разработана с учетом положений закона Республики Узбекистан «О недрах»; на основании постановления Кабинета Министров за № 469 от 09.10.97 г. «О мерах по обеспечению законности нормативных актов Министерств, Государственных комитетов и ведомств». Инструкция является но-

рмативным документом для всех предприятий Республики Узбекистан, разрабатывающих месторождения полезных ископаемых открытым способом, а также для организаций, ведущих проектирование и реконструкцию карьеров и разрезов.

В инструкции приводятся общие положения о задачах, видах и содержании работ по определению и контролю объемов добычи и вскрыши, методические рекомендации по организации и проведению этих работ, перечень и состав документации, а также порядок отчетности и ответственности за достоверность отчетных данных.

С момента регистрации настоящей инструкции в Минюсте Республики Узбекистан положения «Межотраслевой инструкции по определению и контролю добычи и вскрыши на карьерах», утвержденной Госгортехнадзором СССР 10.08.76 г. недействительны на территории Республики Узбекистан.

При подготовке инструкции учтены ранее изданные и утвержденные межотраслевые и ведомственные инструкции бывших Минуглепрома, Минчермета, Минцветмета, министерств среднего машиностроения и строительных материалов.

Инструкцию разработали:

- от Среднеазиатского научно-исследовательского института Промышленной технологии Государственного концерна «Кызылкумредметзолото» А.А.Силкин и А.И. Рябошапко;

- от Навоийского горно-металлургического комбината Государственного концерна «Кызылкумредметзолото» В.Н. Кольцов, П.А. Шеметов, Г.Н. Демидов, С.Ю.Лапин.

- от Агентства «Саноаткомтехназорат» Республики Узбекистан А.Э. Алибаев

Вся нормативная документация разработана под общей редакцией директора агентства «Саноаткомтехназорат» Республики Узбекистан А.Г. Ахмедбаева.



Особенности перевода сложной технической документации японских фирм

УДК 002.6

© Л. П. Шеметова 2000 г.



Шеметова Л. П.
референт-переводчик
НГМК

В последнее время одной из главных стран – экспортеров различной техники стала Япония. На некоторых горнодобывающих предприятиях ведется эксплуатация техники фирм «Камацу», «Хитачи». В условиях жесткой конкуренции с различными фирмами, специалистам в данной области необходимо в кратчайшие сроки анализировать большое количество информации, просматривать публикации, касающиеся новых

технологий и освещающие многие проблемы горнодобывающей промышленности.

В основном техническая документация (паспорта, аннотации, специальная литература) печатается на английском языке, либо переводится на него с других языков. Это позволяет специалистам, знающим английский язык, получать самую свежую информацию об интересующих их вопросах, сразу знакомиться с инструкциями и специальной литературой. Но необходимо помнить о некоторых проблемах, связанных с такого рода документацией. Как уже говорилось выше, почти все инструкции переводятся на английский язык с других языков. В каче-

стве примера можно рассмотреть документацию, переводимую с японского языка, что имеет свои особенности. Во-первых, нужно отметить сложность этого языка. Вся научная, техническая и другая специальная документация печатается в Японии с использованием большого количества иероглифов. Их количество и сложность в специальной литературе в несколько раз выше, чем в художественных изданиях, либо в газетных текстах. Поэтому зачастую переводчикам требуется не только больше времени для перевода таких документов (а если информация нужна срочно, то несущественные или общеизвестные факты опускаются), но и дополнительные источники информации (консультации специалистов, знание специальной терминологии в данной области).

Во-вторых, многие технические термины были заимствованы другими языками из английского. В японский язык эти термины переносятся прямым калькированием и для их записи используется специально созданная для этой цели азбука. Но так как сложно адекватно отразить некоторые звуки английских слов в японской транскрипции, то возникают трудности в понимании и неточности в переводе таких текстов.

В – третьих, разные страны пользуются различными мерами длины, веса и т. д. Обычно все единицы изме-

рения при переводе на английский язык сразу переводятся в американские либо британские единицы. Учитывая, что в полученных результатах присутствуют сотые доли, некоторые цифры могут округляться. Если такая инструкция будет впоследствии переводиться на русский или другие языки, цифры, указанные в ней, будут еще более неточными. По аналогии с этим примером видно, что подобного рода искажения и неточности могут встречаться при переводе имен, фамилий, названий учреждений и в других случаях.

Таким образом, принимая во внимание тот факт, что почти всю документацию в конечном итоге нужно переводить на язык страны – импортера уже с английского, а не с языка страны – производителя, можно представить все количество неточностей, которые появляются в технической документации. И что немаловажно, вторичный перевод используется в инструкциях по эксплуатации сложного оборудования и точной техники, где перевод должен быть максимально приближен к оригиналу. Поэтому, чтобы избежать нежелательных последствий, важную документацию и инструкции желательно переводить непосредственно с языка страны – производителя, избегая вторичного перевода.

БАХАДИР РАИМЖАНОВИЧ РАИМЖАНОВ (к 50 – летию со дня рождения)



Б. Р. Раимжанов,
докт. тех. наук
НавГГИ

Бахадиру Раимжановичу Раимжанову, руководителю и крупному ученому в области традиционных и нетрадиционных технологий разработки полезных ископаемых, доктору технических наук, профессору, ректору Навоийского государственного горного института – 50 лет.

Б. Р. Раимжанов окончил Ташкентский политехнический институт в 1971 г., после чего два года работал на кафедре «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых», где он и учился. В 1973 г. Бахадир Раимжанович поступил в аспирантуру Московского горного института и в 1976 г. успешно защитил кандидатскую диссертацию. В 1988-1991 гг. учился в докторантуре при Московском горном институте и в 1992 г. защитил диссертацию на соискание ученой степени доктора технических наук.

Вся трудовая деятельность профессора Б.Р. Раимжанова неразрывно связана с проблемами образования и науки в высшей школе. С 1976 по 1995 гг. работал в Ташкентском политехническом институте (ныне Ташкентский государственный технический университет), сначала ассистентом, старшим преподавателем, доцентом, профессором кафедры, затем – он заведующий кафедрой декан горно-металлургического факультета, за-

меститель проректора. С 1995 г. работает ректором вновь созданного Навоийского государственного горного института.

Поддержанная руководством республики и целым рядом крупных предприятий его настойчивость и целеустремленность позволили в кратчайшие сроки приступить к подготовке специалистов горного профиля в стенах самостоятельного вуза. Под непосредственным руководством Б.Р. Раимжанова создана учебно-лабораторная и методическая база, укреплен кадровый потенциал, заложена основа научного потенциала нового института.

Работая в высшем учебном заведении, он не устал трудиться и на поприще науки. Ряд важных исследовательских работ Б.Р. Раимжанова легли в основу разработки технологических схем очистных и подготовительных работ крупных шахт Центральной Азии. Разработанные научные положения и рекомендации в области нетрадиционных технологий являются личным вкладом Бахадира Раимжановича в развитие горной науки и конкретные из них вошли в Проект строительства участка «Углегаз» в Ангренском бурогольном месторождении.

Б. Р. Раимжанов в 1982-83 учебном году проходил научную стажировку в Соединенных Штатах Америки. В 1994 и 1998 гг. для участия в Международной конференции и научном семинаре он находился в научной командировке в Германии.

АНАТОЛИЙ ИОСИФОВИЧ ЛЕЛЕКО



А. И. Лелеко,
докт. тех. наук
ген. директор
АО «Уголь»

На 68-м году ушел из жизни Анатолий Иосифович ЛЕЛЕКО – видный руководитель угольной промышленности Узбекистана, талантливый ученый-горняк, доктор технических наук, Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан, Заслуженный изобретатель, член-корреспондент инженерной Академии РУ, член горного отделения РАЕН, член редколлегии журнала «Горный вестник Узбекистана».

После окончания в 1956 г. Ленинградского горного института А.И. Лелеко прошел славный трудовой путь от помощника начальника участка шахты до генерального директора производственного объединения по добыче угля «СРЕДАЗУГОЛЬ» (ныне – Акционерное объединение по добыче и сбыту угля АО «УГОЛЬ») в 1976 г. С тех пор на протяжении двадцати трех лет до 1999 г. Анатолий Иосифович бессменно руководил этим крупнейшим производством, объединявшим в свое время десятки угледобывающих предприятий Узбекистана, Таджикистана и Киргизии.

Под его руководством сданы в эксплуатацию шесть пусковых комплексов размера «Ангренский», организована работа участков разреза «Апартак» и «Наугарзан», что позволило вовлечь в добычу дополнительно более 2 млн. тонн угля.

Замечательный талант А.И. Лелеко как инженера, ученого и руководителя проявился и в выдающихся результатах его научной, публицистической и общественной деятельности.

В декабре 1973 г. им защищена диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, в октябре 1993 г. – докторская диссертация по специальности 05.15.02 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых». А в 1974 г. за разработку способа профилактики подземных пожаров на шахтах Киргизии А.И. Лелеко совместно с группой авторов был удостоен Государственной премии Киргизской ССР по науке и технике.

Докторская диссертация, защищенная А.И. Лелеко в 1993 г. на тему «Повышение эффективности производства на шахтах со сложными горно-геологическими условиями Средней Азии», олицетворяет итог более чем 20-летних научных исследований. Он теоретически обобщил и нашел практические решения ряда крупных научных проблем, имеющих важное народнохозяйственное значение.

А.И. Лелеко впервые в горно-технической литературе предложил системный подход к повышению эффективности производства при отработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями, позволяющий принимать обоснованные решения по развитию горных работ действующего горизонта, при переходе на новый горизонт или на новое шахтное поле, определяя перспективу развития шахтного фонда с учетом резервных и перспективных участков Средней Азии.

Разработанные А.И. Лелеко научные принципы и критерии технико-технологической оценки запасов резервных и перспективных участков позволяют определить возможность и целесообразность отработки угольных месторождений существующими техникой и технологией. При значениях оценочных показателей меньше допустимых для их эффективной отработки должна ставиться задача создания новых технологий.

Многие положения, разработанные А.И. Лелеко, реализованы в проектах «Карагандагипрошахт» и ряда других НИИ для предприятий региона.

Результаты его исследований включены в Концепцию развития угольной промышленности Республики Узбекистан, схему развития и размещения угольной промышленности Центральной Азии до 2001 г. в условиях перехода к рыночной экономике и в другие директивные документы.

Большое внимание А.И. Лелеко уделял вопросам технического перевооружения угольной отрасли, добычи и переработки попутных полезных ископаемых. Трудно переоценить его вклад в создание совместного Узбекско-Германского предприятия СП «Каолин» и строительство современного предприятия в г. Ангрене по обогащению попутно добываемых ангренинских каолинов, месторождение, которое входит в разряд крупнейших в мире.

А.И. Лелеко является автором более 60 опубликованных научных работ, в том числе 3-х монографий и 18 изобретений и патентов. Большая часть этих публикаций посвящена проблеме разработки угольных месторождений в сложных горно-геологических условиях Центральноазиатского региона. Он был членом специализированного совета по защите кандидатских диссертаций по горным специальностям.

Работники угольной промышленности, научно-техническая общественность, редакционная коллегия журнала «Горный вестник Узбекистана» скорбят по поводу кончины Анатолия Иосифовича ЛЕЛЕКО. Память о нем навсегда сохранится в наших сердцах.



ФИРМЕННЫЙ
трикотаж



Zarafshan
Uzbekistan



НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

