

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ  
И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ ГРУЗИИ

საქართველოს სსრ მეცნიერებათა აკადემია  
АКАДЕМИЯ НАУК ГРУЗИНСКОЙ ССР

ბ. წულუკიძის სახელობის სამთო მექანიკის ინსტიტუტი  
ИНСТИТУТ ГОРНОЙ МЕХАНИКИ им. Г. А. ЦУЛУКИДZE



1974

საქართველოს სასაჩხვებლო წილისხუდის  
მოპოვებისა და გაყიდვების  
ჯეხნოდოგია

გამომცემლოგა „მაცნეიერება“  
თბილისი  
1974

# **ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ГРУЗИИ**

ИЗДАТЕЛЬСТВО «МЕЦНИЕРЕБА»  
ТБИЛИСИ

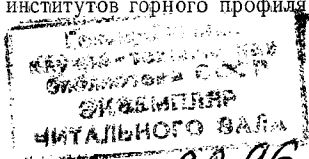
1974

6П (С41)  
622+622-7] (47.922)  
Т 384

УДК 622.33+622.34+622.7

В сборнике приведены результаты исследовательских работ Института горной механики им. Г. А. Цулукидзе АН ГССР по вопросам определения эффективных методов разработки и обогащения основных полезных ископаемых Грузии.

Сборник предназначен для работников горной промышленности, а также проектных и научно-исследовательских институтов горного профиля.



Handwritten numbers: 34 over a horizontal line, and 49470 below it.

75-9296 სსრკ-საგარეო ურთიერთობების მინისტრის კაბინეტის ბიბლიოთეკა

- ი. ზურაბიშვილი (პ/მგ რედაქტორი), თ. გოგიტიძე, ო. კარბელაშვილი,
- ვ. ჭანიშვილი, ა. მიქელაძე, ვ. კალანდაძე და გ. გოგნიაშვილი.

Редакционная коллегия:

- И. И. Зурабишвили (отв. редактор), Т. А. Гогитидзе, О. Д. Карбелашвили,
- В. Ф. Чанишвили, А. С. Микеладзе, В. А. Каландадзе, Г. В. Гогниашвили.

Т  $\frac{30702}{M-607(03)74}$  33-74

© Издательство «Мецниереба», 1974

А. С. МИКЕЛАДЗЕ, У. Н. КАВТИАШВИЛИ, К. А. МЕЛИКИДЗЕ,  
Т. В. КАЛАНДАДЗЕ, Г. В. ГАЛДАВА

## ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ IV УГЛЕНОСНОЙ ПЛОЩАДИ ТКВАРЧЕЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

IV угленосная площадь является наиболее сложной и трудноразрабатываемой площадью Ткварчельского месторождения. Изменчивая мощность, падение и строение угольных пластов, частая их нарушенность, ограниченные размеры выемочных участков, достаточно крепкие и устойчивые вмещающие породы, высокая газообильность, все возрастающая глубина разработки и многие другие факторы затрудняют эксплуатацию месторождения и значительно усложняют задачи изыскания и промышленного внедрения эффективных систем разработки.

Пласты средней мощности (от 1,5—2,0 до 3,5 м) и мощные на IV угленосной площади, в основном, обрабатываются системой подэтажных штреков. Однако, как показывает опыт, данная система имеет ряд существенных недостатков, в числе которых следует отметить большой объем подготовительно-нарезных работ и высокие эксплуатационные потери (до 40—45%) коксующегося угля, запасы которого крайне ограничены. Кроме того, буровзрывные работы при данной системе оказывают некоторое вредное сейсмическое воздействие на устойчивость кровли в камерах и междукламерных целиках. Наряду с этим, с переходом горных работ на нижние горизонты область ее применения постепенно суживается.

В связи с этим, рекомендуется в дальнейшем совершенствовать систему за счет разработки нового варианта со взрывной подсечкой угля с помощью скважин, пробуренных на всю наклонную высоту подэтажа (35—40 м).

Сущность предлагаемой системы заключается в следующем (рис. 1): выемочный участок вскрывается участковыми

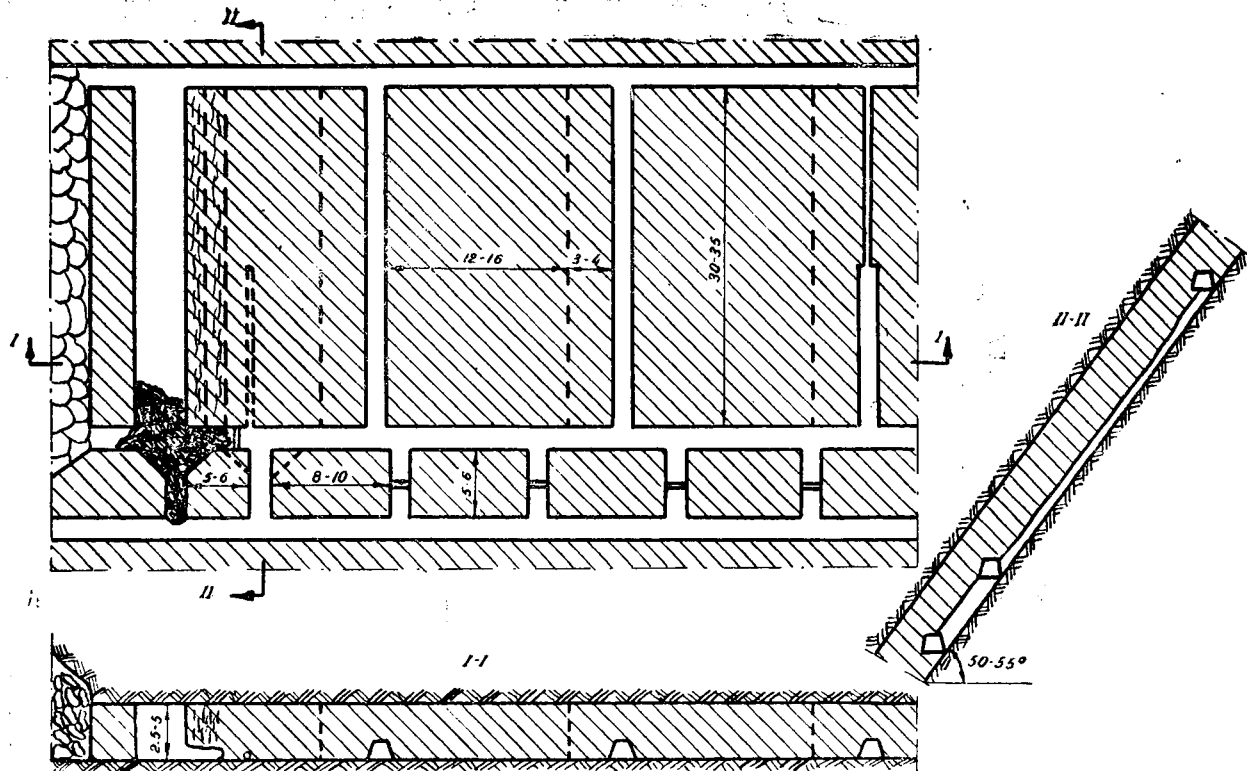


Рис. 1. Вариант системы разработки мощного пласта со взрывной подсечкой угля скважинными зарядами

скатами, из которых проводятся вентиляционный и конвейерный штреки у почвы пласта. На расстоянии 6—8 м от конвейерного штрека по мере отработки столба проводится так называемый параллельный штрек. Конвейерный и параллельный штреки сбиваются между собой восстающими выработками (углеспускными печами) через каждые 8—10 м по простиранию.

Оконтуренный конвейерным и вентиляционным штреками столб высотой 30—35 м, по простиранию делится на блоки шириной от 10—12 до 18—20 м путем проведения между выемочными штреками восстающих выработок. Ширину камер в зависимости от устойчивости вмещающих пород рекомендуется брать от 7—8 до 12—15 м. Ширина междукамерных целиков в зависимости от мощности пласта и глубины залегания 3—5 м. Подготовка блока к очистной выемке осуществляется путем устройства траншей на всю мощность пласта вдоль крайней печи каждого блока.

Выемка угля в блоке осуществляется следующим способом: из параллельного штрека у почвы пласта параллельно ей пробуривается один ряд сквозных скважин до вентиляционного штрека. Оптимальный размер между скважинами можно установить опытным путем.

После взрывания скважин у почвы пласта образуется щель (вруб). Остальная часть угля под действием собственного веса и взрыва будет разрушаться и падать вниз.

Отбитый в камере уголь до конвейерного штрека транспортируется через короткие восстающие выработки под действием собственного веса. При весьма крутом залегании (свыше 60°) часть отбитого угля может быть замагазинирована.

Основные технико-экономические показатели системы: среднесуточная добыча участка составляет 300 т; объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т добычи 18 пог. м; расход на 1000 т добычи: леса 9—10 м<sup>3</sup>, ВВ—100 кг; производительность труда рабочего очистного забоя 25 т/вых; производительность труда рабочего по участку составляет 17 т/вых.

С углублением горных работ на данной площади не исключены опасные проявления различных динамических явлений, главным образом, внезапные выбросы угля и газа. В связи с этим, кроме упомянутого выше варианта рекомендуется новый вариант системы без присутствия людей в очистном забое, при котором выемка угля осуществляется полосами по восстанию с применением угольных канатных пил УПД-4.



Данный комплекс предназначен для разработки крутых пластов мощностью от 0,3 до 3,5—4 м. Ширина полос составляет 6—12 м, длина соответствует наклонной высоте этажа (подэтажа). При помощи лебедок и канатов режущий орган подается на забой вынимаемой полосы с одновременным совершением возвратно-поступательного движения вдоль забоя; создается зарубная щель и оставшаяся толща угля разрушается под действием горного давления (рис. 2).

Выемка угля пилой производится без крепления очистного пространства и без присутствия в нем людей. Работа персонала, обслуживающего очистной забой, сводится к управлению лебедками и выгрузке отбитого угля.

Возвратно-поступательным движением пилы в полосе у почвы пласта вырезается щель, а угольная масса разрушается и падает вниз под действием собственного веса и давления боковых пород. Часть угля выпускают, а другую магазинируют.

При устойчивых вмещающих породах с целью действенного проветривания очистного забоя допускается выпуск угля полностью по мере его обрушения. При работе с магазинированием угля для нормального проветривания очистного забоя считаем целесообразным крайнюю скважину каждой полосы расширить до нормального сечения и из восстающей выработки в сторону рабочей полосы через каждые 5—6 м пробивать просект.

Причем, вдоль забоя необходимо оставить свободное пространство, достаточное для обеспечения постоянной связи рабочей полосы с восстающей выработкой для прохода чистой струи воздуха. Необходимо отметить, что такая нарезка полос, кроме того, позволит постоянно следить за работой канатной пилы и легко устранить аварии при обрыве каната.

Проветривание разрабатываемого столба осуществляется за счет общешахтной депрессии. При выпуске обрушенного в полосе угля свежий воздух с конвейерного штрека переходит в отработанную полосу, омывает очистной забой и через скважины попадает на вентиляционный штрек. Другая часть воздуха с конвейерного и параллельного штреков на вентиляционный штрек попадает непосредственно через скважины, пробуренные для следующих полос.

При работе с магазинированием часть воздуха будет просачиваться через заматгазинированный уголь и по скважинам выходит на вентиляционный штрек.

В случае же расширения одной из скважин каждой полосы до нормального сечения выработок свежая струя воз-

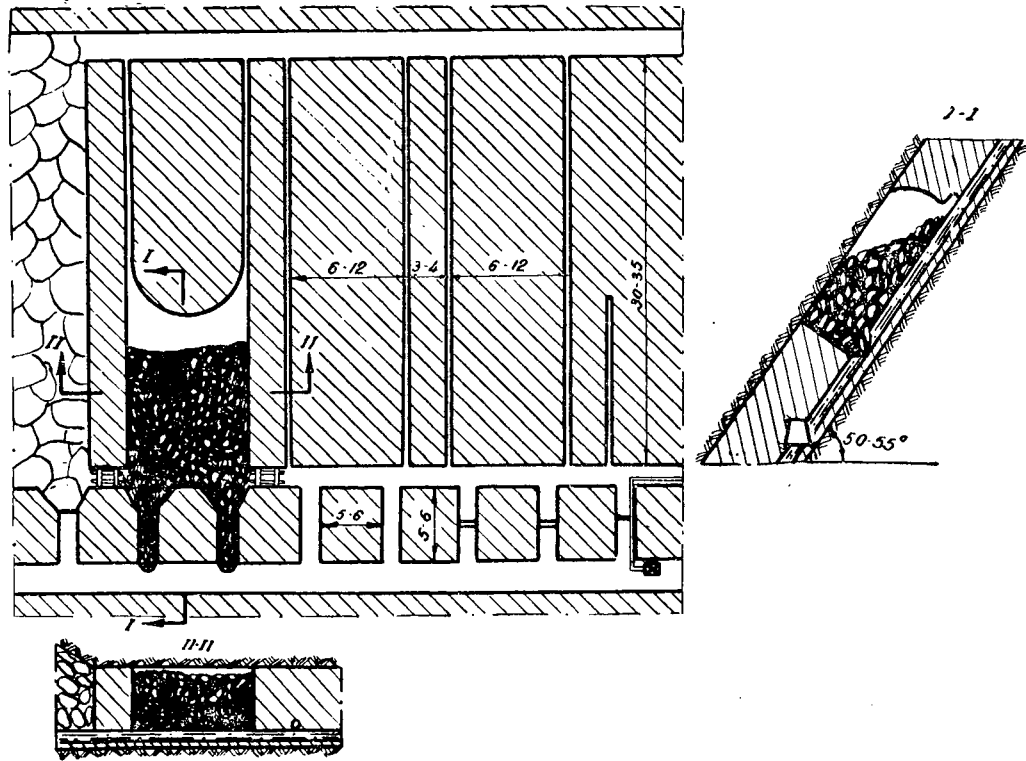


Рис. 2. Столбовая система разработки полосами по восставию с выемкой угольными пилами

духа из восстающей выработки, готовой к выемке полосы и просека, будет поступать в рабочую полосу, омыwać очистной забой и через восстающую выработку рабочей полосы попадать на вентиляционный штрек.

Основные технико-экономические показатели системы: среднесуточная добыча участка составляет 600 т; объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т добычи 25 пог. м, производительность труда по очистным и нарезным работам составляет 23,0 т/вых; участковая себестоимость 1 т добытого угля составляет 0,82 руб.

Очевидно, указанные системы могут оказаться перспективными и для мощных угольных пластов, залегающих в сравнительно сложных горногеологических условиях. Однако, с целью сокращения высоких эксплуатационных потерь угля, по-видимому, более целесообразно междукammerные угольные целики заменить искусственными из монолитной закладки. Ориентировочные подсчеты показывают, что дополнительные затраты при этом составят порядка 2,0—2,5 руб на 1 т добычи. Выгода же, полученная при сокращении эксплуатационных потерь угля от 40 до 15—20%, составит около 2,5—3,0 руб. на 1 т добычи, что с избытком перекроет дополнительные затраты на сооружение искусственных целиков из монолитной закладки.

Для разработки мощных угольных пластов в благоприятных горногеологических условиях IV угленосной площади наиболее перспективны комбинированные системы разработки с применением гибкого металлического перекрытия.

Указанная система испытывалась на шахте в районе ската № 2 при разработке пласта I мощностью до 8,0 м и углом падения до 60°. Однако, объем опытно-промышленных работ оказался явно недостаточным для установления параметров данной системы в условиях IV площади. К тому же разработан новый вариант комбинированных систем, согласно которого отработку монтажного слоя целесообразно осуществить на всю наклонную высоту оконтуренного столба без разделения на подэтажи (т. е. при высоте столба 70—80 м), с применением для выемки угля в монтажном слое комбайна УКР-1к (рис. 3). Под гибким перекрытием взамен одинарных подэтажных штреков следует проводить парные штреки. При этом, выемку угля целесообразно проводить со взрывной подсечкой угля скважинами, пробуренными из подэтажных штреков под защитой комплекса «крепь-штрек» конструкции КузНИУИ.

Ориентировочные подсчеты показывают, что суммарные технико-экономические показатели при данной системе ока-

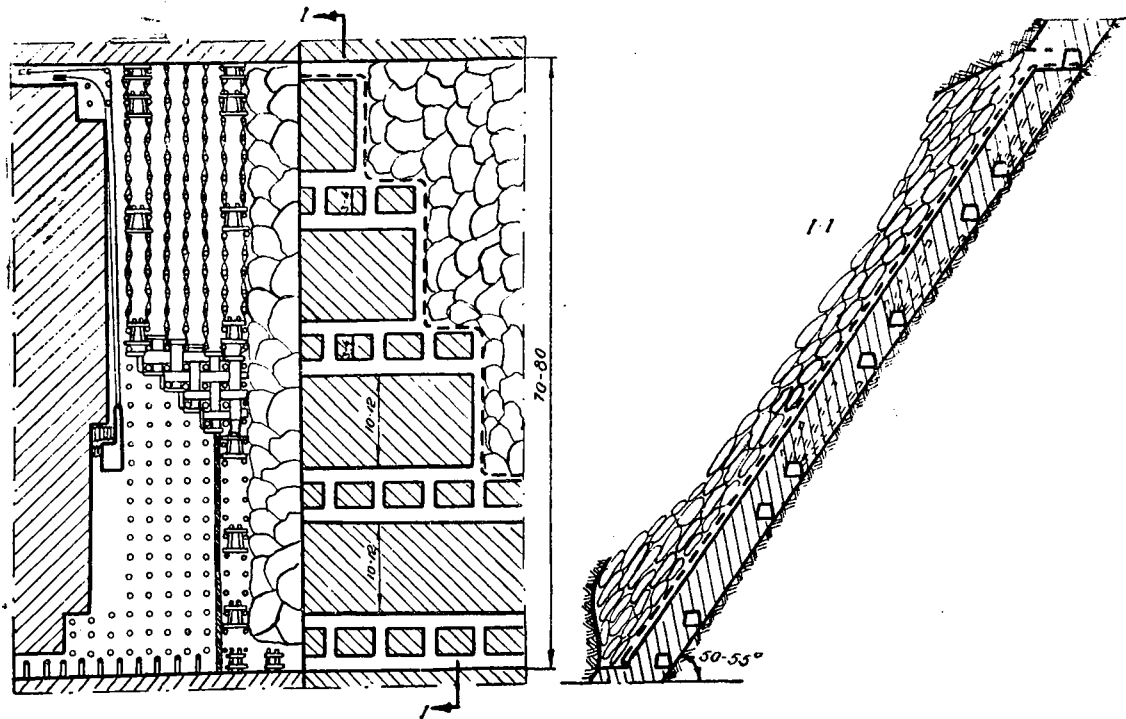


Рис. 3. Комбинированная система разработки с гибким металлическим перекрытием

жуются на уровне лучших показателей работ при подэтажных штреках, а эксплуатационные потери угля сократятся примерно на 15—20%, что даст заметный экономический эффект и продлит срок существования выемочных участков и горизонтов, что особенно важно для шахты «Ткварчельская» им. В. И. Ленина.

Внедрение рекомендуемых технологических схем в условиях IV угленосной площади Ткварчельского месторождения позволит увеличить нагрузку очистного забоя в 2—3 раза, повысить производительность труда в 1,5—2 раза и снизить себестоимость добычи угля в 1,5 раз. Причем, заметно увеличится безопасность труда и снизятся эксплуатационные потери угля, что увеличит сроки существования выемочных участков, горизонтов и шахты в целом.

---

А. С. МИКЕЛАДЗЕ, Г. Д. КУКУЛАДЗЕ, К. А. МЕЛИКИДЗЕ

## ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВОКРУГ ВЫРАБОТОК В СЛОИСТЫХ ПОРОДАХ ПРИ НАРУШЕННОМ ЗАЛЕГАНИИ ПЛАСТОВ НА МОДЕЛЯХ ИЗ ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Успешная разработка месторождений полезных ископаемых подземным способом, во многом зависит от устойчивости обнажений (горных выработок), которая может быть обеспечена правильно подобранным видом крепи, в соответствии с существующим горным давлением. Решение вопроса по определению величины и характера горного давления в горных выработках отличается значительной сложностью в виду чрезмерной трудности как для чисто аналитических расчетов, так и для проведения непосредственных наблюдений в натуральных условиях. Решение данной задачи особенно осложняется при изменчивом и нарушенном залегании слоев. В этих случаях весьма ценным может оказаться метод моделирования изучаемых процессов.

Разрывные нарушения наиболее целесообразно воспроизводить на моделях из эквивалентных материалов. Исследования проводились на плоских моделях. Размеры испытываемых моделей применялись по высоте до 1 м, по ширине 0,18 м и по длине 2 м. Геометрический масштаб моделирования был принят  $1 \div 50$ , масштаб времени  $1 \div 24$ . Данные о физико-механических свойствах угольной толщи и боковых пород даются в табл. 1.

По данным природы, с соблюдением условий подобия были подобраны эквивалентные материалы, прочностные данные которых приводятся в табл. 2.

Глубина залегания пласта бралась 150—200 м. Толща пород мощностью 50 м имитировалась эквивалентным материалом, а остальная часть толщи-припузкой с помощью мешочков с дробью.

Таблица 1

Наименование	$\gamma$ кг/м <sup>3</sup>	$\sigma_{сж}$ мн/м <sup>2</sup>	$\sigma_{раст}$ мн/м <sup>2</sup>	$\sigma_{изг}$ мн/м <sup>2</sup>	$E$ мн/м <sup>2</sup>	$\eta$
Угольный пласт	1400	9,81	—	21,18	—	—
Аргилиты	2620	49,03	2,45	—	2,80·10 <sup>4</sup>	0,304
Аллевролиты	2620	63,74	2,84	15,67	—	—
Песчаники	2680	76,49	3,92	16,61	2,52·10 <sup>4</sup>	0,273

Таблица 2

Данные о физико-механических свойствах угольной толщи  
и боковых пород в модели

Наименование	Мощ- ность м	$\gamma$ кг/м <sup>3</sup>	$\sigma_{сж}$ мн/м <sup>2</sup>	$\sigma_{раст}$ мн/м <sup>2</sup>	$\sigma_{изг}$ мн/м <sup>2</sup>	$\eta$
Почва пласта	0,8	1570	0,76	0,03	0,19	—
Угольный пласт	0,12	840	0,12	—	0,02	—
Непосредственная кровля	0,04	1570	0,59	0,03	—	0,34
Основная кровля	0,34	1600	0,92	0,05	0,24	2,73

Для измерения напряжений в массиве использовались датчики омического сопротивления, которые тарировались заранее.

После каждого этапа обработки модели производилась фотография его лицевой стороны. Одновременно с этим снимались показания деформометров. Обработка данных, фотографирования и показаний деформометров производились в соответствии с общей методикой.

Основной задачей исследования являлось: установить особенность проявления горного давления, а также картину сдвижения покрывающих пород в зонах разрывов и по соседству с ними при разработке одиночных и свиты пластов. На моделях иммитировались разрывные трещины, падающие под углом 50, 65 и 80°.

Исследованиями установлено, что разрывы способствуют концентрации напряжений на отдельных участках и в связи с этим вызывают ряд осложнений в работе.

Если крылья разрывов обрабатываются отдельными очистными забоями и вдоль сместителя оставляются угольные предохранительные целики, то горные выработки расположенные на разных крыльях разрыва испытывают различное давление и деформацию. Установлено, что при опережающей обработке висячего крыла разрыва повышенное горное дав-

ление передается и на другое крыло разрыва. Причем, чем круче сместитель, тем меньше передается нагрузка в лежащем крыле и, следовательно, тем выше коэффициент концентрации напряжений в висячем крыле (рис. 1).

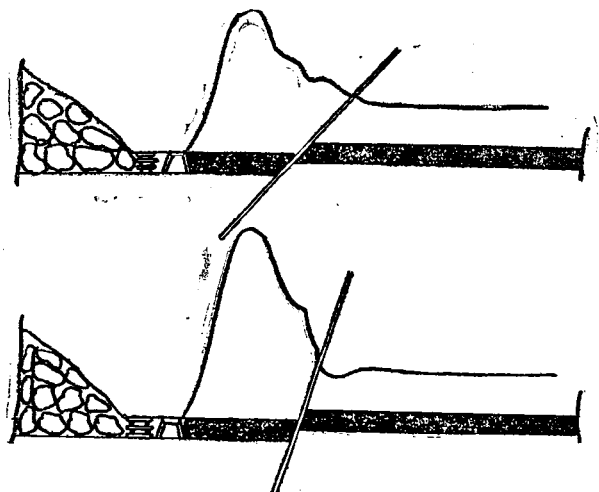


Рис. 1. Перераспределение горного давления при опережающей отработки висячего крыла

В данном конкретном случае при расположении горной выработки на расстоянии 10 м от трещины разрыва, при падении трещины разрыва соответственно под углом 50, 65 и 80°, коэффициент концентрации напряжений в висячем крыле составлял 1,5, 2 и 3.

При опережающей отработке лежащего крыла повышенная нагрузка на другое крыло разрыва не передается (рис. 2). Однако вдоль трещины разрыва все же наблюдается некоторое увеличение нагрузки за счет образуемой консоли в висячем крыле. Коэффициент концентрации напряжений в данном случае несколько больше чем в предыдущем.

Следует отметить, что при отстающей отработке висячего или лежащего крыльев разрыва интенсивность проявления горного давления во всех случаях растет. При отстающей отработке висячего крыла повышенное горное давление на другое крыло разрыва почти не передается. Причем, коэффициент концентрации напряжений при любом наклоне трещины разрыва одинаково высок (уменьшается от 4 при  $\alpha_{тр} = 50^\circ$  до 3 при  $\alpha_{тр} = 90^\circ$ ). При отстающей отработке лежа-



чего крыла разрыва коэффициент концентрации напряжений колеблется в сравнительно узких пределах (от 2 до 3,5).

На модели иммитировался также случай, когда очистной забой переходил трещину разрыва с висячего крыла к лежачему и наоборот.

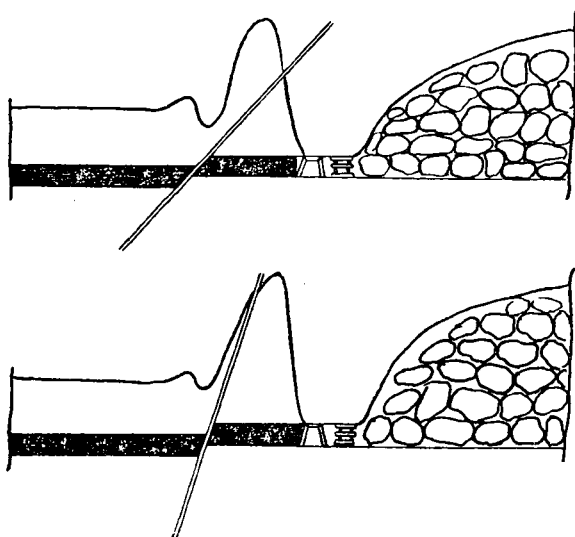


Рис. 2. Перераспределение горного давления при опережающей отработки лежащего крыла

На базе проведенных исследований установлено, что при подходе к трещине разрыва с висячего крыла (рис. 3) концентрация напряжений впереди груди очистного забоя более или менее постоянной (при  $\alpha_{тр} = 50^\circ$ ), увеличивается сравнительно медленно (при  $\alpha_{тр} = 65^\circ$ ) или сравнительно быстро (при  $\alpha_{тр} = 80^\circ$ ).

Примерно, аналогическая картина наблюдается при подходе к разрыву с лежащего крыла (рис. 4). При этом, чем больше угол наклона трещины разрыва, тем резко возрастает напряжение и наоборот.

При отработке свиты пластов подмеченные выше закономерности проявления горного давления сохраняются. Однако, величины коэффициента концентрации напряжений по нижним пластам значительно занижены. Кроме того, при независимой разработке крыльев разрыва под целиками оставленными по верхним пластам создаются зоны повышенного

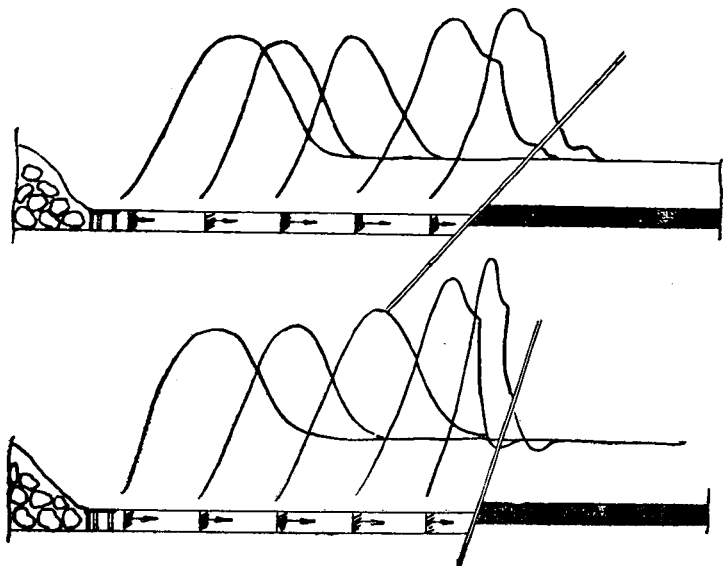


Рис. 3. Перераспределение горного давления при подходе очистных работ к разрыву с висячего крыла

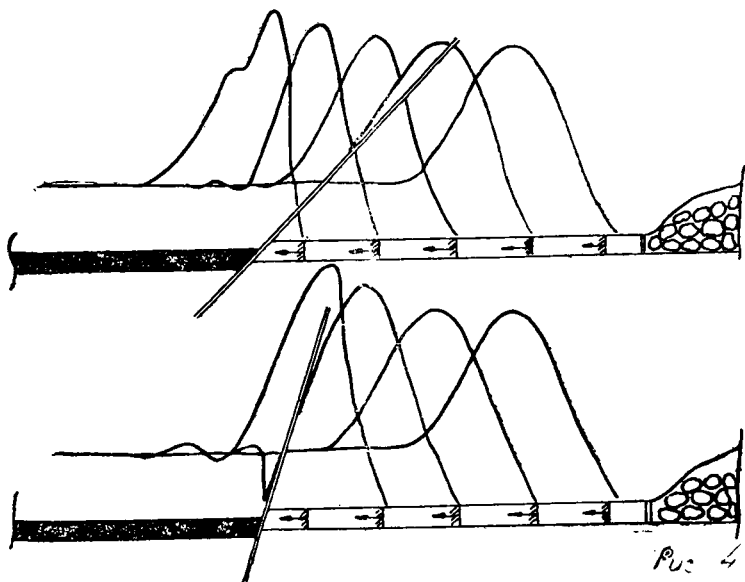


Рис. 4. Перераспределение горного давления при подходе очистных работ к разрыву с лежащего крыла

2. Добыча и обогащения ископаемых ...

Гос. ...  
 ГОРНО-ИЗВ. ССР  
 СЕНТЯБРЬ

горного давления. Причем, значения коэффициента концентрации напряжений под этими целиками в ряде случаев превосходит их величины по верхним пластам.

Наблюдателями установлено, что во всех случаях при ведении горных работ в зонах разрывов по соседству с ними напряженное состояние массивов резко меняется, то возрастают, то падают. В связи с этим условия выемки угля, а также поддержания рабочего пространства будут резко меняться, то улучшаться, то ухудшаться. Сказанное полностью подтверждается практикой ведения горных работ на нарушенных пластах.

Приведенные выше данные являются предварительными и необходимо проводить дальнейшее исследование как на моделях, так и в производственных условиях. Несмотря на это уже сейчас на базе проведенных исследований можно сделать некоторые рекомендации с целью обеспечения рациональной разработки тонких и средней мощности нарушенных угольных пластов в зонах разрывов и по соседству с ними, а именно:

- 1) при разработке тонких и средней мощности пологих и наклонных угольных пластов в зонах разрывов и по соседству с ними, если последние очистными работами переходятся, предпочтение следует отдавать варианту разработки от всячего крыла разрыва к лежащему;

- 2) при независимой разработке крыльев разрыва целесообразнее вначале обрабатывать всячее крыло разрыва, а затем лежащее;

- 3) при разработке свиты весьма сближенных пластов выемочные штреки в всячем крыле разрыва нужно располагать на одинаковом расстоянии от разрыва, а в лежащем крыле — они в нисходящем порядке, должны быть несколько сдвинуты в сторону от разрыва.

- 4) во избежании опасных концентрации горного давления вдоль разрывов целесообразно угольные целики не оставлять или погашать частично.

---

К. С. КУЧУХИДЗЕ

## ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ УДАРООПАСНЫХ ПЛАСТОВ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ В УСЛОВИЯХ ТКИБУЛЬСКОЙ ШАХТЫ ВОСТОЧНАЯ-2

На шахтах Ткибульского каменноугольного месторождения, разрабатывающих пласты опасные и упряжаемые по горным ударам, одним из основных мероприятий по предотвращению возникновения горных ударов является опережающая отработка защитного пласта.

Многочисленными исследованиями [1] было установлено, что упругость угольного пласта в результате надработки или подработки в большинстве случаев не снижается. Таким образом, пласт угля имеющий способность к хрупкому разрушению в принципе и после отработки защитного пласта остается потенциально опасным по горным ударам.

Основное действие опережающей отработки защитного пласта заключается в том, что на надрабатываемом или подрабатываемом пласте угля снижается давление, т. е. ликвидируется главное условие проявления горного удара.

При проведении горной выработки происходит сдвигание горных пород и образуются ряд зон, распространяющихся как в кровлю, так и в почву выработки — зона влияния выработки, зона разгрузки, зона полных сдвижений, зона обрушения, защитная зона.

Наибольший интерес в части обеспечения безопасности горных работ, имеет зона разгрузки и защитная зона.

Зоной разгрузки называется область массива горных пород, располагающей над и под выработкой, где величина горного давления ниже, чем она существовала в массиве до проведения выработки. Однако, степень влияния очистной выработки на снижение нагрузок в горном массиве затухает с удалением вверх и вниз от выработки.

Поэтому, если пласт попадает в зону разгрузки, то это еще не значит, что опасность горного удара на нем исключена.

Зона защиты охватывает часть массива горных пород, в которой нагрузки, в результате обработки пласта снизились ниже  $\gamma H_0$ , где  $H_0$  — минимальная глубина возникновения горных ударов на данном месторождении.

Зона защиты всегда располагается внутри контура зоны разгрузки.

Горные удары происходят, когда напряжения вблизи выработки достигают критических их значений, т. е. условие безопасности по горным ударам можно выразить формулой:

$$\sigma < \frac{\sigma_{кр}}{K},$$

где  $K$  — коэффициент концентрации напряжений.

Ввиду того, что величины  $\sigma_{кр}$  и  $K_2$  предварительно неизвестны,  $\sigma_{кр}$  можно выразить через  $H_0$

$$\sigma_{кр} = K\gamma H_0$$

или

$$\frac{\sigma_{кр}}{K} = \gamma H_0$$

и тогда условие безопасности примет вид

$$\sigma = \gamma H_0.$$

На шахтах Ткибульского месторождения горные удары начали проявляться с глубины 500 метров. Следовательно, проявление горных ударов исключается при начальном напряженном состоянии массива горных пород в зоне разгрузки  $\delta < 2,5 \times 500 = 125 \text{ кг/см}^2$ .

Приблизительно распространение зон разгрузки и защиты вверх и вниз от очистной выработки имеет соотношение 2:3 при большом ее значении для пород кровли.

Границы зон, безусловно, зависят от физико-механических свойств пород слагающих почву и кровлю пласта, мощности пласта, угла наклона, однако для предварительных определений может быть принято указанное соотношение.

Во всяком случае проведенные исследования и аналитические расчеты на Ткибульском месторождении подтверждают относительную закономерность этого соотношения.

Подработка защитного пласта дает большой эффект и как это было определено выше охватывает большую зону горного массива, однако, при наличии свиты пластов, опережающая обработка нижнего пласта технически не всегда

представляется возможной. Поэтому в большинстве случаев осуществляется надработка пластов. Породы или пласты угля, надработанные выработкой, подвергаются сжатию в зонах опорного давления под краевыми частями массива угля и расширению в сторону выработки в зоне разгрузки.

Механизм влияния надработки защитным пластом будет заключаться в следующем: в зоне опорного давления породы дополнительно сжимаются по нормали и расширяются по напластованию. В зоне разгрузки, т. е. в зоне расположенной непосредственно под очистной выработкой, имеет место расширение пород по нормали и их сжатие по напластованию.

Эти закономерности деформаций пород имеют место как по простирацию, так и по падению и восстанию, т. е. напряженное состояние горных пород, попавших в зону разгрузки снижается за счет расширения их по нормали к напластованию и за счет сжатия в направлении напластования.

Здесь же следует отметить, что действие защитного механизма надработки или подработки защитным пластом полностью распространяется на пласты опасные по внезапным выбросам угля и газа. Последнее обстоятельство может быть использовано при разработке пластов упряжаемым по внезапным выбросам угля и газа на шахте им. Ленина Ткварчельского месторождения. Здесь в качестве защитного можно использовать пласт 2 или один из многочисленных нерабочих пластов и пропластков залегающих выше основного рабочего пласта.

На шахтах Ткибульского месторождения в качестве защитного принимается верхний пласт в свите, в частности, на шахте Восточная-2 защитным принят верхний II пласт, вернее верхний слой II пласта.

II пласт средней мощности 6,50 м разделен на два слоя, причем мощность верхнего, защитного слоя принята 2—2,2 м.

Отработка верхнего слоя защитного пласта ведется сплошной системой разработки с подвиганием откаточного и вентиляционного штреков вслед за продвижением забоя лавы (рис. 1).

Штреки для отработки верхнего слоя II пласта проводятся по нижнему слою этого же пласта или же по нижеледующему 7/4 пласту, и соединяются с лавой дучками и ортами через каждые 5 метров. Работы ведутся с обрушением кровли и профилактической заилочкой выработанного пространства. Необходимость ведения заилочочных работ, вслед за продвижением очистного забоя, предопределило расположение штреков в нижележащем пласте или слое. При таком расположении штреков и сплошной системе разработки об-

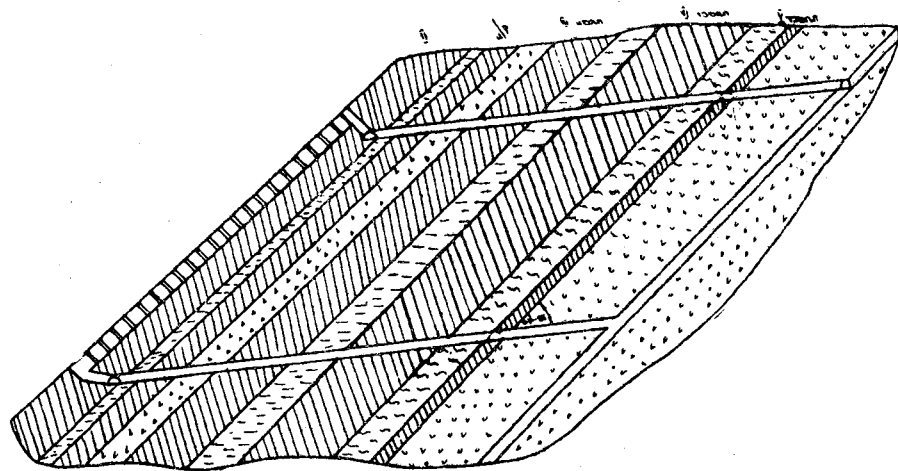


Рис. 1. Схема отработки верхнего защитного слоя на шахте Восточная—2

легченно также их поддержание и более надежно решен вопрос проветривания лавы.

На рис. 2 дана схема для определения границ зоны разгрузки.

Углы  $\Theta$  и  $\gamma$  для условий Ткибульского месторождения специально не определялись.

Угол  $\Theta$  является угол наклона линии максимальных сдвижений подработанных горных пород, т. е. линии соединяющей середину выработанного пространства и точку земной поверхности имеющую максимальное сдвижение. Угол  $\Theta$  одновременно является углом наклона к горизонту большой оси эллипса, построенного на очистной выработке.

Угол  $\Theta$  зависит от угла падения пласта и прочности горных пород. С увеличением угла падения значение  $\Theta$  уменьшается, чем слабее породы тем больше угол  $\Theta$ .

Для практических расчетов угол  $\Theta$  можно определить по углу падения пласта, т. е. изменение  $\Theta$  от прочности пород сравнительно незначительно. Падение пластов на шахте Восточная-2 составляет  $38-40^\circ$  чему соответствует значение  $\Theta = 65^\circ$  [2].

Угол  $\gamma_2$  (см. рис. 2), по тем-же источникам, при угле падения пласта  $38-40^\circ$  составляет  $15^\circ$ . Имея значения  $\Theta$  и  $\gamma_2$  возможно построить границы зоны влияния отработки защитного слоя II пласта по восстанию и падению.

По данным исследовательских работ, проведенных пружинским территориальным сектором ВНИМИ на шахте им. Ленина зона разгрузки начинается в 10 метрах впереди очистного забоя. Поэтому, при построении верхней граници зоны разгрузки верхняя точка ее по пласту II перенесена на 10 метров от края выработанного пространства в массив угля по восстанию. Однако, для простоты и большей надежности будет более правильно границу зоны разгрузки брать на линии очистного забоя или в нашем случае на линии края массива пласта со стороны восстания.

Глубина зоны разгрузки для условий Ткибульского месторождения определяется по формуле [2]

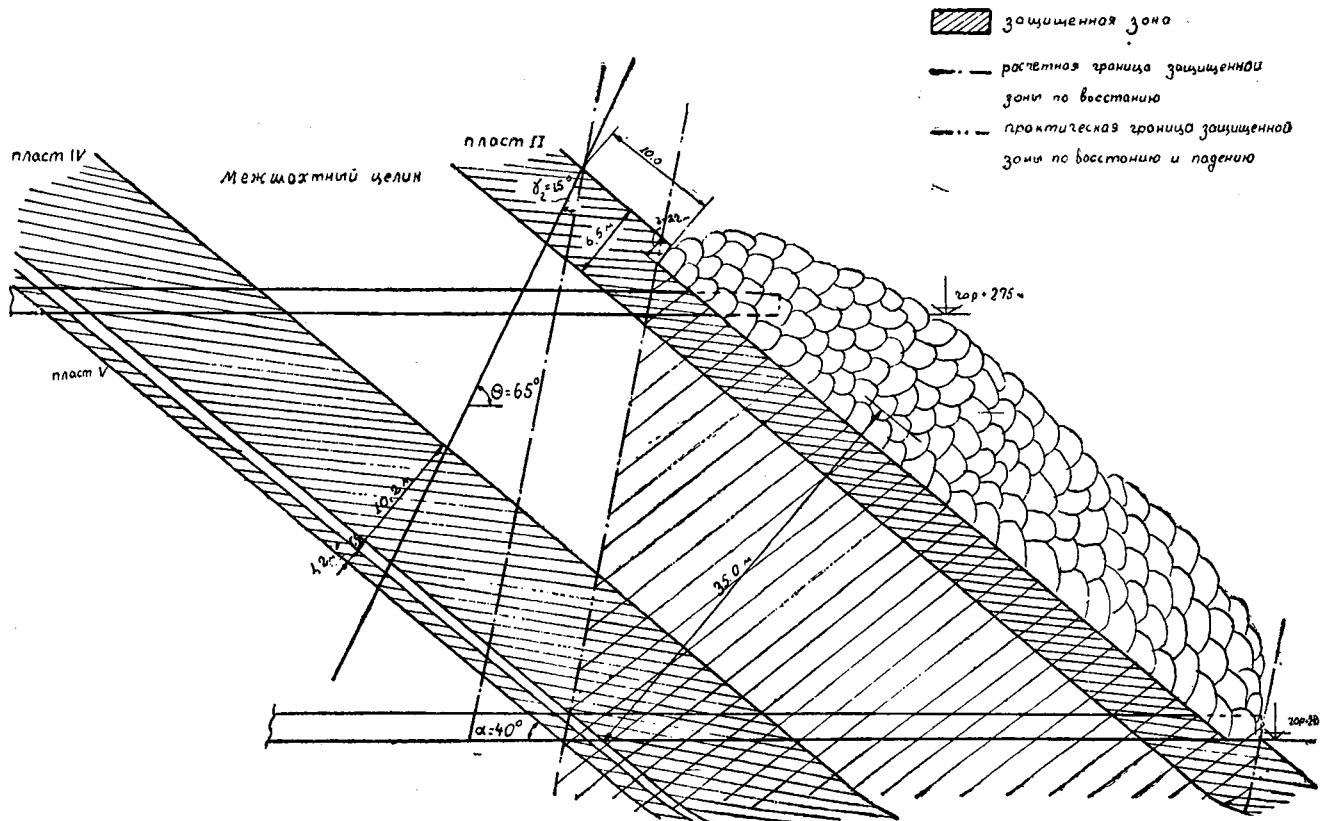
$$h_2 = (0,5 + 10) \operatorname{tg} 57 = 0,77a + 15,4.$$

$a$ —ширина очистной выработки, равная наклонной высоте подэтажа плюс 8 метров (см. рис. 1), т. е.  $a = 50 + 8 = 58$  м.

$$h_2 = 0,77 \times 58 + 15,4 = 60,1 \approx 60 \text{ м.}$$

Общая мощность свиты на шахте Восточная-2 составляет 35 метров, т. е. все пласты свиты находятся в пределах зоны разгрузки.





Для определения глубины защитной зоны при надработке защитным пластом (слоем) можно использовать прием, предполагающий знание закономерности изменения коэффициента концентрации  $K$  вдоль центрального сечения выработки в пределах зоны разгрузки.

Под  $K_{\text{защ}}$  надо понимать величину коэффициента концентрации напряжения в вершине полуэллипса защиты

$$K_{\text{защ}} = \frac{\sigma_{\text{кр}}}{\sigma}$$

Но вместо  $\frac{\sigma_{\text{кр}}}{\sigma}$  можно представить соотношение  $\frac{H_0}{H}$  и тогда

$$K_{\text{защ}} = \frac{H}{H_0}$$

Для условий действующего горизонта шахты Восточная-2 глубина горных работ от дневной поверхности составляет около 1000 м, тогда:

$$K_{\text{защ}} = \frac{500}{1000} = 0,5.$$

Глубина зоны защиты определяется из выражения

$$h_{\text{защ}} = K \cdot a = a \times \frac{H_0}{H}$$

$$h_{\text{защ}} = 60 \times 0,5 = 30.$$

Практически положение в этом отношении будет еще более благоприятным т. к. отработка пластов ведется в нисходящем порядке и каждый очередной разрабатываемый пласт будет являться защитным для нижележащего.

Рассматривая рис. 1 и 2 приходим к заключению, что если отработкой защитного слоя II пласта все откаточные штреки подэтажа по пластам 7/4, III и IV будут находиться в зонах разгрузки и защиты, то вентиляционные штреки по этим пластам попадают в зону высоких напряжений, вследствие чего проходка их небезопасна, а поддержание будет связано с большими трудностями и затратами.

Опасность возникновения горных ударов при проходке вентиляционных штреков может быть устранена применением нагнетания воды в пласт при проведении выработок. Однако, наличие межшахтного целика между шахтами им. Ле-

нина и Восточная-2, у нижней границы которого должны проводиться и поддерживаются вентиляционные штреки, а так-же большая глубина ведения горных работ предопределяет наличие больших нагрузок на штреки и возможность быстрого восстановления первоначальных напряжений.

Положение усугубляется и тем обстоятельством, что отработка пластов 7/4, III и IV предусматривается столбовой системой разработки, что повлечет за собой по мере подвигания лавы, значительные дополнительные приросты давления впереди очистного забоя и возможность хрупкого разрушения пласта угля в боках выработок, т. е. горный удар.

В целях создания зоны разгрузки и защиты на вентиляционном горизонте подэтажа возможно и целесообразно в период ведения очистных работ на пласте II, отработать также нижний слой IV пласта с закладкой выработанного пространства (рис. 3).

Отработка слоя по IV пласту должна вестись сплошной системой разработки с расположением штреков по нижеследующему нерабочему V пласту и подвиганием их вслед за продвижением забоя лавы.

Применение сплошной системы разработки необходимо для обеспечения защиты вентиляционного штрека по V пласту, а расположение штреков в V пласте—для бесперебойного ведения закладочных работ в условиях сплошной системы разработки.

На рис. 4 приводится построение нижней границы зоны защиты в условиях отработки нижнего слоя IV пласта. Угол  $\gamma_1$  равен  $10^\circ$  [1].

Глубина зоны защиты по нормали к отрабатываемому слою IV пласта определится из выражения

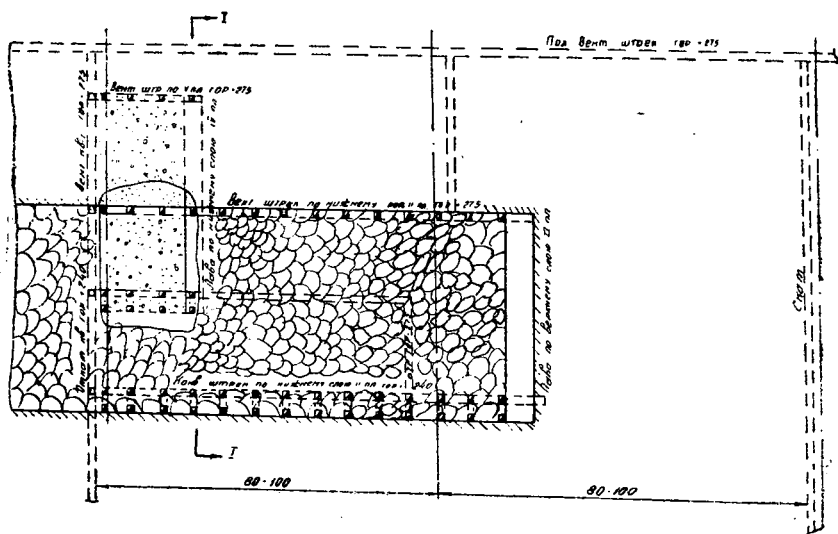
$$h_1 = 0,7 c = 0,7 \times 60 = 42 \text{ м.}$$

Таким образом, все выработки вентиляционного горизонта подэтажа попадают в защитную зону образующуюся от выемки нижнего слоя IV пласта.

Вышеприведенные расчеты и построения приведены на основании средних данных полученных при ведении исследовательских работ на Ткибульском месторождении. Эти расчетные параметры взяты с запасом и, поэтому применение их для разных горногеологических условий в пределах данного месторождения возможно для практических целей.

Однако большие глубины разработки на шахте Восточная-2 требует проведения соответствующих исследований для уточнения этих параметров. Вопрос касается значения углов

... Одновременная обработка верхнего слоя II пласта и нижнего слоя IV пласта. План.



... Одновременная обработка верхнего слоя II пласта и нижнего слоя IV пласта. Разрез I-I

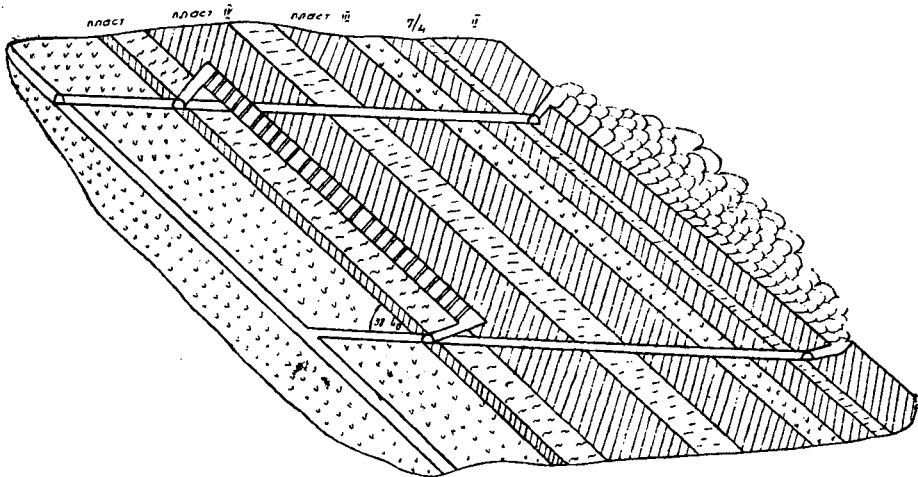


Рис. 3. Схема обработки свиты пластов на шахте Восточная-2 в условиях ее одновременной надработки и подработки

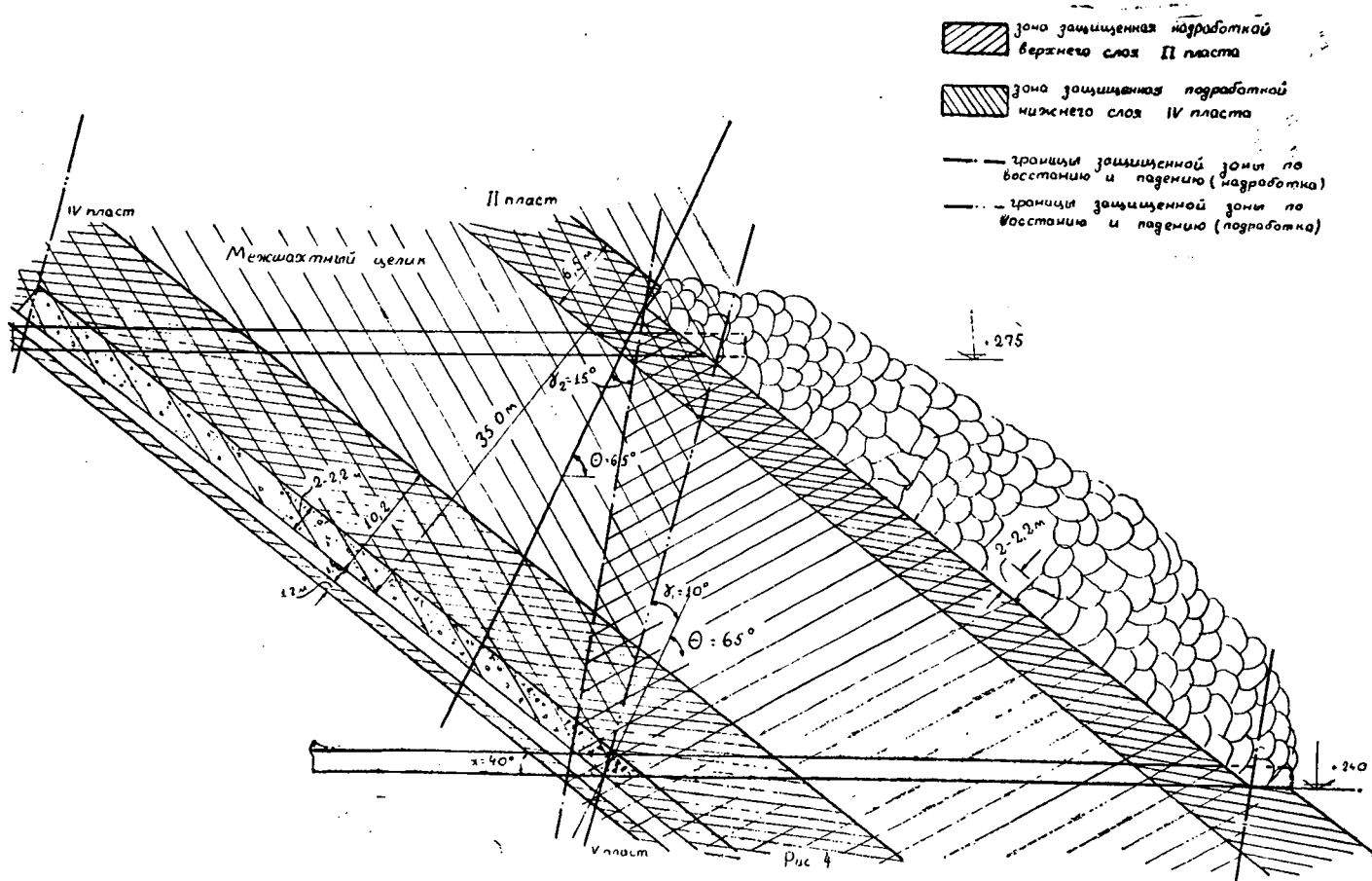


Рис. 4. Схема расчета границ защитной зоны при одновременной наработке и подра-

$\Theta$ ,  $\gamma_2$ ,  $\gamma_1$ , подтверждения экспериментальным путем полученных расчетных значений глубин зон разгрузки и защиты ( $h_1$  и  $h_2$ ).

На шахтах месторождения пока в промышленных условиях не опробована выемка в свите нижнего слоя нижнего пласта с закладкой и не изучено ее влияние на массив вышележащих пород.

Все эти вопросы подлежат дальнейшему исследованию и уточнению. Это тем более необходимо, что опыта разработки мощных, именно мощных пластов в сложнейших горно-геологических условиях на столь глубоких горизонтах пока в мировой практике не имеется.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Петухов И. М. и др. Горные удары и борьба с ними. Пермского книжного изд., 1969.
  2. Петухов И. М. и др. Защитные пласты. Из-во Недр, Л., 1972.
-

И. И. ЗУРАБИШВИЛИ, В. А. КАЛАНДАДЗЕ, Т. А. ГУРО,  
П. П. РАМИШВИЛИ, Г. С. ДЖАПАРИДЗЕ, Д. Г. КАПАНАДЗЕ,  
Ю. Г. АБЗИАНИДЗЕ

## ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ КАРБОНАТНОЙ РУДЫ ИЗ РАНЕЕ ОТРАБОТАННЫХ ПОЛЕЙ ЧИАТУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Карбонатная марганцевая руда обнаружена на Чиатурском месторождении в 1938—1939 гг. Залегает она преимущественно в виде пласта мощностью от 0,5 до 2,5 м, либо непосредственно над окисной марганцевой рудой, либо разбита прослоем песчаника. Содержание марганца в карбонатной руде меняется в пределах 10—31%.

Разработка этой разновидности на месторождении началась лишь в последние годы после выявления пригодности ее в металлургической промышленности и установления рациональных методов разработки.

На сегодняшний день на уже отработанных участках месторождения оставлено в выработанном пространстве значительное количество карбонатной руды. Только в поле рудоправления. Итхвиси Новый оно превышает 3 млн. т.

Выемка этой руды имеет большое народнохозяйственное значение с точки зрения рационального использования богатств недр и как средство увеличения уже ограниченных запасов Чиатурского марганцевого месторождения.

Для выявления возможности и целесообразности выемки карбонатной руды из отработанных участков Институт горной механики АН ГССР в течение 1970—1972 гг. была проведена научно-исследовательская работа.

Опытно-промышленные работы проводились на 1 участке рудоправления «Итхвиси Новый», горнотехнические условия которого представительны для отработанных полей месторождения с оставленной карбонатной рудой.

До первичной разработки общая мощность марганцевого пласта в поле участка составляла 3,9 м, из коих мощность

карбонатной руды 1,4 м, окисной—2,5 м, Разделительный прослой отсутствовал.

Участковое поле было отработано в 1962—1963 гг. по мощности окисной руды. Подрабатываемая при этом карбонатная руда обрушалась в выработанное пространство по мере посадки кровли в очистных забоях.

На основании изучения геологических материалов, опыта разработки месторождения, лабораторных исследований и исследований, выполненных в процессе подготовки опытного участка, установлены следующие исходные для выбора технологии разработки данные:

обрушенная в результате первичной отработки карбонатная руда в раздробленном состоянии размещается у почвы пласта;

мощность слоя руды меняется в пределах 1,2—1,5 м; налегающие породы, обрушенные в результате первичной отработки, представлены в виде глыб разного размера; количество мелочи (менее 20 см) не превышает 12%;

максимальная площадь обнажения кровли выработки без крепления, допускающая нормальное ведение работ в забое, составляет  $3,5 \times 0,5$  м<sup>2</sup>.

Применительно к указанным условиям на сегодняшний день наиболее рациональной признана технология разработки узкими забоями, в частности заходками, с верхней подрывкой, отбойкой руды отбойными молотками и погрузкой погрузочными машинами ковшевого типа.

Схема подготовки участка представлена на рис. 1.

Штреки проходились сечением  $2,5 \times 3,0 = 7,5$  м<sup>2</sup>.

Отбойка производилась отбойными молотками типа МО-10. Начиналась она с создания вруба по верхнему контуру забоя. Далее под защитой затяжек, подбитых над верхняком последней рамы, отбивалась вся надкарбонатная часть. Карбонатная руда отбивалась либо совместно с пустой породой (при валовой выемке), либо после очистки забоя от отбитой породы (при раздельной выемке).

Погрузка в вагонетки производилась погрузочными машинами типа ЭПМ-1.

Крепились штреки неполными крепежными рамами с частичной затяжкой кровли. Расстояние между рамами 0,4—0,5 м.

Отработка выемочных столбов велась в направлении от границы разрабатываемого поля односторонними и двусторонними заходками (рис. 2, 3).



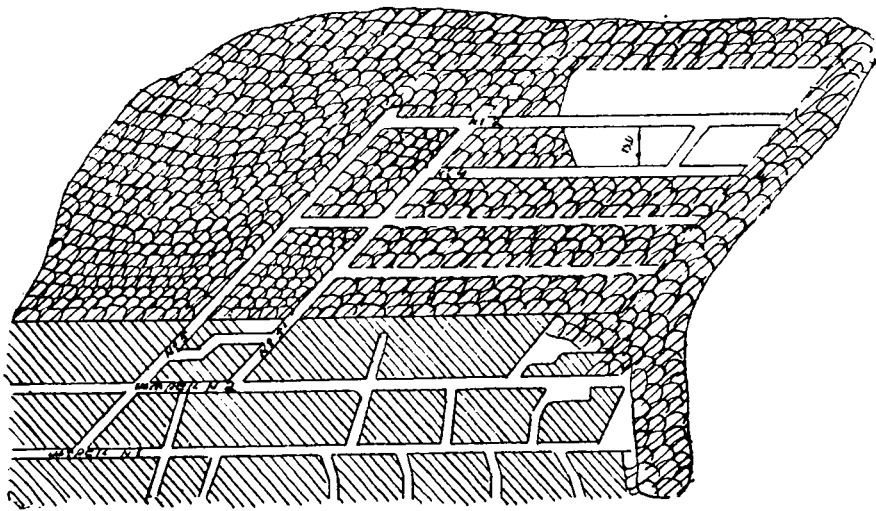


Рис. 1. Схема подготовки опытного участка

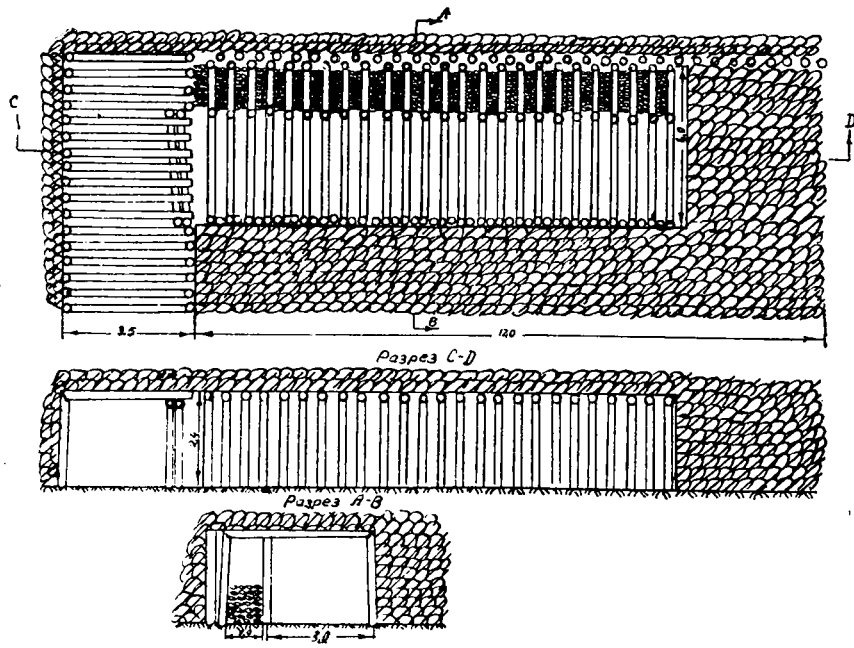


Рис. 2. Односторонние заходки

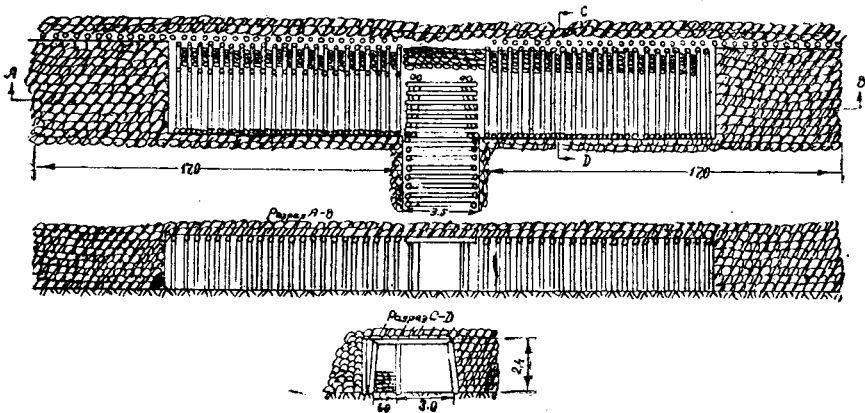


Рис. 3. Двусторонние заходки

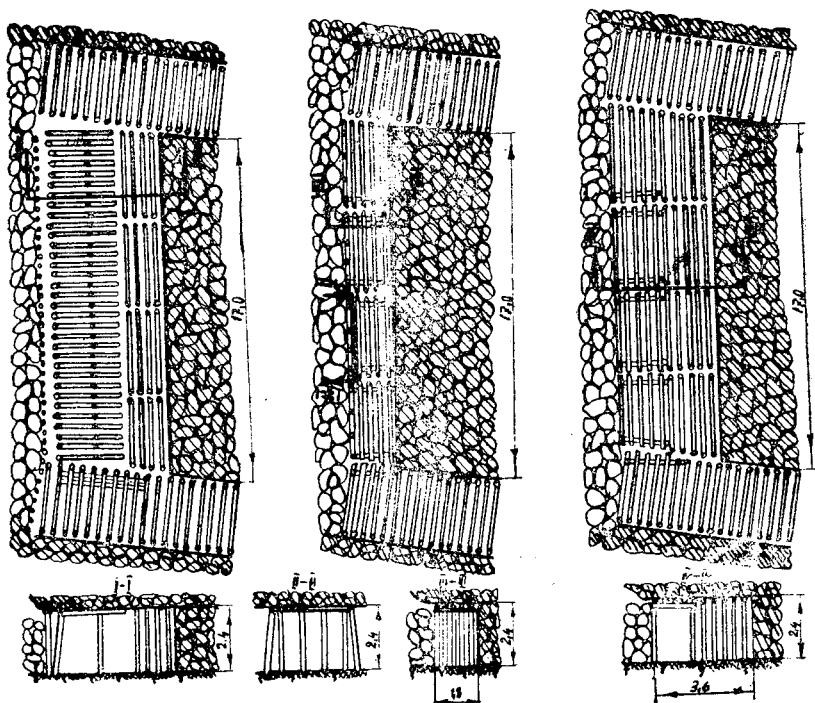


Рис. 4. Лавообразный забой

Отбойка в заходке, как и при проходке штреков, производилась отбойными молотками типа МО-10, начиная от кровли. 25—30% отбитой породы размещалась вдоль обрушения в виде стенки. Остальная грузилась в вагонетки погрузочной машиной ЭПМ-1 и вывозилась на поверхность. К отбойке карбонатной руды приступали после очистки забоя от породы.

Крепление рабочего пространства осуществлялось неполными крепежными рамами, установленными через 0,4—0,5 м с частичной затяжкой кровли. Вдоль заходки со стороны, подлежащей отбойке, между крепежными рамами устанавливались одиночные стойки, которые в сочетании со смежными стойками рам создавали органичный ряд. Органка препятствовала проникновению в рабочее пространство новых заходок пустой породы и служила режущим рядом при посадке отработанной заходки.

Управление кровлей производилось полным обрушением отработанной заходки. Крепь при посадке кровли извлекалась с помощью тихоходной лебедки. 20% крепиеса использовалось вторично.

Работы в заходках выполнялись комплексными бригадами из двух человек. Подвигание забоя за смену достигало 0,9 м.

Для закономерностей проявления горного давления в подготовительных и нарезных выработках и в очистных забоях устраивались замерные станции, оборудованные стоечными динамометрами типа 50-СД-180.

Как показали наблюдения, в панельных выработках давление на крепежную раму сначала интенсивно росло, затем рост замедлялся. После этого давление становилось практически постоянным. Максимальная величина давления составила 6,9 т/м<sup>2</sup>.

В выемочных штреках максимальное давление достигало 9,3 т/м<sup>2</sup>.

Зона опорного давления распространялась на 4 м впереди заходок. Максимальная нагрузка на раму в этой зоне достигала 7,6 т. За пределами указанной зоны давление не превышало 4 т на раму.

Состояние крепи в местах сопряжения заходки со штреком было удовлетворительным. Поломка крепи не наблюдалась.

Замеры давления в 11 смежных заходках показали, что величина его возрастает от первой до четвертой заходки, после чего отмечается стабилизация. Если в первой заходке величина горного давления не превышала 4,34 т/м<sup>2</sup>, в четвер-

той она достигала 18,1 т/м<sup>2</sup>. Начиная с пятой заходки, изменение горного давления было незначительным.

Зафиксированные значения величин горного давления при повторной разработке участкового поля не отличаются сколь-либо существенно от соответствующих значений, имеющих место при первичной обработке полей.

Система разработки заходками характеризуется весьма малым фронтом очистных работ, что, естественно, отрицательно сказывается на интенсивности обработки выемочных столбов, вызывает нежелательное, особенно на полях уже однажды отработанных, увеличение срока существования выработок. Поэтому, с целью установления возможности увеличения действующей линии забоя была испробована отработка столба лавообразным забоем.

Длина лавообразного забоя 17 м, ширина призабойного пространства 1,8—3,8 м. Работа в забое велась четырьмя прирезками равной ширины. Отбойка производилась отбойными молотками. Большая часть отбитой горной массы вручную перебрасывалась на рельсовый путь, проложенный вдоль лавообразного забоя, и грузилась в вагонетки погрузочной машиной. Крепился забой неполными крепежными рамами, устанавливаемыми параллельно забою с частичной затяжкой кровли. После перемещения забоя на 1,8 м верхняки подхватывались рамами, перпендикулярными забою с целью создания свободного пространства для рельсового пути.

Опытные работы показали техническую возможность применения лавообразного забоя в условиях повторной разработки. Однако, работа в нем значительно осложнялась необходимостью установки подхватывающих рам, переноской рельсового пути и большим объемом ручного труда по перекидке отбитой горной массы.

Сопоставление технико-экономических показателей работы в очистных забоях приведено в таблице.

При принятой технологии ведения работ в очистных забоях более высокие технико-экономические показатели получены при системе разработки заходками. Тем не менее, вопрос перехода от узких очистных забоев к длинным в условиях повторной разработки Чиатурского месторождения марганца заслуживает безусловного внимания. Его положительное решение зависит от того, насколько и как скоро возможна механизация и тем более автоматизация основных производственных процессов. Не лишен интереса вопрос использования механизированных крепей, механизированной

погрузки руды в вагонетки и переброски пустой породы в выработанное пространство.

Для установления экономической эффективности повторной разработки в процессе проведения опытных работ определялось влияние степени разубоживания руды на экономику производства.

Таблица 1

Наименование показателей	Ед. изм.	Абсолютные значения		Проценты	
		в заходках	в лавообр. забоях	в заходках	в лавообр. забоях
Расход креплеса на 1000 т	м <sup>3</sup>	38,8	59,3	100	152,8
Трудоемкость работ в забое	ч—см 1000 т	175,42	243,2	100	138,7
в т. ч. отбойки	”	50,0	50,0	100	100
очистки забоя	”	40,0	77,58	100	194,0
в т. ч. загрузки	”	40,0	40,0	100	100
перекидки	”	—	37,58		
крепления	”	66,6	83,24	100	124,9
посадки кровли	”	8,7	14,77	100	169,8
Производительность труда забойной группы	т/ч—см	5,7	4,11	100	72,1
Себестоимость 1 т горной массы	руб.	3,35	4,61	100	137,6
в т. ч. креплес	”	1,28	1,95	100	152,3

Если при первичной разработке марганцевого пласта в условиях Чиатурского месторождения разубоживание руды происходит в основном за счет примешивания неучтенных в балансовых запасах породных прослоев, включенных в пласт, при повторной разработке руда разубоживается как за счет примешивания этих прослоев, так и обрушенными породами кровли. Помимо отмеченного, увеличение разубоживания влечет за собой недостаточная мощность слоя руды, препятствующая проведению горных выработок в ее пределах, высотой, обеспечивающей применение имеющихся на рудниках средств механизации, и предопределившая необходимость осуществления подрывки.

В условиях опытного участка фактическое содержание марганца в добытой горной массе при валовой выемке не превышало 15,1%, при раздельной оно возросло до 19,58%; величина разубоживания составила соответственно 42,2% и

18,7%. Увеличение содержания марганца в добытой горной массе на 4,48% и снижение разубоживания руды на 23,51% при отдельной выемке в сравнении с валовой произошло за счет примешивания меньшего количества пустой породы.

В зависимости от содержания марганца в горной массе меняется общий выход концентрата и себестоимость его.

Себестоимость 1 т концентрата при валовой выемке составила 17,52 руб., при отдельной — 13,06 руб. Снижение ее с переходом от валовой выемки к отдельной достигло 4,66 руб. или более чем 25%.

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют о существенном отрицательном влиянии на экономику производства наличия больших количеств пустой породы в выданной горной массе и указывают на необходимость применения отдельной выемки при повторной разработке пласта.

Итак, проведенными исследованиями доказана возможность выемки карбонатной руды из отработанных участков.

Рациональной технологией выемки на данном этапе является разработка узкими заходками с отдельной добычей руды в забое и использованием оправдавших себя на месторождении средств механизации горных работ.

С целью резкого улучшения технико-экономических показателей повторной разработки целесообразно в дальнейшем направить исследования по пути применения комбайновой выемки и механизированного комплекса.

---

И. И. ЗУРАБИШВИЛИ, А. Ф. КИКАБИДЗЕ

## ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ МАРГАНЦЕВЫХ РУД ПРИ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ЛАВАМИ

Любая принятая технология добычи предусматривает при разработке рудных месторождений потери как количественные, так и качественные. Потери, вызываемые различными соображениями, как, например, безопасностью ведения горных работ, невозможностью добычи некоторой части полезного ископаемого, как правило, в большинстве случаев сводятся к соображениям экономического характера. Надо думать, что потери можно свести к нулю, но ценой, очевидно, больших материальных затрат, не компенсируемых ценностью добытого при этом полезного ископаемого, т. е. какую-то часть запасов полезного ископаемого добывать экономически невыгодно.

Затраты на добычу каждой отдельной тонны добытой руды неодинаковы. Однако, произвести дифференциацию с целью определения во сколько обходится каждая добытая тонна, начиная от первой и до последней несколько затруднительно. Во-первых, целый ряд затрат ложится потонно на добытую руду и дифференцировать его просто нельзя. Например, к таким затратам относятся амортизационные начисления, затраты на крепление и др., которые приходится на цикл добычных работ. Кроме того, норма выработки усредненно отображает трудоемкость работ, и, следовательно, затраты, понесенные на выполнение их будут в одинаковой степени ложиться на единицу продукции.

В основном дифференциацию себестоимости можно произвести в зависимости от трудоемкости добычи следующим образом. Считая, что норма выработки установлена правильно, производятся замеры времени, необходимого на выполнение операций, связанных с добычей каждой отдельной тонны.

Следующий этап — нахождение зависимости между временем, затрачиваемым на добычу определенной тонны продукции ( $t$ ) и величиной, показывающей очередность данной единицы продукции ( $x$ )

$$t = f(x). \quad (1)$$

По нормам выработки определив затраты на зарплату, делением их на количество времени, нужное на производство полного цикла процесса, получим затраты на единицу времени.

$$\frac{3}{T}, \quad (2)$$

где  $3$  — затраты с начислениями рабочих, занятых на данном процессе, руб.;

$T$  — время, затрачиваемое на полный цикл добычи руды, мин.

Умножением выражения (1) на (2) получим удельные затраты.

Следовательно, если на добычу определенной тонны трудоемкость работ увеличивается, то условно можно считать, что и затраты в этом случае больше. Увеличение же трудоемкости работа наблюдается, например, при производстве погрузочных работ к тому моменту, когда руда, подлежащая погрузке, остается в забое в малом количестве.

С другой стороны такие затраты, как крепление и управление кровлей, амортизационные отчисления и др. не зависят от уровня извлечения полезного ископаемого из недр. Стало быть, удельная величина их будет уменьшаться с увеличением извлечения руд.

Тогда, если с увеличением уровня извлечения, с одной стороны, некоторая часть удельных затрат повышается, а другая часть уменьшается, то надо думать, существует такой уровень извлечения запасов, при котором прибыль достигает максимума. В точках максимума в этом случае прирост удельных затрат по одним статьям расходов компенсируется уменьшением их по другим.

Исходя из вышесказанного, затраты, понесенные на добычу полезного ископаемого, условно можно подразделить на три группы:

1. Затраты, которые с увеличением степени полноты извлечения полезного ископаемого из недр возрастают (отбойка, погрузка руды).

2. Затраты, которые не зависят от уровня извлечения



запасов и, следовательно, удельная величина которых уменьшается с увеличением извлечения (крепление и управление кровлей, амортизация и др.).

3. Затраты, которые зависят от количества добытой руды, однако, удельная величина которых остается постоянной (транспортная, переработка).

Основываясь на вышесказанном возможно составление математической модели, последующее решение которой на вычислительной машине дает оптимальные значения потерь при подземной разработке марганцевых месторождений. Однако величина уровня добычи по полноте и качеству извлечения должна быть определена исходя из потерь по видам, так как их образование связано с различными составляющими технологического процесса.

Наблюдения, произведенные на предприятиях треста «Чиатурмарганец», подтвердили вышесказанные положения. В частности, были произведены наблюдения за производительностью скреперной установки в зависимости от количества отбитой руды на скреперной дорожке. Были произведены замеры времени, требуемого на погрузку одной вагонетки. Количество наблюдений составило 328, после чего была рассчитана производительность скреперной установки.

Предварительно, с помощью маркшейдерских замеров, было определено количество взорванной руды, а также количество руды, оставшейся в неотбитом состоянии, и балансовые запасы, погашаемые из цикла добычных работ, во время которых велись наблюдения.

Обработка данных наблюдений была произведена с помощью математической статистики. Произведенная проверка доказала достоверность и достаточность исходных данных и, следовательно, возможность применения теории корреляции для определения зависимости между количеством отбитой руды на скреперной дорожке и производительностью погрузки:

$$y = 0,042 x_1^{0,534},$$

где  $x_1$  — количество отбитой руды на скреперной дорожке в момент, когда определяется производительность скреперной установки, т.

Произведенные вычисления говорят о довольно тесной зависимости между производительностью труда по погрузке и количеством отбитой руды на скреперной дорожке ( $\eta = 0,88$ ).

Анализ полученных результатов показывает, что производительность погрузки резко падает, когда количество руды в забое уменьшается до определенного предела (рис. 1). Однако на экономику это обстоятельство не оказывает влияния, т. к. в сменной норме естественно нельзя учесть изменения трудоемкости в зависимости от количества отбитой руды на скреперной дорожке. Это обстоятельство можно принять во внимание, как отмечалось выше, следующим образом.

Время, требуемое на погрузку 1 т руды в вагонетки, согласно уравнению (2), будет

$$T = \frac{1}{0,042 \cdot x_1^{0,534}} = 23,82 x_1^{-0,534}, \text{ мин/т.}$$

Если скреперная бригада состояла из «п» человек со ставкой каждого члена бригады  $S_1$ , то с некоторым приближением можно считать, что единица времени оплачивается

$$\frac{nS_1}{2 \cdot 7 \cdot 60},$$

здесь 2 — количество смен на погрузку руды; 7 — число часов в смене);

а единица продукции в зависимости от времени, затрачиваемого на его погрузку,

$$C_n = \frac{n \cdot S_1}{2 \cdot 7 \cdot 60} \cdot 23,82 x_1^{-0,534} = 0,0284 n S_1 x_1^{-0,534} \text{ руб/т.} \quad (3)$$

Аналогично приведенному были математически описаны процессы отбойки, крепления и управления кровлей и др.

На основе же экономического критерия «прибыль на 1 т погашенных балансовых запасов» [1] составлена математическая модель технологии добычи для системы разработки лавами, применяемыми на Чиатурском месторождении марганца:

$$\begin{aligned} \Pi = & T - T_1(K_1 + K_2 + K_3 + K_4 + K_5) - \frac{T_2}{K_4} (1 - K_1 - K_2 - K_3 - K_5) + \\ & + T_4 K_1^{0,534} - T_3 K_1^{-0,534} (1 - K_2 - K_3 - K_4 - K_5), \end{aligned}$$

где  $T, T_1, T_2, T_3$  — постоянные коэффициенты, зависящие от горно-технических условий и параметров систем разработки:

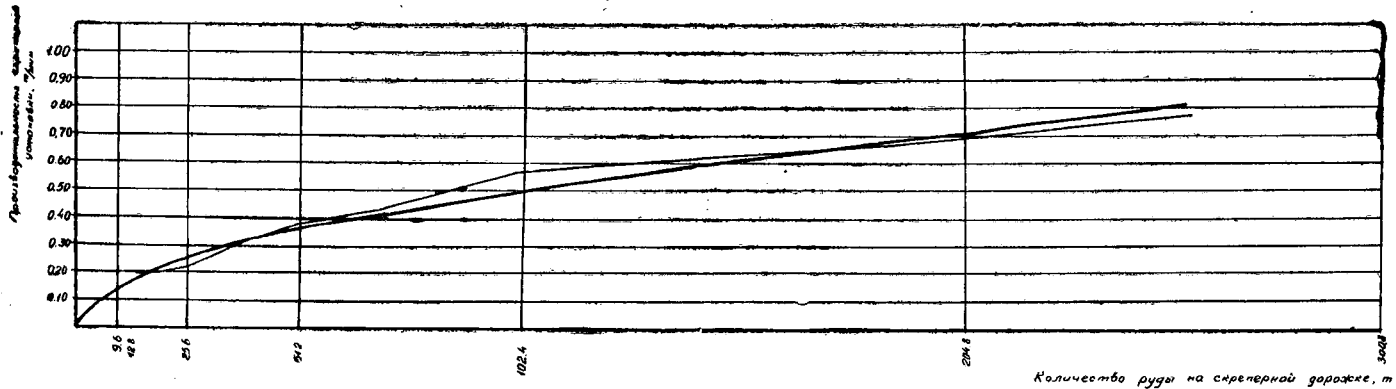


Рис. 1. Зависимость производительности скреперной установки от количества отбитой руды на скреперной дорожке.

$K_1$  — коэффициент потерь руды от неполноты зачистки, доли ед.;

$K_2$  — коэффициент потерь под хвостовым роликом, доли ед.;

$K_3$  — коэффициент потерь под скреперным поломом, доли ед.;

$K_4$  — коэффициент потерь руды в неотбитом состоянии, доли ед.;

$K_5$  — коэффициент потерь руды от рассеивания, доли ед.

Естественно, что оптимальное решение лежит в нахождении таких значений  $K_1, K_2, K_3, K_4$  и  $K_5$ , когда прибыль достигает максимума. Как уже указывалось, увеличение извлечения после определенного предела, можно считать, оказывает двоякое влияние на экономику производства. С одной стороны, увеличиваются затраты на их добычу, с другой — уменьшаются удельные затраты таких статей расходов, как на крепление, управление кровлей и т. д.

Следовательно, решение математической модели — в отыскании максимума функции. Эта задача может быть решена с помощью ЭВМ. Стало быть, приведенная математическая модель даст возможность установления экономически обоснованного уровня извлечения полезного ископаемого.

Исходя из вышесказанного можно заключить, что для оптимизации уровня полноты и качества извлечения полезных ископаемых целесообразно применение математического моделирования с использованием ЭВМ. С этой целью задача должна быть решена в следующей последовательности:

- а) выбор критерия оптимизации, в частности «прибыль на 1 т погашенных балансовых запасов»;
- б) математическое моделирование отдельных производственных процессов, в основе которого должны лежать зависимости между уровнем извлечения запасов и понесенными на их добычу затратами;
- в) определение ценности добытого полезного ископаемого по зависимостям между параметрами обогащения и содержанием полезного компонента в добытой горной массе;

г) составление математической модели и решение ее на ЭВМ.

Разработанная методика даст возможность нахождения оптимального уровня потерь по видам, что позволит рационально разработать рудные месторождения пластового типа.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И. Техничко-экономическая оценка полноты и качества извлечения при добыче твердых полезных ископаемых. Изд-во МГИ, М., 1969.
-

О. Д. КАРБЕЛАШВИЛИ

## ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ВЫБОРЕ ИХ ДЛЯ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Жильные месторождения сугубо специфичны по своим горногеологическим, экономико-географическим и горнотехническим условиям разработки.

Кроме того, что эти месторождения характеризуются чрезвычайно сложными элементами залегания, они, обычно, представлены некрупными рудными телами с ограниченными запасами полезного ископаемого, разбросанными небольшими группами жил на значительной площади, часто сильно пересеченных и высокогорных местностей, со сложными транспортными условиями.

В таких условиях значительно затрудняется и ограничивается детальная разведка этих месторождений, что со своей стороны обуславливает большие погрешности в геологоразведочных данных, часто достигающих  $\pm 40—60\%$ . Это положение, в свою очередь, нередко приводит к грубым ошибкам при проектировании горных предприятий, в основном, при решении таких кардинальных вопросов, как выбор систем разработки и технологии добычи, установление производственной мощности, нормирование потерь и разубоживания руды и т. п.

Примеры применения несоответствующих фактическим горногеологическим условиям залегания жил, систем разработки, технологии добычи, нормативов потерь и разубоживания руды и несуразное планирование производительности по добыче, по указанным причинам, можно констатировать сплошь и рядом на действующих рудниках, разрабатывающих жильные месторождения.

В силу этих обстоятельств экономически нецелесообразно на базе жильных месторождений производить значительные капиталовложения на строительство крупных рудников

с большой производственной мощностью (150—200 тыс. т в год и выше).

Весьма затруднительна и форсированная разработка этих жил с применением высокопроизводительных систем и современной мощной техники добычных и транспортных средств.

Следовательно, все те условия, которые обычно определяют рентабельную работу горных предприятий, на жилых месторождениях значительно ограничены.

Поэтому, только при оптимальном решении основных производственных задач, и в первую очередь вопроса выбора рациональных систем разработки, можно добиться рентабельной работы рудников, разрабатывающих жилые месторождения.

Частые и резкие изменения мощности и угла падения рудного тела и чрезвычайно извилистые контуры и разнообразные контакты с боковыми породами, исключительно сложный характер оруденения жил и физических свойств боковых пород, совершенно исключают возможность ограничиваться выбором одной или двух систем разработки, для всего месторождения или отдельных жил.

Следует принять, как правило, что выбор систем разработки и отдельных технологий добычи, необходимо производить для каждого отдельного эксплуатационного блока. Только в этом случае может быть достигнуто наиболее оптимальное решение задачи эффективной разработки жилых месторождений.

В результате выбора технически возможных систем разработки, обычно сказывается, что по своим конструктивным особенностям и области применения, в условиях одного и того же эксплуатационного блока, приемлемы две-три системы разработки, редко больше или меньше.

Несмотря на то, что все технически приемлемые системы разработки с одинаковой степенью могут обеспечить безопасность работ и не отличаться друг от друга явными какими-либо преимуществами, может оказаться, что отдельные технико-экономические их показатели радикально противоположные. Одна система разработки может обеспечить извлечение запасов руды из блока с минимальными потерями и разубоживанием руды, но потребует для этого значительных затрат средств, к тому же производительность добычи будет ограничена. Другая система, напротив, может обеспечить высокую производительность и вместе с тем потребует минимальных затрат средств на добычу, но при этом, поге-

ри и разубоживание руды могут достигнуть значительных величин.

Вопрос о том, применение какой из этих систем разработки в условиях данного конкретного блока может обеспечить наибольшую эффективность по руднику, должна решить сравнительная экономическая оценка указанных противоположных показателей этих систем.

Экономическая оценка систем разработки, с целью выбора наиболее эффективной из них, является одной из сложнейших задач горной экономики, от правильного решения которой во многом зависит уровень рентабельной разработки месторождения и рациональное использование его запасов полезных ископаемых.

Именно этим, видимо, можно объяснить то большое внимание, которое уделено «Горным Журналом» экономической оценке систем разработки рудных месторождений, выразившееся открытием на его страницах дискуссии по этому вопросу еще в 1968 г. и продолжающееся по сегодняшний день. Значительное место отведено решению этой задачи и в капитальных трудах, вышедших из печати за последние годы, хотя и раньше у нас в Союзе не меньше внимания уделялось ей.

Анализ этих работ показывает, что основным вопросом, вокруг которого разгорелась дискуссия, является вопрос о критерии оценки эффективности сравниваемых систем разработки и почти в каждой работе предлагается новый критерий.

Однако, нам представляется, что в настоящее время, вопрос об изыскании или выборе критерия эффективности систем разработки не должен быть спорным.

В течение ряда лет (1950—1960 гг.) шел у нас в стране, сложный и упорный научный поиск, наиболее верного и объективного критерия эффективности производства.

Наука и практика доказали, что единого критерия, который позволил бы судить о всех сторонах деятельности предприятия, не существует. Однако, есть показатель, весьма близкий к нему — уровень рентабельности.

Этот показатель и был, как известно, рекомендован Сентябрьским Пленумом ЦК КПСС (1965 г.) в качестве основного критерия для оценки эффективности всякого социалистического производства.

В результате в период проведения хозяйственной реформы в нашей промышленности, был всесторонне испытан и проверен показатель рентабельности, а в последствии, в условиях новых методов планирования и экономического сти-



мулирования, он широко был внедрен повсеместно, и в том числе в горной промышленности.

На сегодняшний день, можно констатировать, что уровень рентабельности является одним из основных показателей деятельности горных предприятий и твердо укоренился в практику планирования и управления народным хозяйством.

Этот показатель, в полной мере, может характеризовать особенности и систем разработки, всесторонне отразить их влияние на результаты производственной деятельности рудника и удовлетворить все требования новой системы хозяйствования горных предприятий.

Поэтому очень важно, чтобы именно этим показателем подтверждать преимущество одной технически приемлемой системы разработки перед другой в условиях конкретного эксплуатационного блока.

Правда, при оценке эффективности систем разработки, исходя из уровня рентабельности, недостаточно учитывается экономическое последствие потерь и разубоживания руды, но недостаток этот легко может быть устранен путем соответственного учета в показателе рентабельности всех экономических последствий потерь и разубоживания. Ниже мы покажем несложность этой операции.

И, наконец, необходимо отметить, что выбор из числа технически приемлемых систем, наиболее рациональной для условия конкретного эксплуатационного блока, путем сопоставления друг с другом их расчетных показателей уровня рентабельности, недостаточно.

При таком сравнении, может оказаться, что система разработки, которой мы отдали предпочтение среди других технически приемлемых систем, не удовлетворяет уровню рентабельности планируемой по руднику.

В связи с этим, мы считаем необходимым, выбор наиболее эффективной системы разработки из числа технически приемлемых систем, производить не путем сопоставления их уровня рентабельности друг с другом, а в результате сопоставления расчетного уровня рентабельности каждой из технически приемлемых систем с нормативным уровнем рентабельности данного действующего рудника, или при проектировании вновь строящегося рудника, со среднеотраслевым уровнем рентабельности.

При такой экономической оценке представляется возможность оценить эффективность технически приемлемой системы разработки не только в условиях данного эксплуатационного блока, но и в масштабе всего рудника, то есть

позволяет установить не относительную, а действительную народнохозяйственную эффективность сравниваемых систем разработки.

Исходя из изложенного, считаем, что сравнительную оценку эффективности технически приемлемых систем разработки следует производить по условию:

$$\mathcal{E}_{\text{сист}} = \frac{T_{\text{сист}}(\mathcal{C} - C_{\text{сист}}) - \mathcal{Y}}{\Phi_{\text{ос}} - \Phi_{\text{об}}} \geq N_{\text{рент}}, \quad (1)$$

где  $T_{\text{сист}}$  — годовая производительность сравниваемой системы разработки по добыче рудной массы, т/год;

$\mathcal{C}$  — оптовая цена добытой рудной массы с учетом ее качества, руб/т;

$C_{\text{сист}}$  — себестоимость добычи рудной массы при сравниваемой системе разработки, руб/т;

$\mathcal{Y}$  — экономические последствия от потерь и разубоживания, не учтенные в себестоимости и в оптовой цене 1 т добытой рудной массы, руб/т;

$\Phi_{\text{ос}}$  и  $\Phi_{\text{об}}$  — среднегодовая стоимость основных производственных фондов и среднегодовая сумма нормативных оборотных средств по системе разработки, руб;

$N_{\text{рент}}$  — норма рентабельности по руднику, в долях единиц.

Если рудник нерентабельный, то сравнительная оценка технически приемлемых систем разработки производится по отношению нормы убыточности, по выражению:

$$\mathcal{E}_{\text{сист}} = \frac{T_{\text{сист}}(\mathcal{C} - C_{\text{сист}}) - \mathcal{Y}}{\Phi_{\text{ос}} + \Phi_{\text{об}}} \leq N_{\text{уб}}, \quad (2)$$

где  $N_{\text{уб}}$  — норма убыточности по руднику, в долях единиц.

Таким образом, для сравнительной оценки технически приемлемых систем разработки необходимо рассчитать уровень рентабельности для каждой из них, в условиях данного эксплуатационного блока. Но для этого предстоит определить по каждой сравниваемой системе разработки:

$$T_{\text{сист}}; \mathcal{C}; C_{\text{сист}}; \mathcal{Y}; \Phi_{\text{ос}}; \Phi_{\text{об}}.$$

При этом, статистические данные об этих показателях не могут лечь непосредственно в основу каких-либо экономических расчетов при сравнительной оценке систем разработки, но тем не менее, нельзя и совершенно отказаться от огромного опыта, накопленного на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения.

Необходимо учесть, что системы разработки выбираются до начала эксплуатации блока, то есть в то время, когда еще нет фактических данных об ожидаемых технико-экономических показателях в данных конкретных условиях. Поэтому результаты выбора во многом зависят от того, с какой точностью удастся предвидеть эти показатели по сравниваемым системам разработки, в данном эксплуатационном блоке.

Кроме того, сложные горногеологические условия залегания жил как в отношении резкого изменения мощности, угла падения, контура и контакта рудного тела, так и крайне непостоянство физических и механических свойств боковых пород и руды и характера оруденения, не позволяют установить какие-либо закономерные зависимости между параметрами и показателями систем разработки и горногеологическими условиями залегания жил. Следовательно, нет возможности применять какие-либо точные расчетные методы для установления величин основных показателей и параметров систем разработки, а проведение специальных опытов для получения достоверных данных о технико-экономических показателях систем разработки представляет большую трудность и требует значительного времени. При этом и опытные данные в какой-то степени становятся статистическими данными, часто не приемлемыми для прямого использования даже в соседних блоках.

В таких условиях статистические данные по основным показателям и параметрам сравниваемых систем разработки, истекающие из накопленного многолетнего опыта рудников, разрабатывающих жильные месторождения с разнообразными условиями залегания, представляют большой интерес и могут оказать значительную помощь в правильной ориентации расчетов основных параметров и ожидаемых технико-экономических показателей сравниваемых систем разработки в конкретных условиях данного эксплуатационного блока.

В связи с указанным, для типовых систем разработки жильных месторождений нами собраны и систематизированы статистические данные по трем основным показателям: производительности блока, величин потерь и разубоживания руды, как показателей, которые должны лечь в основу всяких

Систематизированные статистические данные по основным показателям систем разработки

п. №	Системы разработки	Тонкие жилы (до 0,6—0,8 м)									Жилы средней мощности (от 0,6—0,8 до 3,5—4 м)									Мошные жилы (от 3,5—4 м до 12—15 м)								
		Потери руды, %			разубоживание руды, %			производительность добычи, м³/м-ц			потери руды, %			Разубоживание руды, %			производительность добычи, м³/м-ц			потери руды, %			разубоживание руды, %			производительность добычи, м³/м-ц		
		минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.	минимал.	характер.	максимал.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	
I. Системы разработки с открытым очистным пространством																												
1	Сплошные системы разработки	4—6	7—8	10—12	8—10	20—22	10—65	100	235—240	270	3—5	5—8	10—12	5—7	10—11	18—20	280—290	350—400	450—500	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Потолокоступные системы разраб.	3—4	5—7	8—10	5—7	18—20	45—50	180	110—225	250	3—4	5—7	8—10	4—6	12—14	16—19	270—280	320—380	450	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Системы разработки с подэтажной отбойкой	5—7	10—12	15—18	30—35	10—65	70—80	210	250	350	3—6	8—10	10—15	10—12	14—16	10—25	300—350	400—420	450—500	7—10	12—15	18—20	5—8	10—15	18—22	520—550	650—1000	1200—1500
4	Системы разработки с отбойкой из восстающих выработок	2—4	6—8	10—12	8—10	12—14	15—20	170	220	330	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
5	Камерно-столбовые системы разработки	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8—10	12—15	18—20	5—7	10—12	15—20	—	—	—	10—12	14—18	25—30	3—4	8—10	15—20	290	460—500	900
II. Системы разработки с магазинированием руды																												
1	Сплошное магазинирование руды	2—3	4—6	8—10	40—45	10—10	70—80	250—270	300—400	450	3—5	6—8	8—1	5—8	10—15	18—23	100—550	600—650	700	5—7	8—10	15	10—15	20—25	45—50	750—780	800—870	950
2	Магазинирование в закрепленном очистном пространстве	1—2	3—5	5—7	25—30	35—40	10—15	210—210	288—300	400—440	2—3	5—6	6—8	8—12	12—15	18—25	450—480	520—540	550—600	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Частичное магазинирование	2—3	3—4	5—6	10—22	25—35	50	210	210—280	350—400	1—2	3—4	5—8	5	7—9	12—18	410—420	450—480	520	—	—	—	—	—	—	—	—	—
III. Системы разработки с креплением																												
1	Сплошные системы разработки	1—2	3—4	7—10	15—18	30—35	80—85	170	180—200	240	3	5—6	9—10	10—12	20—25	35	250—270	280—300	310—340	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Потолокоступные системы разраб.	2—3	3—5	5—6	12—16	25—30	85	190	200—250	270	1—2	4—5	10	8—10	16—18	25—28	300	320—360	400—450	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Системы разработки горизонтальными слоями.	2—3	3—4	10	20—25	30—40	65—70	150	170—210	220—230	3	5—8	8—10	12—15	22—28	30—40	240	250	300—350	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4	Системы разработки полосами	4—6	6—8	12—15	25—40	45—50	80—85	170	100—220	230—250	3—4	7—8	8—12	10—12	25—27	35—45	270	280—340	350—400	—	—	—	—	—	—	—	—	—
IV. Системы разработки с закладкой																												
1	Сплошные системы разработки	2—3	5—7	12	18—20	25—30	10	185	200—230	245	4—6	7—10	12—14	8—10	15—20	22—25	240—245	270—300	400	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Потолокоступные системы разраб.	2	5—8	15	25—30	30—35	80—85	200	210—260	310	3—5	6—8	10—12	6—12	15—17	25—30	265	300—320	350—400	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Системы разработки горизонтальными слоями	3	5—6	10	20—25	40—45	55—60	170	180—210	210	4—5	8—10	10—14	5—7	14—16	15—22	220—240	250—260	300—320	6—8	10—12	12—15	4—6	10—15	14—16	240—250	270—300	310—340
4	Системы разработки наклонными слоями	2—3	5—7	12	30—35	50—58	85—88	180	100—210	240	5—7	10—12	14—16	7	12—15	16—20	250	260—280	380—420	7—10	11—13	15—17	5—7	12—14	15—18	250—280	300—320	350—400
V. Системы разработки с креплением и с закладкой																												
1	Сплошные системы разработки	1—2	4—6	8—10	15—20	22—25	50—55	75—90	100—120	130—150	3—5	7—8	10—14	5—8	10—12	18—22	160—180	200—280	300—380	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Потолокоступные системы разраб.	0,5—1	3,5—7	10—12	20—25	25—27	80	80—100	110—150	155—170	3—4	5—8	15	4—8	10—15	25—30	180—200	210—270	300—350	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Системы разработки горизонтальными слоями	0,2—0,5	4—5	6—8	30	30—35	45—52	70	80—110	150—145	3—5	6—9	10—12	3—5	8—10	12—15	150—130	150—180	240—280	2—5	5—8	9—11	2—4	6—9	9—12	145—170	200—250	300—340
4	Системы разработки наклонными слоями	2—3	5—6	10	35—40	45—50	80—85	100	150—190	200	5—8	8—10	12—15	5—6	8—12	15—18	160—180	200—240	250—300	3—6	6—10	13—16	3—6	8—10	10—14	180—200	210—240	310—350
5	Системы разработки полосами	1—1,5	6—8	8—12	25	50—55	65—70	50	150—100	250	4—6	6—8	8—10	7—8	10—15	30—35	150—175	180—220	240—260	2—4	4—7	8—10	1—3	5—7	8—10	200—220	240—270	350—380
VI. Системы разработки с обрушением																												
1	Сплошные системы разработки с обрушением пород кровли	4—6	8—10	12—15	14—22	25—30	60—70	180—200	250—300	250—300	2—5	7—8	10	10—12	12—15	20—25	400—500	550—600	800—900	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Системы разработки слоевого обрушения вмещающих пород	0,5—1	3—6	7—10	25—35	40—45	70	100—150	240—280	310—370	1—2	5—8	8—12	6—8	10—15	15—20	400—450	480—600	510—550	2—4	8—10	12—15	2—5	8—10	12—18	400—450	500—580	600—750
3	Системы разработки полосами с обрушением пород кровли	3—5	7—9	10—12	12—15	20—22	40—45	240—250	350—400	420—460	2—3	6—8	9—11	5—7	12—18	22—27	420—470	510—560	600—650	4—6	8—10	11—13	3—6	10—15	20—25	610—630	650—700	800—1000
4	Системы разработки подэтажного обрушения руды и вмещающих пород	—	—	—	—	—	—	—	—	—	5—7	8—10	12—15	12—15	20—25	30—40	500—550	650—700	800—900	8—10	9—11	12—18	10—12	18—20	25—28	720—800	850—1200	1250—1500
5	Системы разработки этажного обрушения руды и вмещающих пород	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	15—20	20—25	30—32	15—18	30—35	40—45	1000—1500	2000—3000	3500—5000

экономических расчетов при сравнительной оценке систем разработки.

При обработке и анализе статистических материалов из них исключались наименьшие и наибольшие единичные показатели, которые от основной группы, близких друг к другу показателей отличались более чем на 50%.

Как видно из таблицы, статистические данные об уровне производительности добычи, потерь и разубоживания руды при каждой системе разработки изменяются довольно в широких пределах, что очевидно соответствует пределам колебания области применения систем разработки, в основном, по мощности и углу падения рудного тела, по устойчивости боковых пород и руды, и характеру оруденения жилы. Ясно, что в таком виде эти показатели не могут быть использованы для сопоставления систем разработки.

В то же время, для каких-то конкретных условий залегания рудного тела, очевидно, существует определенный уровень указанных показателей, который соответствует определенной системе разработки и определенным ее параметрам.

Следовательно, прежде чем начинать экономическую оценку сравниваемых технически приемлемых систем разработки, необходимо уточнить статистические данные показателей этих систем разработки для условий данного конкретного эксплуатационного блока.

Задача состоит в определении оптимального уровня этих показателей в данных условиях, после чего технически приемлемые системы разработки могут быть сопоставлены друг с другом.

Эту задачу предлагается выполнять на основе локальных проектов, составленных по каждой сравниваемой технически приемлемой системе разработки в условиях эксплуатационного блока, для разработки которого они подбираются.

При этом, проектом должен быть учтен современный уровень техники и технологии разработки жильных месторождений при рассматриваемых системах и достигнуты возможно лучшие показатели добычи руды из данного эксплуатационного блока.

Параметры блока и, в первую очередь, длину и высоту его следует подбирать из общей очевидной установки, заключающейся в том, что в пределах принятых размеров блока не должны иметь места такие резкие и значительные изменения условия залегания рудного тела, которые выйдут бы за пределы области применения выбранных систем разработки и, следовательно, вынудили бы заменить их в период отработки блока другой системой разработки.

Наряду с этим, должно быть учтено, что согласно данным многолетней практики разработки жильных месторождений размеры блока не берутся менее  $20 + 25 \times 20 \div 25$  м и более  $40 \div 50 \times 50 \div 60$  м.

В пределах таких параметров всегда удается подобрать блок такого размера, при котором условия залегания жилы примерно одинаковы и соответствуют области применения какой-либо одной системы разработки и, следовательно, блок полностью может быть отработан этой системой разработки.

Что касается третьего параметра блока — ширины, то она главным образом устанавливается в зависимости от мощности рудного тела и характера контура и контактов его с боковыми породами, с одной стороны, и нормативов величины потерь и разубоживания руды — с другой.

Затем уточняются в проекте параметры каждой из сравниваемых систем разработки, в соответствии с горногеологическими данными блоками и технико-экономическими условиями разработки.

Главным образом, уточняются размеры целиков между блоковых, надштрековых и подштрековых. Определяются расстояния между выпускными дучками, размер уступов (при потолкоуступной системе), высота слоев (при слоевых системах), ширина полосы (при системах полос) и т. п. в зависимости от конструктивных особенностей систем разработки, при этом широко используются статистические данные об этих величинах.

Определение всех необходимых параметров блока и систем разработки дает возможность рассчитать, известным порядком, извлекаемый объем руды и отбиваемый объем породы при каждой сравниваемой системе разработки, и тем самым уточняется уровень потерь и разубоживания руды по ним в условиях данного эксплуатационного блока.

Затем уточняется производительность системы по добыче.

Для этих целей составляются графики организации добычных работ в блоке по каждой сравниваемой системе разработки и определяется величина фронта очистной выемки.

Путем полного расчета горных работ по отдельным технологическим процессам добычи следует установить скорость продвижения фронта работ очистной выемки. На базе этого, рассчитывается производительность добычи по каждой технически приемлемой системе разработки [1].

Кроме того, следует принять во внимание, что полный объем добычи руды из блока в зависимости от годовой производительности системы разработки будет поступать в распоряжение рудника для реализации, в разные сроки, что ставит сравнительные системы разработки в несопоставимые условия.

Как известно, прибыль, получаемая в последующие годы эксплуатации блока, экономически равноценна лишь с частью  $\left(\frac{1}{1+E}\right)$  такой же годовой прибыли предыдущего года (здесь  $E$  — учетная процентная ставка).

Поэтому, когда сравниваемые системы разработки отличаются друг от друга производительностью добычи, необходимо учесть фактор времени, что по современным понятиям возможно по следующему выражению:

$$\sum T_{\text{сист}} \cdot Ц = T_{\text{сист}} Ц \frac{(1+E)^t - 1}{E(1+E)^t} \quad (6)$$

В настоящее время на наших рудниках расчет себестоимости конечной продукции производится путем простого деления всех производственных затрат на количество продукции, полученной в результате этих затрат.

Существенным недостатком такого, а также ряда других ранее предложенных методик расчета себестоимости является то, что в них удельные затраты на добычные работы принимаются без учета потерь и разубоживания руды.

Несовершенным является и принятый в настоящее время на рудниках порядок учета себестоимости продукции. Первым делом это относится к валовому учету затрат по всему руднику и к игнорированию расчета себестоимости продукции по блокам и системам разработки. Такое положение значительно затрудняет анализ принятых на руднике технологий добычи, их усовершенствования или выбора новых, более рациональных систем разработки.

Кроме того, как для глубокого анализа отдельных технологических процессов добычи, так и для правильного отражения влияния потерь и разубоживания руды на себестоимость конечной продукции рудника, необходимо, чтобы затраты калькулировались по отдельным основным технологическим процессам добычи.

Такой учет производственных затрат полностью отвечает современным требованиям экономического анализа деятельности предприятий и способствовал бы внедрению хоз-

расчета на отдельных эксплуатационных участках и блоках рудника.

В таком случае не представляет трудности полностью отразить влияние потерь и разубоживания руды на себестоимость продукции по предлагаемой нами методике [2].

В СССР цены на промышленную продукцию устанавливаются в плановом порядке и отклонение их на отдельные товары от себестоимости регулируется в общегосударственных интересах.

На горных предприятиях обычно действуют оптовые цены, представляющие собой цену, по которой государственные предприятия реализуют свою продукцию друг другу.

Имеется в виду, что каждое нормально работающее предприятие от реализации своей продукции по оптовым ценам должно получать прибыль, достаточную для образования поощрительного фонда, а также необходимых средств для расширения своей деятельности, для внесения платы за основные фонды и оборотные средства и для других взносов в бюджет.

С учетом этого положения полагаем, что на всех рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, следует ввести расчетные цены на их продукцию, учитывающие особую сложность добычи руды.

Потери и разубоживание руды вызывают снижение прибыли, главным образом, в результате повышения себестоимости продукции рудника от создавшихся непроизводительных затрат на потерянную руду и разубоживающие породы. Величина этих непроизводительных затрат, как отмечалось, в полной мере отражается в себестоимости рудника [2].

Кроме этого, разубоживание руды снижает качество продукции, и тем самым обесценивает ее, что учитывается соответствующим снижением оптовой цены, ибо в соответствии с содержанием полезного компонента в конечной продукции определяется ее оптовая цена. Следовательно, и это экономическое последствие разубоживания руды само собой полностью учитывается показателем рентабельности.

Но этим, далеко не ограничивается экономическая значимость потерь и разубоживания. Они снижают прибыль рудника и по другим не менее важным экономическим последствиям, но по своему специфическому характеру не отражаются ни в себестоимости продукции, ни в оптовых ценах. Следовательно, они не находят своего отражения и в показателе рентабельности, и тем самым, значительно, снижается экономическая значимость потерь и разубожива-



ния руды. Поэтому, нередко, совершенно необоснованно, преимущество отдается системам разработки с большими потерями и разубоживанием руды, среди других конкурирующих систем. В результате, часто наносится значительный ущерб народному хозяйству, но его совершенно не ощущают коллективы рудников.

Очевидно, что, если к выбору систем разработки подойти с народно-хозяйственной точки зрения, то совершенно необходимо, чтобы в критерии оценки конкурирующих систем разработки отражались все основные экономические последствия потерь и разубоживания руды.

В предложенном нами критерии сравнительной оценки систем разработки, все неучтенные в себестоимости и в ценах последствия потерь и разубоживания предусмотрено отразить путем вычитания из прибыли величины  $Y$ , которая равна:

$$Y = Y_{n \cdot \text{реал}} + Y_{n \cdot \text{доср}} + Y_{R \cdot \text{пр}}$$

$Y_{n \cdot \text{реал}}$  — снижение прибыли ввиду недореализации балансовых запасов эксплуатационного блока на величину потерь руды.

$Y_{n \cdot \text{доср}}$  — снижение прибыли, вызванные досрочным вложением средств на подготовку новых блоков.

Потери руды за собой повлекут более быструю обработку запасов блока, вследствие чего возникает необходимость в более раннем, чем в случае отсутствия потерь, вложение средств на подготовку новых блоков к эксплуатации для поддержания добычи на заданном уровне. Снижение прибыли, в таких случаях, выражается, главным образом, в досрочном изъятии из бюджета соответствующих средств, достаточных для подготовки нового блока к эксплуатации, которые в противном случае, находясь в обращении, принесли бы за этот период определенную прибыль.

Расчет убытков по этой статье производят с учетом фактора времени, путем введения в расчеты коэффициента приведения.

$Y_{R \cdot \text{пр}}$  — снижение прибыли в связи со снижением производительности блока (рудника) по добыче руды.

Дело в том, что разубоживание руды, кроме непроизводительных затрат, произведенных на добычу и переработку пород (полностью учитывающих в себестоимости продукции) и обесценивания продукции, ввиду снижения ее качества, учитываемой оптовой ценой, вызывает также снижение производительности системы разработки по добыче руды, и тем

самым увеличивает срок существования блока (рудника), т. е. определенный запас руды в блоке будет добыт и реализован позже. Таким образом, имеет место перенесение поступления прибыли на будущее, что может лишь частично компенсировать недополученную прибыль в настоящее время.

Все перечисленные выше величины по снижению прибыли можно рассчитать по предлагаемой нами методике [3, 4].

Таким образом, экономические последствия потерь и разубоживания руды, которые ранее не учитывались в показателе уровня рентабельности, но фактически они снижают прибыль и, следовательно, рентабельность, можно отразить в этом показателе путем внесения величины ( $Y$ ).

Этим самым дается возможность более объективно и всесторонне оценить рекомендуемым критерием сравниваемые технически возможные системы разработки в условиях конкретного эксплуатационного блока и в масштабе всего рудника.

Что касается основных производственных фондов ( $\Phi_{ос}$ ) и оборотных средств ( $\Phi_{об}$ ) рудников, то, нам представляется, что на примере ряда наших заводов и фабрик, эффективно используемых новые методы планирования и экономического стимулирования, необходимо и на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, каждый добывающий участок, а вслед за ним и каждый эксплуатационный блок, наделять основными фондами и оборотными средствами. Это значительно улучшит внутрирудничный хозрасчет и определит влияние работы участка и блока на состояние экономики всего рудника, повысит материальную заинтересованность в повышении качества продукции, улучшения использования техники, экономии сырья, энергии и материалов.

Наделение производственными основными фондами эксплуатационных блоков, очевидно, следует производить согласно наличию в них объема балансовых запасов, но должны быть скорректированы в зависимости от занятых по системе механизмов и оборудования и перераспределены по этому признаку между сравниваемыми системами разработки.

Аналогично должна быть наделена среднегодовая сумма оборотных средств рудника по эксплуатационным блокам.

Разные системы разработки, в зависимости от количества стадии добычи и длительности производственного цикла

по разному используют оборотные средства, что приводит к различиям в скоростях их оборачиваемости. Это, главным образом, относится к средствам, воплощенным в незавершенном производстве и в расходы будущих отчетных периодов. Например, при системах разработки с магазинированием руды от момента отбойки руды в забое до выдачи ее на поверхность, может пройти значительный период времени по сравнению с другими системами разработки. Вследствие этого, большая часть оборотных средств оседает в затратах на очистную выемку руды по статье «Незавершенное производство».

То же самое может получиться при системах разработки, требующих проведения большого объема подготовительных работ (например, системы с отбойкой руды из подэтажных штреков и некоторые другие). В этом случае значительные суммы оборотных средств войдут в затраты на проведение подготовительных выработок по статье «Расходы будущих отчетных периодов».

Системы разработки, требующие металлическую крепь, также характеризуются значительным размером непогашенного остатка стоимости этих крепей.

Следовательно, при наделении оборотными средствами сравниваемых систем разработки сумму оборотных средств следует корректировать согласно характеру использования их и перераспределять по сравниваемым системам разработки по этому признаку.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Карбелашвили О. Д., Табатадзе Г. П. К вопросу определения производительности эксплуатационного блока и системы разработки по добыче руды. Настоящий сборник, стр. 58.
2. Карбелашвили О. Д., Табатадзе Г. П., Амашукели П. Ш., Мамиствалашвили Н. И. К вопросу учета влияния потерь и разубоживания в себестоимости добычи. Вопросы рационального использования недр Грузии. Изд-во «Мецниереба», 1972.
3. Карбелашвили О. Д., Табатадзе Г. П., Амашукели, П. Ш. Экономическая оценка сверхнормативных потерь руды. Вопросы рационального использования недр Грузии. Изд-во «Мецниереба», 1972.
4. Карбелашвили О. Д., Амашукели П. Ш., Табатадзе Г. П. К вопросу экономической оценки разубоживания руды при разработке жильных месторождений. Методы разработки месторождений и обогащение полезных ископаемых Грузии. Изд-во «Мецниереба», 1971.

О. Д. КАРБЕЛАШВИЛИ, Г. П. ТАБАТАДЗЕ

## К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО БЛОКА И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПО ДОБЫЧЕ РУДЫ

В горнотехнической литературе часто приводятся данные о величине производительности эксплуатационного блока и системы разработки, но при этом эти два понятия отождествляются друг с другом, что не дает правильного представления об этих показателях, а при использовании их в расчетах приводит к ряду ошибочных результатов.

Как известно, отработка блока большинством систем разработки осуществляется в три стадии работ: нарезные, очистные и ликвидационные. Эти стадии отличаются друг от друга, как по объему работ и времени их выполнения, так и производительностью по добыче руды.

Если рассмотреть процесс отработки одного блока от начала его нарезки, развития очистной выемки и до полного погашения, можно ясно заметить строгую последовательность этих операций, и при этом широкое изменение производительности блока по ломаной уступной кривой, изображенной на рис. 2.

При некоторых других системах разработки блок обрабатывается в четырех стадиях (например, система с магазинированием руды).

Очевидно, что производительность блока может быть определена путем деления суммы объемов добычи рудной массы при нарезных, очистных и ликвидационных работах в блоке на общее время выполнения этих операций добычи, т. е.

$$T_{\text{бл}} = \frac{Q_{\text{нар}} + Q_{\text{оч}} + Q_{\text{лик}}}{t_{\text{нар}} + t_{\text{оч}} + t_{\text{лик}}} \left( \frac{1 - n_{\text{бл}}}{1 - R_{\text{бл}}} \right), \quad \text{т/м-ц}, \quad (1)$$

где  $Q_{нар}$ ,  $Q_{оч}$ ,  $Q_{лик}$  — запасы руды, приходящиеся соответственно на нарезные, очистные и ликвидационные работы, в тоннах;

$t_{нар}$ ,  $t_{оч}$ ,  $t_{лик}$  — время выполнения соответственно: нарезных, очистных и ликвидационных работ в блоке, в месяцах;

$n_{бл}$  — потери руды при полной отработке запасов блока, в долях единиц;

$R_{бл}$  — среднее разубоживание руды при отработке блока, в долях единиц.

Производительность же каждой из этих стадий добычи в блоке определится из выражений:

$$T_{нар} = \frac{Q_{нар}}{t_{нар}} \left( \frac{1-n_{нар}}{1-R_{нар}} \right), \text{ т/м-ц,} \quad (2)$$

$$T_{оч} = \frac{Q_{оч}}{t_{оч}} \left( \frac{1-n_{оч}}{1-R_{оч}} \right), \text{ т/м-ц,} \quad (3)$$

$$T_{лик} = \frac{Q_{лик}}{t_{лик}} \left( \frac{1-n_{лик}}{1-R_{лик}} \right), \text{ т/м-ц,} \quad (4)$$

здесь  $n_{нар}$ ,  $n_{оч}$ ,  $n_{лик}$  — потери руды при нарезных, очистных и ликвидационных работах соответственно, в долях единиц;

$R_{нар}$ ,  $R_{оч}$ ,  $R_{лик}$  — разубоживание руды при нарезных, очистных и ликвидационных работах, соответственно, в долях единиц.

Определение всех перечисленных величин объемов добычи и времени выполнения каждой из стадий, а также потерь и разубоживания, при этом, производится на основе локального проекта отработки данного блока принятой системой разработки, и из циклограмм работ, составленных на основе действующих нормативов времени выполнения каждого технологического процесса при этих стадиях работ.

Когда под одной системой разработки занят лишь один блок, то производительность их совпадает друг с другом. Но, если в таких случаях технически достигаемая производительность будет для блока максимальной, то для системы разработки составит лишь минимальные возможности.

Максимальная производительность по системе разработки достигается при одновременной работе стольких блоков, сколькими стадиями работ обладает данная система разра-

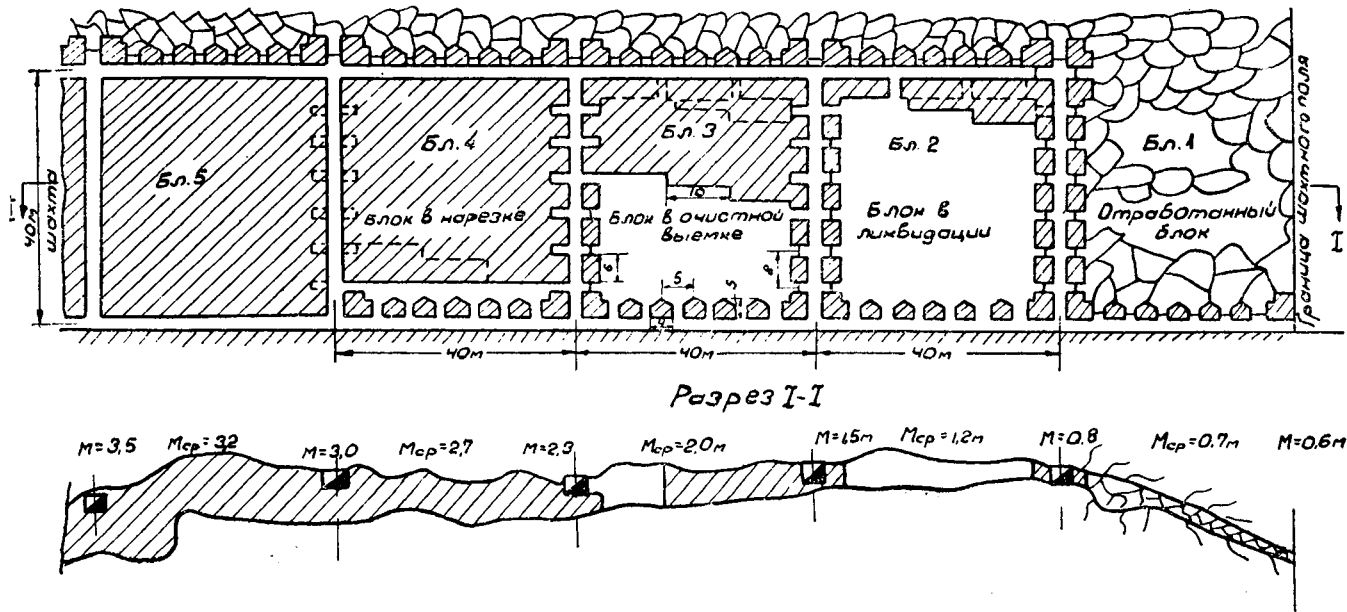


Рис. 1. Схема обработки блоков потолкоуступной системой разработки

ботки, т. е. когда под каждой ее стадией занят отдельный блок.

В таком случае порядок отработки всех занятых под одной системой одновременно действующих блоков принципиально такой же, как в одном блоке: в первом по фронту блоке выполняются нарезные работы, в это же время во втором блоке ведутся очистные работы, а в третьем — ликвидационные работы. Когда в первом блоке заканчиваются нарезные работы, они переносятся в новый, следующий по фронту блок, а взамен в первом — вступает очистная выемка, из третьего блока ликвидационные работы переносятся во второй блок и т. д. (рис. 1).

Очевидно, что для достижения такой слаженной работы одновременно действующих блоков, при которой можно добиться наиболее высокой и равномерной производительности добычи по системе, необходимо, чтобы время выполнения работ в этих блоках было бы строго согласованно и подчинено времени выполнения лимитирующей стадии.

Следовательно, необходимо, чтобы:

$$t_{нар. блч} = t_{оч. блз} = t_{лик. блг} = t_{лич. бл} \quad (5)$$

В связи с этим, понятно, что производительность системы разработки необходимо определять в этом случае путем деления суммы объемов добычи руды во всех стадиях работ одновременно действующих блоков не на сумму времени выполнения каждой из этих стадий, а на время выполнения лимитирующей стадии.

В таком случае, если лимитирующей является стадия нарезных работ, то производительность системы определяется из выражения:

$$T_{сист} = \frac{Q_{нар. блч} + Q_{оч. блз} + Q_{лик. блг}}{t_{нар. блч}} \left( \frac{1 - n_{сист}}{1 - R_{сист}} \right), \text{ т/м-ц}, \quad (6)$$

а когда лимитирующей является стадия очистных работ, то:

$$T_{сист} = \frac{Q_{нар. блч} + Q_{оч. блз} + Q_{лик. блг}}{t_{оч. блз}} \left( \frac{1 - n_{сист}}{1 - R_{сист}} \right) \text{ т/м-ц}, \quad (7)$$

но в тех редких случаях, когда лимитирующей является стадия ликвидационных работ, то:

$$T_{сист} = \frac{Q_{нар. блч} + Q_{оч. блз} + Q_{лик. блг}}{t_{лик. блг}} \left( \frac{1 - n_{сист}}{1 - R_{сист}} \right) \text{ т/м-ц}. \quad (8)$$

Производительность же одного блока (например, второго) среди одновременно действующих блоков, разрабатываемых одной системой, определяется из выражения:

$$T_{\text{блг}} = \frac{Q_{\text{нар. блг}} + Q_{\text{оч. блг}} + Q_{\text{лик. блг}}}{t_{\text{нар. блг}} + t_{\text{оч. блг}} + t_{\text{лик. блг}}} \left( \frac{1 - n_{\text{блг}}}{1 - R_{\text{блг}}} \right) \text{ т/м-ц.} \quad (9)$$

Здесь следует заметить, что производительность одного блока из числа одновременно работающих блоков, задолженных под одной системой разработки, всегда меньше производительности того блока, который разрабатывается самостоятельно, т. е. когда под одной системой разработки задолжен лишь один блок. Это и понятно, поскольку при отработке одновременно действующих блоков, занятых под одной системой разработки, производительность отдельных ее стадий в блоке всегда ограничивается производительностью лимитирующей стадии (блока), тогда как производительность отдельных стадий, в самостоятельно отработываемом блоке, ничем не ограничивается и достигает своего максимума. Но, при этом, производительность системы разработки далека от своего максимума, достигающего лишь при одновременной работе стольких блоков, сколькими стадиями работ располагает данная система разработки.

Рассмотрим пример: на рис. 1 приводится часть локального проекта разработки трех блоков потолкоуступной системой разработки. При этом, в блоке № 4 производится взятый момент, нарезные работы, в блоке № 3 — очистные работы, а в блоке № 2 — ликвидационные.

Рассчитанные по этому проекту объемы и другие показатели работ по блокам приводятся в таблице 1.

Произведем расчет первым долгом производительности блока.

При этом, допустим, что все блоки отработываются самостоятельно, без согласования их друг с другом.

Исходя из данных таблицы 1 и существующих норм выработки и времени на горные работы жилых месторождений [2], составим циклограмму работ, например, для блока № 3.

Зная суточный размер добычи по этой циклограмме и общий объем добычи по табл. 1, нетрудно вычислить время выполнения каждой стадии в блоке, принимая при этом режим работы рудника, согласно [3], 261 рабочих дней в году: 21,75 рабочих дней в месяц и 7-часовую рабочую смену.



Таблица 1

№ бло- ков	Виды работ в блоке	Запасы ру- ды, т	Потери ру- ды		Разубожива- ние руды		Добытая рудная мас- са, т
			т	%	т	%	
4	Нарезные	2000	100	5,00	200	9,56	2100
	Очистные	9040	500	5,53	1700	16,6	10240
	Ликвидационные	1960	700	35,8	660	34,4	1920
	Всего по блоку № 4	13000	1300	10	2560	18	14260
3	Нарезные	1850	120	6,5	230	11,7	1960
	Очистные	6550	400	6,12	1600	20,6	7750
	Ликвидационные	1200	630	2,52	570	50	1140
	Всего по блоку № 3	9600	1150	12	2400	29,1	10850
3	Нарезные	1050	80	7,6	250	20,5	1220
	Очистные	4000	330	8,2	1180	24,3	4840
	Ликвидационные	710	340	40	300	44,7	670
	Всего по блоку № 2	5760	750	13	1730	25,5	6740

$$t_{\text{нар}} = \frac{1960}{21,75 \times 30} = 3 \text{ м-ц}; \quad t_{\text{оч}} = \frac{7750}{21,75 \times 70} = 5 \text{ м-ц};$$

$$t_{\text{лик}} = \frac{1140}{21,75 \times 40} = 1,3 \text{ м-ц}.$$

По выражению (2, 3, 4) определяется производительность каждой стадии в блоке:

$$T_{\text{нар}} = \frac{1850}{3} \left( \frac{1-0,065}{1-0,117} \right) = 653 \text{ т/м-ц};$$

$$T_{\text{оч}} = \frac{6550}{5} \left( \frac{1-0,0612}{1-0,206} \right) = 1550 \text{ т/м-ц};$$

$$T_{\text{лик}} = \frac{1200}{1,3} \left( \frac{1-0,525}{1-0,5} \right) = 880 \text{ т/м-ц}.$$

На основе этих данных строится тахограмма отработки блока, изображенная на рис. 2.

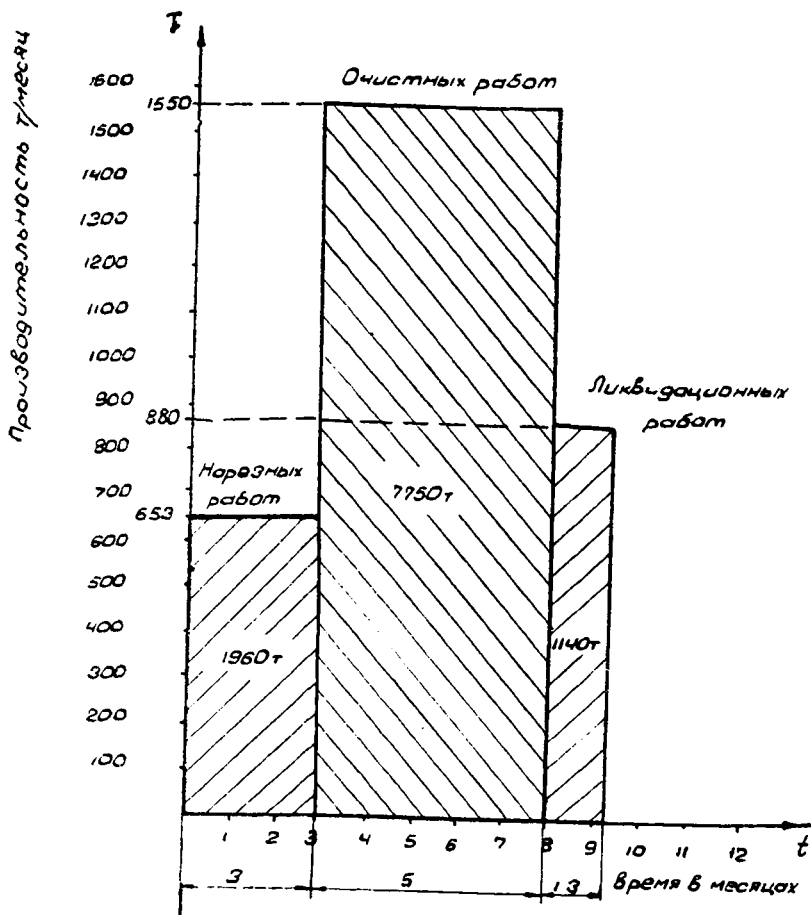


Рис. 2. Тахограмма работ при обработке одиночных блоков потолкоуступной системой разработки

А общая производительность блока определяется согласно (1):

$$T_{\text{блз}} = \frac{1850 + 6550 + 1200}{3 + 5 + 1,3} \left( \frac{1 - 0,12}{1 - 0,22} \right) = 1170 \text{ т/м-ц.}$$

Как можно видеть, в этом случае производительность

блока (1170 т/м-ц) значительно ниже производительности очистной выемки (1550 т/м-ц), о чем и указывалось выше.

При этом, во всех стадиях работ достигнута технически максимальная производительность добычи, в чем они не ограничивают друг друга.

Таким же образом рассчитана производительность добычи по остальным блокам, результаты которых сведены в табл. 2.

Таблица 2

Самостоятельные отработанные блоки	$T_{\text{бл}}$	$T_{\text{нар}}$	$T_{\text{оч}}$	$T_{\text{лик}}$	$t_{\text{нар}}$	$t_{\text{оч}}$	$t_{\text{лик}}$	$t_{\text{бл}}$
Блок 2	1040	610	1300	840	2	3,7	0,8	6,5
Блок 3	1170	653	1550	880	3	5	1,3	9,3
Блок 4	1200	660	1600	875	3,2	6,5	2,2	11,9

Как видно из этой таблицы, лимитирующей стадией является очистная выемка, т. к. требует наибольшего времени выполнения (5 мес.) и поэтому добычи при нарезных работах в бл. 4 и ликвидационных работах в бл. 2 устанавливаются, исходя из этого лимитирующего времени, следовательно:

$$T_{\text{нар. блч}} = 2100 : 5 = 420 \text{ т/м-ц;}$$

$$T_{\text{оч. блз}} = 7750 : 5 = 1550 \text{ т/м-ц;}$$

$$T_{\text{лик. блч}} = 670 : 5 = 134 \text{ т/м-ц.}$$

Исходя из вышеприведенного, месячная производительность системы разработки, которой обрабатывается одновременно три блока, т. е. когда каждая стадия системы занимает отдельный блок (№№ 2, 3 и 4), составит:

$$T_{\text{сист}} = \frac{2100 + 7750 + 670}{5} = 2100 \text{ т/м-ц.}$$

Можно вести расчет и на основе циклограммы:

$$T_{\text{сист}} = 97 \times 21,75 = 2100 \text{ т/м-ц.}$$

Таким образом, технически достижимая максимальная производительность системы разработки (в данном случае 2100 т/м-ц), которую можно получить при одновременной и согласованной между собой работе стольких блоков, сколько стадиями располагает эта система, значительно выше технически достижимой максимальной производительности

блока (1170 т/м-ц) обрабатываемого самостоятельно этой же системой.

Тахограмма разработки рассматриваемых одновременно работающих блоков, занятых под одной потолкоуступной системой разработки, изображена на рис. 3.

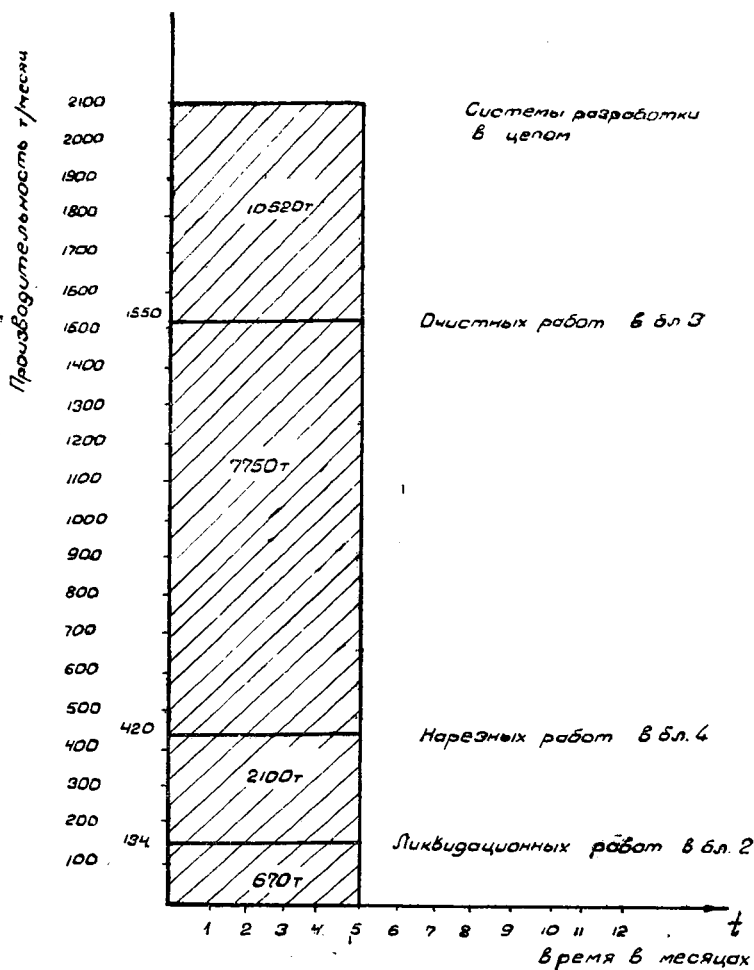


Рис. 3. Тахограмма работ при совместной обработке блоков потолкоуступной системой разработки

В этом случае, как видно, производительность по добыче не имеет тот уступчато-изменчивый характер (рис. 2), как 66

это имеется в отдельных, самостоятельно обрабатываемых блоках, а находится на одном постоянном уровне соответствующим максимально достижимой производительности, что безусловно благоприятно отражается на общую организацию добычных работ на руднике.

В таблице 3 приведены расчетные данные о производительности и времени выполнения стадий по отдельным блокам при одновременной и согласованной их обработке одной системой разработки.

Таблица 3

Блоки	$T_{\text{бл}}$	$T_{\text{нар}}$	$T_{\text{оч}}$	$T_{\text{лик}}$	$t_{\text{нар}}$	$t_{\text{оч}}$	$t_{\text{лик}}$	$t_{\text{бл}}$
Блок 2	460	200	1300	134	6	3,7	5	14,7
Блок 3	710	530	1550	175	3,7	5	6,5	15,2
Блок 4	770	420	1600	270	5	6,5	7	18,5

Сравнивая данные таблиц №№ 2 и 3, можно видеть, что производительность отдельных блоков, обрабатываемых совместно одной системой (табл. 3), значительно ниже производительности этих же блоков, когда они обрабатываются самостоятельно, не в связи друг с другом (табл. 2).

Из всего вышеприведенного можно заключить, что производительность системы разработки и производительность эксплуатационного блока значительно отличается друг от друга, как по своему характеру, так и по величине, и несопоставимы друг с другом.

Производительность системы разработки может изменяться в широких пределах (в приведенном примере от 1040÷1200 до 2100 т/месяц) в зависимости от стадийности системы разработки и, соответственно с этим, от числа одновременно работающих блоков. При прочих равных условиях производительность системы разработки минимальна при самостоятельной обработке каждого отдельного блока и достигает своего максимального значения при совместной обработке стольких блоков, сколькими стадиями она располагает. При этом, в последнем случае производительность системы имеет равномерный характер и постоянно находится на одном высоком уровне.

Производительность блока несравненно в меньшей степени зависит от числа одновременно действующих блоков. Она минимальна при взаимосвязанной работе одновременно обрабатываемых блоков и максимально при самостоятельной обработке каждого блока. При этом, во всех случаях про-

изводительность блока имеет резко изменчивый характер: минимальный при нарезных и ликвидационных стадиях и максимальный при очистной выемке.

Производительность системы разработки и производительность блока совпадают друг с другом как по характеру, так и по величине, лишь при независимой отработке одиночных блоков.

При одновременной же работе блоков, взаимосвязанных между собой стадиями системы разработки, производительность системы значительно превышает производительность блоков.

Следовательно, когда приводятся данные о производительности добычных работ, всегда следует разграничивать производительность системы разработки от производительности блока. Только в этом случае можно получить правильные ответы при сопоставлении друг с другом систем разработки или эксплуатационных блоков.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Типовые нормы выработки и времени на очистные горные работы при выемке тонких жил. Министерство цветной металлургии СССР, М., 1967.
2. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные горные работы для рудников черной и цветной металлургии. Министерство цветной металлургии СССР, М., 1966.
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. Министерство черной металлургии СССР, Л., 1970.

### Ш. В. КАНАШВИЛИ

## ОПТИМАЛЬНАЯ ДЛИНА СЕКЦИИ ПРИ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ «СЕКЦИОННЫЙ МАГАЗИН- ЗАКЛАДКА» В УСЛОВИЯХ КВАЙСИНСКОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Из многочисленных факторов, влияющих на вторичное разубоживание, одним из основных является отслоение боковых пород в процессе выпуска магазина. Объем разубоживающих пород находится в зависимости от величины площади обнажения боков жилы в пределах блока.

При постоянной высоте блока величина обнажения боков находится в прямопропорциональной зависимости от длины секции, поэтому определение оптимальной длины секции является важной задачей.

Как известно, для определения длины секции наиболее распространенным является метод проф. Слесарева В. Д. [7], согласно которому пролет определяется формулой:

$$L_1 = 1,15 \sqrt{\frac{K_p h}{\gamma}} \text{ м,}$$

где  $K_p$  — предел прочности породы при растяжении, т/м<sup>2</sup>; в нашем примере  $K_p = 40$  кг/см<sup>2</sup> [4];

$h$  — толщина изгибающего слоя; в нашем примере составляет 3 м [4];

$\gamma$  — объемный вес породы, равный 2,62 т/м<sup>3</sup>.

В расчетах были учтены поправочные коэффициенты  $\xi$  и  $\eta$ , где

$\xi$  — коэффициент снижения прочности пород при длительном нагружении;

$\eta$  — коэффициент снижения прочности пород вследствие трещиноватости.

Согласно рекомендаций проф. Семевского В. Н. [6], значение коэффициентов  $\xi$  и  $\eta$  в первом приближении можно принять:

$\xi = 1 - 0,7$  для пород с хрупким характером разрушения;

$\eta = 0,3 - 0,5$  для сильно трещиноватых пород;

$\eta = 0,1 - 0,3$  для сильно трещиноватых пород с двойной и тройной системами трещин.

Для условий Квайсинского месторождения принимаем:  $\xi = 0,6$ ,  $\eta = 0,3$ ; тогда  $K_{p\text{прир.}} = K_{\text{лоб.}} \cdot \xi \cdot \eta = 40 \times 0,6 \times 0,3 = 7,2$  кг/см<sup>2</sup> или  $K_{p\text{прир.}} = 7,2$  т/м<sup>2</sup>;  $\gamma = 2,62$  т/м<sup>3</sup>.

Подставив значения  $K_p$ ,  $\gamma$  и  $h$  в формулу В. Д. Слесарева, получим

$$L_1 = 1,15 \sqrt{\frac{72 \times 3}{2,62}} = 10,35 \text{ м.}$$

$L_1$  — предельный пролет, при котором не возникают растягивающие напряжения, наиболее опасные для равновесия кровли,

$$L_2 = 1,41 \sqrt{\frac{72 \times 3}{2,62}} \approx 13 \text{ м.}$$

$L_2$  — второй предельный пролет.

Если длина секции  $L$  удовлетворяет условию:  $L_1 \leq L \leq L_2$ , то в этом случае кровля испытывает максимальные деформации без образования трещин.

Предельный пролет, при котором в кровле выработки появляются трещины и возможно частичное обрушение, определяется по формуле:

$$L_3 = 1,63 \sqrt{\frac{K_p h}{\gamma}} = 1,63 \sqrt{\frac{72 \times 3}{2,62}} = 14,7 \text{ м.}$$

Полное обрушение происходит по ширине

$$L_4 = 2 \sqrt{\frac{72 \times 3}{2,62}} = 18 \text{ м.}$$

Для оценки устойчивости обнажения проф. В. Д. Слесаревым был предложен метод эквивалентных пролетов, заключающийся в том, что степень устойчивости кровли выработки оценивается по устойчивости эквивалентного ей пролета выработки постоянной длины и неограниченной высоты [7].



Для условий четырехстороннего заземления рекомендуется эквивалентный пролет находить из выражения:

$$l_{\text{эkv}} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}} \text{ м,}$$

где  $a$ —длина секции по простиранию, м;

$b$ —высота секции по восстанию, м.

Критерием устойчивости обнажения является неравенство:

$$l_{\text{эkv}} < l_0,$$

где  $l_0$ —предельный, перед обрушением, эквивалентный пролет секции неограниченной высоты, определяемый расчетом, м.

Согласно расчета  $l_0 = 13$  м.

$$l_{\text{эkv}} = \frac{11 \times 50}{\sqrt{11^2 + 50^2}} = 10,74 \text{ м.}$$

$$10,74 \text{ м} < 13 \text{ м.}$$

Таким образом, предельная длина секции по расчету получается 10—12 м, при которой сохраняется равновесие кровли.

Аналогичным методом был определен расчетный предельный пролет для условий Холтосонского месторождения, который успешно внедрились на производстве [5].

С целью проверки расчетных данных нами были проведены лабораторные исследования на модели, где неустойчивые бока жилы имитировались по методике, опубликованной в работе [3]; здесь же дается методика проведения экспериментов, но вкратце отметим, что нами принято геометрическое подобие моделирования всех параметров блока с подбором требуемой крупности руды.

Масштаб модели нами принят 1:50, размеры модели: высота — 100 см, длина — 100 см и ширина — 7 см. Передняя стенка модели изготовлена из органического стекла. Задняя — из имитирующих неустойчивых боковых пород.

При постоянной высоте блока (50 м) и постоянной мощности (3,5 м) испытания проводились при разных длинах секции. Первоначально длину секции по простиранию брали 3,5 м, затем 7 м, 10,5 м и т. д., т. е. после каждого испытания длину секции блока по простиранию увеличивали на 3,5 м.

Всего испытали 11 вариантов. Наблюдения за протекающими процессами проводились сперва по лежащему боку, а

затем по всяческому, путем изменения угла наклона рамы стенда от 70 до 130°. Это позволило в каждом опыте иметь видимый бок.

Руду выпускали по дозам через воронки, которые были устроены в днище модели. Максимальное разубоживание руды в дозе допускалось до 70—80%.

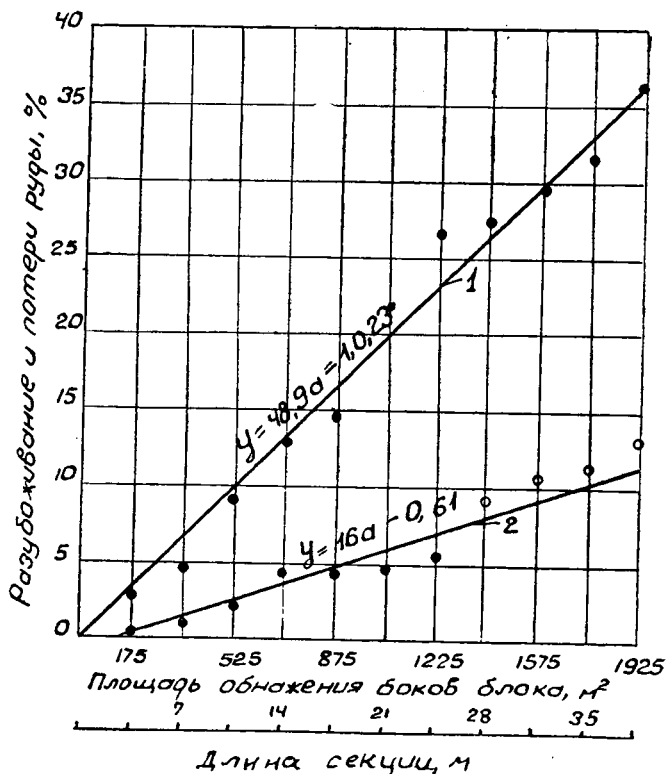


Рис. 1. Изменения разубоживания и потерь руды в зависимости от площади обнажения боков блока.

1—разубоживание руды; 2—потери руды

Для достоверности полученных показателей каждый опыт проводили по 2 раза. Результаты экспериментов приведены в табл. 1. Изменения разубоживания и потерь руды в зависимости от площади обнажения боков блока приведены на рис. 1.

Анализ экспериментальных данных показывает, что вторичное разубоживание руды находится в прямопропорциональной зависимости от площади обнажения боков жилы. При этом, коэффициент корреляции составил  $r=0,76$ .

Таблица 1

Длина секции		Площадь обнажения на модели, см <sup>2</sup>	Рудная масса, кг	Чистая руда, кг	Пустые породы, кг	Разубоживание, %	К-во руды в модели, кг	Потери, %
в модели, см	в натуре, м							
7	3,5	700 (7×100)	14,65	14,30	0,35	2,4	14,32	—
14	7	1400 (14×100)	31,5	30,158	1,342	4,25	30,8	0,81
21	10,5	2100 (21×100)	171	165	15	8,8	169,7	2,0
28	14	2800 (28×100)	61,75	53,94	7,81	13	61,16	4,0
35	17,5	3500 (35×100)	73	62,45	10,55	14,5	70	4,1
42	21	4200 (42×100)	94	73,13	20,87	22	84,48	4,2
49	24,5	4900 (49×100)	115	83,47	31,53	27,4	101,3	5,3
56	28	5600 (56×100)	120	86,8	33,2	27,7	111	9,4
63	31,5	6300 (63×100)	138,5	99	39,5	29,6	123	10,1
70	35	7000 (70×100)	142	104,9	47,1	31	136	13,3
77	38,5	7700 (77×100)	166	104,78	61,22	36,6	144,3	13,7

Как показал анализ, длина секции является наиболее существенным параметром, определяющим экономичность разработки при применении системы секционным магазином разубоживанием руды.

С увеличением длины секции возрастает площадь обнажения, что влечет за собой обрушение. Однако, с увеличением длины секции увеличивается расстояние между секционными рудоспусками, за счет чего уменьшается расход крепежных материалов на 1 т добытой руды. С изменением длины секции, кроме изменения расхода лесоматериалов, изменяются также параметры буровзрывных работ, затраты на планировку магазина, производительность рабочих и время отработки блока.

Таким образом, задача состоит в том, чтобы из числа испытанных определить наиболее оптимальную длину секции, при которой затраты на добычу 1 т промышленной руды будут наименьшими.

Для экономического анализа испытанных на модели вариантов системы мы выбрали 4 наиболее характерные схемы, приведенные на рис. 2, 3, 4 и 5. Экономическое сравнение указанных вариантов системы разработки производилось нами по методике член-корр. АН СССР М. И. Агошкова [1].

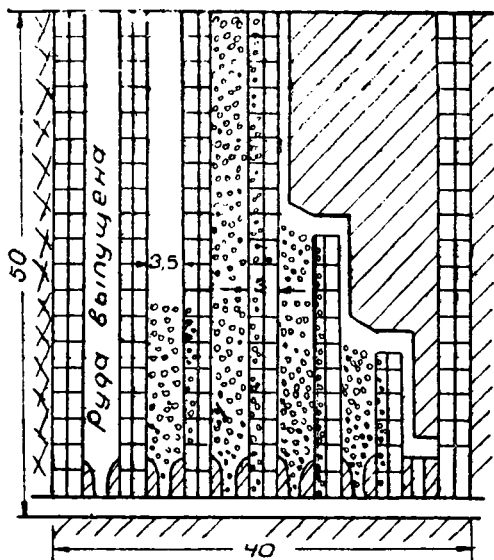


Рис. 2. Схема обнажения боков блока на площади 175 м<sup>2</sup>

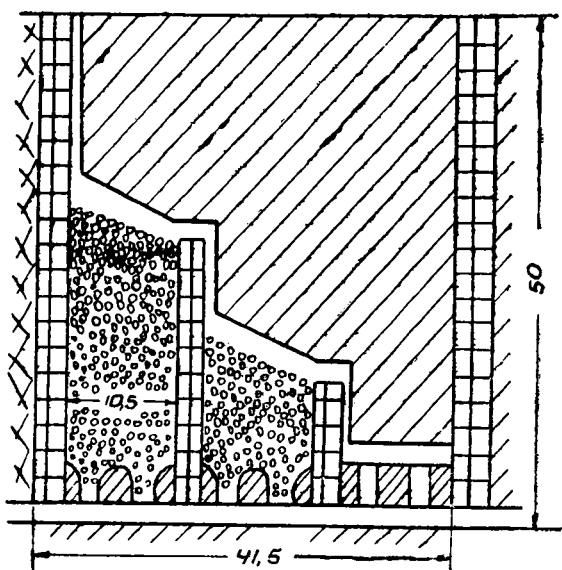


Рис. 3. Схема обнажения боков блока на площади 525 м<sup>2</sup>

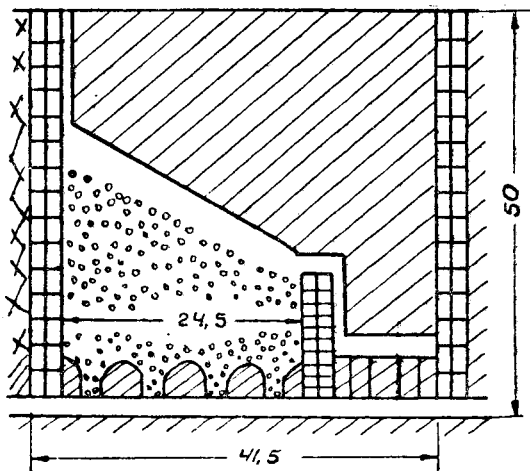


Рис. 4. Схема обнажения боков блока на площади 1225 м<sup>2</sup>

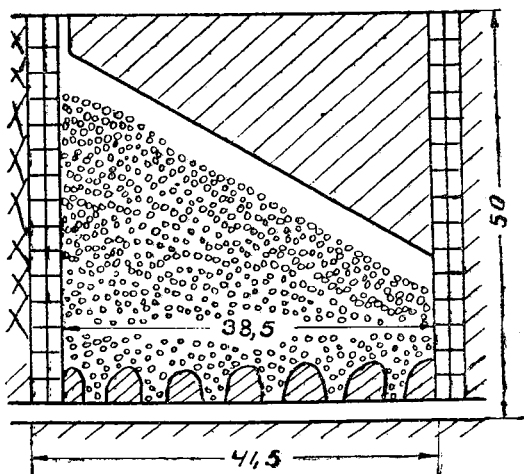


Рис. 5. Схема обнажения боков на площади 1925 м<sup>2</sup>

Рассмотрим некоторые горногеологические и горнотехнические условия обработки опытного блока Квайсинского

месторождения системой с секционным магазинированием руды.

Висячий бок состоит из устойчивых известняковых пород, а лежащий — из неустойчивых порфиристов. Средняя толщина порфиристовых пород составляет 3 м. Длина и высота блока соответственно равна 40 м. Угол падения 75—80°. Содержание свинца — 0,72%, цинка — 4,8. Мощность жилы 3—3,5 м. Запасы блока составили 4800 м<sup>3</sup> (13340 т).

Расчет материальных и трудовых затрат на 1 т добычи руды производился нами по действующим нормам и расценкам Квайсинского рудоуправления. В расчетах величины потерь и разубоживания руды были приняты лабораторные.

В результате подсчета по четырем основным вариантам получены технико-экономические показатели, которые приведены в табл. 2.

Таблица 2

Наименование показателей	Единица измерения	В а р и а н т ы							
		I		II		III		IV	
		длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>	длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>	длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>	длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>
		3,5	175	10,5	525	24,5	1225	38,5	1925
Добыча рудной массы, в том числе	т	12900	13100	13600	12900				
а) руда	„	12741	12000	11540	10000				
б) порода	„	159	600	2050	2900				
Среднемесячная производительность блока	„	1600	1980	2000	2000				
Время отработки блока	дней	205	179	172	162				
Производительность раб-очего по блоку	т/смен	4,8	5,75	6,65	7,05				
Расходы ВВ по блоку	кг/т	0,62	0,65	0,635	0,677				
Расход крепежного леса по блоку	м <sup>3</sup> /т	0,058	0,0367	0,0282	0,0216				
Потери руды	%	5,2	7,0	14,13	25,5				
Разубоживание руды	„	1,7	4,27	13,2	17,7				
Материальные и трудовые затраты	тыс.	61,76	39,22	34,79	29,89				
Стоимость 1 т руды франко-откаточный штрек без цеховых и амортизационных начислений (стоимость по системе)	руб.								
	руб/т	4,8	3,0	2,57	2,32				

Сопоставление этих четырех вариантов обработки опытного блока показывает, что наибольшая выдача чистой руды производится при первом варианте. Потери и разубоживание руды, при этом, варианте также значительно ниже, чем при других вариантах.

Вместе с тем следует отметить, что стоимость 1 т руды по систем при первом варианте значительно выше, чем при других вариантах. Это вызвано тем, что в первом варианте приходится сооружать секционные рудоспуски через каждые 3,5 м, тогда как при других вариантах с увеличением длины секции расстояние между рудоспусками постоянно растет и за счет этого расходы на 1 т руды уменьшаются.

Анализ таблицы 2 показывает, что для окончательного выбора наиболее эффективной длины секции необходимо определить ущерб от разубоживания и потерь руды для каждого варианта в отдельности во взаимосвязи с конечной стоимостью 1 т добычи промышленной руды.

Для расчета были получены нижеследующие исходные данные по вариантам.

По I варианту:

$$C_{1\text{пр}} = 4,83 \text{ руб/т}; \quad P_{\text{усл}} = 4,5\%; \quad q_{1\text{усл}} = 4,49\%; \quad r_{1\text{м}} = 0,2\%.$$

По II варианту:

$$C_{2\text{пр}} = 3,14 \text{ руб/т}; \quad P_{\text{усл}} = 4,5\%; \quad q_{2\text{усл}} = 4,3\%; \quad r_{2\text{м}} = 4,5\%.$$

По III варианту:

$$C_{3\text{пр}} = 3,02 \text{ руб/т}; \quad P_{\text{усл}} = 4,5\%; \quad q_{3\text{усл}} = 4,3\%; \quad r_{3\text{м}} = 14,8\%.$$

По IV варианту:

$$C_{4\text{пр}} = 3,0 \text{ руб/т}; \quad P_{\text{усл}} = 4,5\%; \quad q_{4\text{усл}} = 3,5\%; \quad r_{4\text{м}} = 22\%,$$

где  $C_{\text{пр}}$  — стоимость 1 т промышленной руды;

$q_{\text{усл}}$  — содержание условного свинца в товарной руде, %;

$P_{\text{усл}}$  — содержание условного свинца в промышленной руде, %;

$r$  — разубоживание по металлу.

В таблице 3 приведены показатели сравнительной оценки по вариантам.

Как видно, с ростом разубоживания количество потерянных металлов уменьшается и вместе с этим уменьшается выпуск концентратов.

Анализ данных табл. 3 позволяет установить зависи-

мость между длиной секции и стоимостью 1 т промышленной руды (рис. 6).

Здесь кривая показывает, что с увеличением длины секции увеличивается себестоимость 1 т руды, за исключением интервала от 3,5 до 11 м, где происходит обратное. Это объ-

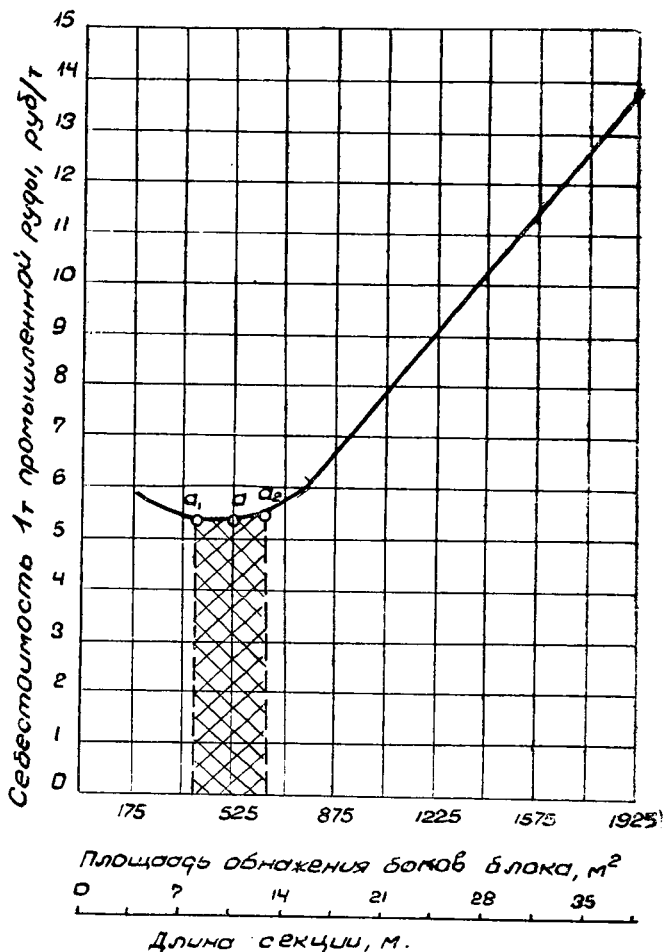


Рис. 6. Зависимость между длиной секции и стоимостью 1 т промышленной руды

ясняется тем, что в данном интервале заметно уменьшаются расходы крепежных материалов за счет уменьшения количества рудоспусков в блоке.



Таблица 3

Наименование избыточных ущербов в приходящие на стоимости добычи 1 т промышленной руды	Единица измерения	Варианты системы разработки «Секционный магазин-закладка»							
		I		II		III		IV	
		длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>	длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>	длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>	длина секции, м	площадь блока, м <sup>2</sup>
		3,5	175	10,5	225	24,5	1225	38,5	1925
Ущерб от избыточного разубоживания руды	руб/т	—	0,25	0,94	1,54				
Ущерб от избыточных потерь руды	"	—	0,09	0,45	1,25				
Ущерб от избыточных потерь металлов в процессе переработки	"	1,11	1,07	0,83	—				
Ущерб от недополучения металлов при переработке руды	"	—	0,77	3,56	8,6				
Всего избыточного ущерба по вариантам	"	1,11	2,18	5,78	10,89				
Стоимость по системе	"	4,83	3,14	3,02	3,0				
Конечная стоимость 1 т руды с учетом всех видов ущербов и стоимости по системе	руб/т	5,94	5,32	8,8	13,89				

В интервале изменение длины секции от 11 до 37 м, несмотря на малый расход крепежного леса, увеличение фронта очистных работ и роста производительности труда рост себестоимости добычи связан со значительным экономическим ущербом от разубоживания руды.

Ордината точки  $a$  — соответствует минимальным расходам на 1 т руды, а абсцисса — оптимальной длине секции. Если допустить отклонение от минимальных расходов  $\pm 5\%$  [2], на кривой получим  $a_1$  и  $a_2$ , которым соответствуют длина секции 9—12 м.

Таким образом, на основе технических расчетов и экономического анализа можно сделать выводы, что в условиях отработки жильных месторождений, залегающие в неустойчивых боковых породах системой разработки секционным магазином руды, длину секций целесообразно брать 9—12 м. Эти выводы были подтверждены при отработке опытного блока № 26 на участке «Надарбаз» Квайсинского месторождения.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И. и Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. Изд-во «Недра», М., 1966.
  2. Зурабишвили И. И., Надирашвили Н. Р. и Матаридзе Э. Д. Определение оптимальной длины заходок в условиях Чиа-турского месторождения марганца. Сб. «Горное давление при разработке месторождений полезных ископаемых Грузии», «Мецниереба», Тбилиси, 1972.
  3. Карбелашвили О. Д. и Канашвили Ш. В. Исследование процесса разубоживания при выпуске руды из магазинов в крутопадающих жилах. Сб. «Вопросы рационального использования недр Грузии», «Мецниереба», Тбилиси, 1972.
  4. Меликидзе И. Г. Исследование механических и технологических свойств руд и вмещающих пород Квайсинского полиметаллического месторождения с точки зрения их разрушаемости и устойчивости. Тбилиси, 1966.
  5. Муджири Т. П. Крепление очистного пространства железобетонными штангами при разработке наклонных жил на руднике Холтосон. Сб. «Технология добычи и обогащения полезных ископаемых Грузии», «Мецниереба», Тбилиси, 1972.
  6. Семейский В. Н. Штанговая крепь. М., 1965.
  7. Слесарев В. Д. Механика горных пород и рудничное крепление. Углетехиздат, 1948.
-

Т. П. МУДЖИРИ, Ш. В. КАНАШВИЛИ, Г. М. КЕТИЛАДЗЕ,  
А. Г. РЕХВИАШВИЛИ, П. Ш. АМАШУКЕЛИ

## ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ОТБИТОЙ РУДЫ И НАЛЕГАЮЩИХ ПОРОД И ИХ ВЛИЯНИЕ НА КАЧЕСТВО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ВАРИАНТАХ СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦОВЫМ ВЫПУСКОМ

Затронутые в данной работе вопросы изучались нами для условий разработки крутопадающих жил средней мощности (3,5—5 м) талькового месторождения Грузии.

При системах подэтажного обрушения исследование закономерностей перемещения отбитой руды и налегающих обрушенных, конструктивных элементов выпускных устройств, рациональных сочетаний количества отбиваемых и выпускаемых слоев имеет весьма важное значение, так как вышеприведенные факторы определяют как трудоемкость выпуска, так и качество извлечения руды.

Как известно, в натуре ход процесса выпуска визуально наблюдать практически невозможно, поэтому было решено эти процессы исследовать на модели.

В настоящее время метод моделирования выпуска достаточно разработан [1 2].

Нами принято геометрическое подобие моделирования всех параметров блока с подбором требуемой крупности руды.

Исследованиями Д. И. Рафиенко [3] установлено, что при таком моделировании крупность руды должна быть сокращена на величину масштаба моделирования, но без частиц руды менее 1 мм. Это дает возможность получить идентичность опускания руды в модели и натуре. Масштаб моделирования принят нами 1:50, размеры модели: высота — 80 см, длина — 82 см, ширина — 8 см (рис. 1).

Передняя стенка модели была изготовлена из органического стекла, задняя и днище из гетинакса. В днище про-

6. Добыча и обогащения ископаемых

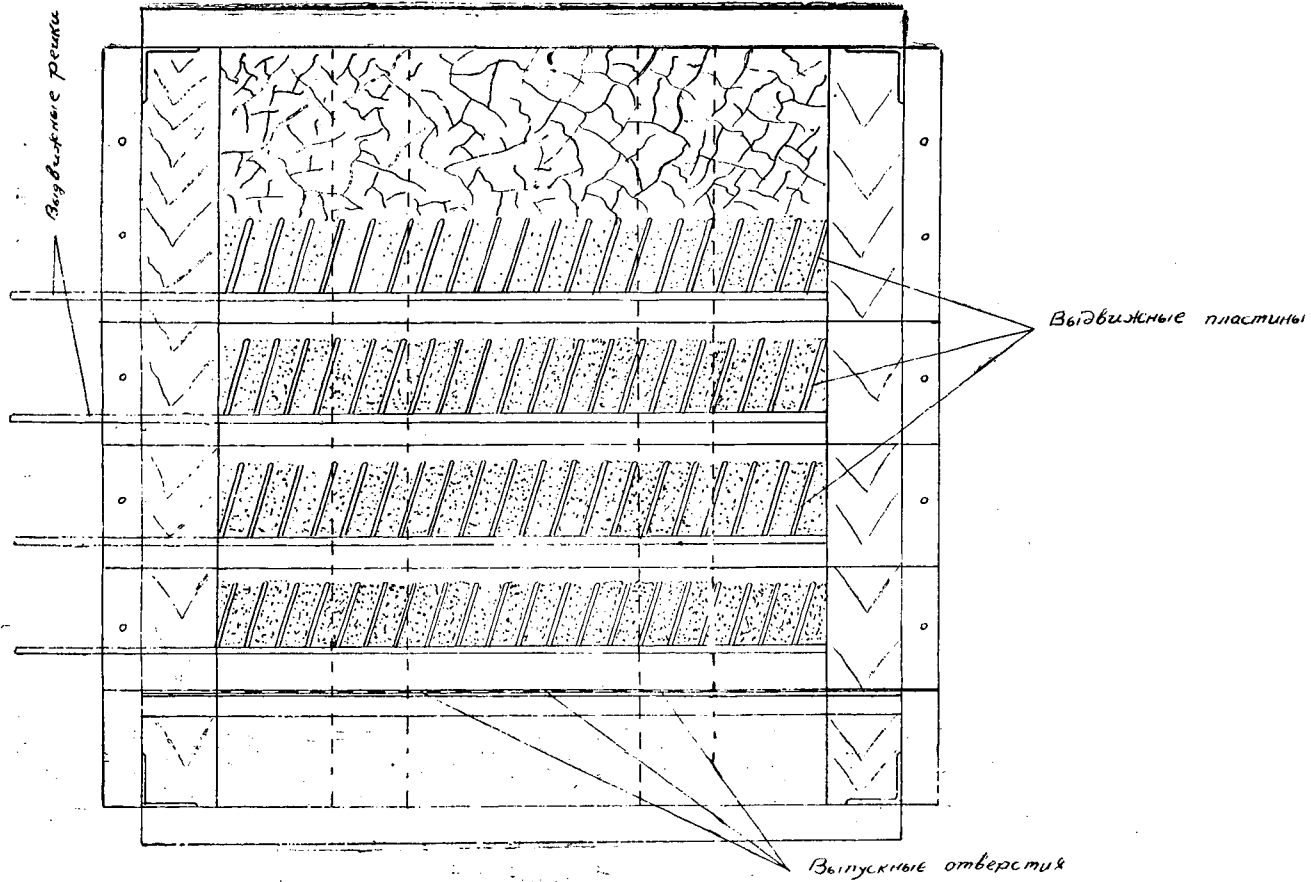


Рис. 1. Общий вид модели

деланы 20 выпускных отверстий (сечение  $1,5 \times 4$  м в натуре) перекрытые затворами.

С целью имитации отбойки руды в подэтажах органическое стекло на уровне каждого подэтажа прорезалось с интервалом 4 см, что соответствовало 2 м в натуре. В прорезы вплотную с задней стенкой модели вставлялись пластины из гетинакса. Руда на подэтажах засыпалась между рядами пластин и выдвигной рейкой.

Обрушение руды осуществлялось выдвиганием пластин и рейки.

Опыты проводились при ширине очистного пространства 4 м или 8 см в модели, угол наклона модели  $75^\circ$ , высота подэтажей 8 м.

Для экспериментов были использованы: тальковая руда, налегающие породы — серпентинит, гранулометрический состав которых в масштабе примерно соответствует крупности руды и обрушенных пород рудника.

Гранулометрический состав руды:

- 450 + 250 мм (—9 + 5 мм) — 20 %;
- 250 + 150 мм (—9 + 3 мм) — 30 %;
- 150 + 50 мм (—3 + 1 мм) — 50 %.

Гранулометрический состав налегающих пород:

- 1000 + 500 мм (—20 + 10 мм) — 100 %.

Толщина слоя налегающих пород 20 см или в натуре 10 м.

В процессе выпуска, по мере опускания контакта, пустая порода досыпалась сверху во избежание разрыва контакта.

Руда и налегающие породы заметно отличаются по цвету, что не затрудняло наблюдение за их движением и зарисовку.

Перемещение отбитой руды и породы, а также их контактов в зависимости от доз выпуска наносились на кальку. За дозу выпуска принимали вес рудной массы, заключенной в одном отбиваемом слое подэтажа.

Разубоживание руды определяли петрографическим методом:

В ходе выпуска определялись условные потери руды по дозам выпуска, а также истинные потери в целом по блоку.

Первоначально проводились опыты по определению параметров воронки выпуска в отбитой тальковой руде. После этого были проведены опыты по выявлению наиболее рациональных схем выпуска по вариантам подэтажного обрушения:

1) с торцовым выпуском руды на почву откаточного штрека;

2) с торцовым выпуском руды на почву откаточного штрека через квершлаг-заезды;

3) с торцовым выпуском на подэтажные штреки (Шведский вариант).

Для достоверности каждый опыт повторяли 2—3 раза.

При определении параметров воронки выпуска, поперечные пластины, имитирующие послойную отбойку руды, а также выдвижение рейки не устанавливались.

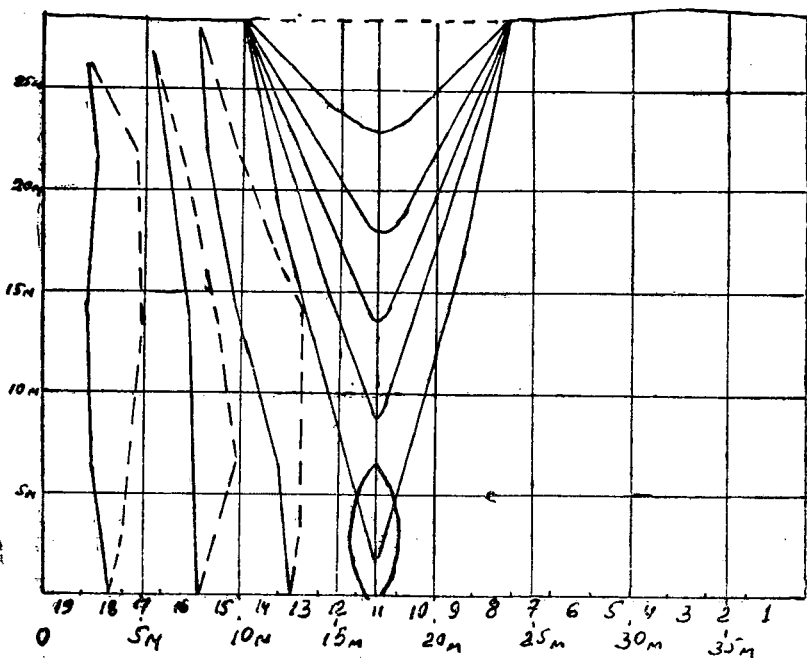


Рис. 2. Определенные параметры эллипсоида выпуска и характера движения контакта руды и налегающих пород.

- — — — контакт руды и налегающих пород.
- характер движения руды при выпуске

Для определения параметров воронок, выпуск производили в центре модели по дозам. Высота блока при этом была 28 м. С целью создания оптимальных условий, руду выпускали в режиме сближенных люков.

На рис. 2 показано движение руды по дозам и образование воронок выпуска. После выпуска 6 доз, размеры во-

воронки выпуска в натуре были следующие: высота—28 м, ширине (на уровне высоты блока) — 12 м, ширина (на уровне малой оси эллипсоида) — 7 м, угол наклона боковой поверхности воронки —  $75^\circ$ .

Двигаясь к левому флангу блока, из каждого люка последовательно выпускали до 4-х доз. Как видно из зарисовок, сделанных через 2 люка (рис. 2) руда и контакт с пустыми породами двигались примерно параллельно боковым поверхностям воронки выпуска.

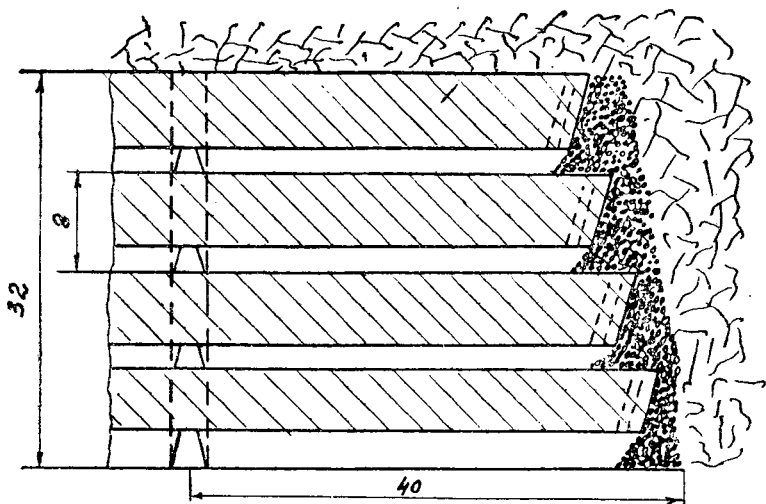


Рис. 3. Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на почву откаточного штрека

Торцовый выпуск руды на почву откаточного штрека изучался во второй серии опытов.

Исходя из установленных нами параметров воронки выпуска, линию обрушения (отбойки) руды в блоке расположили под углом  $75^\circ$  в сторону направления очистных работ. Следовательно, в первом подэтаже (от горизонта откатки) был отбит 1 слой, т. е. 2 м; во II подэтаже — 2 слоя (4 м); в III—3 слоя (6 м) и в IV—4 слоя (8 м) (рис. 3).

После выпуска руды из первой наклонной полосы приступали к отбойке следующей. При этом, в каждом подэтаже отбивали по одному слою руды, шириной 2 м. Выпуск каждой полосы осуществляли дозами (в среднем по 3—4 дозы на полосу), из расчета чтобы среднее разубоживание по

блоку было бы не больше 20%. Максимальное разубоживание в дозе допускалось до 50—60%.

В результате: разубоживание руды по блоку составило 21,0%, потери — 31%.

На рис. 4 показаны закономерности движения руды и контакта налегающих пород при такой схеме выпуска.

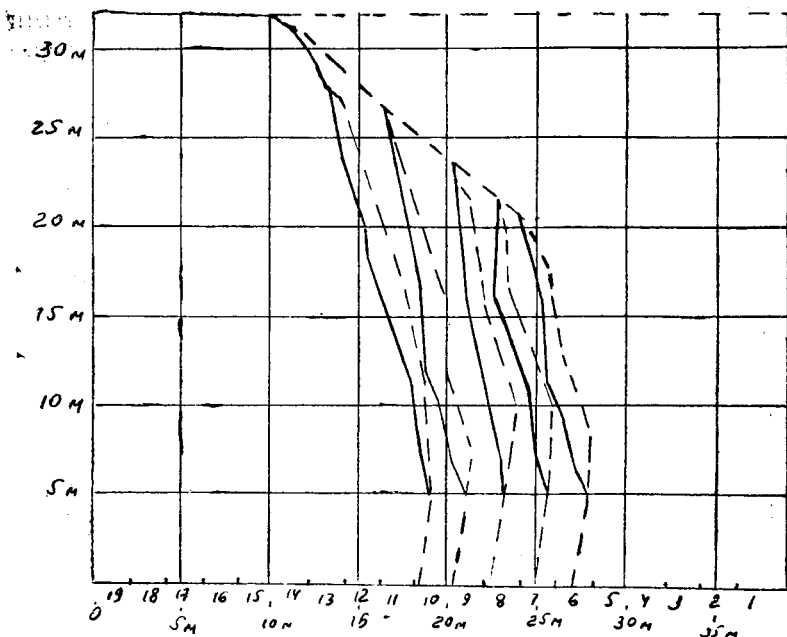


Рис. 4. Характер движения контакта при системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на почву откаточного штрека.

— — — контакт руды и налегающих пород,  
 ————— характер движения руды при выпуске

Экспериментом установлено:

- 1) руда и порода движутся под углом 70—75° к горизонту, что соответствует углу наклона воронки выпуска;
- 2) при торцовом выпуске руды с шагом обрушения 2 м, перемещение контакта с налегающими породами и линии движения руды не превышают в среднем 2 м;
- 3) прорыв налегающих пород к месту погрузки-выпуска наступает значительно раньше, чем успеет выйти вся руда, заключенная в воронке выпуска, что приводит к большим потерям руды;



4) одной из важных причин такого преждевременного прорыва пустых пород — несоответствие угла наклона отбиваемых слоев в первом (нижнем) подэтаже направлению движения руды в воронке выпуска;

5) барьер, препятствующий истечению руды находится в точке пересечения боковой поверхности воронки выпуска и угла наклона отбойки слоев в первом подэтаже.

С целью установления количественной связи угла наклона отбойки слоев в нижнем подэтаже с разубоживанием и потерями руды при выпуске, нами был проведен специальный эксперимент.

По сравнению с предыдущим опытом, все параметры и схема выпуска оставались постоянными, изменено было следующее:

а) угол наклона отбойки слоя в подэтажах принят 70—75° в сторону рудного массива;

б) опережение отбитых слоев в подэтажах составляло:

в IV — отбито 7 слоев (14 м);

в III — отбито 5 слоев (10 м);

во II — отбито 3 слоя (6 м);

в I — отбит 1 слой (2 м).

В целом по блоку разубоживание руды составило 19%, потери — 21%.

Таким образом, изменение угла наклона отбойки слоев в подэтажах имеет большое значение — разубоживание снизилось на 2%, потери уменьшились на 10%.

Анализ характера движения контактов (рис. 5) показал, что с изменением угла наклона отбойки слоев в подэтажах значительно улучшились условия выпуска, не наблюдалось преждевременного прорыва пустых пород к месту погрузки-выпуска, повысилось качество и полнота извлечения руды при данном режиме выпуска.

Торцовый выпуск руды через квершлаг-заезды (рис. 6) изучался в третьей серии опытов.

Конструктивные элементы системы и порядок отбойки руды в подэтажах были приняты, исходя из параметров воронки выпуска (рис. 2).

Особенностью данного варианта является увеличение в блоке объема отбитой и замагазинированной руды. Так, перед началом выпуска руды в первом (нижнем) подэтаже отбили 4 слоя (или 8 м в натуре), во втором — 6 слоев (12 м), в третьем — 8 слоев (16 м) и в четвертом — 10 слоев (20 м).

После окончания выпуска из квершлага-заезда в каждом подэтаже отбивали по 3 слоя (6 м).

Анализ данных экспериментов показывает, что при данной системе значительно улучшились условия выпуска руды. Если при послойно-торцевом выпуске в среднем выпускалось по 3—4 дозы и разубоживание в четвертой дозе было 30%, то при выпуске через квершлаг-заезды количество доз возросло до 10 и разубоживание в десятой дозе было 27%.

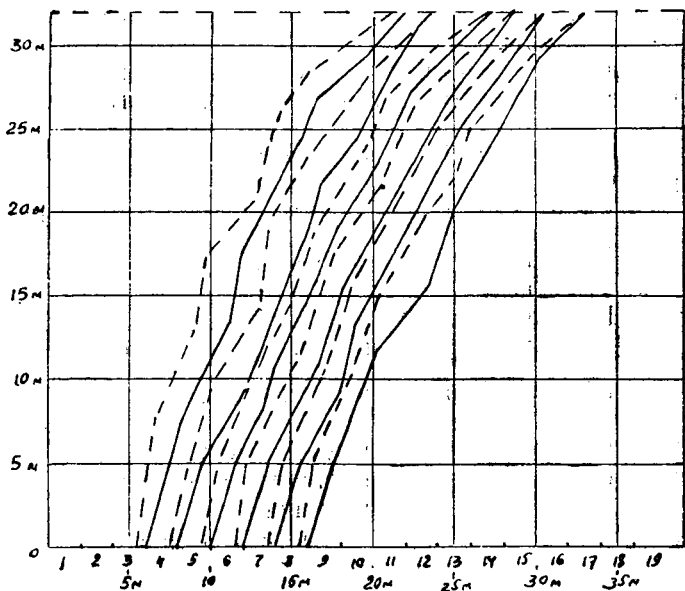


Рис. 5. Характер движения контакта при системе подэтажного обрушения с торцевым выпуском на почву откаточного штрека (угол наклона отбойки  $75^\circ$  в сторону рудного массива).

— — — — контакт руды и налегающих пород,  
 ————— характер движения руды при выпуске

Улучшение условий выпуска видно также из рис. 7.

В данном варианте расположение выпускных выработок и объем замагазинированной руды наиболее полно увязываются с параметрами эллипсоида выпуска.

Если при послойно-торцевом выпуске отношение высоты выпускаемой полосы к ее ширине составляло 14—16, то при выпуске через заезды это отношение было 4, что близко к оптимальному.

Торцовый выпуск руды на подэтажные штреки (Шведский вариант) изучался нами в четвертой серии опытов.

Разубоживание руды по блоку составило 20%, потери — 28%.

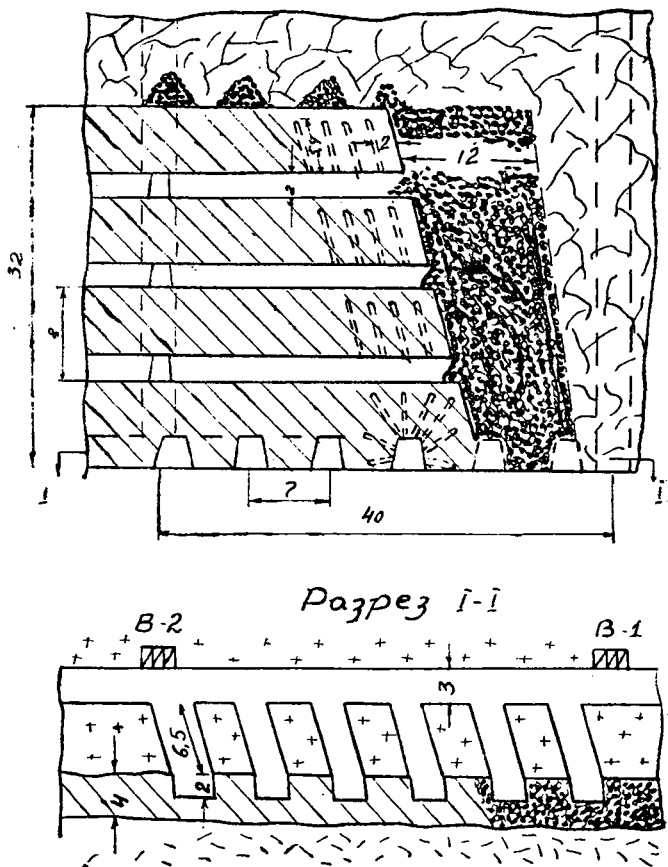


Рис. 6. Система разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды наклонными слоями и торцовым выпуском через квершлаг-заезды

Таким образом, при данном варианте были получены самые низкие показатели качества извлечения руды.

В табл. 1 даются сравнительные показатели качества извлечения руды по трем вариантам систем подэтажного обрушения с торцовым выпуском.

Лучшими показателями характеризуется вариант с выпуском через квершлагги-заезды. Наряду с более низкими потерями и разубоживанием, данный вариант позволяет извлекать из блока 35% чистой (без разубоживания) руды, тогда как у сравниваемых систем этот показатель равен 3 и 5%.

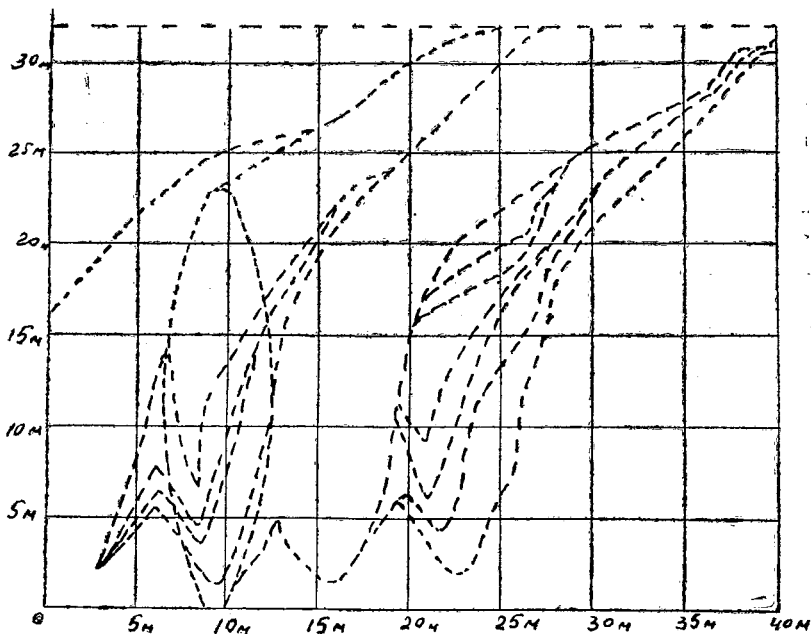


Рис. 7. Характер движения контакта при системе подэтажного обрушения с отбойкой руды наклонными слоями и торцовым выпуском через квершлагги-заезды.

----- контакт между налегающими породами и рудой,  
 ————— эллипсоид выпуска

На рис. 8 даются графики, подытоживающие результаты экспериментов, которые также показывают преимущество выпуска руды через квершлагги-заезды. Пользуясь этими графиками можно определять основные показатели выпуска: извлечение и среднее разубоживание руды по блоку, а также максимально допустимое разубоживание в дозе.

Исследования на модели системы подэтажного обрушения позволили установить следующее:

1. Оптимальному отношению высоты к ширине выпускаемого слоя руды, равному  $3 \div 4$  соответствуют минимальные величины потерь и разубоживания руды.

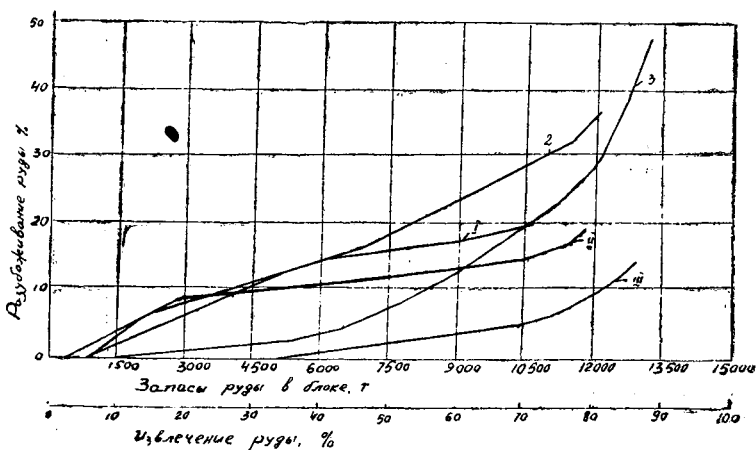


Рис. 8. Диаграммы выпуска: Шведский вариант подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды; 1—по блоку. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды на почву откаточного штрека; 2—по дозам, II—по блоку. Подэтажная отбойка с торцовым выпуском через квершлаг-заезды; 3—по дозам, III—по блоку

2. При этажном торцовом выпуске руды угол наклона отбиваемых слоев в торце откаточной выработки должен быть  $70-75^\circ$  в сторону массива.

3. Установленные нами зависимости между потерями и разубоживанием руды (как по дозам выпуска, так и в целом по блоку) при системе подэтажного обрушения позволяют прогнозировать показатели извлечения в любой стадии выпуска блока.

4. Вариант системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды через квершлаг-заезды является наиболее рациональным для участка Тетри-Миндори месторождения талька.

Таблица 1

Наименование показателей	Единица измерения	Системы разработки		
		шведский вариант подэтажной отбойки с торцовым выпуском	подэтажная отбойка с выпуском через заезды	подэтажная отбойка с выпуском на почву откаточного штрека
Выпуск руды без разубоживания	Т	747	4388	405
	% от запасов блока	5,3	35,0	2,87
С разубоживанием до 10%	Т	1533	2716	2506
	% от запасов блока	9,8	18,0	16,07
С разубоживанием до 20%	Т	4507	2619	4450
	% от запасов блока	26,2	16,2	27,5
С разубоживанием до 30%	Т	3384	894	4140
	% от запасов блока	18,6	5,0	23,2
С разубоживанием до 40%	Т	2427	877	1494
	% от запасов блока	11,7	4,3	6,9
С разубоживанием до 50%	Т	—	977	158
	% от запасов блока	—	—	—
С разубоживанием до 60%	Т	—	397	597
	% от запасов блока	—	1,4	—
С разубоживанием до 70%	Т	—	678	—
	% от запасов блока	—	—	—
С разубоживание по блоку	Т %0	20,2	14,1	19,4
Потери по блоку	%	28,4	14,09	21,1

## ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. Изд. «Недра», М., 1966.
  2. Малахов Г. М., Безух В. Р., Петренко П. Д. Теория и практика выпуска руды. Изд. «Недра», М., 1963.
  3. Рафиенко Д. И. Системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений. Изд. «Недра», М., 1967.
-

В. Ф. ЧАНИШВИЛИ, О. И. ЗАВРАДАШВИЛИ, М. А. БАСИЛАДЗЕ

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ НА АКТИВИЗАЦИЮ СМЕЩЕНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ВЫЕМКЕ УГЛЯ

За последние годы на шахтах Ткибули-Шаорского месторождения производилась значительная работа с целью усовершенствования технологии добычи угля с механизированной выемкой при разработке мощных угольных пластов наклонными слоями с гидравлической закладкой. На шахтах им. Ленина и Сталина испытаны и внедрены новые технологические схемы выемки угля с применением для отбойки угля узкозахватных комбайнов.

Инструментальные наблюдения за характером смещения пород кровли, в зависимости от производственных процессов проводились при разработке нижнего слоя VI пласта на 5 и 7 выемочных полях шахты им. Сталина, на глубине 450—550 м от поверхности.

В пределах экспериментального участка вынимаемая мощность пласта колебалась от 5,67 м до 6,94 м. В непосредственной кровле и почве залегают аргилиты и углисто-глинистый сланец. Угол падения 38—40°.

Пласт VI представлен тремя пачками угля, разделенными прослойками глинистого сланца и липтобиолита, мощностью, соответственно, 1,23 и 0,12 м.

Отработка нижнего слоя, т. е. первой пачки угля мощностью 2,35 м, велась лавами по простиранию. Для отбойки угля применялся комбайн УКР-1К, с шириной захвата 0,9 м и высотой бара—2,2 м. Сперва исполнительным органом комбайна разрушался уголь на мощность 2,2 м, затем, вслед за проходкой комбайна самообрушением падала оставшаяся пачка угля. Крепление очистного забоя производилось неполными деревянными крепежными рамами. После перемещения линии очистного забоя на 15—18 м производилась закладка выработанного пространства.



Для гидравлической закладки выработанного пространства использовались крупнозернистые накеральские пески с усадкой закладочного массива на 6—8% от мощности вынимаемого слоя.

С целью изучения характера смещения боковых пород и величины горного давления на крепь, зависимости от производственных процессов, в рабочем пространстве лавы устанавливали серии парных реперов и механических динамометров «50-Д-180», в следующем порядке: после заполнения закладываемого пространства и перед выемкой первой полосы угля, по длине лавы, в трех местах, устанавливали парные репера, металлические в почве и деревянные — в кровле. После выемки первой полосы угля во время крепления призабойного пространства рядом с парными реперами под стоечной крепью устанавливали механические динамометры. Затем, вслед за подвиганием очистного забоя, по очередности, устанавливали остальные парные репера и механические динамометры.

Смещение реперов и показания динамометров фиксировались до и после проходки комбайна и один раз в смену при его стоянке. Измерение горного давления в каждой секции производилось вплоть до закладки выработанного пространства.

Помимо этого, влияние производственных процессов на активизацию смещения боковых пород регистрировали с помощью универсальных стоек СУ-II, оборудованных самописцами, которые устанавливали в средней части лавы, вблизи от линии забоя. Самописцы работали круглосуточно и записывали смещение боковых пород как во время работы комбайна, так и при его стоянке.

С целью изучения влияния производственных процессов на активизацию смещения пород в качестве характерного примера из наблюдаемых секций рассмотрим № 7. Заранее следует отметить, что на шахтах Ткибули, при буровзрывном способе отбойки угля, максимальная ширина шага закладки составляет 8—10 м. По этой причине, в VII секции, также как и в предыдущих секциях, очистные работы после ее расширения на 12,3 м были остановлены. В течение 14 суток выработанное пространство простояло без закладки из-за отсутствия закладочного материала на шахте. Это обстоятельство дало нам возможность изучить характер смещения пород кровли в период отсутствия выемки угля.

Проведенные инструментальные наблюдения позволили сделать вывод о возможности увеличения ширины шага за-

кладки, вследствие чего было принято решение об обновлении в VII секции очистных работ по выемке угля.

На рис. 1 представлена динамика смещения кровли, характер изменения нагрузки на деревянную стоечную крепь, величина скорости опускания кровли и движение очистного забоя.

Как видно из представленных графиков, во время выемки угля, на наблюдаемых реперах скорость опускания кровли слоя в призабойном пространстве составляет 0,6 — 1,25 мм/час, а затем, с увеличением расстояния от забоя, уменьшается до 0,25—0,37 мм/час.

Спустя 36 часов после остановки очистного забоя, интенсивность смещения уменьшалась до 1—2 мм/сутки, а затем, в среднем за 14 суток составила 0,32—0,65 мм/сутки, или 2—4% по сравнению с данными при движении очистного забоя — 1,5 м/сутки. Аналогично изменяется интенсивность нагрузок на крепь.

В период отсутствия очистных работ, за 14 суток, общее смещение кровли слоя составляет: у линии закладочного массива — 3—5 мм, вблизи линии очистного забоя—6—8 мм. Максимальные смещения, 7—10 мм, регистрировались на реперах третьего ряда ( $R_7$ ,  $R_8$ ,  $R_9$ ).

Наблюдением установлено, что смещение кровли, при остановке очистного забоя длительное время, имеет плавный характер. При этом, скорость смещения незначительно изменяется по мере удаления от забоя и практически может быть принята постоянной.

По нашим наблюдениям в VII секции за 36 суток максимальное смещение у линии закладки составило 103 мм при ширине выработанного пространства 17,7 м. Это составляет 4,6% от мощности слоя.

Как видно из вышепредставленных графиков, основным производственным процессом, влияющим на движение пород кровли, является только выемка угля. Это объясняется тем, что при управлении горным давлением с гидравлической закладкой исключена операция посадки кровли, во время которой, в пределах призабойного пространства, максимальные скорости опускания кровли примерно в 2—3 раза выше, чем при выемке.

Следует отметить, что в период инструментального наблюдения в экспериментальном участке ни на одной секции не наблюдались признаки осадки основной кровли. Это указывает на то, что при управлении горным давлением с гидравлической закладкой осадок основной кровли происходит

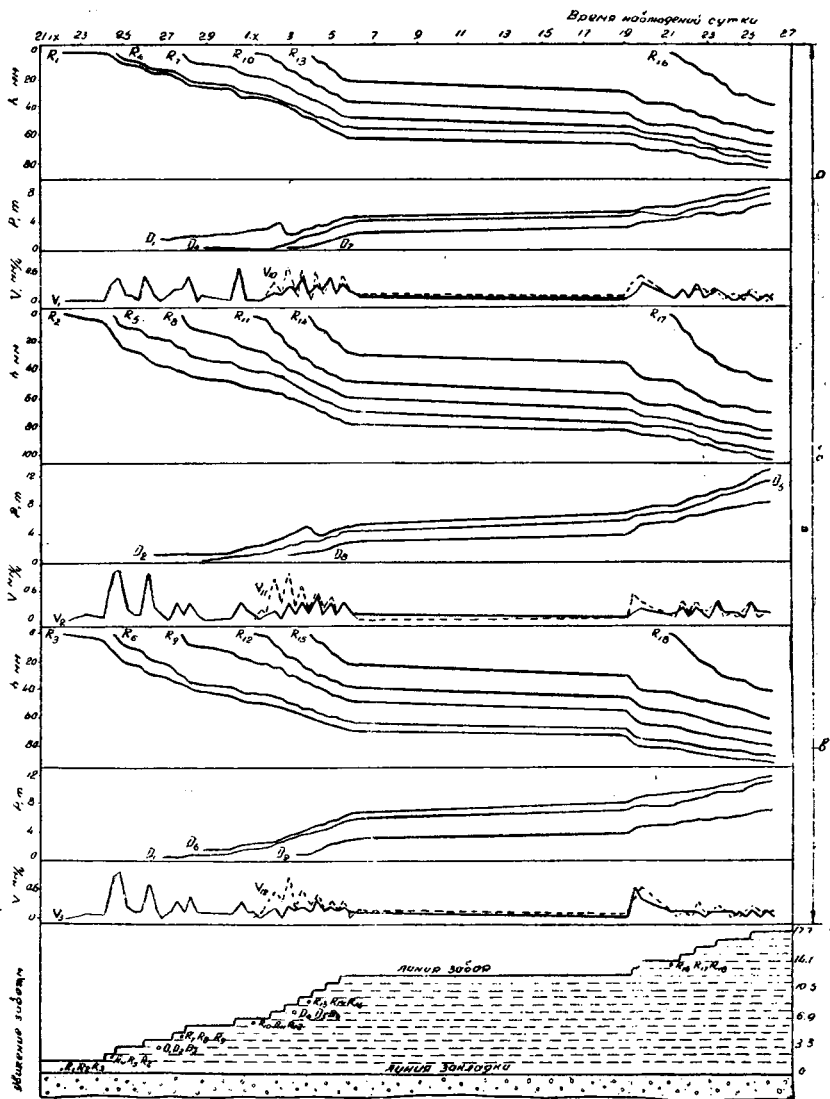


Рис. 1. Характер и величины проявления горного давления в секции № 7: а—в верхней части лавы, б—в средней части лавы, в—в нижней части лавы.

плавно и не влияет на активизацию проявления горного давления в рабочем пространстве лавы.

Графики на рис. 2 показывают динамику смещения боковых пород в X секции. Полученные с помощью самописцев записи величин и характера опускания кровли, в зависимости от производственных процессов, показали, что в момент прохода комбайна повышается интенсивность опускания кровли. Опускание кровли слоя между выемками носит спокойный характер.

Для наглядного представления динамики опускания кровли к моменту прохода комбайна построили графики (рис. 3). Из представленных графиков нетрудно заметить, что при проходке комбайна наибольшее опускание происходит в непосредственной близости к забою. Влияние процесса выемки начинает сказываться при проходе комбайна к наблюдаемым точкам на расстоянии 8—12 м. Максимальное влияние выемки наблюдается в тот момент, когда комбайн находится в 3—5 м выше наблюдаемой точки и прекращается совсем, когда комбайн отходит на расстояние 8—10 м.

Результаты наблюдений за характером опускания кровли в рабочем пространстве лавы при выемке комбайном приведены в табл. 1.

Как видно из таблицы, во время выемки наибольшее опускание происходит в непосредственной близости к забою, а по мере удаления забоя от точек наблюдения, плавно уменьшается ее среднее значение. Аналогично изменяется средняя скорость опускания кровли, при этом максимальная скорость опускания кровли у забоя в период выемки в 15—20 раз больше, чем в период, когда в лаве процесс по выемке не производится.

Таким образом, проведенные исследования показали, что при механизированной выемке угля, когда управление горным давлением производится с гидравлической закладкой выработанного пространства, на активизацию смещения пород кровли влияет только процесс выемки угля. Полученные результаты опытных работ имеют важное значение для проектирования механизированного комплекса с гидравлической

ОПУСКАНИЕ КРОВЛИ. ММ

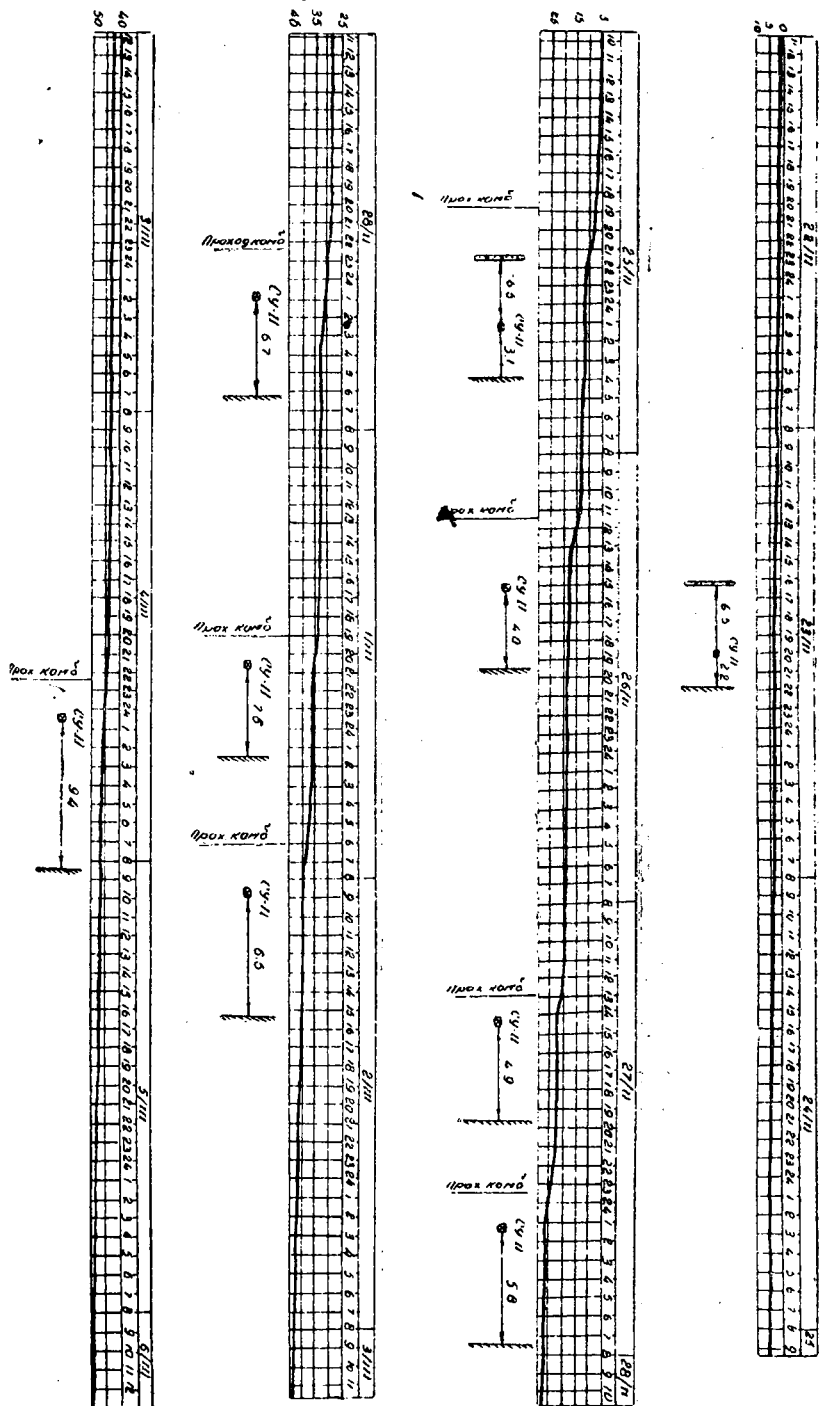


Рис. 2. Запись характера опускания кровли в зависимости от производственных процессов

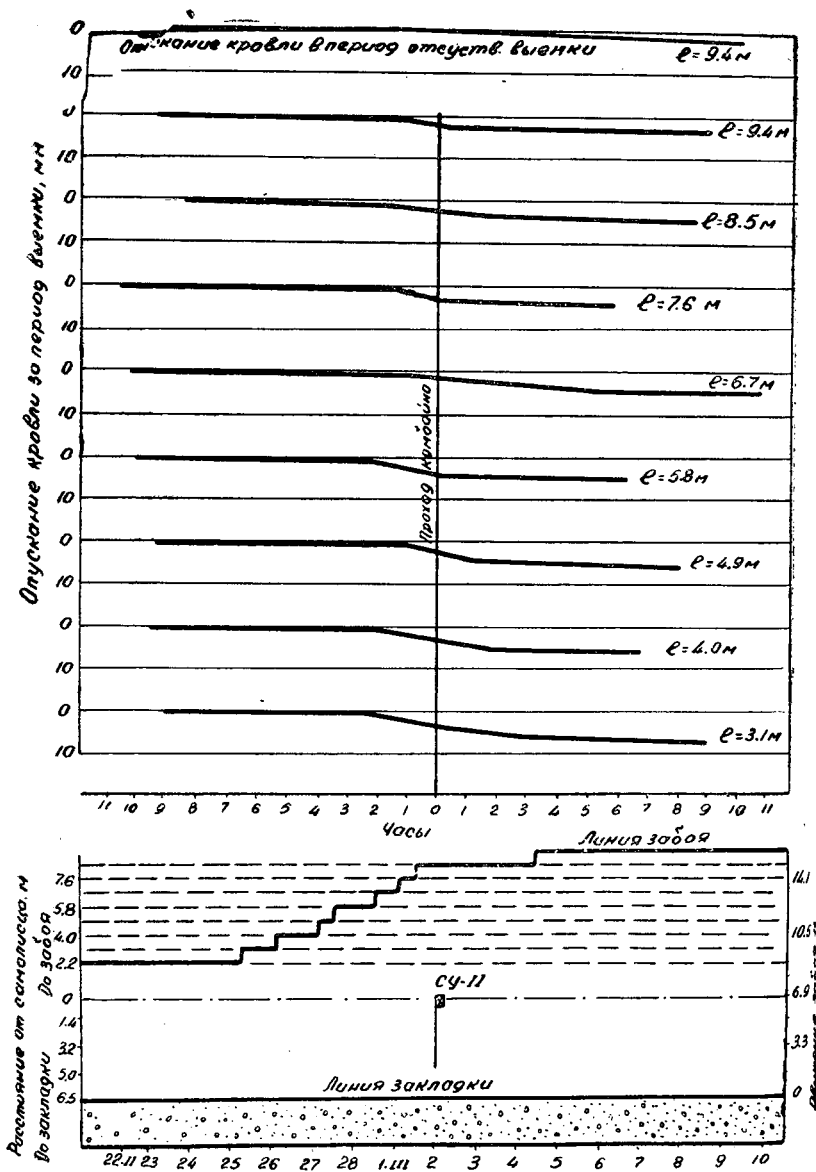


Рис. 3. Характер опускания кровли при выемке комбайном

Таблица 1

Показатели	Расстояние от забоя, м							
	3,1	4,0	4,9	5,8	6,7	7,6	8,5	9,4
Опускание кровли за период влияния выемки, мм	7,0	6,6	6,0	5,6	5,0	4,6	3,9	3,1
Средняя скорость опускания кровли за период влияния выемки, мм/ч	1,0	0,94	0,88	0,83	0,73	0,65	0,56	0,45
Максимальная скорость опускания кровли за период влияния выемки, мм/ч	1,65	1,33	1,25	1,15	1,06	0,95	0,75	0,63

закладкой, а также для определения оптимальной ширины шага закладки и составления паспорта крепления очистного забоя при креплении призабойного пространства деревянной стоечной крепью.

## ტყიბულ-შაორის ქვანახშირის საბადოს პირობებში სამთო წნეგების გამოვლინების კვლევის შედეგები

დამუშავების რაციონალური სისტემების ძიებისა და კვლევისას ერთ-ერთი ძირითადი და უმნიშვნელოვანესი საკითხია წმენდით სანგრევეებში სამთო წნეგების გამოვლინების ხასიათისა და სიდიდეების დადგენა. მიუხედავად ამისა ტყიბულ-შაორის საბადოზე ეს საკითხი ჯერ კიდევ არ არის სათანადოდ შესწავლილი.

1960 წელს საქართველოს სსრ მეცნიერებათა აკადემიის სამთო მექანიკის ინსტიტუტის ფენობრივ საბადოთა დამუშავების ლაბორატორიის სამეცნიერო ბრიგადამ, საბადოს პირობებისათვის დამუშავების რაციონალური სისტემების კვლევისას, დაიწყო აღნიშნული საკითხის შესწავლა და ეს კვლევები გრძელდება დღესაც.

საექსპერიმენტო სამუშაოები წარმოებდა ლენინისა და სტალინის სახელობის შახტებში და მოიცვა თითქმის ყველა მუშა ფენა. საბადოზე სამთო წნეგებისა და გვერდითი ქანების შეახლოების სიდიდეების კვლევის ძირითად მიზანს წარმოადგენდა: წმენდით სანგრევეებში გამოყენებული გამაგრების პასპორტის დაზუსტება და ახლის შედგენა; გამომუშავებული სივრცის შესაძლო გაშიშვლებული ფართისა და ვსების ბიჯის შერჩევისას სამაგრზე მოსული დაწოლისა და გვერდითი ქანების შეახლოების ურთიერთკავშირის დადგენა; „სქელი“ ფენის ჰიდრაულიკური ვსებით დახრილ შრეებად დამუშავებისას ცალკეულ შრეში სამაგრის მუშაუნარიანობის შესწავლა და სამთო წნეგების გამოვლინების თვალსაზრისით, „სქელი“ ფენის დასტაში შრეთა გამომუშავების რიგის დადგენა; სამთო წნეგების გამოვლინებაზე, ჰიდრაულიკური ვსების, ბურღვა-აფეთქებითი სამუშაოებისა და ნახშირის მონგრევის მექანიზაციის გავლენის შესწავლა.



სამთო წნევების გამოვლინების კვლევა წარმოებდა ცნობილი მეთოდით. სამაგრზე განვითარებული დაწოლის გასაზომად გამოყენებული იყო „DCC-50“ ელექტრო მექანიკური „MD-50“ და ჰიდრაულიკური ტიპის დინამომეტრები. აღნიშნული დინამომეტრები ხასიათდება საკმარისი სიზუსტით და იძლევიან როგორც დისტანციური, ისე ვიზუალური გაზომვების საშუალებას.

წმენდით სანგრევეებში გვერდითი ქანების მოძრაობის განუწყვეტელი გაზომვისათვის ვიყენებდით „CV-2“ ტიპის უნივერსალური ბიგის თვითჩამწერსა და კონსტანტანის რევოლვერულ ბაფთას. სამაგრზე მოსული დაწოლისა და უშუალოდ გვერდითი ქანების შეახლოების წერტილების გადაადგილების გასაზომად თითოეული დასაკვირვებელი სადგური შედგებოდა სამაგრი ბიგის ქვეშ დაყენებული დინამომეტრისა და ფენის ნორმალზე, მის საგებსა და სახურავ გვერდებში ჩამაგრებული წყვილი რეპერებისაგან. დინამომეტრებისა და რეპერების დაყენება წარმოებდა სანგრევის წინაწევასთან ერთად 1-ლ სურათზე მოცემული სქემის მიხედვით.

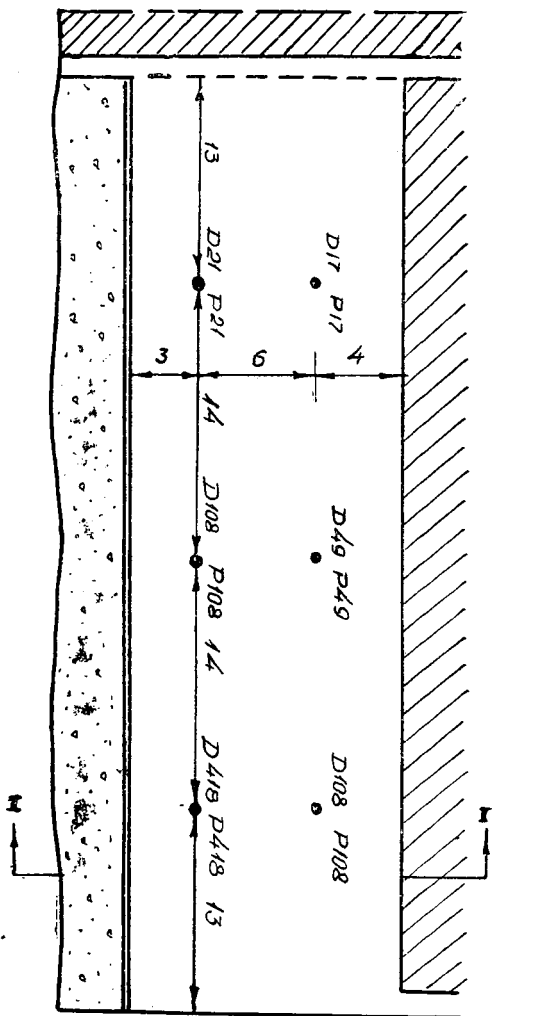
დინამომეტრებზე ანათალის აღება და გვერდითი ქანების მოძრაობის გაზომვა წარმოებდა ერთი და იმავე დროს, ყოველდღიურად, სანგრევი მუშაობის დაწყებიდან — ჰიდრაულიკური ვსების მიწოდებამდე, რაც ზოგჯერ 20—25 დღე-ღამეს გრძელდებოდა.

ჭერის დაწევის ინტენსიურობა მმ/დღე-ღამეში განისაზღვრებოდა ფორმულით:

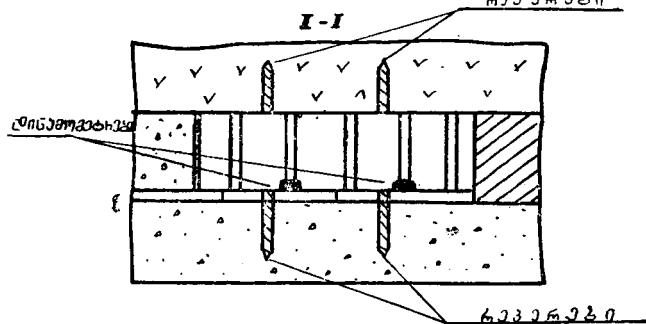
$$\frac{h_n - h_{n-1}}{t_n - t_{n-1}},$$

სადაც  $h_n - h_{n-1}$  ორ გაზომვას შორის გვერდითი ქანების შეახლოების სხვაობაა მმ;  $t_n - t_{n-1}$  ორ გაზომვას შორის დროის სხვაობაა საათებით.

საექსპერიმენტო სამუშაოები შესრულებული იქნა დახრილ შრეებად დამუშავების კამერულ-სვეტური, გავრცელებითი და აღმავალი ლავების სისტემების გამოყენებისას როგორც ჰიდრაულიკური ვსებით, ისე ჭერის სრული ჩამოქცევის შემთხვევებში. სანგრევეებში სამაგრზე მოსული დატვირთვისა და გვერდითი ქანების მოძრაობის გაზომვები წარმოებდა როგორც ბურღვა-აფეთქებითი სამუშაოების წარმოებისას, ისე ნახშირის კომბაინებით მონგრევის დროს.



რკკეაქტი



სურ. 1. წმენდით სანგრეეში გვერდითი ქანების შეახლოებისა და სამაგრზე მოსული დატვირთვის საზომი სადგურების განლაგების სქემა.



მიღებული შედეგები მოცემულია 1-ლ ცხრილში. როგორც ცხრილიდან ჩანს, ჰიდრაულიკური ვსების გამოყენებით დახრილ შრეებად დამუშავების კამერულ-სვეტური სისტემის დროს, პირველი (გამხსნელი) ფენის კამერის გამომუშავება 10—15 დღე-ღამის განმავლობაში მიმდინარეობდა, იგი საშუალოდ 13—15 მ გაფართოვდა და სამაგრზე მოსულმა დატვირთვამ საშუალოდ 32—35 ტ/მ<sup>2</sup>, ხოლო გვერდითი ქანების შეახლოების სიდიდემ 150—200 მმ შეადგინა. ასეთ პირობებში გატეხილი ბიგების რაოდენობა 20—30% იყო.

იმავე ველის, იგივე ფრთაზე შემდგომი ქვედა მდებარე ფენების დამუშავებისას სამაგრზე მოსული დატვირთვა და გვერდითი ქანების შეახლოება დაახლოებით 24—40%-ით შემცირდა. ეს ფაქტი იმაზე მიუთითებს, რომ საბადოს პირობებში სამთო წნევების გამოვლინება დამოკიდებულია ამოსაღებ ველში ფენების გამომუშავების რიგზე და დიდი ცვალებადობით ხასიათდება. სამთო წნევების მაქსიმალური გამოვლინება შესამჩნევია ფენების გამომუშავების რიგის მიხედვით პირველი ფენის ან შრის გამომუშავებისას, ამიტომ ახალი ველის გახსნისას აუცილებელია წმენდითი სამუშაოების იმ ფენიდან დაწყება, რომლის სახურავი გვერდით შედარებით მდგრადია.

მოტანილი ცხრილიდან ნათელია, რომ ჰიდრაულიკური ვსების გამოყენებით სამთო წნევების გამოვლინება და ჭერის ჩამოწევა, როგორც პირველ გამხსნელ, ისე განტვირთული ფენების წმენდით სანგრევეებში, ორჯერ მცირდება. ასეთ პირობებში შესაბამისად მცირდება სარემონტო სამუშაოებისა და სამაგრი მასალის ხარჯები, იზრდება შრომის ნაყოფიერება და მცირდება პროდუქციის თვითღირებულება.

ტყიბულ-შაორის ქვანახშირის საბადოზე სამთო წნევების გამოვლინების, ხანგრძლივი ინსტრუმენტალური და ვიზუალური დაკვირვების შედეგების ანალიზის საფუძველზე განტვირთული ფენების წმენდითი სანგრევეების გამაგრებისათვის რეკომენდირებული იქნა გამაგრების ახალი პასპორტი, რომელიც 1 მ<sup>2</sup> გამომუშავებულ ფართზე ითვალისწინებდა 0,8 სამაგრი ბიგის დადგმას, ნაცვლად 1, 2 ბიგისა. ამ ღონისძიების გატარებით სტალინის სახ. შახტის პირობებში სამაგრი მასალის ხარჯი 17—18% შემცირდა.

ნახშირის მონგრევის სხვადასხვა ტექნოლოგიური პროცესების პირობებში სამთო წნევების გამოვლინების კვლევის შედეგად დადასტურდა, რომ ბურღვა-აფეთქებითი სამუშაოების წარმოება

თავისი არსით ხელს უწყობს ჭერის დაწევის ინტენსიურობას. თვითჩამწერი მოწყობილობით ჩატარებულმა კვლევების ანალიზმა გვიჩვენა, რომ აფეთქების მომენტში ადგილი აქვს ჭერის ქანების მკვეთრ დაწევას და ეს მით უფრო მნიშვნელოვანია, რაც მეტია გაშიშვლებული სივრცის მალი (ვსების ან ჩამოქცევის ბიჯი). მისი სიდიდე სანგრევის 10—14 მ გაფართოებისას ზოგჯერ 50 მმ აღწევდა. იგივე პირობებში, სტალინის სახელობის შახტის VI ფენის კომბაინით დამუშავებისას, ჭერის დაწევა მხოლოდ 8—10 მმ იყო, ეს ძირითადად აიხსნება იმით, რომ კომბაინის მუშაობისას ჭერის ქანების სიმტკიცის შემცირება და ჭერში ბზარების წარმოშობა უფრო უმნიშვნელოა, ვიდრე ბურღვა-აფეთქებითი სამუშაოების წარმოებისას. ამის თვალსაჩინო დადასტურებაა ის ფაქტი, რომ სტალინის სახელობის შახტის VI ფენის კომბაინ YKP-1K დამუშავებისას ვსების ბიჯმა 18—24 მ შეადგინა და ასეთ პირობებში ჭერის მთლიანი დაწევა სანგრევის გახსნიდან ვსების მიწოდებამდე საშუალოდ 70—100 მმ შეადგინა და ამასთან ერთად გამომუშაებულ სივრცეში არ უწარმოებიათ არავითარი სარემონტო სამუშაოები.

პილრაელიკური ვსების გამოყენებისას, შრომის ნაყოფიერების ზრდისა და თვითღირებულების შემცირების თვალსაზრისით, ვსების ბიჯის გაზრდა მეტად მნიშვნელოვან ფაქტორს წარმოადგენს, რადგან ვსების ბიჯის გაზრდისას მცირდება ზღუდისათვის ამოსაყვანი მასალის ხარჯი, მისი ამოყვანისათვის საჭირო მუშახელი და სადრენაჟო მიღების რაოდენობა, მაგრამ ვსების ბიჯის უსასრულოდ გაზრდა ტექნიკურად შეუძლებელია, ამიტომ საჭიროა მისი ოპტიმალური ზომის შერჩევა. ბურღვა-აფეთქებითი სამუშაოების წარმოებისას საბადოს პირობებისათვის ანალიზური გაანგარიშებით დადგენილი იქნა მისი ოპტიმალური ზომები როგორც პირველ გამხსნელი, ისე განტვირთული ფენებისათვის 8—12 მ, ხოლო კომბაინების გამოყენებისას მისი ზომა შეიძლება გაიზარდოს 12—16 მ. ამასთან მოსალოდნელია, რომ ბურღვა-აფეთქებითი სამუშაოების კომბაინებით შეცვლა სამთო წნეგების გამოვლინების შემცირებასთან ერთად გამოიწვევს სამაგრი მასალის ხარჯის შემცირებასაც.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ  
В УСЛОВИЯХ ТКИБУЛИ-ШАОРСКОГО  
МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Резюме

В результате изучения характера проявления горного давления установлено, что нагрузка на крепь очистного пространства изменяется в пределах 8—35 т, опускание кровли 60—250 мм. Большое значение приобретает порядок выемки слоев в выемочном участке; с обработкой нижнего слоя величины проявления горного давления в результате их перераспределений значительно уменьшается.

На основании исследовательских работ установлено: паспорт крепления, шаг закладки, порядок выемки слоев; изучено влияние технологических процессов и закладочных работ на характер и величину опускания кровли.

---

К. А. ЗАРНАДЗЕ, О. И. ЗАВРАДАШВИЛИ, М. А. БАСИЛАДЗЕ

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ БОКОВОГО ДАВЛЕНИЯ НА ДОЩАТУЮ ПЕРЕМЫЧКУ

При гидрозакладочных работах песчаный массив содержит наиболее количество воды, поскольку все поры заполнены водой. Вода, находящаяся в песке за отшивкой, вызывает переменное давление на перемычку в зависимости от степени заполнения водой пор.

Величину бокового давления обводненного песчаного закладочного массива на единицу площади боковой отшивки можно определить по формуле [1]:

$$P = \left[ \gamma_1 H \operatorname{tg}^2 \left( 45 - \frac{\psi}{2} \right) + \gamma_0 H \right] \sin \alpha, \quad (1)$$

где  $\gamma_1$  — вес 1 м материала, находящегося в воде во взвешенном состоянии, т;

$\gamma_0$  — вес 1 м<sup>3</sup> воды;

$H$  — вертикальная высота закладываемого столба, м;

$\psi$  — угол внутреннего трения обводненного песка, град;

$\alpha$  — угол наклона пласта, град.

Подставляя соответствующие значения параметров, входящих в выражение (1), получаем величину бокового давления на 1 м перемычки. Для наших условий  $P = 2,5$  т/м.

Исходя из полученной нагрузки, толщина доски перемычки (при длине доски 1 м, ширине 0,2 м), рассчитанная по известным формулам сопротивления материалов [2], получается 42 мм.

Как показывает шахтное исследование, расчетная величина давления несколько отличается от экспериментальных данных. Это расхождение в зависимости от условий различное. Для уточнения расчетных величин бокового давления на перемычку нами были поставлены шахтные эксперименты.

Таблица 1

№ динамометров	Боковое давление на перемычку в восточной лаве (VI пласта VIII выемочного поля), кг/см <sup>2</sup> м=2,5 м								
	положение лавы в процессе закладки					после прекращения подачи закладки			
	I	II	III	IV	V	через 1 час	через 6 час	через 24 час	через 72 час
16	0	0	0	0,05	0,05	0,50	0	0	0
17	0	0,05	0,1	0,150	0,200	0,150	0,10	0,05	0,05
12	0,075	0,15	0,2	0,250	0,250	0,225	0,175	0,175	0,150
5	0	0	0	0	0	0	0	0	0
8	0	0	0,125	0,150	0,175	0,150	0,125	0,10	0,10
4	0	0,05	0,1	0,150	0,200	0,175	0,150	0,125	0,125

Таблица 2

№ динамометров	Боковое давление на перемычку в восточной лаве (VI пласт VI выемочного поля), кг/см <sup>2</sup> м=3,2 м										
	положение лавы в процессе закладки							после прекращения подачи закладки			
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	через 1 час	через 6 час	через 72 час
9	0,75	0,125	0,125	0,150	0,175	0,225	0,250	0,350	0,300	0,250	0,150
5	0	0,75	0,150	0,150	0,200	0,20	0,225	0,250	0,225	0,150	0,200
4	0	0	0	0	0	0,075	0,100	0,10	0,075	0	0
3	0	0	0	0	0,050	0,05	0,055	0,075	0	0	0
7	0	0	0,075	0,075	0,100	0,150	0,200	0,250	0,225	0,200	0,150
1	0	0	0,10	0,10	0,150	0,200	0,250	0,300	0,200	0,150	0,125
2	0	0	0	0	0,05	0,150	0,200	0,200	0,150	0,150	0,125
14	0	0	0	0	0	0	0,100	0,150	0,150	0,125	0,100
11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Гидравлические динамометры для замеров бокового давления устанавливались по схемам, представленным на рис. 1 и 2.

Результаты измерения давления в различных стадиях закладки выработанного пространства в условиях шахты им. Сталина (гор. 300—252 м, VI пласт, VI—VII выемочного поля) приведены в табл. 1 и 2.

Максимальная величина бокового давления на перемычку не превышает 0,35 кг/см, против расчетной 2,5 кг/см. Это можно объяснить тем, что перемычка в действительности



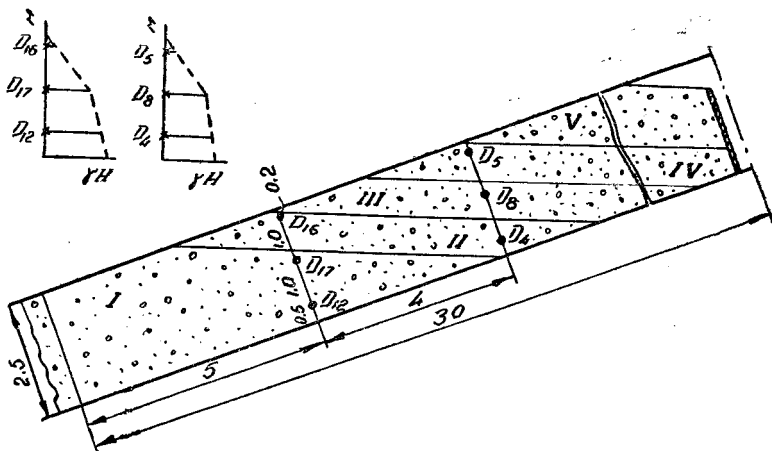


Рис. 1. Схема установки динамометров для измерения бокового давления на перемычку в восточной лаве (VI пласт, VIII-го выемочного поля)

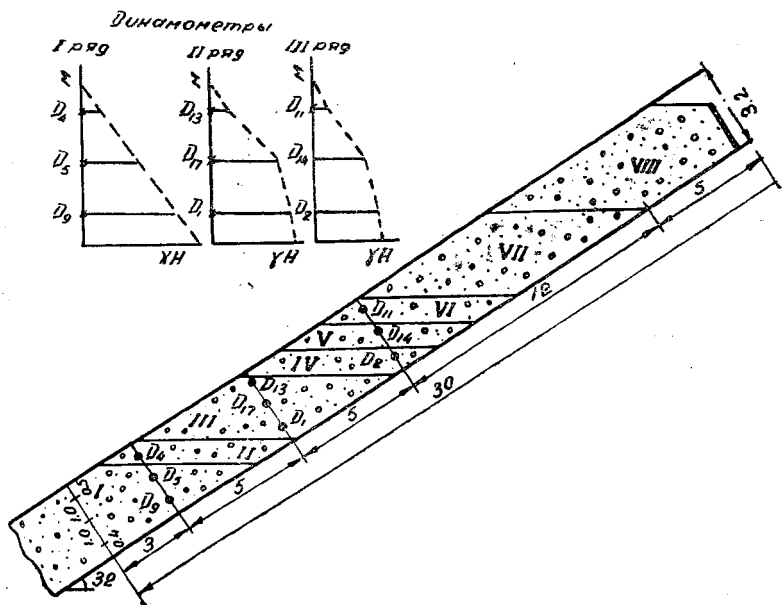


Рис. 2. Схема установки динамометров для измерения бокового давления на перемычку в восточной лаве (VI пласт, VI-го восточного поля)

испытывает гидростатическое давление в процессе закладки, а после прекращения подачи пульпы давление резко падает и может в определенный момент снизиться до нуля.

Данные таблиц 1 и 2 показывает, что величина давления на перемышку зависит также и от мощности пласта. При этом, меньшей мощности пласта соответствуют более низкие давления.

На основании расчетных данных и фактически замеренных величин давления приходим к выводу, что перемышки из досок 35—40 мм вполне работоспособны и могут быть применены при угле падения пласта до  $40^\circ$  в лавах длиной в 60—80 м. При меньшем угле падения пласта длина лавы может быть соответственно увеличена.

Выбранные нами дощатые перемышки дали наилучшие результаты при разработке VI пласта гор. 306—341 м, V и VII выемочных полях с применением комбайна УКР-1К в забое наклоном  $20^\circ$ . Поскольку для закладки выработанного пространства перемышка возводилась параллельно очистному забою, давление на них было больше нормального. Тем не менее, несмотря на сложные условия работы перемышки, не было случаев их прорыва. Поэтому целесообразность использования деревянных перемышек возведенных из досок толщиной 34—40 мм не вызывает никакого сомнения.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Шевяков Л. Д. Разработка крутопадающих пластов Кузбасса. Углетехиздат, М., 1956.
  2. Шаншиашвили А. М. Сопrotивление материалов (на груз. яз.). «Цодна», Тбилиси, 1964.
-

Ю. С. РЕХВИАШВИЛИ

## ПРИЧИНЫ И УСЛОВИЯ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ

Анализ многочисленных случаев проявления горных ударов в мировом масштабе дает право утверждать, что горные удары необходимо рассматривать как совокупность механических и физических явлений, следующих в определенной последовательности один за другим.

Вначале район формирования горного удара подвергается механическому воздействию со стороны пришедшей в движение породной толщи, в результате чего давление на пласт резко возрастает. В дальнейшем, в угольной толще, оказавшейся в условиях высоких давлений, возникают явления физического характера, которые, собственно, и следует называть горными ударами.

Горное давление, как известно, есть сумма действия тектонических ( $P_{\text{тек}}$ ), гравитационных ( $P_{\text{гр}} = \gamma H$ ) и инженерных ( $P_{\text{инж}}$ ) сил.

К настоящему времени наукой накоплено огромное количество фактических данных, которые с исчерпывающей убедительностью подтверждают влияние тектонических сил на напряженное состояние горного массива. При этом в местах их локализации накапливается столь значительная потенциальная энергия упругого сжатия пород, что ее реализация по мнению многих исследователей является причиной землетрясений.

Поскольку тектонические силы оказывают влияние на напряженное состояние массива, они, по-видимому, должны также влиять на формирование условий образования горных ударов, что и признается всеми учеными [1].

Многочисленными исследованиями установлено, что разработка породной толщи даже в условиях самых больших известных нам глубин подземных разработок, горные поро-

ды теряют равновесие и сдвигаются на всем протяжении от выработки до земной поверхности [2, 3, 4].

Скорость сдвигания горных пород подработанной толщи может быть самой различной в зависимости от конкретных горногеологических условий [3].

Деятельность человека, связанная с ведением горных работ, подготавливает и провоцирует со стороны тектонических сил и пришедших в движение пород условия концентрации напряжений в окрестностях выработки, наличие которой в толще пород определяет перепад давления в массиве подобно разности напряжения тока или воды. Масштабы перемещения энергии в зависимости от мощности очага ее концентрации в толще, обусловленной в основном действием тектонических сил, могут быть значительными и захватывать целые участки шахтного поля [5]. При этом перераспределение энергии может осуществляться, как показывают исследования, за счет изменения плотности среды и ее перемещения.

Образование новых очагов концентрации энергии в зависимости от конкретных горногеологических условий и мощности источника энергии, может произойти при самых различных скоростях подвижки породной толщи. В одном случае скорость движения пород в удароопасном районе столь незначительна, что о приближении опасности проявления горного удара можно судить по повышенной шумности пласта [5], причем, и довольно часто, акустическая активность пласта наблюдается даже за несколько недель до проявления горного удара [6].

В других случаях скорость перемещения пород в удароопасном районе незадолго до горного удара или непосредственно перед ним резко возрастает, достигая величин порядка нескольких десятков метров в сек.

В первом случае, следовательно, движение пород вызывается исключительно гравитационными силами, а скорость движения толщи настолько ничтожно, что ею можно пренебречь. Во втором случае инерционные силы приобретают первостепенное значение.

Таким образом, учитывая вышеизложенное, можно утверждать, что силы, определяющие величину горного давления, взаимосвязаны. Активизация одной из них, разумеется в различной степени, но способствует повышению активности действия остальных составляющих.

Перемещение значительных масс пород под влиянием указанных выше причин облегчается в результате существования в толще пород естественных плоскостей ослабления

(геологические нарушения, трещиноватость, кливаж, плоскости напластования и др.), которые в основном и служат каналами перемещения породных блоков относительно друг друга.

Многочисленные наблюдения в области тектоники [7], а также специальные исследования показывают, что перемещение пород из одной области в другую приводит к увеличению давления по поверхности деформируемого слоя, причем это давление в зависимости от морфологии толщи, условий и степени метаморфизма пород даже в пределах одного слоя, направленности трещиноватости, кливажа, масштабов и видов геологических нарушений района распределяется неравномерно по всей поверхности, на ней возникают отдельные очаги значительной концентрации энергии.

В. В. Бронгулеев, обобщая многочисленные, выполненные им наблюдения, впрочем, как и другие тектонологи, считает, что в процессе перемещения породных блоков только под влиянием тектонических сил уже на небольших глубинах напряжения могут локализоваться аналогично тому, как это наблюдается при штамповании, достигая столь значительных величин, что в деформируемом слое возможны даже фазовые превращения [7].

Г. М. Малахов, Ю. П. Корочанский и Л. И. Сиволобов в натуральных и лабораторных условиях установили, что в условиях Кривбасса исключительно под действием правитационных сил нагрузка от сдвигающегося породного массива всяческого бока передается на породы лежащего бока неравномерно по всей площади, а концентрируется под центром призмы, превышая на контуре ее в 4—5 раз [4].

Степень концентрации давления в толще пород обуславливается, как показывают исследования, не только под влиянием вышеуказанных процессов, но во многом зависит от таких факторов, как форма и строение складок, встречающихся в данном районе, вида геологических нарушений, угла залегания толщи полезного ископаемого, характера напластования и т. д.

Имеются еще более веские доказательства возможности концентрации в очаге горного удара давления порядка десятков и сотен тыс. ат. Прежде всего следует упомянуть результаты геофизических исследований. Известно, что сейсмическая энергия горного удара достигает величин порядка  $10^4$ — $10^{12}$  дж и более [5]. Если вспомнить, что в сейсмическую энергию переходит не более 1% от общей реализованной энергии, так же как и при взрыве ВВ, то следует признать, что энергия, формирующаяся в очаге удара, может до-

стигать и намного превосходить величины порядка  $10^{11}$ — $10^{14}$  дж. Установлено, что давление газовых продуктов взрывчатого превращения на стенки скважины достигает десятки и сотни тыс. ат. Если учесть, что ядро горного удара невелико [8], то следует утверждать, что и при горных ударах давление на единицу поверхности пласта в очаге удара будет также измеряться десятками тыс. ат.

Горные удары, как известно, характеризуются бурным разрушением угольной толщи, выбросом раздробленных кусков угля на расстояния, исчисляемые десятками метров.

Такой характер разрушения целика угля, отделяющего очаг удара от выработанного пространства, возможен только в том случае, если «частицы» угля в очаге удара приобретут скорость хотя бы в 1000 м/сек [9]. Но такую скорость «частицы» угля могут иметь, исходя из расчетов С. Г. Авершина, [8], только в том случае, если уголь в очаге удара окажется под давлением не менее 40 000 ат.

Эффект выталкивания пласта из зоны опорного давления в сторону выработанного пространства исследователями увязывается с силами, действующими на пласт в очаге удара. Дело в том, что многочисленные опыты подтверждают склонность типично хрупких горных пород при давлениях 10—20 тыс. ат и выше в условиях объемного сжатия пластически деформироваться и увеличиваться в объеме до 20% от первоначального [3]. Многие исследователи данное свойство пород увязывают с изменениями, происходящими в кристаллической решетке [10] или полиморфными изменениями [3].

Если принять, что эффект выталкивания пласта из зоны опорного давления вызывается описанным свойством горных пород увеличиваться под давлением в объеме, тогда следует признать, что в очаге горного удара давление на пласт превосходит величин порядка десятков тыс. ат. В противном случае следует принять, что выталкивание пласта из зоны опорного давления происходит лишь за счет макроскопического перемещения самой угольной толщи, но такое движение среды внутри твердых тел может произойти лишь при весьма высоких давлениях, исчисляемые сотнями тыс. ат [9].

Можно привести еще ряд фактов, но и изложенного, на наш взгляд, достаточно для утверждения, что в результате активизации сил  $P_{\text{тек}} + P_{\text{грав}} + P_{\text{инж}}$  и при наличии определенных горногеологических условий не исключена возможность фокусировки давления на незначительную поверх-

ность пласт во много раз меньшую площади пришедшей в движение толщи.

Многочисленными исследованиями в области физики высоких давлений доказано, что полупроводники, к числу которых относится и уголь, при давлениях порядка 5—40 тыс. ат частично или полностью приобретают свойство металлов [11]. Заметно также, что вероятность приобретения диэлектриками вообще свойств металла значительно возрастает, если нагрузки динамического характера. Принимая во внимание вышеизложенное, можно с уверенностью утверждать, что угольная толща, подверженная в пределах очага удара высокому давлению, частично, а по мере накопления энергии полностью приобретает новый вид связи, именуемый металлической.

Данное обстоятельство, на наш взгляд, является основной предпосылкой в общей цепи необходимых условий возникновения горных ударов.

Если принять, что наше предположение справедливо, то дальнейшие качественные изменения угольной толщи, обусловленные в данном случае новым видом связи, неминуемо приведут к явлению горных ударов. В доказательство, как нам кажется, достаточно рассмотреть поведение электронов, входящих в состав атомов и молекул, слагающих угольную толщу, в изменившихся условиях.

Предположим, что под действием все нарастающей нагрузки угольная толща в очаге удара подвергается постепенному уплотнению. На первой стадии развития данного процесса угольная толща будет растрескиваться, теряя тем самым несущую способность и позволяя действующим нагрузкам еще более активизироваться. Внешне, изменения, происходящие в угольной толще проявятся увеличением сейсмоакустической активности пласта, ее шумности.

Известно, что за несколько часов или минут до горного удара акустическая активность пласта резко падает или полностью прекращается.

Многочисленными исследованиями в области высоких давлений доказано, что в условиях сложного напряженного состояния с повышением давления от 500—1000 ат процесс ползучести пород все более активизируется [3].

Приводимые выше данные позволяют сделать вывод, что смена процесса постепенного роста сейсмоактивности пласта полным затишьем непосредственно перед горным ударом происходит в результате перехода угольной толщи в очаге удара в пластическое состояние.

С учетом изложенного выше представления о масштабах развития нагрузок на пласт под действием суммы сил  $P_{\text{тек}} + P_{\text{гр}} + P_{\text{инж}}$ , не трудно представить, опираясь на известных положениях современной физики процессы, которые неминуемо возникнут в угольной толще, оказавшейся в условиях высоких давлений [12]. По мере уплотнения угольной толщи, все большая часть электронов будет покидать орбиты и накапливаться в зоне проводимости. Не исключена возможность, что все свободные электроны в какой-то момент согласно принципу неопределенности и закономерности, вытекающей из уравнения Шредингера, приобретут одну и ту же длину и частоту колебаний.

В настоящее время электрон рассматривается физикой, как сложный, но всегда определенный объект, в котором дуализм выступает как синтез и который является одновременно и локализованной и протяженной частицей материи и полем энергии [12]. Как волна, частица следует по волне приблизительно со скоростью распространения волны в данной среде.

В тех случаях, когда степень возбуждения электронов достигнет максимума и скорость накопления энергии элементарных частиц, заключенных в локальной части массива, определяемое уравнением  $F_{\text{кин}} = W - W_0$  ( $W$  — полная энергия электрона,  $W_0$  — энергия покоя электрона), намного превзойдет скорость рассеивания этой энергии в окружающую толщу пород, энергия возбужденных электронов, иными словами, энергия свободных электронов будет не в состоянии уместиться в том объеме, в котором находились элементарные частицы в связанном состоянии до нарушения равновесия массива. Мощность энергии, накопленной электронами в соответствующей ситуации, может оказаться (и оказывается) столь значительной, что ее реализация в виде взрыва неминуема. Разрядка энергии происходит в сторону наименьшего сопротивления динамическому действию, исходящему из активного очага, возникшего в толще пород, т. е. в сторону горных выработок или геологических нарушений.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Батугина И. М. О связи горных ударов с тектоническими движениями. Сб. «Вопросы горного дела», Кемерово, 1967.
2. Авершин С. Г. Некоторые свойства процесса сдвижения. Сборник трудов по вопросам исследования горного давления и сдвижения горных пород. Сб. XLIII, Л., 1961.



3. Ержанов Ж. С., Сагинов А. С., Гуменюк Г. Н., Векслер Ю. А., Нестеров Г. А. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент. «Наука», Казахская ССР, Алма-Ата, 1970.
  4. Малахов Г. М., Корочанский Ю. П., Сиволобов Л. И. Изучение напряженного состояния массива горных пород на шахтах Кривбасса. «Горный журнал», № 3, 1973.
  5. Петухов И. М., Литвин В. А., Кучерский Л. В., Литвинов С. А., Власов В. Н., Винокур Б. Ш., Кузнецов В. П. Горные удары и борьба с ними. Пермское книжное изд-во, 1969.
  6. Виноградов С. Д. Акустические наблюдения процессов разрушения горных пород. «Наука», М., 1964.
  7. Бронгулеев В. В. Проблема складкообразования в земной коре. «Недра», М., 1967.
  8. Авершин С. Г. Горные удары. Углетехиздат, М., 1955.
  9. Станюкович К. П. Неустановившиеся движения сплошной среды. «Наука», М., 1971.
  10. Бриджмен П. В. Исследование больших пластических деформаций и разрыва. ИЛ, М., 1955.
  11. Свенсон К. Физика высоких давлений. ИЛ, М., 1963.
  12. Андраде Э., Сильва Ж. Л., Лошак Ж. Поля, частицы, кванты. «Наука», М., 1972.
-

„მარგანეცი“ თუ „მანგანუმის მადანი“

მანგანუმი (Mn) ბუნებაში მინერალის სახით არ გვხვდება, იგი საკმაოდ გავრცელებული ქიმიური ელემენტია. მას ქანები სხვადასხვა რაოდენობით შეიცავენ. თუ ქანი მანგანუმს (Mn) საკმაოდ (კონდიციურ) რაოდენობით შეიცავს, მას მანგანუმის მადანს უწოდებენ.

მანგანუმის, როგორც ქიმიური ელემენტის, მეცნიერულ შესწავლას XVIII საუკ. 70-იან წლებში ჩაეყარა საფუძველი. ამის შემდეგ იწყება მისი შედარებით ფართო გამოყენება. აღსანიშნავია, რომ მას ძველი ეგვიპტელები, ინდიელები და სხვებმაც იყენებდნენ; მისი გამოყენების მასშტაბი სახალხო მეურნეობის იმ დროისათვის დამახასიათებელ დონეს შეესაბამებოდა.

მანგანუმისა და მისი მადნის გამოყენების არე და მნიშვნელობა განსაკუთრებით მას შემდეგ გაიზარდა, როდესაც დამტკიცდა და განისაზღვრა მისი როლი სხმული ფოლადის ხარისხის გაუმჯობესების საქმეში. პირველად მეტალურგიაში იგი 1839 წელს გამოიყენეს. ამის შემდეგ მანგანუმის მადნის მთავარ, ძირითად მომხმარებლად მეტალურგიული მრეწველობა გადაიქცა, რომლის მნიშვნელობა და როლი სახალხო მეურნეობის განვითარების საქმეში მეტად დიდი და განუზომელია.

ამდენად მნიშვნელოვანი ქიმიური ელემენტისა და მისი მადნის სახელწოდების ლიტერატურასა და ცხოვრებაში სწორად ხმარება, ჩვენი აზრით, ნამდვილად საჭირო და აუცილებელია.

„მანგანუმს“ რუსულ ლიტერატურაში „მარგანეცს“, მის მადანს „მარგანეცის მადანს“ (Марганцевая руда) უწოდებენ. ქართულ ლიტერატურაში ხმარებაშია „მარგანეცი“, „მარგანეცის მადანი“, „მანგანუმი“, „მანგანუმის მადანი“; ადრე მას „შავ ქვას“ ან „ქვა-გუნდას“ ეძახდნენ.

აღნიშნული მადნის სწორი სახელწოდების საკითხს გასული საუკუნის უკანასკნელ წლებში სამთო ინჟინერი გ. დეკანოზიშვილი შეეხო. იგი თავის ერთ-ერთ სტატიაში<sup>1</sup> წერდა, რომ ტერმინები: „შავი ქვა“, „ქვა-გუნდა“ არ გამოხატავს ამ მადნის ძირითად თვისებასა და შინაარსს, ამიტომ მას მიზანშეწონილად მიაჩნდა ლათინური სახელწოდებისთვის მიეცათ ქართული დაბოლოება და მისთვის „მანგანუმი“ ეწოდებიათ. გ. დეკანოზიშვილის შერჩეულმა ტერმინმა ვერც იმდროინდელ და ვერც შემდგომი პერიოდის ლიტერატურაში, მით უფრო ცხოვრებაში, გავრცელება ვერ ჰპოვა, ვერ დამკვიდრდა. ამიტომ ჩვენი საუკუნის ორმოც-ორმოცდაათიან წლებამდე ქართულ ლიტერატურაში უმთავრესად „შავ ქვას“ ხმარობდნენ.

ინჟ. გ. დეკანოზიშვილი სამართლიანად წერდა, რომ ტერმინი „შავი ქვა“ ან „ქვა-გუნდა“ მეტად კუთხური სახელწოდებაა, რომელიც, რა თქმა უნდა, არ გამოხატავს ამ მადნის შინაარსს, მაგრამ მის მიერ შერჩეული „მანგანუმიც“ ქართული ენისა და ლიტერატურის ბუნებას ნაკლებად პასუხობდა.

1950-იანი წლებიდან „შავი ქვის“ ნაცვლად თანდათანობით მეტი გამოყენება და შემდეგში დიდი გავრცელება მოიპოვა ამ მადნის რუსულმა სახელწოდებამ „მარგანეც“-მა და ჩვენს ლიტერატურაშიც იმდენად მტკიცედ მოიკიდა ფეხი, რომ ტექნიკური ტერმინოლოგიის კომისიის მიერ დადგენილი, მეცნიერულად გამართული და დასაბუთებული ტერმინის „მანგანუმის“ შემდეგაც ფართოდ არის გამოყენებული, იგი თითქოსდა თავის პოზიციებს არ თმობს, როგორც პრესაში, ისე არასპეციალურ ლიტერატურაში.

ამ გარემოებას განსაკუთრებით იმის გამოც ვაქცევთ ყურადღებას, რომ ჩვენი მოსწავლე ახალგაზრდობის, სკოლებისა და უმაღლესი სასწავლებლების სახელმძღვანელო წიგნებში სწორედ აღნიშნული მადნის არაზუსტი სახელია შეტანილი, რაც მისი სწორი სახელის, ტერმინის გავრცელებას ხელს უშლის. სამწუხაროდ, ამ მადნის არასწორ სახელწოდებას ჯერ კიდევ ბევრი ჩვენი ლიტერატორი, ჰუმანიტარული დარგის მუშაკი ხმარობს. ეს შეიძლება იმითაც არის განპირობებული, რომ „ქართული ენის განმარტებით ლექსიკონში“<sup>2</sup>, აგრეთვე „ტექნიკურ ტერმინოლოგიაშიც“<sup>3</sup> „მარგანეცი“ „მანგანუმად“ არის განმარტებული, ე. ი. ისინი ტოლფასოვ-

<sup>1</sup> გაზ. „ივერია“, 1893, № 256, 259, 260.

<sup>2</sup> ქართული ენის განმარტებითი ლექსიკონი, ტ. V, თბილისი, 1958, გვ. 50, 46.

<sup>3</sup> ტექნიკური ტერმინოლოგია, თბილისი, 1957, გვ. 163.

ნად არის მიჩნეული. ეს რა თქმა უნდა, გაუგებრობის შედეგია, მას, როგორც ჩანს, სათანადო ყურადღება ვერ დაუთმეს, თუმცა ამ სიტყვის („მარგანეცი“) სტრუქტურაში ადვილი მისანიშნებელია მისი რთული შედგენილობა — ორსიტყვიანობა.

„მარგანეცი“ რუსული სახელწოდებაა. იგი გერმანული „მანგან“-იდან არის გადმოკეთებული. გერმანულ ენაზე მანგანუმის მადანი „მანგანერც“-ად იწოდება, აქედან „მანგან“ — მანგანუმი, ხოლო „ერც“-ი მადანი. მის გერმანულ სახელწოდებას თუ ზუსტად გადმოვიტანდით იქნებოდა „მანგანერცი“ და არა „მარგანეცი“; აქ „ნ“-ის „რ“-ით შეცვლა ჩვენი აზრით შემთხვევითი ოპერაციაა, იგი სიტყვის არც კეთილმომოვანებისთვისაა საჭირო და მით უფრო სტრუქტურისთვის. ამრიგად ნათელია, რომ „მარგანეცი“ არაზუსტად გადმოკეთებული გერმანული სახელწოდებაა მანგანუმისა.

აღნიშნული ტერმინის არასწორად გამოყენება-გავრცელებას ალბად ხელი შეუწყო აგრეთვე „ტექნიკურ ტერმინოლოგიაში“ ამ მხრივ დაშვებულმა უზუსტობამაც. მაგალითად, „მარგანეცი“-ის შესატყვისად წერია „მანგანუმი“, რაც არაზუსტია. ზემოაღნიშნულ უზუსტობის გაუთვალისწინებლად მისი შესატყვისი „მანგანუმის მადანია“ და არა „მანგანუმი“. ამ არაზუსტი განმარტების შედეგია აგრეთვე იქვე<sup>4</sup> სიტყვა „Руда“-ს ჩამონათვლებში „Руда марганцевая“-ს მანგანუმის მადნად თარგმნა. როგორც ვთქვით, „მარგანეცი“ თავისთავად მანგანუმის მადანია და აქ კი გამოდის „მანგანუმის მადნის მადანი“?

საკითხავია, აუცილებელია ჩვენთვის შევინარჩუნოთ და ვიხმაროთ რუსული არაზუსტი ტერმინი და მას ქართული დაბოლოება მივცეთ, თუ უმჯობესია მეცნიერულად გამართლებული „მანგანუმი“ და „მანგანუმის მადანი“ ვიხმაროთ? რა თქმა უნდა უკანასკნელი.

ყოველივე აღნიშნულის შემდეგ, ჩვენი აზრით, ნათელია, რომ ქართულ ენაზე, ლიტერატურაში ყველგან ნაცვლად „მარგანეცი-სა“ და „მარგანეცის მადნისა“ უნდა იხმარებოდეს მეცნიერულად სწორი და გამართული ტერმინები: „მანგანუმი“, „მანგანუმის მადანი“. აქედან გამომდინარე, მის წარმოება-ორგანიზაციებსაც შესაბამისად ზუსტი სახელი უნდა ვუწოდოთ, მაგალითად ტრესტი „ჭიათურმანგანუმი“ (და არა „ჭიათურმარგანეცი“).

ჩვენ ნამდვილად შეგვიძლია და ვამაყობთ კიდევ დიდებული, მსოფლიოში სახელმძღვანელო, ჭიათურის საბადოთი; დიდია მისი

<sup>4</sup> ტექნიკური ტერმინოლოგია, თბილისი, 1957, გვ. 308.

როლი და დამსახურება ჩვენი (და არა მარტო ჩვენი) რესპუბლიკის სახალხო მეურნეობის ზრდა-განვითარების საქმეში; საქართველოს მანგანუმის მადანს, თამამად შეიძლება ითქვას, მთელი პროგრესული კაცობრიობა იცნობს და ამ დროს მისი არაზუსტი, არასწორი სახელით მოხსენიება აღარ გვეპატიება, გვმართებს მის მიმართ დიდი ყურადღება, ყოველგვარი უმნიშვნელო უზუსტობისაკენ გარკვევა და დადგენა.

В. Ф. ЧАНИШВИЛИ

## «МАРГАНЕЦИ» ИЛИ «МАНГАНУМИС МАДАНИ»

Резюме

«Манганерц» немецкое составное слово-термин и значит: «Манган» — манганум, а «Герц» — руда.

Применяемое на русском языке слово «Марганец» происходит от немецкого «Манганерц» и употребляется в значении «Манганума».

На основании отмеченного, автор утверждает, что на грузинском языке следует употреблять «Мангануми» и «Манганумис мадани».

---

საწმენდი სანგრავის დატვირთვაზე მოქმედი ძირითადი ფაქტორების კვლევა კორელაციური ანალიზის მეთოდით ტყიბულის საბაღოს მაგალითზე

ნახშირის მრეწველობაში, ისევე როგორც მრეწველობის სხვა დარგებში, შრომის ნაყოფიერება და თვითღირებულება სხვადასხვა ფაქტორის მრავალგანზომილებიანი სისტემის ზეგავლენას განიცდის. ამ ფაქტორთა შორის შრომის ნაყოფიერების, თვითღირებულების დონის განმსაზღვრელ, აგრეთვე მიწისქვეშა სამუშაოთა კონცენტრაციისა და ინტენსიფიკაციის მახასიათებელ ძირითად მაჩვენებელს საწმენდი სანგრავის დატვირთვა (მოპოვება დროის ერთეულში) წარმოადგენს.

ნახშირის მრეწველობის განვითარების სხვადასხვა ეტაპს სამუშაოების კონცენტრაციის თავისი ობტიმალური დონე შეესაბამება, რომელიც ტექნიკისა და ტექნოლოგიის გამოყენების ხარისხით ისაზღვრება. არანაკლებ მნიშვნელოვანია აგრეთვე, თუ როგორ მოქმედებენ სამუშაოების კონცენტრაციის დონეზე საბაღოზე არსებული ბუნებრივი ფაქტორები. ყველა ამ ფაქტორსა (სამთო-ტექნიკური, ორგანიზაციული, სამთო-გეოლოგიური) და საწმენდი სანგრავის დატვირთვას შორის კავშირის გამოვლენაში დიდად გვეხმარება ეკონომიურ-მათემატიკური, კერძოდ სტატისტიკური მეთოდი. იგი საშუალებას იძლევა გამოვავლინოთ კანონზომიერებანი იქ, სადაც ისინი ლოგიკური ანალიზის გზით ძნელი დასადგენია.

აღნიშნული მეთოდის კერძო შემთხვევას ფაქტორებს შორის კორელაციური კავშირი წარმოადგენს, რომელიც ერთი ფაქტორის საშუალო სიდიდის მეორისგან დამოკიდებულებაში (წყვილი კორელაციური კავშირი) ან იგივე ფაქტორის საშუალო სიდიდის მრავალი ფაქტორებისაგან დამოკიდებულებაში (მრავლობითი კორელაციური კავშირი) მდგომარეობს.

ჩვენს ამოცანას არ შეადგენს საწმენდი სანგრევის დატვირთვის სიდიდეზე მოქმედი ყველა ფაქტორის კვლევა. დატვირთვაზე ყველაზე მეტად ზეგავლენის მომხდენი ფაქტორები შევარჩიეთ კომპონენტური (ფაქტორული) ანალიზის მეთოდით, რომელმაც გვიჩვენა, რომ საწმენდი სანგრევის დატვირთვაზე ( $Q$ , ტ/დღ) მოქმედი ფაქტორებიდან მასზე ყველაზე მეტ ზეგავლენას ახდენენ ფენების საშუალო დინამიკური სიმძლავრე და ნახშირის მოცულობითი წონა, ე. ი. ფენის წარმადობა ( $q$ , ტ/მ<sup>2</sup>), საწმენდი სანგრევის სიგრძე ( $L$ , მ), საწმენდი სანგრევის წინსვლის სიჩქარე ( $v$ , მ/დღ) და საწმენდ სანგრევეში დაკავებული მუშების რაოდენობა ( $n$ , კ/დღ).

ანალიზისათვის გამოვიყენეთ მონაცემები, რომლებიც ავიღეთ ტყიბულის შახტების წლიური ანგარიშებიდან. საწმენდი სანგრევის მუშაობას თვის განმავლობაში თუ მივიჩნევთ ერთეულად, მაშინ სტალინის, ლენინის და ორჯონიკიძის სახელობის შახტებისათვის შესაბამისად გვქონდა 535, 841 და 509 საწმენდი სანგრევი/თვე (1961—1969 წწ.).

რადგან თითოეული ფაქტორი ცალ-ცალკე მჭიდროდაა დაკავშირებული საწმენდი სანგრევის დატვირთვისათან, ამიტომ მათ შორის წყვილი კორელაციური კავშირი დანარჩენი ფაქტორების იმავდროულად მოქმედების გამო შედარებით დამახინჯებულია. ამის გამო დატვირთვისა და მასზე მოქმედ ფაქტორებს შორის კავშირი მიზანშეწონილია გამოვსახოთ მრავლობითი კორელაციური დამოკიდებულებით, რომელიც გამორიცხავს ერთი და იგივე ფაქტორის განმეორებით გავლენას, საშუალებას გვაძლევს შევისწავლოთ სხვადასხვა ფაქტორის კომბინირებული მოქმედება და ამასთან ერთად თითოეული ფაქტორის რაოდენობრივი ზეგავლენა საწმენდი სანგრევის დატვირთვის სიდიდეზე.

საწმენდი სანგრევის დატვირთვისა და ზემოხსენებულ ფაქტორებს შორის კორელაციური კავშირის დასადგენად გამოვიყენეთ მრავლობითი კორელაციის ტოლობა ლოგარითმულ-წრფივი დამოკიდებულების სახით:

$$Q = a_0 q^{a_1} L^{a_2} v^{a_3} n^{a_4}.$$

ტოლობაში შემავალი პარამეტრები ( $a_0, a_1, a_2, a_3, a_4$ ), როგორც ცალკეული შახტებისათვის, ისე მთლიანად ტყიბულის წარმოებისათვის, ფაქტორების მოცემული მნიშვნელობებისას დავადგინეთ არსებული მასალების საფუძველზე უმცირეს კვადრატთა პრინციპით, შედგენილი ნორმალური წრფივი განტოლებების გაულის მეთოდით ამოხსნით.

მიღებული დამოკიდებულებანი შახტების მიხედვით შემდეგ სახისაა:

სტალინის სახელობის შახტისთვის —

$$Q=1,024q^{0,9008} l^{1,004} v^{0,9281} n^{0,0518}.$$

ლენინის სახელობის შახტისთვის —

$$Q=1,31 q^{0,7844} l^{0,9362} v^{0,9210} n^{0,0889}.$$

ორჯონიკიძის სახელობის შახტისთვის —

$$Q=0,0026 q^{1,4284} l^{2,6503} v^{0,4737} n^{-0,1507}.$$

ტყიბულის წარმოებისათვის —

$$Q=1,90 q^{0,5311} l^{0,8690} v^{0,6121} n^{0,1947}.$$

ფორმულებში შემავალი ცვლადების ცვლილებათა დიაპაზონი შახტების მიხედვით ასეთია:

სტალინის სახელობის შახტი —

$$Q=210 \div 260 \text{ ტ/დღ}; \quad q=3,80 \div 4,60 \text{ ტ/მ}^2;$$

$$l=25 \div 40 \text{ მ}; \quad v=1,40 \div 2,00 \text{ მ/დღ}; \quad n=30 \div 50 \text{ კ/დღ}.$$

ლენინის სახელობის შახტი —

$$Q=190 \div 240 \text{ ტ/დღ}; \quad q=3,70 \div 4,60 \text{ ტ/მ}^2;$$

$$l=30 \div 40 \text{ მ}; \quad v=1,40 \div 1,80 \text{ მ/დღ}; \quad n=30 \div 45 \text{ კ/დღ}.$$

ორჯონიკიძის სახელობის შახტი —

$$Q=200 \div 250 \text{ ტ/დღ}; \quad q=4,90 \div 6,20 \text{ ტ/მ}^2;$$

$$l=30 \div 40 \text{ მ}; \quad v=1,00 \div 1,40 \text{ მ/დღ}; \quad n=30 \div 50 \text{ კ/დღ}.$$

იმის შესაფასებლად, თუ ზემოთ მიღებულ დამოკიდებულებებში შემავალი ცვლადების (ე. ი. საწმენდი საწვრევის დატვირთვაზე მოქმედი ფაქტორების) ცვლილებათა არსებულ დიაპაზონში მრავლობითი კორელაციის ტოლობანი რამდენად ზუსტად გამოსახავს ფაქტორებს შორის დამოკიდებულებას, გამოთვლილი იქნა სიზუსტის შემფასებელი დამახასიათებელი მაჩვენებლები: მრავლობითი კორელაციის კოეფიციენტი ( $R$ ), კორელაციის კოეფიციენტის საიმედოობა ( $\mu$ ), ფაქტიური დატვირთვების საშუალო კვადრატული გადახრა გამოთვლით მიღებული დატვირთვებისაგან ( $\delta$ ) და ვარიაციის კოეფიციენტი ( $v$ , %).



შახტების ნიხედვით აღნიშნული მაჩვენებლების შემდეგი მნიშვნელობებია მიღებული:

სტალინის სახელობის შახტისთვის —

$$R=0,91; \mu=16,0; \delta=\pm 3,0 \text{ ტ/დღ}; v=\pm 1,3\%.$$

ლენინის სახელობის შახტისთვის —

$$R=0,94; \mu=24,2; \delta=\pm 2,6 \text{ ტ/დღ}; v=\pm 1,2\%.$$

ორჯონიკიძის სახელობის შახტისთვის —

$$R=0,92; \mu=18,0; \delta=\pm 7,1 \text{ ტ/დღ}; v=\pm 3,2\%.$$

ტყიბულის წარმოებისათვის —

$$R=0,90; \mu=14,2; \delta=\pm 4,3 \text{ ტ/დღ}; v=\pm 1,9\%.$$

სადაც,

$$\delta = \sqrt{\frac{\sum(Q-\bar{Q})^2}{m}}; \quad v = \frac{\delta}{\bar{Q}} \cdot 100\%.$$

$Q$  — ფაქტიური დატვირთვების სიდიდეებია,

$\bar{Q}$  — გამოთვლით მიღებული დატვირთვების სიდიდეებია,

$\bar{Q}$  — არსებული ფაქტიური დატვირთვების საშუალო სიდიდეა, ხოლო

$m$  — დაკვირვებათა რაოდენობაა.

მიღებული მაჩვენებლები მრავლობითი კორელაციური დამოკიდებულების საკმაოდ მაღალ სიზუსტეზე მიუთითებენ. თვალსაჩინოებისათვის ზოგიერთი სიდიდე მოტანილია ცხრილში (ცხრ. 1).

როგორც კორელაციის კოეფიციენტები გვიჩვენებს, ტყიბულის საბადოს პირობებში საწმენდი სანგრევის დატვირთვაზე მოქმედი როგორც რაოდენობრივი; ისე ხარისხობრივი ფაქტორებიდან ჩვენ მიერ ეკონომიურ-მათემატიკურ მოდელში შეტანილი ფაქტორების ხვედრითი წონა 81—88%-ის ფარგლებშია, რაც მოდელის ადეკვატობაზე მეტყველებს.

მიღებული დამოკიდებულებანი შეიძლება გამოვიყენოთ საწმენდი სანგრევის დატვირთვის, წინსვლის სიჩქარის, სანგრევის სიგრძისა და საწმენდ სანგრევიში მუშების რაოდენობის რაციონალური სიდიდეების გასაანალიზებლად და დასაგეგმავად. ასევე შეიძლება გამოვთვალოთ დასაგეგმავ პერიოდში საწმენდი სანგრევის

შახტები	საწმენდი სანგრევის ფაქტიური დატვირთვა Q, ტ/დღ	გამოთვლით მიღებული საწმენდი სანგრევის დატვირთვა $\bar{Q}$ , ტ/დღ	გამოთვლილი დატვირთვის გადახრა ფაქტიურისაგან (Q- $\bar{Q}$ )	ფარდობითი გადახრა %-ში $\frac{Q-\bar{Q}}{Q}$
სტალინის სახელობის შახტი	234	231,8	+2,2	+1,0
	240	246,4	-6,4	-2,8
	235	232,4	+2,6	+1,1
	232	230,7	+1,3	+0,6
	210	210,8	-0,8	-0,3
	219	217,6	+1,4	+0,6
	255	258,8	-3,8	-1,6
	245	242,5	+2,5	+1,1
	223	222,0	+1,0	+0,4
ლენინის სახელობის შახტი	193	196,4	-3,4	-1,8
	195	194,3	+0,7	+0,4
	220	215,0	+5,0	+2,3
	210	214,2	-4,2	-2,0
	224	224,2	-0,2	-0,1
	221	220,5	+0,5	+0,2
	233	233,8	-0,8	-0,3
	214	213,6	+0,4	+0,2
	218	215,9	+2,1	+1,0
ორჯონიკიძის სახელობის შახტი	227	224,0	+ 3,0	+1,3
	218	214,9	+ 3,1	+1,4
	243	248,6	- 5,6	-2,3
	216	224,9	- 8,9	-4,1
	233	240,0	- 7,0	-3,0
	210	215,6	- 5,6	-2,7
	214	211,4	+ 2,6	+1,2
	217	200,0	+17,0	+7,8
	225	225,3	- 0,3	-0,1
ტყიბულის წარმოება	213	206,9	+ 6,1	+2,9
	214	224,2	-10,2	-4,8
	230	228,1	+ 1,9	+0,8
	222	225,7	- 3,7	-1,7
	220	216,2	+ 3,8	+1,7
	217	217,7	- 0,7	-0,3
	232	227,8	+ 4,2	+1,8
	225	226,5	- 1,5	-0,7
	222	222,1	- 0,1	-

დატვირთვის მოსალოდნელი ცვლილება წინა, ფაქტიურ პერიოდ-თან შედარებით:

$$\Delta Q = \frac{q_3^{a_1} l_3^{a_2} v_3^{a_3} n_3^{a_4}}{q_3^{a_1} l_3^{a_2} v_3^{a_3} n_3^{a_4}} \cdot 100\%,$$

სადაც  $q_3, l_3, v_3, n_3$  დასაგეგმავ პერიოდში ფაქტორთა მოსალოდ-ნელი მნიშვნელობებია, ხოლო  $q_3, l_3, \dots$  გასული საანგარიშო პერიოდის ფაქტიური მნიშვნელობებია.

იმის დასადგენად, თუ როგორ მოქმედებს საწმენდი სანგრევის დატვირთვის სიდიდეზე რაოდენობრივად თითოეული ფაქტორი ცალ-ცალკე მრავლობითი კორელაციის ტოლობებიდან დანარჩენი ფაქტორების ფიქსირებით (ჩვენს შემთხვევაში საშუალოების აღე-ბით) გამოყვანილი იქნა წყვილი კორელაციური დამოკიდებულება-ნი (სუფთა რეგრესიის ტოლობანი) თითოეული შახტისათვის და სულ ტყიბულის წარმოებისათვის ცალ-ცალკე:

სტალინის სახელობის შახტისათვის —

$$Q = 63,63 q^{0,9008}; \quad Q = 7,243 l^{1,0044};$$

$$Q = 148,66 v^{0,9281}; \quad Q = 196,64 n^{0,0518}.$$

ლენინის სახელობის შახტისათვის —

$$Q = 72,15 q^{0,7844}; \quad Q = 8,28 l^{0,9362};$$

$$Q = 145,17 v^{0,9211}; \quad Q = 157,86 n^{0,0889}.$$

ორჯონიკიძის სახელობის შახტისათვის —

$$Q = 19,51 q^{1,4284}; \quad Q = 0,0177 l^{2,6503};$$

$$Q = 207,3 v^{0,5737}; \quad Q = 378,5 n^{0,1507};$$

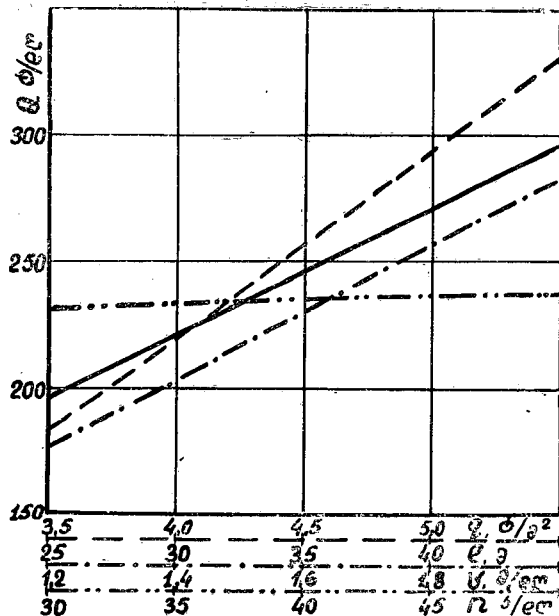
ტყიბულის წარმოებისათვის —

$$Q = 101,56 q^{0,5211}; \quad Q = 10,66 l^{0,8690};$$

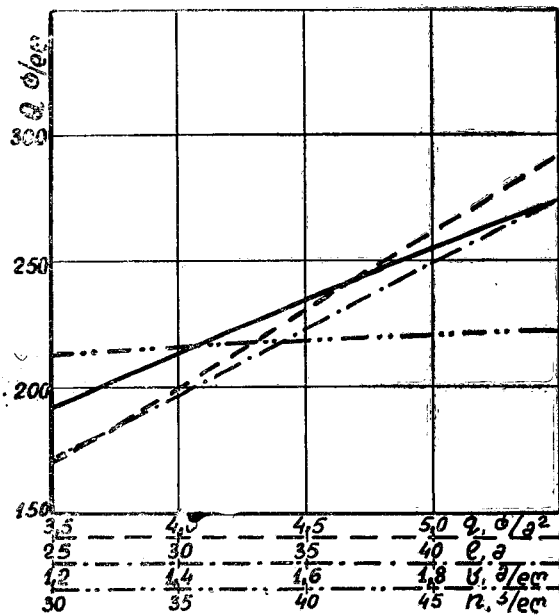
$$Q = 176,52 v^{0,6121}; \quad Q = 109,6 n^{0,1947}.$$

მიღებული წყვილი კორელაციური დამოკიდებულებების გა-მოთვლის შედეგები მოტანილია 1, 2, 3, 4 ნახაზებზე.

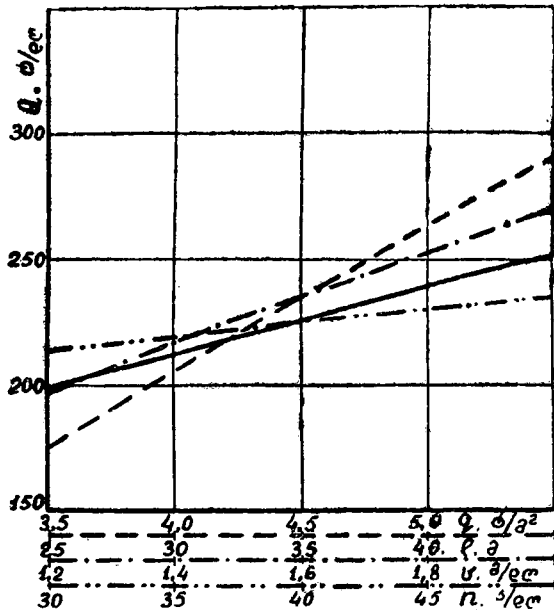
გამოთვლებითა და ნახაზებზე მოტანილი გრაფიკებიდანაც ჩანს, რომ აღნიშნული ფაქტორები სხვადასხვა ზეგავლენას ახდენ-ნენ საწმენდი სანგრევის დატვირთვის სიდიდეზე.



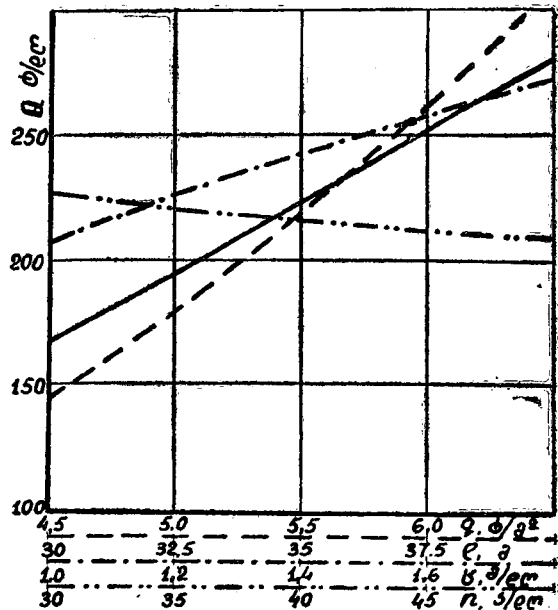
სურ. 1. სტალინის სახელობის შახტი. საწმენდი სანგრევის საშუალო დღელამურ დატვირთვისა და მასზე მოქმედ ფაქტორებს შორის დამოკიდებულება



სურ. 2. ლენინის სახელობის შახტი. საწმენდი სანგრევის საშუალო დღელამურ დატვირთვისა და მასზე მოქმედ ფაქტორებს შორის დამოკიდებულება



სურ. 3. ორჯონიკიძის სახელობის შახტი, საწმენდი სანგრევის საშუალო დღელამურ დატვირთვისა და მასზე მოქმედ ფაქტორებს შორის დამოკიდებულება



სურ. 4. ტყეხულის წარმოება, საწმენდი სანგრევის საშუალო დღელამურ დატვირთვისა და მასზე მოქმედ ფაქტორებს შორის დამოკიდებულება

თუ როგორ გავლენას ახდენენ ისინი დატვირთვის სიდიდის ცვლილებაზე, თვალსაჩინოებისათვის მოგვყავს ცხრილი (ცხრ. 2).

ც ხ რ ი ლ ი 2

შ ა ხ ტ ე ბ ი	საწმენდი სანგრევის დატვირთვის ცვლილება % შესაბამისი ფაქტორის 10%-ით შეცვლისას			
	ფენის წარმადობა q, ტ/მ <sup>2</sup>	საწმენდი სანგრევის სიგრძე l, მ	საწმენდი სანგრევის წინსვლის სიჩქარე v, მ/დღ	მუშების რაოდენობა საწმენდ სანგრევი n, კ/დღ
სტალინის სახელობის	9,0	10,0	9,2	0,5
ლენინის სახელობის	7,8	9,3	9,2	0,8
ორჯონიკიძის სახელობის	14,6	28,7	4,6	-1,4
ტყიბულის წარმოება	5,2	8,6	6,0	1,9

საწმენდი სანგრევის დატვირთვის სიდიდეზე, როგორც ცხრილიდან ჩანს, ყველაზე მეტ გავლენას ახდენს საწმენდი სანგრევის სიგრძე, შემდეგ სანგრევის წინსვლის სიჩქარე და ფენის წარმადობა, ხოლო ყველაზე ნაკლებს საწმენდ სანგრევიში მუშების რაოდენობა. იგივე დასკვნა გრაფიკებიდანაც (ნახ. 1, 2, 3, 4) ვამომდინარეობს, მაგრამ ნათლად არ ჩანს ცალკეული ფაქტორების რაოდენობრივი ზეგავლენა. ასე რომ, თუ საწმენდი სანგრევის საშუალო სიგრძედ ტყიბულის პირობებისათვის მივიჩნევთ 30 მ, რაც არსებულს უახლოვდება, მაშინ მისი 40—45 მ-მდე გაზრდაც კი საწმენდი სანგრევის დატვირთვის საშუალოსთან შედარებით 30—45%-ით გაზრდიდა. საწმენდი სანგრევის წინსვლის სიჩქარის ამჟამად არსებული საშუალო დონის დაახლოებით 1,5 მ/დღ გაზრდა 2,0 მ/დღ-მდე (ე. ი. დაახლოებით 33%) საწმენდი სანგრევის დატვირთვის საშუალო სიდიდეს 20%-ით გაზრდიდა.

ზემოაღნიშნულიდან ნათელია, რომ საწმენდი სანგრევის დატვირთვის საშუალო სიდიდის შემდგომი გაზრდისათვის (რომელიც საქართველოს ქვანახშირის მრეწველობაში და, კერძოდ, ტყიბულის საბადოზე ჯერ კიდევ დაბალია), პირველ ყოვლისა, აუცილებელია გაიზარდოს საწმენდი სანგრევის სიგრძე და წინსვლის სიჩქარე, ეს კი შესაძლებელია რაციონალური დამუშავების სისტემების, წარმოების პროცესების მექანიზაციისა და ავტომატიზაციის დანერგვითა და შრომის ორგანიზაციის სრულყოფით.

საწმენდი სანგრევის დატვირთვისა და მასზე მოქმედ ფაქტორებს შორის მიღებული კორელაციური დამოკიდებულებების პრაქტიკული გამოყენების გასაადვილებლად, ე. ი. დატვირთვაზე რაოდენობრივი ზეგავლენის შედარებით ადვილად განსაზღვრისათვის ზემოთ გამოყვანილი მრავლობითი კორელაციის ტოლობანი დაგვეყვას საანგარიშო ფორმულებამდე;

სტალინის სახელობის შახტისათვის —

$$\Delta Q = 90 \left( \frac{q_{\delta}}{q_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 100 \left( \frac{l_{\delta}}{l_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 92 \left( \frac{v_{\delta}}{v_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 5 \left( \frac{n_{\delta}}{n_{\mathfrak{B}}} - 1 \right), \%$$

ლენინის სახელობის შახტისათვის —

$$\Delta Q = 78 \left( \frac{q_{\delta}}{q_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 93 \left( \frac{l_{\delta}}{l_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 92 \left( \frac{v_{\delta}}{v_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 8 \left( \frac{n_{\delta}}{n_{\mathfrak{B}}} - 1 \right), \%$$

ორჯონიკიძის სახელობის შახტისათვის —

$$\Delta Q = 146 \left( \frac{q_{\delta}}{q_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 287 \left( \frac{l_{\delta}}{l_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 46 \left( \frac{v_{\delta}}{v_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) - 14 \left( \frac{n_{\delta}}{n_{\mathfrak{B}}} - 1 \right), \%$$

ტყიბულის წარმოებისათვის —

$$\Delta Q = 52 \left( \frac{q_{\delta}}{q_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 86 \left( \frac{l_{\delta}}{l_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 60 \left( \frac{v_{\delta}}{v_{\mathfrak{B}}} - 1 \right) + 19 \left( \frac{n_{\delta}}{n_{\mathfrak{B}}} - 1 \right), \%$$

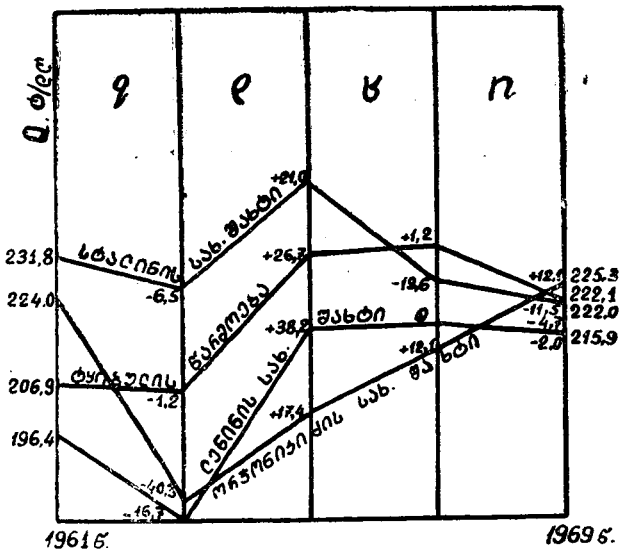
სადაც,

$\Delta Q$  — დასაგეგმავ და ფაქტიურ პერიოდს შორის საწმენდი სანგრევის დატვირთვის ნაზრდია პროცენტებში,

$q_3, l_3, \dots$  — ფაქტორების მოსალოდნელი მნიშვნელობებია დასაგეგმავ პერიოდში,

$q_3, l_3, \dots$  — იგივე ფაქტორების გასული პერიოდის ფაქტიური მნიშვნელობებია.

მიღებული ფორმულებით შეგვიძლია საკმაო სიზუსტით დავადგინოთ დატვირთვის მოსალოდნელი ცვლილება ფაქტორების წინასწარ განსაზღვრულ ცვლილებებთან დამოკიდებულებით ანდა, პირიქით, საწმენდი სანგრევის დატვირთვის ზრდის დაგეგმილი მნიშვნელობიდან გამომდინარე შევარჩიოთ ფაქტორების რაციონალური მნიშვნელობები.



სურ. 5. საწმენდი სანგრევის საშუალო დღეღამური დატვირთვის ცვლილებაში ფაქტორების რაოდენობრივი მონაწილეობა

ზემოთ მოყვანილი საანგარიშო ფორმულების დახმარებით ჩვენ მიერ გაანალიზებული იქნა საწმენდი სანგრევის დატვირთვის 1969 წ. საშუალო მაჩვენებლები შახტების მიხედვით იგივე მაჩვენებლების 1961 წ. დონესთან შედარებით და დადგენილი იქნა დატვირთვის ცვლილებაში ცალკეული ფაქტორების რაოდენობითი მონაწილეობის სურათი, რაც გრაფიკებზეა ასახული (ნახ. 5).

როგორც მიღებული გრაფიკებიდან ჩანს, მაგალითად, ლენინის სახელობის შახტის საწმენდი სანგრევის დატვირთვის საშუალო



სიდიდე 1961 წ. 196,4 ტ/დლ-დან 1969 წ. გაიზარდა 215,9 ტ/დლ-მდე, ე. ი. 19,5 ტ/დლით, აქედან ფენის წარმადობის შემცირებამ 1961 წ. 4,56 ტ/მ<sup>2</sup>-დან 1969 წ. 4,04 ტ/მ<sup>2</sup>-მდე, გამოიწვია დატვირთვის საშუალო სიდიდის 16,7 ტ/დლ-ით შემცირება; ლავის საშუალო სიგრძის 1961 წ. 30-დან 1969 წ. 37 მ-მდე გაზრდამ გამოიწვია დატვირთვის გაზრდა 38,2 ტ/დლ-ით.

საწმენდი სანგრევის წინსვლის საშუალო სიჩქარის 1961 წ. დონე შენარჩუნებულია 1969 წელსაც — 1,40 მ/დლ, ამიტომ ის არ მონაწილეობს დატვირთვის სიდიდის ცვლილებაში, ხოლო საწმენდ სანგრევში მუშების საშუალო რაოდენობის 1961 წ. 39 კ/დლ შემცირებამ 1969 წ. 36 კ/დლ-მდე გამოიწვია დატვირთვის შემცირება 2,0 ტ/დლით.

საერთო ჯამში ყველა ამ ფაქტორის ზეგავლენა გვაძლევს დატვირთვის საშუალო სიდიდის ზრდას 19,5 ტ/დლით 1969 წ. 1961 წ. შედარებით. ფენის წარმადობისა და მუშების რაოდენობის შემცირების მიუხედავად დატვირთვის საშუალო სიდიდის ზრდა ერთ-ნელ კიდევ მიუთითებს იმაზე, რომ დატვირთვის სიდიდეზე უფრო მეტ ზეგავლენას ახდენს საწმენდი სანგრევის სიგრძე.

ამრიგად, კორელაციური დამოკიდებულებების საანგარიშო ფორმულები საშუალებას გვაძლევენ საკმაო სიზუსტით განვსაზღვროთ საწმენდი სანგრევის დატვირთვაზე ძირითადი ფაქტორების მოქმედების ხარისხი. ეს კი წინაპირობაა საწმენდი სანგრევის მუშის შრომისნაყოფიერების გაზრდის გზების ძიებისა, რომლის ძირითადი მიმართულებებია საწმენდი სანგრევის დატვირთვის ზრდა და საწმენდ სამუშაოებზე დაკავებული მუშების რაოდენობის შემცირება. ორივე ამ გზის შერწყმა იძლევა შრომის ნაყოფიერების გადიდების დიდ შესაძლებლობებს. იგი კი შესაძლებელია სამთო სამუშაოების კონცენტრაციითა და ინტენსიფიკაციით, რაც წარმოების პროცესების კომპლექსურ მექანიზაცია-ავტომატიზაციასა და შრომის მეცნიერულ ორგანიზაციასთან მჭიდრო ურთიერთობაში იმყოფება.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТОДОМ КОРРЕЛЯЦИОННОГО  
АНАЛИЗА ОСНОВНЫХ ДЕЙСТВУЮЩИХ ФАКТОРОВ  
НА НАГРУЗКУ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ НА ПРИМЕРЕ  
ТКИБУЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Резюме

В статье дается анализ одного из главных определяющих факторов уровня производительности труда и себестоимости угля — концентрация подземных работ путем экономико-математического моделирования. Выявлена количественная связь между нагрузкой очистного забоя и основными горно-техническими, геологическими и организационными факторами методом корреляционного анализа на примере Ткибульского месторождения.

Полученные многофакторные зависимости дают возможность с достаточной точностью определить степень влияния основных факторов на нагрузку очистного забоя, что в свою очередь является предпосылкой роста производительности труда и снижения себестоимости угля.

---

Т. А. ГОГИТИДЗЕ, Н. С. ПАПАВАДЗЕ, Н. Ш. ШЕКРИЛАДЗЕ

## ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОСОРТНЫХ ОКИСНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ПЕСКОВ ДЕШЛАМАЦИИ МАРГАНЦЕВЫХ ШЛАМОВ

В связи с тем, что на Чиатурской центральной флотационной фабрике в настоящее время обогащению подвергается не весь шлам, поступающий с шести гравитационных фабрик, треста, а только пески дешламации исходных шламов, т. е. зерна крупнее 20 микрон, а илы дешламации направляются в отходы, нами были проведены исследования по установлению оптимального режима флотации песков, с целью получения из них окисного марганцевого концентрата II сорта, содержащего больше 42% марганца.

На Чиатурской ЦФФ окисный концентрат содержит марганца не более 34—36%, а выход его составляет около 4% от исходного.

Пески дешламации (см. табл. 1) содержат до 10% мелких классов — 0,05 мм и около 12% класса крупнее 1 мм.

Общее содержание марганца в песках 10—11%, из них в виде двухвалентных карбонатных минералов — 3,85%, в виде трехвалентного — 1,5% и четырехвалентного окисного марганца — 6,02%.

Основная масса марганца ( $\Sigma = 51,99\%$ ) концентрируется в средних классах — 0,50+0,125 мм.

Наиболее богаты марганцем мелкие классы—0,05+0 мм, которые содержат 13—15% марганца.

Флотация проводилась по схеме прямой селективной флотации с получением карбонатного и окисного марганцевых концентратов.

В качестве основных реагентов применялись жидкое топливо и мылонафт из Бакинской нефти.

Содержание твердого в пульпе в основной флотации 20%, на перечистках — 10%.

Таблица 1

## Ситовый анализ песков дешламации

Классы, мм	Выход, %	Содержание Мп, %	Извлечение Мп, %
+1	3,60	11,55	3,69
-1, +0,5	8,75	12,87	10,00
-0,5 +0,25	21,11	13,20	24,75
-0,25 +0,125	29,04	10,56	27,24
-0,125+0,08	17,72	7,92	12,46
-0,08 +0,063	5,87	9,90	5,16
-0,063+0,05	3,10	10,56	2,91
-0,05 +0,04	3,60	13,36	4,27
-0,04 +0	7,21	14,85	9,52
Исходный	100,00	11,26	100,00

Расход реагентов:

В основную флотацию

Сода — 4 кг/т, жидкое стекло — 1 кг/т, жидкое топливо — 20—24 кг/т, алюминий сернокислый — 1 кг/т.

На перечистки — Мылонафт — 1,2 кг/т.

Карбонатный концентрат, содержащий 23—25% марганца, получается в основной флотации (без перечисток).

После трех перечисток грубого концентрата был получен окисный концентрат II сорта, содержащий 42,73%, в количестве 5,27% (см. табл. 2). При выходе окисного концентрата 6,68% он содержит 41,56% марганца (см. табл. 3).

Хвосты флотации содержат 2—3% марганца.

В опытах, проводимых нами ранее по отдельной флотации бедных [карбонатных] и богатых [окисных] шламов [I] применялись реагенты в виде эмульсии из жидкого топлива в воде или в растворе мылонафта, но окисный концентрат II сорта получен не был.

В отличие от предыдущих исследований, в настоящих исследованиях эмульсии реагентов готовились в специальном эмульгаторе конструкции и Института физической и органической химии им. Меликишвили АН Грузинской ССР, имеющем несколько импеллеров и с высоким числом оборотов.

Эмульсии реагентов: керосина, жидкого топлива и других нефтепродуктов в воде, полученные в таком эмульгаторе, отличаются большой устойчивостью в течение длительного времени.

Таблица 2

## Результаты флотации песков дешламации марганцевых шламов

Продукты	Выход, %	Содержание Мп, %	Извлечение Мп, %	Время фло- тации, мин
Карбонатный к-т	16,63	23,26	36,79	4
Окисный концентрат	5,27	42,73	21,42	1,5
Пром. продукт III	0,92	34,32	3,00	—
” ” II	1,15	32,34	3,54	1,5
” ” I	1,82	23,26	4,02	1,0
Грубый окисный к-т	9,16	36,70	31,98	6
III—фракция	1,99	33,25	6,29	3
IV—фракция	8,92	15,34	13,01	8
Хвосты	63,30	1,98	11,93	—
Исходный	100,00	10,51	100,00	21

Приготовление эмульсий реагентов в растворе мылонафта (7% мылонафта от веса реагента) еще более стабилизирует эмульсии.

Применение водных эмульсии при флотации марганцевых шламов повышает качество первичного окисного концентрата до 35—36% и позволяет снизить расход реагентов в основную флотацию на 10—15%.

Эмульсия жидкого топлива в 7% — мылонафте, снижает расход жидкого топлива на 40—50%, т. е. вместо 20—24 кг/т расход топлива составит 12—15 кг/т, а мылонафта — 0,850 — 1 кг/т.

Резервом повышения выхода окисного концентрата является карбонатный концентрат, который содержит иногда до 25—27% марганца, за счет попадания в него зерен окисных минералов марганца.

Фазовым анализом установлено наличие в карбонатном концентрате 6—8% марганца, в виде четырехвалентного окисного марганца при общем содержании марганца в карбонатном концентрате 24—26%.

Окисный концентрат содержит 5—7% марганца в виде карбоната.

Таблица 3

Результаты флотации песков дешламации марганцевых шламов

Продукты	Выход, %	Содержание Мп, %	Извлечение Мп, %
Карбонатный к-т	15,23	23,26	32,90
Окисный концентрат	6,68	41,56	25,79
Пром. продукт—III	0,78	35,67	2,58
” ” II	0,63	29,60	1,73
” ” I	2,75	21,25	5,43
<b>Грубый окисный к-т</b>	<b>10,84</b>	<b>35,55</b>	<b>35,53</b>
III—фракция	1,77	23,96	3,94
IV—фракция	5,91	17,82	9,78
Хвосты	66,25	2,90	17,85
<b>Исходный</b>	<b>100,00</b>	<b>10,76</b>	<b>100,00</b>

Получению окисного концентрата с высоким содержанием марганца — больше 42% способствует применение более тонких и стабильных чем применяемые обычно при флотации эмульсий аполярных реагентов в воде или растворе мылонафта.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Гогитидзе Т. А., Окрочедлидзе И. В. Исследование экономической эффективности раздельной флотации шламов на отдельных фабриках треста «Чиатурмарганец». Отчет Института горной механики АН Грузинской ССР, 1971.
2. Эмульсии. Под редакцией Ф. Шермана. Перевод с английского под редакцией А. А. Абрамзона. Изд. «Химия», Л., 1972.
3. Клейтон В. Эмульсии. Их теория и техника применения. ИЛ, 1950.

Т. И. МЕЧУРЧЛИШВИЛИ, Ш. Д. ГРИГАЛАШВИЛИ,  
Л. К. ТОРАДЗЕ, М. В. САМХАРАДЗЕ, Н. Ш. ШЕКРИЛАДЗЕ,  
Б. Х. АБХАЗАВА

## ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ФЛОТАЦИИ МАРГАНЦЕВЫХ ШЛАМОВ В ВЕРТИКАЛЬНОЙ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ ФЛОТОМАШИНЕ НА ЧИАТУРСКОЙ ЦФФ

В настоящее время на Центральную флотационную фабрику треста «Чиатурмарганец» поступают шламы в количестве 1 млн. тонн в год.

В ЦФФ с 1971 г. пущена в эксплуатацию новая секция для обогащения песковой части марганцевых шламов на флотационных машинах пенной сепарации, перерабатывающих 255 тыс. тонн в год.

Применение процесса пенной сепарации позволило исключить из технологической схемы процесс измельчения исходного материала и дало возможность увеличить товарное извлечение марганца в концентратах.

Несмотря на определенное улучшение технико-экономических показателей работы фабрики за последний, 1972 год, достигнуть рентабельности пока не удалось.

Основной причиной этого является то, что почти половина транспортируемого по шламопроводу обогащаемого материала выделяется вначале технологической схемы в виде тонких сливов со средним содержанием марганца ~13% и сбрасывается в реку Квирила.

Общеизвестным фактом является трудная флотируемость марганцевых шламов, плохая селективность карбонатных и окисных минералов как между собой, так и с пустой породой и низкое качество получаемых окисных флотоконцентратов; еще более сложным является флотация марганцевых минералов сливов дешламации. Сливы дешлама-

ции содержат марганцевые минералы в тонкодисперсном виде и слишком разбавлены водой до плотности в среднем 8%.

Для обогащения большого объема марганцевых сливов применяемая флотационная машина должна обладать высокой средней производительностью и экономичностью. Такой машиной является вертикальная пневматическая флотационная машина с противоточным движением пульпы и воздуха [1, 2].

С 1971 года Институтом горной механики АН ГССР совместно с трестом «Чиатурмарганец» на ЦФФ проводятся предварительные испытания вертикальной флотомашин.

Считая перспективной флотацию марганцевых шламов на машинах пенной сепарации, было решено испытывать вертикальную пневматическую флотационную машину для флотации сливов классификации и дешламации по технологической схеме пенной сепарации.

Промышленные испытания проводились на сливах первой и второй классификации, которые в настоящее время сбрасываются в реку Квирила.

Целью испытаний вертикальной флотационной машины было изучение оптимальных аэрационных и конструктивных параметров и установление возможности флотации тонких марганцевых сливов в этой машине. Во время проведения испытаний пользовались следующим реагентным режимом: мыло сырого таллового масла 0,5—0,8 кг/т, соляное масло 2—4,5 кг/т, жидкое стекло 0,3—1,0 кг/т. Высота флотационной машины 5000 мм, диаметр — 450 мм. Подготовку флотационной пульпы к процессу осуществляли в агитационных чанах объемом 6 м<sup>3</sup> и 1 м<sup>3</sup>. Для равномерной подачи пульпы в вертикальную флотомашину смонтирован распределитель пульпы по периметру.

Выпуск хвостов осуществляли через боковое отверстие вертикальной машины резиновым шлангом диаметром 100 мм. Исполнительный механизм А5—50—3МТ позволял вручную регулировать уровень пульпы в машине. Наблюдения над изменением уровня производили через стеклянные трубы диаметром 50 мм.

Сжатый воздух в машину подавался от фабричной сети воздухопровода, расход воздуха измеряли ротаметром ротационного типа.

Диспергаторы воздуха имели форму крестовины, на которых были закреплены перфорированные резиновые патрубки — 90 шт. каждый длиной 150 мм, количество отверстий — 60 на 1 см<sup>2</sup>.



С целью определения оптимальных параметров были проведены опыты для изучения влияния диспергирования воздуха на технологические показатели флотации. Полученные результаты показали, что сильно диспергированный воздух поступающий в вертикальную флотационную машину на данном реагентном режиме ухудшает технологические показатели.

Важным фактором, влияющим на технологические показатели флотации, является расход воздуха. Влияние этого параметра на процесс изучали в следующих условиях: флотировали сливы классификатора при плотности 10% твердого, расход пульпы 10 м<sup>3</sup>/час, высота пенного слоя 30 см, расход воздуха 0,8, 1,2, 2, 3,5 м<sup>3</sup>/час.

Лучшие результаты были получены при минимально возможном расходе воздуха 0,8 м<sup>3</sup>/час, выход пенного продукта составлял 13,8%, содержанием Мп в концентрат 22,3% и при расходе воздуха 3,5 м<sup>3</sup>/час. Выход концентрата составлял 31,10%, содержание Мп — 14,61%.

Для объяснения такого результата необходимо иметь в виду тот факт, что с увеличением расхода воздуха уменьшается живое сечение вертикальной машины, что приводит к увеличению скорости потока пульпы сверху вниз в несколько раз.

Создаваемый в машине противоток движения в три, четыре раза быстрее, чем при минеральных расходах воздуха, трудная селективность разделения марганцевых минералов и кварца и слабое их закрепление на воздушных пузырьках способствует смыванию с поверхности последних полезных минералов, увеличивается механический вынос пустой породы, что ухудшает показатели флотации при увеличении расхода воздуха. Интересно отметить, что при флотации на механических флотомашинах марганцевых шламов для регулирования качества концентрата на ЦФФ пользуются резиновыми заглушками.

Скорость потока пульпы, — фактор производительности флотационных машин; в вертикальной флотомашине при противоточном движении пульпы и воздуха этот показатель является взаимопределяющим вместе с расходом воздуха.

Для приближенного расчета пользовались «фиктивной скоростью» потока пульпы, т. е. скоростью пульпы без аэрации.

Анализируя полученные результаты промышленных опытов на вертикальной флотационной пневматической машине можно констатировать, что оптимальной можно считать скорость потока в пределах 1,7—2,5 см/сек, уменьшение скорости

влечет за собой уменьшение производительности машины, несмотря на улучшение технологических показателей флотации.

Было изучено влияние высоты пенного слоя на технологические показатели флотации.

Лучшие показатели флотации были получены при высоте пенного слоя 30 см, выход концентрата — 23,10%, содержание Mn — 21,4%; увеличение или уменьшение высоты пенного слоя ухудшают результаты флотации.

Опыты в промышленных условиях проводились и на сливах первой классификации, которые представляют основную часть от общих сливов, более богатые по содержанию марганца, более тонкие и разжиженные.

Результаты, полученные при флотации первых сливов, несколько ниже результатов, полученных флотацией сливов классификации, что в основном вызвано сложностью обогащаемого материала и отсутствием специального для данных сливов реагентного режима флотации.

В 1972 году на ЦФФ проведены промышленные испытания вертикальной пневматической флотационной машины; получены следующие результаты флотации: выход к-та составил 13,6%, содержание марганца в концентрате — 22,6%, в питании — 9,3%, хвостах — 7,1%. Извлечение марганца в концентрат — 33,2%.

Проведенными промышленными испытаниями установлена возможность флотации сливов классификации в вертикальной флотационной машине.

Полученные результаты используются для расчета и изготовления промышленных образцов вертикальных флотационных машин, которые в 1973 году будут смонтированы на ЦФФ по замкнутой схеме.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Плаксин И. Н., Тюрникова В. И., Рубинштейн Ю. Б., Мечурчлишвили Т. И. Промышленные испытания вертикальной пневматической машины. Ж. «Цветные металлы», № 8, 1968.
2. Тюрникова В. И., Рубинштейн Ю. Б., Мечурчлишвили Т. И. Изучение связи между гранулометрическим составом и размерами пузырьков воздуха при флотации. Сб. ИГМ АН ГССР «Технология добычи и обогащения полезных ископаемых», изд. «Мецниереба», Тбилиси, 1972.

Д. В. КАКУЛИЯ

## О НЕКОТОРЫХ ОСОБЕННОСТЯХ ДЕЙСТВИЯ КИСЛОРОДА ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАНЫХ РУД

Взаимодействие сульфидных минералов с реагентами при флотации в значительной мере определяется изменениями поверхностных свойств частиц минералов и состоянием реагентов в жидкой фазе флотационной пульпы. И. Н. Плаксин с сотрудниками установили, что при флотации сульфидных минералов с введением ксантогената в обескислороженной среде флотируемость минеральных частиц отсутствует [1]. Для флотации разных сульфидов требуется различное количество кислорода в растворе. Гидрофобизация частиц пирита и сфалерита достигается при меньших количествах кислорода, чем это требуется для халкопирита, но в дальнейшем при длительном воздействии кислорода халкопирит сохраняет свои гидрофобные свойства, когда как частицы пирита и сфалерита при такой обработке становятся гидрофильными.

При флотации медно-цинковых колчеданных руд, для повышения эффективности взаимодействия ксантогената с сульфидами требуется интенсивная аэрация пульпы [2].

Причиной этого является повышенное содержание сульфидов в руде, которые поглощают кислород при окислении. А. А. Абрамов в результате проведения ряда экспериментов, пришел к выводу о том, что для каждого отдельного минерала имеется свое определенное соотношение ксантогенит-диксантогенит, которое зависит от потенциала поверхностей минералов, что в итоге и определяет флотируемость минералов.

При длительной обработке медно-цинковых колчеданных руд надо было бы ожидать хорошую селекцию медных сульфидов от остальных, но практикой флотации это не подтверждается. Причиной этого является присутствие в руде лег-

коокисляющих вторичных сульфидов меди. В результате взаимодействия с кислородом они образуют водорастворимые соединения меди, которые в дальнейшем активируют сфалерит, а активированный сфалерит, как известно, флотировается так же, как медные сульфиды. Для связывания ионов меди приходится повышать расход сернистого натрия, но в то же время окисление ксантогената в пульпе происходит менее интенсивно. И в этих условиях не достигается оптимальное соотношение ксантогенат-дисксантогенид на поверхности медных минералов, а извлечение меди в медном концентрате понижается.

Таким образом, кислород в таком случае играет двойственную роль. Для решения этой проблемы нами были проведены исследования по флотации медно-цинковых руд Дегтярского месторождения до 15% с содержанием вторичных сульфидов меди. Окисление ксантогената производилось не путем аэрации в пульпе, а способом электрохимического окисления его в ячейке без разделительной диафрагмы. Флотация производилась по схеме, рекомендуемой «Уралмеханобром» [4].

Результаты лабораторных опытов показали, что оптимальным содержанием дисксантогенида в растворе является 20% от начальной концентрации ксантогената, для получения которого 10-ти процентный раствор бутилового ксантогената обрабатывался в течение 20 минут при напряжении 7,5 в; анодная плотность тока 45 ма/см<sup>2</sup>. Для сравнения эффективности окисленного ксантогената проводились опыты с аэрацией пульпы перед флотацией в присутствии неокисленного ксантогената. Результаты опытов приведены в табл. 1.

При флотации с использованием электрохимически обработанного ксантогената на 20%. Извлечение меди в медном концентрате возрастает на 5,5% по сравнению с флотацией с неокисленным ксантогенатом; но извлечение цинка в медном концентрате в первом случае выше на 6%. Для улучшения селекции меди от цинка путем дальнейшего снижения расхода окисленного ксантогената при некотором понижении извлечения меди в медном концентрате можно значительно снизить извлечение цинка.

Таким образом, для предотвращения растворения вторичных сульфидов меди и интенсификации взаимодействия бутилового ксантогената с сульфидами меди целесообразно заменить аэрацию пульпы перед флотацией электрохимическим окислением раствора ксантогената.

Таблица 1

Результаты флотационных опытов по обогащению  
медно-цинковых руд Дегтярского месторождения

Продукты	Выход, %	Содержание		Извлечение	
		меди	цинка	меди	цинка
Медный концентрат	6,22	11,69	7,81	69,25	20,76
Хвосты медной флотации	25,77	0,37	4,25	9,06	46,28
Отвальные хвосты	55,91	0,12	0,18	6,58	4,32
Промпродукт	12,10	1,34	5,42	15,11	28,04
Р у д а	100,00	1,05	2,34	100,00	100,00
Медный концентрат	7,27	10,61	8,49	74,87	26,83
Хвосты медной флотации	18,77	0,30	5,20	5,53	42,35
Отвальные хвосты	64,29	0,13	0,20	8,12	5,68
Промпродукт	9,67	1,22	5,98	11,48	25,14
Р у д а	100,00	1,03	2,30	100,00	100,00

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Плаксин И. Н. Избранные труды, т. I, 1970.
2. Абрамов А. А. О причине депрессирующего действия сернистого натрия на флотацию пирита, «Цветные металлы», 1967, № 3.
3. Шафеев Р. Ш. и др. «Цветные металлы», 1970, № 8.
4. Кисляков Г. В. и др. Флотация медно-цинковых и медных руд Урала, 1966.

ტყიბულ-შაორის ქვანახშირის საბადოს დასავლეთ უბნის  
ჰვედა ჰორიზონტების ბახსნისა და მომზადების  
საკითხისათვის

როგორც ცნობილია, ტყიბულ-შაორის ქვანახშირის საბადო იყოფა დასავლეთ, აღმოსავლეთ, სამხრეთ-აღმოსავლეთ, შაორის შუალედურ და ძიროვნის ნახშირშემცველ უბნებად. ეს ორი უკანასკნელი ჯერჯერობით არასამრეწველო უბნებადაა მიჩნეული და წარმოებს მათი დეტალური გეოლოგიური შესწავლა.

საბადოს გეოლოგიური შესწავლის საფუძველზე დადგენილია, რომ აღმოსავლეთი (ლენინის სახ. საშახტო ველი) უბანი წარმოადგენს შაორის საბადოს ნაწილს, რომლის სამხრეთ-აღმოსავლეთ ფრთა ტექტონიკური ზემოქმედებით აწეულია და ფენების დახრის კუთხე ნაქერალის ფერდობისაკენ უფრო დიდია, ვიდრე სიღრმეში.

სამხრეთ-აღმოსავლეთი უბანი (ორჯონიკიძის სახ. საშახტო ველი) აღმოსავლეთ უბნებისაგან განცალკევებულია საბელასურის ნასხლეტით, რომლის ამპლიტუდა 450 მეტრია და დაწეულია ძირს, ამიტომ კავშირი აღმოსავლეთ და სამხრეთ-აღმოსავლეთ უბნების ნახშირის ფენებს შორის ადარ არსებობს და სამხრეთ-აღმოსავლეთი უბანი წარმოდგენილია როგორც ცალკე მდებარე დამოუკიდებელი საბადო.

ძიროვნის ნახშირშემცველი უბანი დასავლეთი (სტალინის სახ. საშახტო ველი) უბნებისაგან გამოყოფილია 100—200 მ ამპლიტუდის მქონე ნასხლეტ-ნაწევით, რომელიც წარმოადგენს დასავლეთისა და ძიროვნის უბნებს შორის პირობით საზღვრებს.

აღმოსავლეთი უბანი დასავლეთი უბნებისაგან განცალკევებულია შუალედური უბნით, რომლის დასავლეთ საზღვრად პირობითად მიჩნეულია 50 მ ამპლიტუდის ნასხლეტი. დასავლეთი უბნის ქვედა საზღვრად მიჩნეული იყო — 400 მ. ჰორიზონტის ფენების

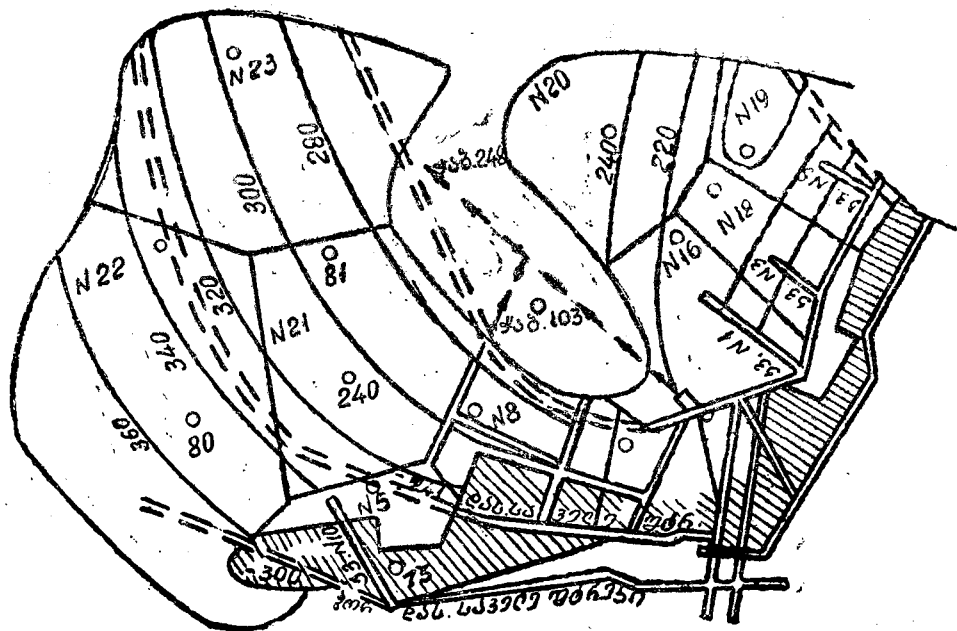
ბალანსური მარაგების საზღვარი და იქმნებოდა შთაბეჭდილება, თითქოს დასავლეთი უბანი წარმოადგენდა დამოუკიდებელ უბანს.

უკანასკნელ წლებში ჩატარებულმა გეოლოგიურ-საძიებო სამუშაოების შედეგებმა დაადასტურეს, რომ დასავლეთი უბნის ნახშირის ფენები გავრცელებულია როგორც ძირიონის მიმართულებით (ჭაბურღილები № 80; 255; 241), ასევე შუალედური უბნისა და მშენებლობაში მყოფი დასავლეთ № 2 საშახტო ველის მიმართულებით (ჭაბურღილები № 77; 102, 84). ცხრაჯვარის რაიონში ნაქერალას ქედის კარნიზზე წარმოებს საკონტროლო ჭაბურღილის გაყვანა და თუ აღნიშნულმა ჭაბურღილმა აჩვენა ამ რაიონში ნახშირის ფენების არსებობა, მაშინ დასავლეთი უბნის აღმოსავლეთი ფრთის ქვედა ჰორიზონტების გახსნისა და დამუშავების საკითხი უნდა გადაიჭრას ან დასავლეთ № 2 საშახტო ველის დამუშავებასთან ერთად, ან მისი დამუშავებისათვის გაყვანილი უნდა იქნას ახალი სავენტილაციო ჭაური.

დასავლეთი უბნის დასავლეთი ფრთის დამუშავებას ისიც ართულებს, რომ ნახშირის ფენების დახრის კუთხე — 400 მ ჰორიზონტის № 5 კვერშლაგის რაიონში (სურ. 1) 35-30°-დან 0°-მდე მცირდება და ნახშირის ფენების საგები გვერდის 200 იზოჰიფსიდან ისევ იმატებს და № 84 ჭაბურღილის რაიონში 18—20° აღწევს. ეს გარემოება კიდევ უფრო ართულებს აღნიშნული ფართის დამუშავების საკითხს, რადგან — 400 მ ჰორიზონტამდე ფენების დამუშავება თუ წარმოებდა ქვესართულების დადმავალი რიგით, არსებული გახსნის სქემით მისი შემობრუნებული ნაწილი უნდა დამუშავდეს აღმავალი რიგით, რაც სამთო დარტყმების მხრივ საშიში ფენების დამუშავებისას მიუღებელია, ამიტომაც, რომ დასავლეთი უბნის დასავლეთი ფრთის დამუშავების საკითხი ცალკე შესწავლის საგანია.

დასავლეთ უბნის დასავლეთ ფრთაზე ნახშირის ფენების ჩაწოლა უფრო მშვიდია და მათი დახრის კუთხე სამხრეთ-აღმოსავლეთიდან ჩრდილოეთისაკენ (360 ჰიზოგიფსიდან 260 ჰიზოგიფსისკენ) 10+12°. მისი დამუშავება შესაძლებელია არსებული დამჭრელი გვირაბების გავრძელებითა და მომზადების ზოგიერთი სქემის შეცვლით.

საერთოდ გეოლოგიურ-საძიებო სამუშაოების შედეგად დასავლეთი შახტის გეოლოგიური მარაგი დაახლოებით 5 მილიონამდე გაიზარდა, რამაც თავის მხრივ გამოიწვია შახტის არსებობის ვადის გაზრდაც.



სურ. 1. ახლადგამოვლინებული უბნის გახსნის და მომზადების ვარიანტები



ქვემოთ მოტანილ 1-ლ ცხრილში ბლოკების მიხედვით მოცემულია დასავლეთ უბნის ცალკეული ფენების დახრის კუთხეები და გეოლოგიური მარაგები.

როგორც მოტანილი ცხრილადან ჩანს, დასავლეთი უბნის დასავლეთი ფრთის № 9; 8; 5; 20; 21 და 23 ბლოკებში (სურ. 1) მოქცეულია დაახლოებით 2 მილიონზე მეტი მარაგი, სადაც ფენების დახრის კუთხე დამრეცია და არ აღემატება 16—19°. ასეთ პირობებში მისი დამუშავება მოითხოვს როგორც გახსნის, ისე მომზადების სქემების შეცვლას; ამასთან დასამუშავებელი ველის მომზადება უნდა მოხდეს რაც შეიძლება მოკლე დროში და მცირე კაპიტალური დაბანდებით.

ამჟამად დასავლეთი შახტის დასავლეთი ფრთის ქვედა ჰორიზონტების მომზადების სურათი ასეთია: —300 მ სავენტილაციო ჰორიზონტის საველე შტრეკი გაყვანილია № 73 ჭაბურღილის რაიონამდე და ამ ჰორიზონტის მომზადება დამთავრებულია № 6; № 8 და № 10 კვერშლავებით. —341 მ ჰორიზონტზე საველე შტრეკი გაყვანილია დაახლოებით 320 მ და მომზადებულია № 2 და № 4 საექსპლოატაციო ველები, ამ ქვესართულს ზევით დამუშავებულია აღნიშნული ველების ყველა ფენი. ამავე ქვესართულზე VI ველის მომზადებისათვის VI ფენაში გაყვანილია 190 მ სიგრძის შტრეკი.

—400 მ ჰორიზონტის საველე საზიდი შტრეკი გაყვანილია 120 მ და ამავე ჰორიზონტზე დაწყებულია VI ფენში საზიდი შტრეკის გაყვანა —341—300 ჰორიზონტზე № 2 და № 4 მომზადებულ ველებში ყველა ფენები გამომუშავებულია და იქმნება შახტის საწარმოო გეგმის შესრულების საფრთხე, ამიტომ დასავლეთი ფრთის უმოკლეს დროში მომზადება შახტისათვის აუცილებელი და უმნიშვნელოვანესი საკითხია.

შახტის შეუფერხებელი მუშაობისათვის და აღნიშნული ფრთის დროული მომზადებისათვის ჩვენ მიერ წარმოდგენილია გახსნისა და მომზადების რამოდენიმე ვარიანტი: პირველი ვარიანტით გათვალისწინებულია პირველ რიგში —341—341 მ ჰორიზონტის № 2 და № 4 საექსპლოატაციო ველებში VI ფენის მომზადება. ამისათვის მიზანშეწონილად მიგვაჩნია —400 მ ჰორიზონტზე VI ფენის საზიდი შტრეკი გაყვანილ იქნას ნახშირის ფენის საგები გვერდის 260 ჰიზოპიტის გასწვრივ (ნახაზზე ნაჩვენებია ისრებით), ამასთან ერთად გაგრძელდეს —400 მ. ჰორიზონტის საზიდი საველე შტრეკი (ნახაზზე ნაჩვენებია პუნქტირით).

—400 მ ჰორიზონტზე VI ფენის შტრეკი, თუ ეს შესაძლებელი იქნა, სასურველია გავიყვანოთ VI ველის საზღვრამდე (აღნიშნული შტრეკის გაყვანა წარმოებს გამყვანი კომბინით) და შუროს საშუალებით შეუერთდეს —341 მ ჰორიზონტის ამავე ფენის შტრეკს. დაჭრილი სამუშაოების დაჩქარების თვალსაზრისით შუროს გაყვანა

ცხრილი 1

№ რივ.	ბლოკის ნომერი	ფენის დახრის კუთხე	ბლოკის ფართობი	ფენის სისქე	ნახშირის მოცულობითი წონა	ბლოკში გეოლოგიური მარაგი
II ფენი						
1	2	3	4	5	6	7
1	11	18	694	1,4	1,4	4,2
2	12	18	3060	3,42	1,4	14,7
3	12	18	7895	3,42	1,4	37,8
4	13	16	28496	2,45	1,4	97,7
5	14	20	213	2,31	1,4	0,7
6	14	20	20429	2,31	1,4	66,1
7	15	10	675	3,30	1,4	3,1
8	15	10	24194	2,76	1,4	93,4
9	16	16	6625	2,85	1,4	46,3
10	16	16	14009	2,36	1,4	46,3
11	17	16	62691	1,03	1,4	90,4
12	18	16	68640	2,18	1,4	209,5
13	19	12	88393	1,05	1,4	128,9

ს უ ლ

820,2

III ფენი

1	2	3	4	5	6	7
1	6	16	3819	2,27	1,4	11,5
2	7	16	7405	2,14	1,4	22,2
3	8	16	10192	1,92	1,4	27,4
4	8	16	21507	1,66	1,4	50,0
5	9	16	11856	3,16	1,4	52,4
6	9	16	18096	2,37	1,4	60,3
7	18	16	5928	3,65	1,4	30,3
8	18	16	11918	3,13	1,4	52,2
9	19	14	88044	1,72	1,4	212,0
10	20	18	51510	1,09	1,4	78,6
11	21	11	79091	1,13	1,4	125,1

ს უ ლ

710,2

## IV ფენი

1		3	4	5	6	7
1	6	16	2028	3,62	1,4	10,3
2	7	16	10067	3,09	1,4	43,5
3	7	16	29910	2,85	1,4	119,3
4	8	12	15218	3,23	1,4	68,8
5	13	12	14076	3,41	1,4	67,2
6	13	12	22399	2,68	1,4	84,0
7	14	34	97	3,87	1,4	0,5
8	15	12	3835	3,30	1,4	17,7
9	19	12	5145	3,75	1,4	27,0
10	19	12	18442	2,96	1,4	76,0
11	20	18	7644	2,16	1,4	23,1
12	21	16	82867	1,46	1,4	169,4
13	22	11	802333	1,53	1,4	171,9
14	23	12	100414	1,86	1,4	265,7
15	24	16	38160	1,87	1,4	99,9

ს უ ლ

1244,7

## VI ფენი

1	2	3	4	5	6	7
1	5	16	10982	1,05	1,4	16,1
2	8	14	8228	1,67	1,4	19,9
3	8	14	20559	1,46	1,4	42,0
4	9	17	1417	2,92	1,4	6,0
5	9	17	13692	2,41	1,4	46,2
6	11	27	3674	2,11	1,4	10,8
7	11	27	11066	2,11	1,4	32,7
8	16	14	4079	4,10	1,4	23,4
9	16	14	34855	3,28	1,4	160,0
10	18	25	17202	3,04	1,4	73,6
11	18	25	23760	3,04	1,4	101,1
12	19	25	6600	4,14	1,4	38,2
13	19	25	17556	3,13	1,4	76,9
14	20	19	31885	1,13	1,4	50,4
15	21	11	73930	1,83	1,4	189,4
16	22	10	103754	1,77	1,4	257,1
17	23	14	87468	1,64	1,4	200,8

ს უ ლ

1344,6

შეიძლება მოხდეს ზევიდან ქვევით, რადგან ამ რაიონში ფენის დახრის კუთხე 8—10° და თავისუფლად შეიძლება მონგრეული ნახ-

შირის ტრანსპორტირება კონვეიერით—ქვევიდან ზევით ზიდვა (შუროს გაყვანის მიმართულება ნაჩვენებია ისრებით).

გადახსნის აღნიშნული ვარიანტის შესრულებით მხოლოდ VI ფენში მომზადდება დაახლოებით 67299 მ<sup>3</sup> ფართობი 150 ათასი ტონა გეოლოგიური მარაგით. VI ფენში ნახშირის მოპოვება უნდა ვაწარმოოთ მხოლოდ ჰიდრაულიკური ვსების გამოყენებით, რადგან თავიდან იქნეს აცილებული ზედამდებარე ფენებში მუშაობის გართულებანი. აღნიშნული მარაგის გამოიმუშავების პერიოდში (3—4 თვე) შახტა შესძლებს —341 და 400 მ სავენტილაციო და საზიდი საველე შტრეკების წინწაწევას და ამ ქვესართულზე დანარჩენი ფენების მომზადებას. —341—400 მ ჰორიზონტზე № 2 და № 4 საექსპლოატაციო ველები შეიძლება მომზადდეს —400 მ ჰორიზონტის საზიდი საველე შტრეკების 100 მ წინწაწევის შემდეგ, საველე შტრეკიდან —341 მ ჰორიზონტის № 4 კვერშლაგამდე დახრილი კვერშლაგის გაყვანით (ნახაზზე გეზენკის კვერშლაგთან შეერთება ნაჩვენებია პლუსის ნიშნით). გახსნის აღნიშნული სქემის დროს № 2 და № 4 ველებში მომზადდება ყველა ფენა.

—341 და 400 მ ჰორიზონტის სავენტილაციო და საზიდი საველე შტრეკების გაყვანის მიმართულება ნახაზზე ნაჩვენებია ჰუნქტირით და შესაბამისად ემთხვევა ფენის საგები გვერდის 340 და 280 ჰიზოჰიფსების მიმართულებას. საველე შტრეკებიდან ფენების გადახსნა შეიძლება როგორც კვერშლაგებით, ასევე კომბინირებულად — კვერშლაგებითა და ამ უკანასკნელებიდან გეზენკების გაყვანით.

მომზადების აღნიშნული ვარიანტით დასავლეთ შახტის დასავლეთ ფრთაზე მომზადდება მარაგები მხოლოდ —341 მ ჰორიზონტს ქვევით. ზედა ნაწილი, სადაც თითქმის 500 ათასი ტონაზე მეტი მარაგია, შეიძლება მოვამზადოთ ორი ვარიანტით.

I ვარიანტით —341 მ. ჰორიზონტის ზედამდებარე მარაგები შეიძლება მოვამზადოთ საველე შტრეკიდან გაყვანილი გეზენკებითა და უშუალოდ ფენებში მიცემული ბრემსბერგებით, ხოლო მისი ნაწილი —300—341 მ ჰორიზონტის № 8 და № 10 კვერშლაგების რაიონში შეიძლება დამუშავდეს გახსნის არსებული სქემით — 300 მ ჰორიზონტის სავენტილაციო ჰორიზონტად გამოყენებით.

II ვარიანტით — 341 მ ჰორიზონტის ზედამდებარე მაგრაგების დამუშავებისათვის საჭიროა —300 მ ჰორიზონტის სავენტილაციო

საველე შტრეკის VI ფენის ბალანსური მარაგების საზღვრამდე გაყვანა და მათი მომზადება შახტზე მიღებული სქემით.

გახსნისა და მომზადების მოცემული ვარიანტების ცხოვრებაში გატარებით შახტი შეინარჩუნებს საწარმოო გეგმის შესრულების რეალურ პირობებს და ამავე დროს დააჩქარებს —341—400 და 300 მ ჰორიზონტის საველე შტრეკების გაყვანისა და დაჭრითი სამუშაოების გაშლას.

К. А. ЗАРНАДЗЕ, Б. Д. ДЕМЕТРАДЗЕ

## К ВОПРОСУ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ ЗАПАДНОГО УЧАСТКА ТКИБУЛИ-ШАОРСКОГО КАМЕННОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

### Резюме

Балансовые геологические запасы шахты «Западная» по состоянию на 1 января 1973 года составляли 682 тыс. тонн, которые располагаются ниже горизонта-300 метров. В связи с исчерпанием запасов на западном участке, был составлен проект освоения западной части Шаорской площади шахтой «Западная-2» с использованием сооружений и коммуникаций шахты «Западная».

В настоящее время шахта «Западная-2» находится в строительстве и освоение проектной мощности предусмотрено после отработки запасов участка западного.

Однако, разведочными работами на западном участке выявлены новые запасы до 5.000.000 тонн, чем и обеспечивается продление срока существования шахты «Западная». В связи с этим рассматриваются варианты вскрытия и подготовки вновь выявленных запасов западного участка Ткибули-Шаорского каменноугольного месторождения.

---

В. Т. ГЛУШКО, С. П. ГАВЕЛЯ, И. Д. ДЖАНДЖГАВА,  
В. П. СКРИПНИК

## ОБ ОДНОМ СПОСОБЕ УЧЕТА НАРУШЕНИЯ СПЛОШНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАСЧЕТЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОКРЕСТНОСТИ ВЫРАБОТКИ

При концентрации напряжений вблизи выработки в горном массиве часто достигается (и превосходится) предел прочности материала. Возникает область разрушенных пород, что вносит существенные искажения в общую картину напряженно-деформированного состояния массива. В целях учета этих искажений наиболее часто используют, например, упруго-пластический расчет. Как известно, степень разрушенности массива с удалением от контура выработки затухает. В настоящей работе сделана попытка учесть затухающую трещиноватость горного массива за счет специального выбора так называемой функции сцепления.

Ниже приводятся результаты упруго-пластического расчета для условия пластичности Кеттера. По сравнению с результатами работ [1]—[3] рассмотрены также случаи неосесимметрического деформирования массива.

Общую схему упруго-пластического расчета можно изложить следующим образом. В качестве расчетной модели принимают область  $D$ , ограниченную двумя концентрическими окружностями радиусов  $R_1$  и  $R_2$ . При этом предполагается, что радиус  $R_1$  круговой выработки достаточно мал по сравнению с радиусом  $R_2$ .

Считая справедливым в пластической области условие текучести Кеттера, находят упруго-пластическое распределение напряжений в области  $D$  плоскостиг  $r\theta$  с круговым отверстием  $\Gamma$ , на котором заданы напряжения

$$\begin{aligned}\sigma_r|_{r=R_1} &= B + \alpha_1 \cos 2\theta; \\ \tau_{r\theta}|_{r=R_1} &= \alpha_2 \sin 2\theta,\end{aligned}\quad (1)$$

а на границе  $r=R_2$  действуют такие усилия

$$\begin{aligned}\sigma_r|_{r=R_2} &= A + \varepsilon_1 \cos 2\theta; \\ \tau_{r\theta}|_{r=R_2} &= \varepsilon_2 \sin 2\theta,\end{aligned}\quad (2)$$

что вокруг  $\Gamma$  возникает пластическая зона — область  $G$  с границей  $\Gamma+L$ , целиком охватывающая отверстие  $\Gamma$ .

При этом граница  $L$  между упругой и пластической областями подлежит определению.

Вначале рассматривают задачу об определении напряжений в пластической области  $\Gamma+G+L$ . Она состоит в нахождении функций  $\sigma_r^p$ ,  $\sigma_\theta^p$ ,  $\tau_{r\theta}^p$ , удовлетворяющих: уравнениям равновесия

$$\begin{aligned}\frac{\partial \sigma_r}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial \tau_{r\theta}}{\partial \theta} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} &= 0; \\ \frac{\partial \tau_{r\theta}}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial \sigma_\theta}{\partial \theta} + \frac{2\tau_{r\theta}}{r} &= 0;\end{aligned}\quad (3)$$

условию пластичности

$$(\sigma_\theta - \sigma_r)^2 + 4\tau_{r\theta}^2 = \sin^2 p(r)(\sigma_r + \sigma_\theta + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p(r))^2, \quad (4)$$

где  $K(r, \theta)$  и  $p(r)$  — функции, характеризующие изменение коэффициента сцепления и угла внутреннего трения массива горных пород в зоне неупругих деформаций [4], и условиям (1) на границе  $\Gamma$ .

Изменение угла внутреннего трения в пластической зоне оказывает меньшее влияние на напряженно-деформированное состояние массива, чем изменение коэффициента сцепления. Поэтому естественно попытаться учесть влияние изменения характера трещиноватости внутри зоны, полагая, что  $p(r) = p_0 = \text{const}$ , а функция сцепления

$$K(r, \theta) = K_0 - K e^{-\lambda(r-R_1)} + \mu K_1 e^{-\lambda(r-R_1)} \cos 2\theta. \quad (5)$$

Здесь  $K_0$ ,  $p_0$  — коэффициенты кривой Мора, описывающей прочностные свойства ненарушенного массива,  $r_L$  — значение пе-

ременной  $r$  на границе между упругой и пластической областями,  $K_1$ —значение функции сцепления на контуре выработки,  $\lambda$ —параметр, характеризующий степень трещиноватости.

При решении задачи (1) для уравнений (3), (4) обычно вводят функцию напряжений  $\Phi(r, \theta)$  с помощью выражений

$$\begin{aligned}\sigma_r &= \frac{1}{r} \frac{\partial \Phi}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 \Phi}{\partial \theta^2}; \\ \sigma_\theta &= \frac{\partial^2 \Phi}{\partial r^2}; \\ \tau_{r\theta} &= \frac{1}{r^2} \frac{\partial \Phi}{\partial \theta} - \frac{1}{r} \frac{\partial^2 \Phi}{\partial r \partial \theta},\end{aligned}\quad (6)$$

которые обеспечивают удовлетворение уравнениям (3). Условие пластичности (4) с учетом (6) записывается в виде

$$\begin{aligned}& \frac{\partial^2 \Phi}{\partial r^2} - \frac{1+\sin p}{1-\sin p} \left( \frac{1}{r} \frac{\partial \Phi}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 \Phi}{\partial \theta^2} \right) = \\ &= \frac{2 \cos p}{1-\sin p} K(r, \theta) - \frac{\sin p}{1-\sin p} (\sigma_r + \sigma_\theta + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p) + \\ &+ \frac{1}{1-\sin p} \sqrt{(\sigma_r + \sigma_\theta + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p)^2 \sin^2 p + 4\tau_{r\theta}^2}.\end{aligned}\quad (7)$$

Отклонение от осесимметричного случая нагружения внутреннего контура можно учесть с помощью следующей итерационной схемы:

$$\begin{aligned}& \frac{\partial^2 \Phi^{(i)}}{\partial r^2} - \frac{1+\sin p}{1-\sin p} \left( \frac{1}{r} \frac{\partial \Phi^{(i)}}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 \Phi^{(i)}}{\partial \theta^2} \right) = \\ &= \frac{2 \cos p}{1-\sin p} K(r, \theta) - \frac{\sin p}{1-\sin p} (\sigma_r^{(i-1)} + \sigma_\theta^{(i-1)} + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p) + \\ &+ \frac{1}{1-\sin p} \sqrt{(\sigma_r^{(i-1)} + \sigma_\theta^{(i-1)} + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p)^2 \sin^2 p + 4\tau_{r\theta}^{2(i-1)}}.\end{aligned}\quad (8)$$

Если представить

$$\Phi(r, \theta) = \sum_{m=0, 2, \dots} \Phi_m(r) \cos m\theta,$$



то уравнение (8) принимает вид

$$\sum_{m=0, 2, \dots} \left[ \frac{d^2 \Phi_m^{(i)}}{dr^2} - \frac{1 + \sin p}{1 - \sin p} \left( \frac{1}{r} \frac{d\Phi_m^{(i)}}{dr} + \frac{m^2}{r^2} \Phi_m^{(i)} \right) \right] \cos m\theta =$$

$$= \sum_{m=0, 2, \dots} f_m^{(i-1)}(r) \cos m\theta,$$

где

$$\sum_{m=0, 2, \dots} f_m^{(i-1)}(r) \cos m\theta = \frac{2 \cos p}{1 - \sin p} K(r, \theta) -$$

$$- \frac{\sin}{1 - \sin p} (\sigma_r^{(i-1)} + \sigma_\theta^{(i-1)} + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p) +$$

$$+ \frac{1}{1 - \sin p} \sqrt{(\sigma_r^{(i-1)} + \sigma_\theta^{(i-1)} + 2K(r, \theta) \operatorname{ctg} p)^2 \sin^2 p + 4\tau_{r\theta}^{2(i-1)}}.$$

Вычисление коэффициентов  $f_m^{(i)}$  весьма просто реализуется на ЭВМ с помощью приема, применявшегося в [5].

Граничные условия (1) запишутся

$$\left\{ \sum_{m=0, 2, \dots} \left[ \frac{1}{r} \frac{d\Phi_m^{(i)}}{dr} - \frac{m^2}{r^2} \Phi_m^{(i)} \right] \cos m\theta \right\} \Big|_{r=R_1} = B + \alpha_1 \cos 2\theta;$$

$$\left\{ \sum_{m=0, 2, \dots} \left[ \frac{m}{r} \frac{d\Phi_m^{(i)}}{dr} - \frac{m}{r^2} \Phi_m^{(i)} \right] \sin m\theta \right\} \Big|_{r=R_1} = \alpha_2 \sin 2\theta.$$

Для  $m=0$  и  $m=2$  получаются итерационные задачи

$$\frac{d^2 \Phi_0^{(i)}}{dr^2} - \frac{1 + \sin p}{1 - \sin p} \frac{1}{r} \frac{d\Phi_0^{(i)}}{dr} = f_0^{(i-1)};$$

$$\left[ \frac{1}{r} \frac{d\Phi_0^{(i)}}{dr} \right] \Big|_{r=R_1} = B$$

и

$$\frac{d^2 \Phi_2^{(i)}}{dr^2} - \frac{1 + \sin p}{1 - \sin p} \left[ \frac{1}{r} \frac{d\Phi_2^{(i)}}{dr} + \frac{4}{r^2} \Phi_2^{(i)} \right] = f_2^{(i-1)};$$

$$\left[ \frac{1}{r} \frac{d\Phi_2^{(i)}}{dr} - \frac{4}{r^2} \Phi_2^{(i)} \right] \Big|_{r=R_1} = \alpha_1;$$

$$\left[ \frac{2}{r} \frac{d\Phi_2^{(i)}}{dr} - \frac{2}{r^2} \Phi_2^{(i)} \right] \Big|_{r=R_1} = \alpha_2;$$

(для получения удовлетворительной точности в приведенных далее примерах оказалось достаточным удержание лишь гармоник  $m=0$  и  $m=2$ ). В нулевом приближении в правой части (8) принимается  $\tau_{r\theta}=0$ . В последующих приближениях правая часть уравнения (8) вычисляется по предыдущему приближению.

Далее переходят к решению задачи об определении напряжений в упругой области. В этом случае функция напряжений  $\Phi(r, \theta)$  должна удовлетворять уравнению

$$\Delta\Delta\Phi = 0. \quad (10)$$

Общее решение уравнения (10) для данного случая нагружения (2) будет иметь вид

$$\Phi(r, \theta) = C_1 r^2 + C_2 \ln r + C_7 + \left( C_3 + C_4 r^2 + \frac{C_5}{r^2} + C_6 r^4 \right) \cos 2\theta,$$

где произвольные постоянные  $C_1, C_2, C_3, C_4, C_5, C_6$  и неизвестная граница  $L$  между упругой и пластической областями определяются из граничных условий и условий непрерывности напряжений на  $L$

$$\begin{aligned} \sigma_r^p \Big|_{r=r_L} &= \sigma_r^y \Big|_{r=r_L}; & \sigma_\theta^p \Big|_{r=r_L} &= \sigma_\theta^y \Big|_{r=r_L}; \\ \tau_{r\theta}^p \Big|_{r=r_L} &= \tau_{r\theta}^y \Big|_{r=r_L}. \end{aligned}$$

В данном случае границей служит эллипс

$$r_L^2 = \frac{a^2 b^2}{a^2 \sin^2 \theta + b^2 \cos^2 \theta}.$$

Полуоси  $a$  и  $b$  подбираются так, чтобы удовлетворялось условие

$$\sigma_\theta^p \Big|_{r=r_L} = \sigma_\theta^y \Big|_{r=r_L}.$$

Для определения смещений в упругой области используются формулы Коши. Смещения в области неупругих деформаций можно определить из уравнений Генки, в которых деформации предварительно следует выразить через смещения.

Результаты расчета, выполненного по изложенной схеме, приведены на рис. 1. При этом на рис. 1а, 1б, 1в изображены

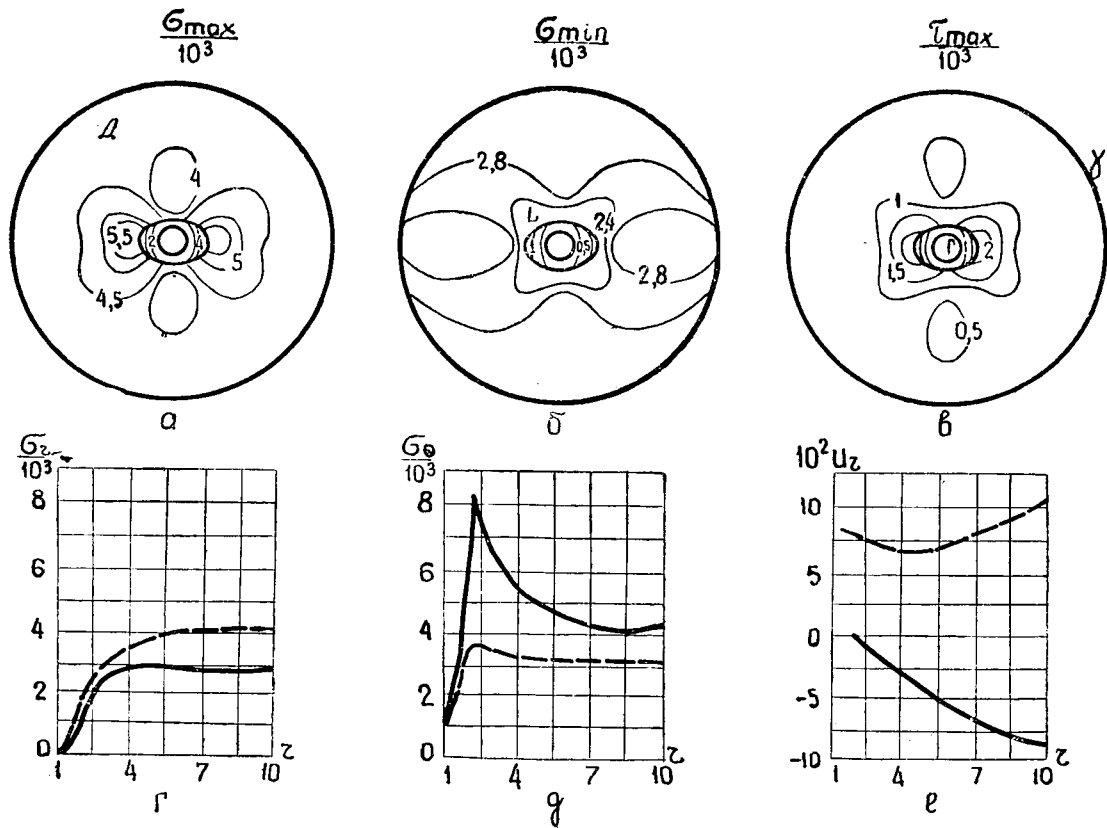


Рис. 1

$\sigma_{\max}$ ,  $\sigma_{\min}$  и  $\tau_{\max}$  соответственно. Изменение  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  вдоль оси  $r$  при  $\theta=0$  (сплошная линия) и  $\theta = \frac{\pi}{2}$  (штриховая линия) показано на рис. 1 г и 1 д соответственно. На рис. 1 е даны смещения горного массива вдоль осей  $\theta=0$  (сплошная линия) и  $\theta = \frac{\pi}{2}$  (штриховая линия).

Таким образом, разработанный алгоритм можно использовать для выяснения условий, при которых возможно получение достоверных результатов с помощью изложенного выше приема введения эмпирических элементов (функции сцепления) в схему упругопластического расчета.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Глушко В. Т., Виноградов В. В., Тогобицкая Д. Н. Исследования деформаций горных выработок с учетом изменения прочностных параметров пород. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1972, № 3.
  2. Глушко В. Т., Виноградов В. В. До визначення напружено-деформованого стану масиву поблизу гірничої виробки. ДАН УРСР, 1971, № 4.
  3. Протосеня А. Г. Упруго-пластическое распределение напряжений возле кругового отверстия для пластически неоднородной среды. Прикладная механика, т. VIII, в. 2, 1972.
  4. Соколовский В. В. Статика сыпучей среды. Изд-во АН СССР, 1942.
  5. Гавеля С. П., Скрипник В. П. К исследованию деформированного состояния тонких оболочек при конечных прогибах. Прикладная механика, т. VIII, в. 10, 1971.
-

А. С. МИКЕЛАДЗЕ, Д. М. ДОБОРДЖИНИДЗЕ  
Г. Н. ГИОРГОБИАНИ, Н. С. ХОНЕЛИДЗЕ

## ЭФФЕКТИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТА «ТОЛСТОГО» В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «ВОСТОЧНАЯ-2» ТКИБУЛИ-ШАОРСКОГО КАМЕННОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Вопросы изыскания эффективной технологии разработки пласта «Толстого» в условиях шахты «Восточная—2» имеет важное практическое значение. Самый верхний горизонт +275 м +175 м шахтного поля, как известно, вскрыт и подготовлен и в настоящее время ведутся работы по подготовке выемочных полей № 1 и № 2 данного горизонта. В частности, пройдены полевые скаты № 1 и № 2, подэтажные квершлагги гор. +275 м и +240 м с указанных скатов и ведутся работы по проведению подэтажных выемочных штреков.

Рабочими в пределах данного горизонта являются пласты II, 7/4, III, и IV. Их мощности соответственно колеблются в пределах: общая — 3,6—7,6 м, полезная — 2,5—5,8 м, 1,8—3,5 м (1,4—2,8 м), 5,0—7,0 м (4,10—6,40 м) и 7,8—13,0 м (6,2—10,8 м). Угол наклона пластов составляет около 40°.

Этаж по простиранию разделяется на односторонние выемочные поля размерами по простиранию 125 м, разрабатываемые на передовые участковые скаты (квершлагги). Отработка защитного пласта II предусмотрено осуществить двумя наклонными слоями с обрушением на общие выемочные штреки, проводимые у почвы пласта. Очистной забой верхнего слоя будет опережать забой нижнего слоя на 25—30 м.

Последующие пласты будут разрабатываться в нисходящем порядке с полной гидравлической закладкой выработанного пространства. При этом, слои в пластах будут разрабатываться в восходящем порядке на самостоятельные слоевые штреки.

После отработки защитного пласта в пределах подэтажей будут разрабатываться остальные пласты, сперва на одном, а затем на другом подэтажах.

Описанная технология разработки выемочных полей и пластов в условиях шахты «Восточная-2» имеет ряд существенных недостатков, с которыми нельзя не считаться. Перечислим главные из них:

1. Отработка защитного пласта двумя наклонными слоями с обрушением нецелесообразна и даже вредна с точки зрения опасных концентраций горного давления по контуру выработанного пространства и значительных обнажений верхних песчаников, залегающих на расстоянии 10–18 м в кровле защитного пласта II. Это может вызвать интенсивные деформации краевых частей угольных целиков, особенно нависающей части угольного целика между шахтными полями им. В. И. Ленина и «Восточная-2» и опасные проявления горного давления в виде горных ударов и внезапных выбросов угля и газа.

По мере отработки защитного пласта, а также деформации и раздавливания краевой части упомянутого выше целика, возрастут площадь зависания верхних песчаников и опасность внезапных их обрушений, которые могут вызвать ударные нагрузки на угленосную толщу и мгновенные разрушения расположенных в них выработок (рис. 1).

2. Крайне осложняются условия проведения и, особенно, поддержания слоевых штреков. Так например, все выемочные штреки защитного пласта будут испытывать влияние зоны опорного давления впереди забоя лавы верхнего слоя, которая может распространяться на протяжении 60–80 м. Поддержание указанных штреков особенно осложнится на участке между очистными забоями смежных слоев защитного пласта. Коренные штреки на этом участке, из-за интенсивных стрессовых напряжений со стороны угольного массива, будут испытывать интенсивное поддувание почвы и разрушение боков со стороны массива. Вентиляционные же штреки окажутся в боковой зоне повышенного горного давления, что может полностью задавить эти выработки и, таким образом, оставить очистной забой нижнего слоя без второго выхода. Нетрудно заметить, что интенсивные напряжения и деформации будут испытывать все слоевые вентиляционные штреки последующих пластов данного подэтажа, а также защитного пласта нижних подэтажей, уже в процессе их проведения, т. к. они окажутся в боковых зонах повышенного горного давления.

3. Отработка защитного пласта с обрушением, из-за упомянутых в п. I причин, будет вызывать значительное увеличение ширины междушахтного (барьерного) целика и, следовательно, консервацию значительных запасов угля в указанном целике, которые безвозвратно будут теряться. Ориен-

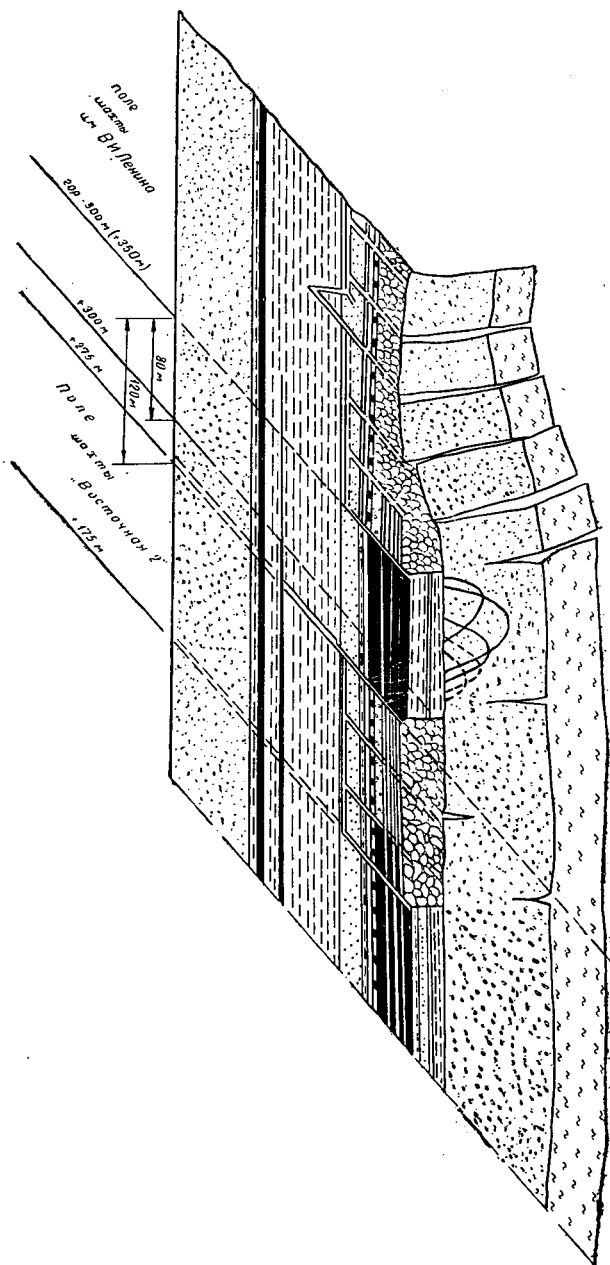


Рис. 1. Схема взаимовлияния горных работ шахт «Восточная-2» и им. В. И. Ленина.

тировочные расчеты показывают, что между гор. — 300 м шахты им. В. И. Ленина и гор. +275 м шахты «Восточная-2» заключены более 5 млн. т угля. При отработке защитного пласта в пределах шахты «Восточная-2» с обрушением все эти запасы в конечном итоге безвозвратно будут теряться. При отработке же этого пласта с полной гидравлической закладкой значительная часть указанных запасов будут извлекаться. Это очевидно значительно увеличит промышленные запасы поля шахты им. В. И. Ленина, продлит срок ее существования и резко снизит тот экономический ущерб, который будет наноситься производству потерями.

В связи с выше изложенным, предполагаем, что все пласты угольной толщи, включая защитный, в пределах шахты «Восточная-2» должны быть отработаны с полной гидравлической закладкой выработанного пространства.

При этом, с целью обеспечения максимального эффекта отработки пластов (слоев) предотвращения опасных концентраций напряжений массивов и различных динамических явлений (горных ударов, внезапных высыпаний и вывалов угольной массы и др.) предлагается выбрать наиболее оптимальный порядок отработки пластов (слоев) в толще и максимально использовать защитную выемку.

В силу специфических условий отработки самого верхнего этажа шахты «Восточная-2» (наклонное залегание угольной толщи, наличие над разрабатываемым пластом нетронутого угольного массива, вскрытие и подготовка выемочных полей горизонтальными квершлагами и др.), очевидно, при надработке угольной толщи не обеспечится защита верхней части этажа (рис. 2 а, заштрихованная площадь). При подработке же угольной толщи, наоборот, незащищенной окажется нижняя часть этажа. Таким образом, при отработке угольной толщи защитными слоями одновременно у кровли и почвы может быть достигнута полная защита остальных пластов (слоев) угольной толщи и, следовательно, их отработка без проведения дополнительных мероприятий по предупреждению горных ударов.

Для достижения этих же целей может быть выбрана другая схема отработки угольной толщи, а именно, одновременно отработать защитные слои: наклонный (у кровли или у почвы) и горизонтальный или поперечно-наклонный (на всю мощность толщи на вентиляционном или откаточном горизонте), разумеется с полной закладкой выработанного пространства.



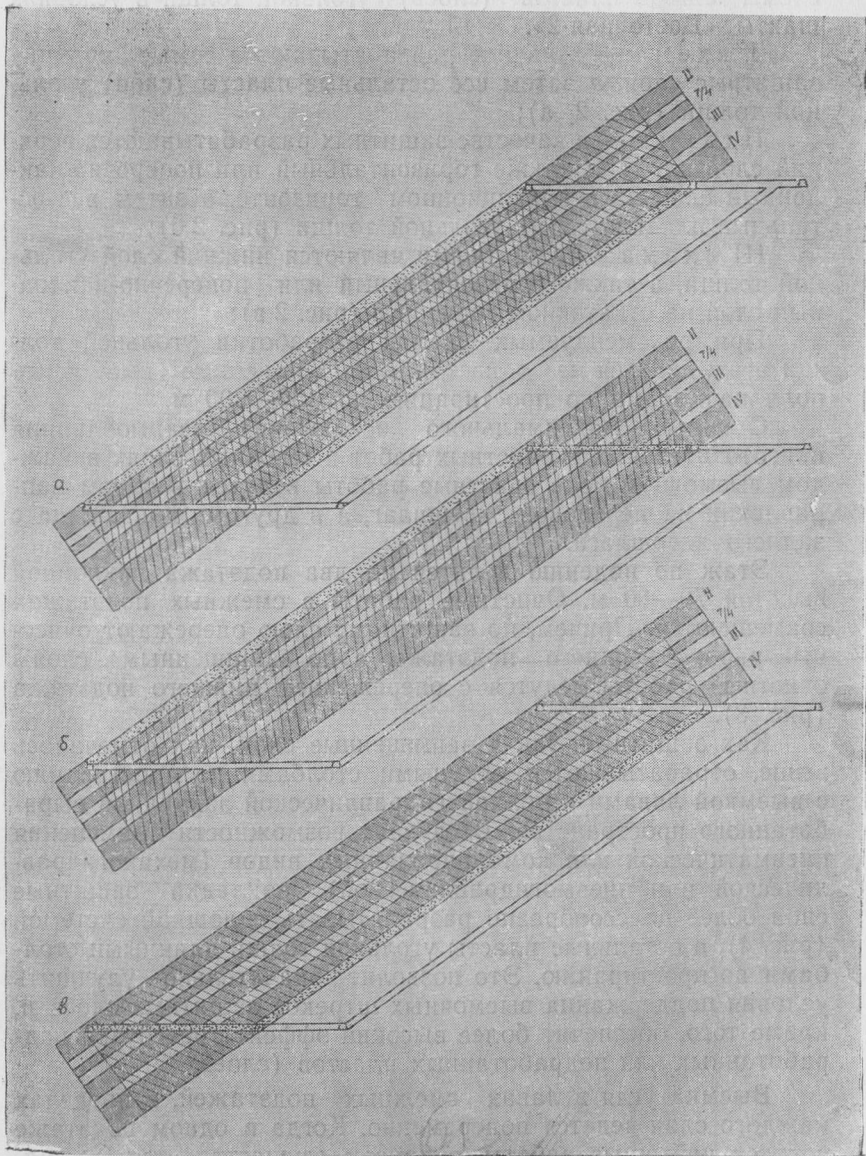


Рис. 2. Схемы защиты пластов угольной толщй.

Исходя из изложенного, рекомендуются три возможные схемы защиты пластов (слоев) угольной толщи в условиях шахты «Восточная-2».

I схема — в начале разрабатываются самые крайние защитные слои, а затем все остальные пласты (слои) угольной толщи (рис. 2, а);

II схема — в качестве защитных разрабатываются верхний слой пл. II, а также горизонтальный или поперечно-наклонный слой на вентиляционном горизонте, а затем все остальные пласты (слои) угольной толщи (рис. 2 б);

III схема — защитными являются нижний слой угольной толщи, а также горизонтальный или поперечно-наклонный слой на откаточном горизонте (рис. 2 в);

При рекомендуемых схемах разработки угольной толщи этаж делится на односторонние спаренные выемочные поля размерами по простиранию до 150—200 м.

С целью максимального исключения взаимовлияния подготовительных и очистных работ в смежных слоях в каждом выемочном поле очистные работы ведутся в одном направлении на передовой квершлаг, а в другом подготовка с заднего квершлага.

Этаж по падению делится на два подэтажа наклонной высотой 70—80 м. Очистные работы в смежных подэтажах совмещаются. Причем, по защитному слою опережают очистные работы верхнего подэтажа, а по защищенным слоям очистные работы ведутся с опережением нижнего подэтажа (рис. 3).

Как защитные, так и защищенные слои, как отмечалось выше, отрабатываются длинными столбами по простиранию с выемкой лавами и полной гидравлической закладкой выработанного пространства. В случаях возможности применения пневматической или комбинированных видов (механогидравлической или пневмогидравлической) закладки защитные слои более целесообразно разрабатывать сплошной системой (рис. 4), а остальные пласты угольной толщи длинными столбами по простиранию. Это позволит значительно улучшить условия поддержания выемочных штреков защитных слоев и, кроме того, обеспечит более высокий эффект разгрузки надработанных или подработанных пластов (слоев).

Выемка угля в лавах смежных подэтажей, в пределах каждого слоя ведется попеременно. Когда в одном подэтаже ведутся добычные работы, в другом осуществляется закладка и наоборот.

Отбойка угля в лавах наклонных слоев производится комбайнами УКР—К. В горизонтальных и поперечно-наклон-

*Верхний защитный слой*

*подработанные слои*

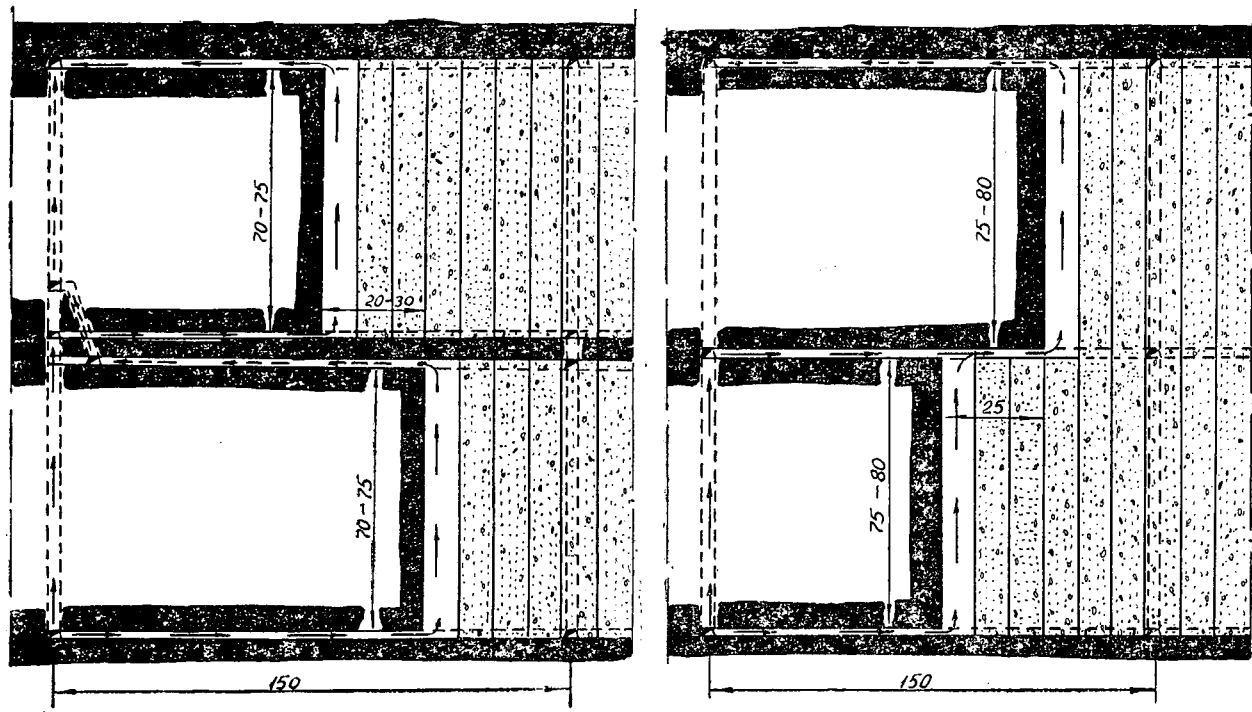


Рис. 3. Схемы отработки защитного и защищенного слоев системой разработки длинными столбами по простиранию с выемкой лавами и гидрозакладкой.

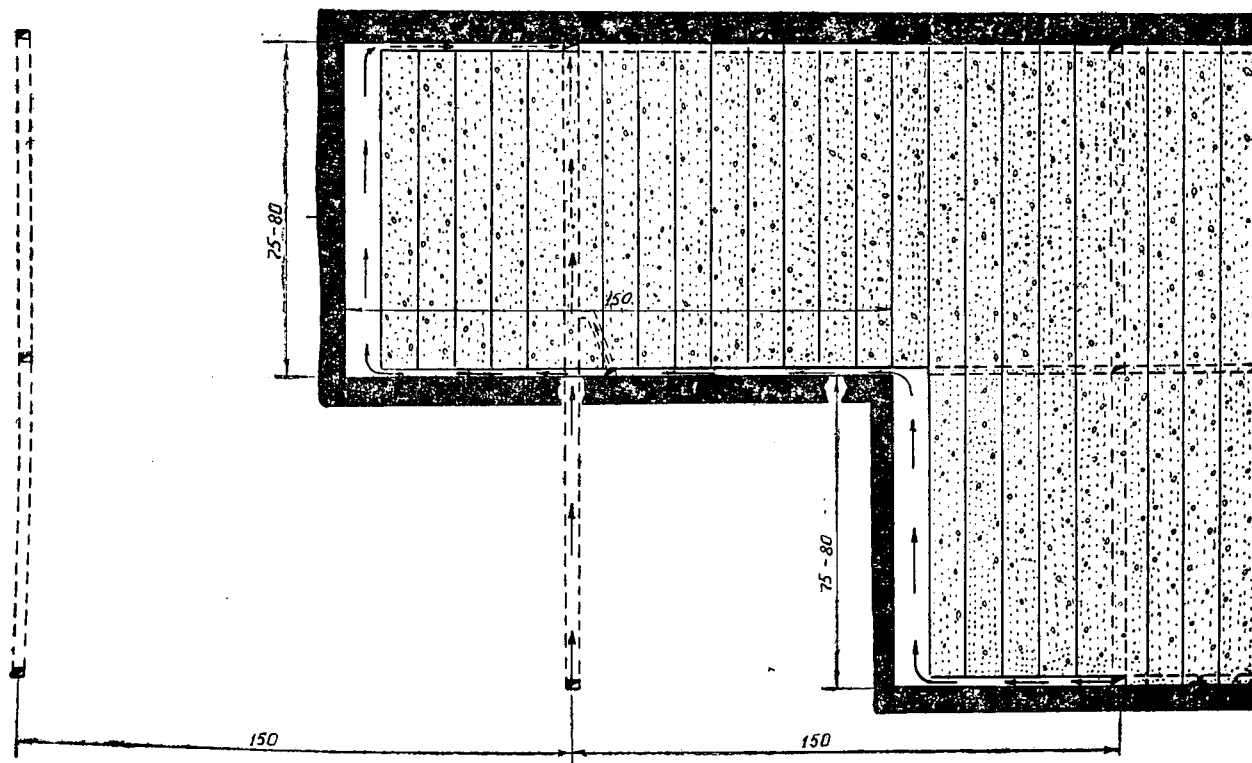


Рис. 4. Схемы отработки защитного слоя сплошной системой разработки с пневмозакладкой, а защищенных слоев — длинными столбами по простиранию с выемкой лавами и гидрозакладкой.

ных слоях горная масса (уголь, липтобиолиты и углистые сланцы) отбиваются с помощью буровзрывных работ.

Отбитый уголь по наклонным и поперечно-наклонным слоям доставляется собственным весом по решеткам, уложенным вдоль забоя лавы, по горизонтальному слою уголь доставляется с помощью конвейеров.

Призабойное пространство крепится деревянными стойками. Комплект забойщицкого крепления состоит из трех стоек, распираемых между обалолами у кровли и почвы пласта. Так как работы ведутся с полной гидравлической закладкой выработанного пространства между выемочными полями угольные предохранительные (барьерные) целики не оставляются.

При описанных выше схемах разработка пластов и слоев в защищенных зонах может производиться без применения дополнительных мероприятий по предотвращению горных ударов. При разработке защитных пластов (слоев) необходимы дополнительные мероприятия по приведению угля в неудароопасное состояние, например, путем нагнетания воды через шпурь или скважины.

Приведенные выше рекомендации позволят максимально обезопасить работы по отработке пластов в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях шахты «Восточная-2», улучшить условия проведения и поддержания горно-подготовительных работ, создать максимальный эффект защиты удароопасных пластов и значительно повысят основные технико-экономические показатели работ.

---

## СОДЕРЖАНИЕ

А. С. Микеладзе, У. Н. Кавташвили, К. А. Меликидзе, Т. В. Каландадзе, Г. В. Галдава. Пути совершенствования систем разработки мощных угольных пластов IV угленосной площади Ткварчельского месторождения . . . . .	5
А. С. Микеладзе, Г. Д. Кукуладзе, К. А. Меликидзе. Исследование напряженного состояния массива вокруг выработок в слоистых породах при нарушенном залегании пластов на моделях из эквивалентных материалов . . . . .	13
К. С. Кучухидзе. Особенности разработки мощных удароопасных пластов на глубоких горизонтах в условиях Ткибульской шахты Восточная-2 . . . . .	19
И. И. Зурабишвили, В. А. Каландадзе, Т. А. Гуро, П. П. Рамишвили, Г. С. Джапаридзе, Д. Г. Капанадзе, Ю. Г. Абзианидзе. Исследование технологии выемки карбонатной руды из ранее отработанных полей Чиатурского месторождения . . . . .	30
И. И. Зурабишвили, А. Ф. Кикабидзе. Оптимизация технологии выемки марганцевых руд при системе разработки лавами . . . . .	38
О. Д. Карбелашвили. Экономическая оценка систем разработки при выборе их для жильных месторождений . . . . .	45
О. Д. Карбелашвили, Г. П. Табатадзе. К вопросу определения производительности эксплуатационного блока и системы разработки по добыче руды . . . . .	58
Ш. В. Қанашвили. Оптимальная длина секции при системе разработки «секционный магазин-закладка» в условиях Квайсинского полиметаллического месторождения . . . . .	69
Т. П. Муджири, Ш. В. Қанашвили, Г. М. Қетиладзе, А. Г. Рехвиашвили, П. Ш. Амашукели. Закономерности перемещения отбитой руды и налегающих пород и их влияние на качество извлечения при различных вариантах системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском . . . . .	81

В. Ф. Чанишвили, О. И. Заврадашвили, М. А. Басиладзе. Исследование влияния производственных процессов на активизацию смещения пород кровли при механизированной выемке угля	94
11. ქ. ზარნაძე, ჯ. მკერვალი შვილი. ტყიბულ-შაორის ქვანახშირის საბადოს პირობებში სამთო წნევების გამოვლინების კვლევის შედეგები	102
К. А. Зарнадзе, Д. Э. Мкервалишвили. Результаты исследования горного давления в условиях Ткибули-Шаорского месторождения	108
К. А. Зарнадзе, О. И. Заврадашвили, М. А. Басиладзе. Определение бокового давления на досчатую переемычку	109
Ю. С. Рехвиашвили. Причины и условия возникновения горных ударов	113
ვლ. ქანიშვილი. „მარგანეცი“ თუ „მანგანუმის მადანი“	120
В. Ф. Чанишвили. «Марганеци» или «Манганумис мадани»	123
მ. მეხსი. საწმენდი სანგრევის დატვირთვაზე მოქმედი ძირითადი ფაქტორების კვლევა კორელაციური ანალიზის მეთოდით ტყიბულის საბადოს მაგალითზე	124
М. А. Меххи. Исследование методом корреляционного анализа основных действующих факторов на нагрузку очистного забоя на примере Ткибульского месторождения	136
Т. А. Гогитидзе, Н. С. Папавадзе, Н. Ш. Шекриладзе. Получение высокосортных окисных концентратов из песков дешламации марганцевых шламов	137
Т. И. Мечурчлишвили, Ш. Д. Григалашвили, Л. К. Торадзе, М. В. Самхарадзе, Н. Ш. Шекриладзе, Б. Х. Абхазава. Изучение возможности флотации марганцевых иламов в вертикальной пневматической флотомашине на Чиатурской ЦФФ	141
Д. В. Какулия. О некоторых особенностях действия кислорода при флотации медно-цинковых колчеданных руд	145
ქ. ზარნაძე, ბ. დემეტრაძე, ტყიბულ-შაორის ქვანახშირის საბადოს დასავლეთ უბნის ქვედა პორიზონტების გახსნისა და მომზადების საკითხისათვის	148
К. А. Зарнадзе, Б. Д. Деметрадзе. К вопросу вскрытия и подготовки нижних горизонтов западного участка Ткибули-Шаорского каменноугольного месторождения	155
В. Т. Глушко, С. П. Гавеля, И. Д. Джанджгава, В. П. Скрипник. Об одном способе учета нарушения сплошности горных пород при расчете напряженного состояния окрестности выработки	156
Л. С. Микеладзе, Д. М. Доборджгинидзе, Г. Н. Гиоргобiani, Н. С. Хонелидзе. Эффективная технология разработки пласта «Толстого» в условиях шахты «Восточная-2» Ткибули-Шаорского каменноугольного месторождения	163

Напечатано по постановлению Редакционно-издательского  
совета Академии наук Грузинской ССР

\*

Редактор И. И. Зурабишвили  
Редактор издательства Ц. А. Янкошвили  
Техредактор Э. Б. Бокерия  
Корректор Н. И. Бакрадзе

Сдано в набор 12.7.1974; Подписано к печати 23.12.74; Формат  
бумаги 60×90<sup>1</sup>/<sub>16</sub>; Бумага № 2; Печатных л. 11,2; Уч.-издат. л. 10,5;  
УЭ 01133; Тираж 700; Заказ №2131;

---

გამომცემლობა „მეცნიერება“, თბილისი, 380060, კუტუზოვის ქ., 19  
Издательство «Мецниереба», Тбилиси, 380060, ул. Кутузова, 19

---

საქ. სსრ მეცნ. აკად. სტამბა, თბილისი, 380060, კუტუზოვის ქ., 19  
Типография АН Груз. ССР. Тбилиси, 380060, ул. Кутузова, 19



**ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ ГРУЗИИ**

Цена 1 руб. 5 коп.

~~15552~~

14  

---

49470

~~16268~~