

Г. М. МАЛАХОВ, В. К. МАРТЫНОВ, Г. Т. ФАУСТОВ,
И. А. КУЧЕРЯВЕНКО

ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ПОД ОБЩЕЙ РЕДАКЦИЕЙ
ПРОФ., ДОКТ. ТЕХН. НАУК Г. М. МАЛАХОВА



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва 1968

А Н Н О Т А Ц И Я

В книге приведены методика расчета систем разработки рудных месторождений и примеры по определению расчетным путем основных технико-экономических показателей отдельных операций очистной выемки и систем разработки в целом.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горнорудной промышленности, занимающихся проектированием и расчетами систем разработки, а также может быть использована преподавателями и студентами горных вузов и факультетов при курсовом и дипломном проектировании.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Важнейшей задачей, поставленной сентябрьским (1965 г.) Пленумом ЦК КПСС перед работниками горнорудной промышленности, является интенсификация горного производства на базе непрерывного совершенствования техники и технологии добычи руды, повышения производительности труда и снижения себестоимости продукции. В решении этой задачи особое место отводится вопросам совершенствования планирования работ, стимулирования материальной заинтересованности работников горной промышленности и технико-экономического обоснования принимаемых решений.

При разработке рудных месторождений подземным способом выбор наиболее эффективной системы разработки требует, как правило, технико-экономического сравнения различных вариантов. На практике такое сравнение осуществляют по фактическим технико-экономическим показателям отработанных блоков. При проектировании эти показатели определяют различным путем.

Однако в нашей горнотехнической литературе вопрос расчета систем разработки рудных месторождений по отдельным операциям и технологическим процессам освещен недостаточно. Поэтому инженерно-технические работники горнорудной промышленности и студенты горных вузов испытывают определенные затруднения при сравнении и технико-экономическом анализе.

Для восполнения этого пробела в отечественной горнотехнической литературе коллектив сотрудников кафедры разработки рудных месторождений Криворожского горнорудного института (КГРИ) подготовил к печати настоящую книгу.

Методика выполнения расчетов основных технико-экономических показателей, приведенная в этой книге, несомненно представит интерес для инженеров-проектировщиков и производственников, так как

современный уровень техники и горнорудного дела требует решения основных производственных задач на базе глубокого технико-экономического анализа.

Приведенные в книге расчеты отдельных операций технологического процесса и систем разработки в целом выполнены на основе последних достижений горной науки и техники, комплексной организации труда и передового опыта рудников.

Главы I, II (§ 3, 5), III, IV, VI (§ 1, 2, 3, 4, 5), VII, VIII, IX (§ 2, 3, 4), X (§ 1, 2, 4, 5, 6) написаны проф., докт. техн. наук Г. М. Малаховым, доцентами, кандидатами технических наук В. К. Мартыновым, Г. Т. Фаустовым и И. А. Кучерявенко. Глава V написана Г. М. Малаховым, В. К. Мартыновым, Г. Т. Фаустовым, И. А. Кучерявенко и доц., канд. техн. наук Н. И. Дядечкиным. § 1 главы IX написан Г. М. Малаховым, И. А. Кучерявенко, Г. Т. Фаустовым и доц., канд. техн. наук Ю. И. Чирковым.

Кроме того, § 1, 2 и 4 главы II написаны Ю. И. Чирковым; § 3 главы X — доц., канд. техн. наук П. Д. Петренко; § 6, 7 главы VI — доц., канд. техн. наук В. Р. Безухом и инж. С. Н. Кузьмичом.

Авторы выражают глубокую благодарность инж. Л. Ф. Чубук, технику Е. И. Волкову и лаборантам Р. А. Старковой, Ф. С. Тарадай и Т. М. Морозовой за помощь, оказанную ими при работе над рукописью.

Все критические замечания читателей по содержанию книги авторы примут с благодарностью.

Г Л А В А I

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Выбор формы поперечного сечения выработки, вида и материала крепления зависит от физико-механических свойств пород, назначения выработки и срока ее службы.

Размеры поперечного сечения выработок определяются исходя из рационального размещения в них необходимого транспортного и другого оборудования с соблюдением зазоров и расстояний в соответствии с Правилами безопасности.

Вопросы выбора формы и размеров поперечного сечения выработок детально изложены в специальной литературе¹ и поэтому в настоящей работе не рассматриваются.

Проектными институтами разработаны типовые сечения выработок различного назначения для разных условий и сроков службы. Поэтому при проектировании обычно выбирают для конкретных условий необходимое типовое сечение. Принятое типовое сечение выработки следует проверить по условию пропускания по ней необходимого количества воздуха с допускаемыми Правилами безопасности скоростями движения:

§ 1. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Определение числа шпуров. Необходимое число шпуров на забой определяют обычно по эмпирическим формулам.

Из наиболее распространенных формул следует указать формулу проф. М. М. Протодьяконова

$$N = 2,7S \sqrt{\frac{f}{S}}, \quad (1)$$

где S — площадь сечения выработки, m^2 ;

f — коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

¹ Справочник по горнорудному делу, т. II, Госгортехиздат, 1961, стр. 355.

Эта формула была уточнена В. И. Богомоловым:

$$N = 2,3S \sqrt{\frac{1}{S}}. \quad (2)$$

Данные практики показывают, что формула (1) дает более точные результаты по определению числа шпуров в выработках, проходимых в породах крепостью более 10—12. Формула (2) более приемлема для условий проведения выработок в породах крепостью менее 10—12.

Расход ВВ эти формулы не учитывают.

Проф. Н. М. Покровский рекомендует определять число шпуров на забой исходя из размещения необходимого количества ВВ в зависимости от свойств пород и условий проходки.

По формуле проф. Н. М. Покровского число шпуров на забой определяется из выражения

$$N = \frac{qS}{\gamma}. \quad (3)$$

С учетом коэффициента использования шпура и степени заполнения его указанная форма может быть представлена в виде

$$N = \frac{qS\eta}{\gamma k_3}, \quad (4)$$

где q — расход ВВ на 1 м³ породы, кг;

γ — весовое количество ВВ на 1 м шпура;

η — коэффициент использования шпура (к. и. ш.);

k_3 — коэффициент заполнения шпуров.

Расход ВВ на 1 м³ породы q можно определять расчетным путем [см. ниже формулы (11), (12), (13)], принимать по данным практики¹ или же по соответствующим нормировочникам для конкретных условий.

Расход различных ВВ на 1 м шпура определяют в зависимости от диаметра шпура, плотности заряжания и коэффициента заполнения k_3 .

Коэффициент заполнения шпура k_3 в зависимости от крепости породы может быть принят по данным, приведенным ниже.

Коэффициент крепости пород	3—4	5—6	7—10	11—15	15—20
Коэффициент заполнения шпура k_3	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9

Определение глубины шпуров. Глубина шпуров при проведении выработок является важнейшим параметром, определяющим в конечном итоге продолжительность цикла, трудоемкость операций и скорость проходки выработки. Ее определяют в зависимости от размеров поперечного сечения выработки и принятого вруба, продолжительности проходческого цикла, применяемого оборудования и т. д.

¹ Справочник по горнорудному делу, т. II, Госгортехиздат, 1961, стр. 363, табл. 8.

При клиновых врубах среднюю глубину шпуров можно приближенно определить из выражения

$$l \approx (0,5 - 0,8) B, \text{ м}, \quad (5)$$

где B — ширина выработки, м .

Глубину шпура можно также принимать на основании данных практики или определять исходя из организации работ и продолжительности цикла. При последовательном выполнении всех операций и при условии, что на бурение отводится целая смена, среднюю глубину шпуров можно определить из выражения

$$l \approx \frac{v_6 n_{\text{п}} \eta_1 \eta_2 t_6}{100 N n_3}, \text{ м}, \quad (6)$$

где v_6 — скорость чистого бурения для данных пород и при данном оборудовании, мм/мин ;

$n_{\text{п}}$ — число одновременно работающих в забое перфораторов;

η_1 — коэффициент чистого времени бурения от общего. В зависимости от организации работ может приниматься равным 0,6—0,7;

η_2 — коэффициент использования бурового оборудования во времени. В зависимости от организации работ принимается в пределах 0,7 ÷ 0,8;

t_6 — время бурения шпуров, мин [принимается равным продолжительности смены за вычетом времени на зарядание и взрывание шпуров (обычно 25—35 мин)];

n_3 — число забоев.

Общее время бурения шпуров t_6 можно также определить как разницу между продолжительностью смены и временем на вспомогательные операции, т. е.

$$t_6 = t_{\text{см}} - (t_{\text{п.з}} - t_3), \text{ мин}, \quad (7)$$

где $t_{\text{п.з}}$ — время, затрачиваемое на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин ;

t_3 — время зарядания и взрывания шпуров, мин .

В этом случае в формулу (6) коэффициент η_2 не вводится, так как t_6 будет общим временем бурения. Время на выполнение вспомогательных операций принимается в зависимости от характера выработки, условий проходки в организации работ. При этом рекомендуется пользоваться обобщенными данными хронометражных наблюдений.

При выполнении цикла в одну смену среднюю глубину шпуров можно определить по видоизмененной формуле проф. Покровского

$$l = \frac{t_{\text{см}} - t_3}{\frac{1000N}{v_6 n_{\text{п}} \eta_1 \eta_2} + \frac{60S\eta}{P_{\text{м}}}}, \quad (8)$$

где $t_{\text{см}}$ — время смены, мин ;

P_m — производительность машины по уборке породы в массиве, $m^3/ч$. Определяется расчетным путем или же по данным обобщенных хронометражных наблюдений;

η — коэффициент полезного использования длины шпура.

Остальные обозначения приведены выше.

Если при проведении выработок применяют комплексную организацию труда, то глубину шпура можно определять следующим образом.

Обозначим расход человеко-смен на 1 м выработки по отдельным операциям: бурению шпуров, заряджанию и взрыванию, уборке породы, креплению и т. д. соответственно $r_б$, $r_з$, $r_у$, $r_к$ и др. Тогда общий расход человеко-смен $r_{об}$ составит

$$r_{об} = r_б + r_з + r_у + r_к.$$

Подсчет расхода человеко-смен на 1 м выработки производится по форме, приведенной в табл. 11.

Зная число рабочих комплексной бригады n_p , продвижение забоя за цикл составит

$$l_p = \frac{n_p}{r_{об}}, \text{ м}, \quad (9)$$

а средняя глубина шпуров

$$l = \frac{l_p}{\eta}, \text{ м}. \quad (10)$$

Следует указать, что расход человеко-смен при этом определяется не по нормам выработки, а по производительности труда. В общем случае производительность труда при расчетах принимается на 10% выше нормы.

Все указанные выше способы определяют среднюю глубину шпуров на забой. При проектировании необходимо учитывать, что глубину врубовых шпуров следует принимать на 10—15% больше глубины остальных шпуров.

Расход ВВ. Удельный расход ВВ на 1 м³ породы (руды) можно определять по эмпирической формуле проф. М. М. Протоdjяконова

$$q = \frac{1}{e} \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ кг/м}^3, \quad (11)$$

где e — коэффициент работоспособности взрывчатого вещества;

f — коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протоdjяконова;

S — площадь поперечного сечения выработки, м².

Следует отметить, что расход ВВ, определяемый по формуле (11), дает несколько заниженные по сравнению с практикой величины.

Более близкие к данным практики горнорудных предприятий значения удельного расхода ВВ дает эмпирическая формула А. И. Стещенко

$$q = 0,43l' \sqrt{f}, \text{ кг/м}^3; \quad (12)$$
$$l' = \frac{Nl}{V},$$

где l' — удельный расход шпуров, $м/м^3$;
 l — средняя глубина шпуров, $м$;
 V — объем породы (руды), отбиваемой за взрыв, $м^3$ (в массиве);
 N — число шпуров.

Проф. Н. М. Покровский рекомендует определять расход ВВ по формуле

$$q = q_1 v e f_c, \text{ кг/м}^3, \quad (13)$$

где q_1 — нормальный расход ВВ в зависимости от свойств пород, $кг/м^3$;
 f_c — коэффициент, учитывающий влияние структуры породы и определяемый опытным путем;

v — коэффициент, учитывающий площадь поперечного сечения выработки и число обнаженных поверхностей, или коэффициент зажима.

Значения коэффициентов q_1 , f_c и e , рекомендуемые проф. Н. М. Покровским, приведены соответственно в табл. 1, 2, 3.

Таблица 1

Характеристика пород	Коэффициент крепости пород f	Значение q , $кг/м^3$
Очень крепкие кварциты, граниты, гнейсы. Базальт и другие кристаллические породы. Исключительные по крепости известняки, песчаники, доломиты . . .	20—15	1,2—1,5
Плотные граниты, кварцитовые песчаники, флориты. Мелкозернистые, монолитные песчаники, известняки и гнейсы	10—15	1,0—1,1
Некрепкий гранит, плотные песчаники и известняки, колчеданы, крепкие мраморы, доломиты	8	0,7—0,8
Крепкие песчано-глинистые и песчаные сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники. Крепкие глинистые сланцы с включением колчедана. Мягкие песчаники и известняки	4—6	0,4—0,6
Глинистые и углистые сланцы средней крепости, плотный мергель. Слабые песчаные сланцы	2—3	0,3—0,2
Трещиноватые разрыхленные известняки и доломиты. Слабые глинистые и углистые сланцы. Антрацит. Крепкий каменный уголь	2	0,15

Таблица 2

Характеристика породы	Значение f_c
Вязкие, упругие, пористые породы	2
Дислоцированное, неправильное залегание с мелкой трещиноватостью	1,4
Сланцевое залегание с меняющейся крепостью пород; напластование, перпендикулярное направлению шпура	1,3

Таблица 3

Тип ВВ	Работоспособность, см ³	Коэффициент работоспособности ϵ
62%-ный динамит	380	1,00
Аммонит № 6	360	1,05
Аммонит № 7 и № 7ПВ	350	1,10
Динафталит зернистый	320	1,20

Коэффициент зажима v при одной обнаженной плоскости забоя может быть определен по формуле

$$v = \frac{12,5}{\sqrt{S}}. \quad (14)$$

При двух обнаженных плоскостях коэффициент зажима $v = 1,2 \div \div 1,5$.

При определении удельного расхода ВВ рекомендуется пользоваться формулами профессоров Н. М. Покровского и А. И. Стещенко, дающими наиболее точные для практики результаты подсчета.

Расход огнепроводного шнура на один шпур составит

$$l_{\text{шн}} = \frac{2}{3} l + \frac{B}{2} + 0,5, \text{ м}, \quad (15)$$

где l — глубина шпура, м;

B — ширина выработки, м.

Полученное значение $l_{\text{шн}}$ следует округлить до ближайшего значения стандартной длины отрезков огнепроводного шнура. Обычно длину шнура на один шпур принимают равной 1,5; 1,75; 2,0; 2,25; 2,5; 3,0; 3,5; 5,0 м.

Общий расход шнура на один взрыв будет равен

$$L_{\text{об}} = l_{\text{шн}} N, \text{ м}, \quad (16)$$

а расход на 1 м

$$l'_{\text{шн}} = \frac{L_{\text{об}}}{T}, \text{ м/м}, \quad (17)$$

где T — количество горной массы, отбитой за одно взрывание, $m(m^3)$.

Расход капсулей-детонаторов на 1 м с 10%-ным резервом определяется из выражения

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1N}{T}. \quad (18)$$

Расход ВВ можно определять по степени заполнения шпуров, имея в виду, что шпуры заряжаются на 65—80% их длины.

При этом условии общий расход ВВ на одно взрывание составит

$$Q_{\text{ВВ}} = N l k_{\text{з}} \gamma, \text{ кг}, \quad (19)$$

где γ — весовое количество ВВ на 1 м шпура, кг.

Коэффициент заполнения шпуров k_3 , принимается равным 0,65—0,80.

Зная общий расход ВВ легко определить удельный расход их на 1 м³ или на 1 т.

Следует указать, что расход ВВ, определенный по различным методам, необходимо проверить по условию заполнения шпуров.

Расход сжатого воздуха перфораторами за цикл (смену) подсчитывается по формуле

$$Q_{\text{сж. в}} = n_{\text{п}} q_{\text{п}} t_{\text{б}} k_1 k_2, \text{ м}^3, \quad (20)$$

где $n_{\text{п}}$ — число одновременно работающих в забое перфораторов;

$q_{\text{п}}$ — удельный расход сжатого воздуха перфоратором, м³/мин;

k_1 — коэффициент, учитывающий увеличение расхода воздуха перфоратором за счет его износа ($k_1 = 1,1 \div 1,2$);

k_2 — коэффициент, учитывающий утечки воздуха ($k_2 = 1,2$);

$t_{\text{б}}$ — чистое время бурения шпуров, мин;

$$t_{\text{б}} = \frac{1000Nl}{v_{\text{б}}}, \text{ мин},$$

где $v_{\text{б}}$ — скорость чистого бурения для данных пород и при данном оборудовании, мм/мин.

Расход сжатого воздуха на 1 т (м³) отбитой руды (породы) определяется из выражения

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{Q_{\text{сж. в}}}{T}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (21)$$

где T — количество руды (породы), отбиваемой за одно взрывание, т (м³).

Определение производительности труда бурильщика. Производительность труда бурильщика при проведении горных выработок определяется на основании действующих для данного горнорудного района или полученных расчетным путем сменных норм выработки по бурению с учетом установленного коэффициента их перевыполнения.

Действующие сменные нормы выработки на рудниках определяются отделами организации труда на основании хронометражных наблюдений в каждом конкретном случае.

Сменная норма выработки и производительность труда бурильщика расчетным путем определяются следующим образом.

Норму выработки бурильщика по бурению шпуров в шпурометрах подсчитывают по формуле

$$H_{\text{шпм}} = \frac{t_{\text{см}} - (t_{\text{п.з}} + t_{\text{р.п}})}{t_{\text{ос}} + t_{\text{вс}}}, \quad (22)$$

где $t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, мин;

$t_{\text{п.з}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;

$t_{\text{р.п}}$ — продолжительность регламентированных перерывов, мин;

$t_{\text{ос}}$ — время чистого бурения 1 м шпура, мин;

$t_{вс}$ — вспомогательное время при бурении 1 м шпура для данной крепости пород, мин.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций $t_{пз}$ и регламентированных перерывов $t_{рп}$, по данным практики горнорудных предприятий, принимается равным соответственно 30 и 20 мин. Вспомогательное время при бурении 1 м шпура $t_{вс}$ обычно принимают в пределах 1—2 мин.

Время чистого бурения 1 м шпура (основное время) определяют из выражения

$$t_{ос} = \frac{1000}{v_{\min}}, \text{ мин.}$$

где v_{\min} — минимальная скорость чистого бурения шпуров для данной крепости пород, мм/мин. Последняя определяется опытным путем и приводится в справочной литературе.

Сменная норма выработки бурильщика определяется по формуле

$$H'_6 = \frac{N_{шпм}}{K_{шпм}}, \text{ м/смену,} \quad (23)$$

где $K_{шпм}$ — количество шпурометров, приходящихся на 1 м горной выработки,

$$K_{шпм} = \frac{Nl'k_{п}}{\eta}, \quad (24)$$

где l' — длина шпуров, м;

$k_{п}$ — коэффициент перебура шпуров ($k_{п} = 1,02—1,05$).

Остальные обозначения приведены выше.

Учитывая, что при комплексной организации труда зарядание и взрывание шпуров при проведении выработки осуществляются бурильщиком, норма выработки H'_6 в соответствии с существующим положением уменьшается на 10%.

Производительность труда бурильщиков с учетом перевыполнения нормы выработки определяется по формуле

$$P'_6 = H'_6 k_{пер}, \text{ м/смену} \quad (25)$$

или

$$P_6 = H_6 k_{пер} S_{\gamma p}, \text{ т/смену,} \quad (26)$$

где $k_{пер}$ — коэффициент, учитывающий перевыполнение нормы выработки ($k_{пер} = 1,08 \div 1,12$);

γp — объемный вес руды, т/м³.

При дифференцированной (раздельной) организации труда производительность труда бурильщиков (в м выработки или м³ горной массы) подсчитывается по формулам:

$$P_6 = \sum_1^n l_i \eta, \text{ м/смену,} \quad (27)$$

$$P_6 = \sum_1^n l_i \eta_i S_i, \text{ м}^3/\text{смену} (\text{т}/\text{смену}), \quad (28)$$

где n — число обуриваемых за смену забоев;

l_i — средняя глубина шпура в каждом забое, м ;

η_i — коэффициент использования шпуров в забоях;

S_i — площадь поперечного сечения проходимых выработок, м^2 .

§ 2. УБОРКА ПОРОДЫ (РУДЫ)

При проведении откаточных выработок породу в подавляющем большинстве случаев убирают погрузочными машинами в вагонетки. В зависимости от ширины выработки уборку можно производить одной или двумя погрузочными машинами.

Скреперную уборку породы при проведении откаточных выработок применяют редко.

Обмен вагонеток при погрузке производят при помощи стационарных и накладных разминок, пневматических подъемников. Погрузку породы в вагонетки можно производить также с помощью ленточных перегружателей. На практике большое распространение получили накладные разминки и ленточные перегружатели.

При проведении нарезных горизонтальных выработок руду убирают, как правило, в восстающий скреперными лебедками.

Объем породы (руды) в массиве за одно взрывание можно определить

$$V = l \eta S, \text{ м}^3, \quad (29)$$

в разрыхленном состоянии

$$V' = l \eta S k_p, \text{ м}^3, \quad (30)$$

где l — глубина шпуров, м ;

η — коэффициент полезного использования длины шпура;

S — площадь сечения выработки, м^2 ;

k_p — коэффициент разрыхления.

Количество тонн отбитой за одно взрывание руды составит

$$T = V \gamma_p, \text{ т}. \quad (31)$$

Производительность погрузочной машины при погрузке руды в вагонетки определяется по формуле

$$P_m = \frac{3600 V_B}{\frac{V_K}{k_n} t_{ц} + \frac{2L}{V_{ср}} + t'}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (32)$$

где V_B — емкость вагонетки, м^3 ;

V_K — емкость ковша машины, м^3 ;

k_n — коэффициент наполнения ковша ($k_n = 0,6 - 0,8$);

$t_{ц}$ — продолжительность цикла черпания ($t_{ц} = 18 - 20 \text{ сек}$);

L — длина откатки вагонетки от забоя до разминки, м ;

v_{cp} — скорость откатки, *м/сек* (при ручной откатке принимают $v_{cp} = 0,8 - 1,0$ *м/сек*, а при электровозной — $v_{cp} = 1,5 - 2,0$ *м/сек*);

t' — время маневров ($t' = 30 - 60$ *сек*).

Производительность погрузочной машины можно также определить по известным действующим нормам выработки для конкретных условий с учетом их перевыполнения:

$$P_m = k_{пер} N_m, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (33)$$

где N_m — норма выработки на погрузочную машину, *м³/смену*;

$k_{пер}$ — коэффициент перевыполнения нормы.

Сменные нормы выработки на погрузку горной массы для различных горнорудных районов определяют в каждом конкретном случае на основе хронометражных наблюдений. В качестве примера приведены нормы выработки на звено при уборке породы машиной для рудников Криворожского бассейна (табл. 4) и нормы времени на

Таблица 4

Виды работ	Емкость вагонетки	
	до 1 м ³	свыше 1 м ³ *
	Норма в массиве, м ³ /смену	
Погрузка в вагонетку с ручной откаткой до 50 м	12—14	13—16
Погрузка в вагонетку с ручной откаткой от 50 до 100 м	10—12	11—14
Погрузка в вагонетку с электровозной откаткой	14—16	15—18
Погрузка в вагонетку с применением перегружателя	20—28	22—30

* В случае применения вагонетки грузоподъемностью 10—15 т указанные нормы увеличивают на 30%.

Таблица 5

Емкость вагонеток, м ³	Погрузочная машина					
	ЭПМ 1			ПМ-1-5		
	Выработки					
	однопутевые		двухпутевые		двухпутевые	
	Сечение выработок, м ²					
	до 8	более 8	более 8	до 8	более 8	более 8
0,32—0,35	0,847	0,936	0,713	0,867	0,957	0,837
0,50—0,60	0,660	0,753	0,643	0,677	0,773	0,663
0,75—0,81	0,577	0,680	0,603	0,597	0,700	0,620
1,00—1,10	0,500	0,657	0,587	0,580	0,677	0,607

Примечание. При ручной откатке вагонеток от туликовой разминки на расстоянии до 60 м нормы времени необходимо делить на 0,87.

погрузку 1 м³ горной массы без подготовительно-заключительных операций для горнорудных предприятий Магадана (табл. 5).

Время уборки

$$t_v = \frac{Sl\eta}{P_m} + t_{п.з}, \text{ ч}, \quad (34)$$

где $t_{п.з}$ — время на выполнение подготовительно-заключительных операций; оно может приниматься в пределах 0,5—1,0 ч, в зависимости от организации работ.

Остальные обозначения см. формулы (30) и (32).

При применении перегружателей при уборке породы фактическая производительность машины резко возрастает. В табл. 6 приведены данные о фактической производительности погрузочной машины с применением перегружателя «Кривбасс-8», полученные на основании обработки многочисленных практических данных шахт Криворожского бассейна.

Таблица 6

Тип вагонетки	Производительность, м ³ /ч, общего времени уборки
Глухая типа ВГ-4 (скоростная проходка)	14,9
Глухая типа ВГ-4 (обычная проходка)	11,0
Опрокидная типа ВО-5	6,5

Производительность машиниста погрузочной машины P_m и его помощника $P_{п.м}$ определяется по формулам:

$$P_m = P_{п.м} = k_{пер}H_m, \text{ м}^3/\text{смену}; \quad (35)$$

$$P_m = P_{п.м} = k_{пер}H_m, \text{ т/смену}, \quad (36)$$

где H_m — норма выработки машиниста погрузочной машины, м³/смену или т/смену.

При проведении нарезных горизонтальных выработок руду убирают скреперными установками с разгрузкой в рудосвалочный восстающий.

Сменную производительность скреперной установки определяют по формуле

$$P_c = \frac{t_{см} 3600 V_c k_n k_{поч}}{\frac{L}{v_r} + \frac{L}{v_x} + t_{п.р}}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (37)$$

где $t_{см}$ — время смены, ч;

V_c — емкость скрепера, м³;

k_n — коэффициент наполнения скрепера; принимается равным 0,5—0,7 в зависимости от кусковатости руды;

$k_{поч}$ — коэффициент, учитывающий состояние почвы; принимается равным: при настиле 1,1, при отсутствии настила 1,0;

L — длина скреперования, m ;

v_r и v_x — соответственно скорости движения грузового и холостого ходов, $m/сек$ (принимается по технической характеристике лебедки);

$t_{п.р}$ — время на погрузку и разгрузку скрепера; можно принимать равным 20—30 сек.

Время уборки можно определять по формуле (34), в которой величина P_m в этом случае будет выражать производительность скреперной лебедки P_c .

Производительность труда скрепериста определяют по действующим прогрессивным нормам выработки для данных горнотехнических условий с учетом перевыполнения последних на 8—12% по формуле

$$P_c = k_{пер} N_c, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (38)$$

где N_c — норма выработки скрепериста, $\text{м}^3/\text{смену}$.

В табл. 7 приведены нормы выработки при уборке руды скреперными лебедками из подготовительных и нарезных выработок (мощность лебедок 15—20 квт, емкость скрепера 0,16—0,25 м^3) для условий рудников Криворожского бассейна, Восточно-Казахстанской области и Дальнего Востока.

Таблица 7

Расстояние доставки, m	Рудники				
	Криворожского бассейна		Восточно-Казахстанской области		Дальнего Востока
	Условия скреперования				
	в восстающий	через площадку в ваговетку	в люк	в ваговетку через полок	в восстающий
До 20	17,8	16,0	14,0	10,8	18,9
21—30	15,0	13,5	12,3	9,8	15,9
31—40	13,0	11,7	11,0	9,0	13,7
Свыше 40	11,5	10,4	10,0	8,3	12,0

Примечание. Нормы выработки на скреперную доставку по рудникам Криворожского бассейна, Дальнего Востока приведены в $\text{м}^3/\text{смену}$ в разрыхленном состоянии, по рудникам Восточно-Казахстанской области — в $\text{м}^3/\text{смену}$ в массиве

Расход сжатого воздуха или электроэнергии при уборке руды (породы) из забоя в зависимости от применяемых погрузочно-доставочных машин определяют следующим образом:

при погрузке машиной, работающей на сжатом воздухе,

$$Q_{сж. в} = q_m t_y k_{ис} k_1 k_2, \text{ м}^3, \quad (39)$$

где q_m — расход сжатого воздуха погрузочной машиной, $\text{м}^3/\text{мин}$;

t_y — продолжительность уборки руды (породы) погрузочной машиной, мин ;

$k_{ис}$ — коэффициент, учитывающий использование машины во времени ($k_{ис} = 0,6 - 0,8$);

k_1 — коэффициент, учитывающий потери сжатого воздуха за счет износа погрузочной машины ($k_1 = 1,1 - 1,2$);

k_2 — коэффициент потерь воздуха в трубопроводе ($k_2 = 1,2$).

Удельный расход сжатого воздуха определяют по формуле (21); при уборке руды (породы) машиной, работающей на электроэнергии,

$$W = \frac{N_{дв} t_y k_{ис}}{\eta_{дв}}, \text{ кВт/ч}, \quad (40)$$

где $N_{дв}$ — мощность электродвигателя, кВт;

t_y — продолжительность уборки, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования машины во времени ($k_{ис} = 0,6 - 0,8$);

$\eta_{дв}$ — к. п. д. двигателя ($\eta_{дв} \approx 0,9$).

Удельный расход электроэнергии составит

$$\omega_э = \frac{W}{T}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}. \quad (41)$$

§ 3. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК

Из всех известных способов проветривания глухих выработок при помощи перегоронок, эжекторами, диффузией, сжатым воздухом и вентиляторами рассмотрим только способ проветривания вентиляторами и трубами, как наиболее рациональный.

При проектировании приходится решать две задачи по проветриванию:

1) подбирать вентилятор и трубы, обеспечивающие проветривание выработки за заданное время;

2) при наличии вентилятора и труб определять время проветривания забоя.

Рассмотрим первую задачу.

Необходимое и достаточное количество воздуха для проветривания выработки можно определить по следующим формулам докт. техн. наук В. Н. Воронина:

при нагнетательном проветривании

$$Q_{\text{воз. н}} = 7,8 \frac{S}{t_{\text{пр}}} \sqrt{\varphi L^2}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (42)$$

при этом удаление труб от забоя определяют из выражения

$$l_{\text{тр}} \leq 6 \sqrt{S}, \text{ м}; \quad (43)$$

при всасывающем проветривании

$$Q_{\text{воз. в}} = 18 \frac{S}{t_{\text{пр}}} \sqrt{\varphi (2,4A + 10)}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (44)$$

а удаление труб от забоя составит

$$l_{\text{тр}} \leq 3,2 \sqrt{S}, \text{ м}; \quad (45)$$

при комбинированном проветривании количество нагнетаемого в забой воздуха

$$Q_{\text{воз. и}} = 7,8 \frac{S}{t_{\text{пр}}} \sqrt{\varphi L_1^2}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (46)$$

а количество отсасываемого из забоя воздуха для предотвращения распространения газов по выработке составит

$$Q'_{\text{воз. в}} = (1,15 \div 1,25) Q_{\text{воз. и}}, \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (47)$$

В формулах (42), (44) и (46)

- S — площадь сечения выработки, м^2 ;
- $t_{\text{пр}}$ — время проветривания, мин ;
- $\varphi = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{S}$ — количество ВВ на 1 м^2 площади забоя, кг ;
- L — длина проветриваемой выработки, м ;
- L_1 — расстояние между концами всасывающего и нагнетательного трубопроводов, обычно равно не более 50 м .

При любом способе проветривания для создания устойчивого турбулентного потока воздуха и выноса рудничной пыли скорость движения воздуха должна быть не менее $0,15 \text{ м/сек}$ для подготовительных и $0,25 \text{ м/сек}$ — для нарезных выработок.

Отсюда можно определить необходимое количество воздуха по фактору выноса пыли из выражения

$$Q_{\text{воз}} = v_{\text{воз}} S, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (48)$$

где $v_{\text{воз}}$ — скорость движения воздуха на выработке, м/сек .

По формулам (42), (44), (46), (47), (48) определяется количество воздуха, которое необходимо подавать в забой без учета потерь.

При выборе вентилятора в расчет принимается большее количество воздуха, определенное по газовому или пылевому факторам.

Производительность вентилятора определяют по формуле

$$Q_{\text{вен}} = \rho Q_{\text{воз}}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (49)$$

где ρ — коэффициент потерь воздуха,

$$\rho = 1 + \frac{n_{\text{воз}} L_{\text{тр}}}{100 \cdot 100}, \quad (50)$$

где $L_{\text{тр}}$ — длина труб, м ;

$n_{\text{воз}}$ — потери воздуха на 100 м длины труб, % (в зависимости от типа труб и качества сборки $n_{\text{воз}}$ принимается в пределах $5-15\%$).

Более точно ρ можно определить по так называемому доставочному коэффициенту $\eta_{\text{воз}}$

$$\rho = 1 + (1 - \eta_{\text{воз}}). \quad (51)$$

Значения $\eta_{\text{воз}}$ для различных диаметров труб и качества сборки представлены на диаграмме, приведенной на рис. 1.

Сопrotивление трубопровода составит

$$R_{\text{тр}} = \frac{L_{\text{тр}}}{100} R_{100} \varphi, \quad (52)$$

где R_{100} — сопротивление на 100-метровом участке труб;
 φ — коэффициент, учитывающий уменьшение сопротивления при утечках.

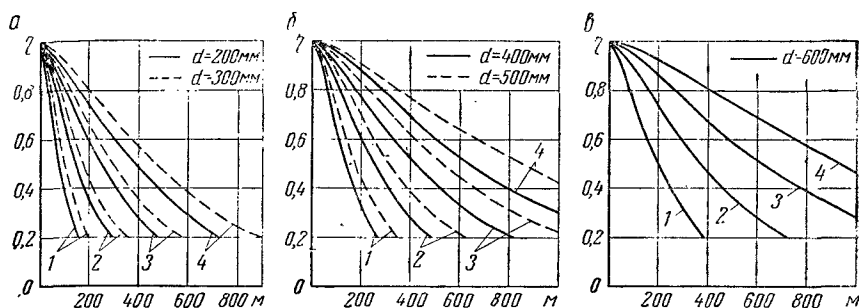


Рис. 1. Доставочный коэффициент в зависимости от: длины (а), диаметра трубопровода (б) и качества сборки (в):

1 — плохое; 2 — посредственное; 3 — хорошее; 4 — очень хорошее

Значения R_{100} и φ приведены в табл. 8 и 9.

Таблица 8

Железные трубы			Брезентовые прорезиненные трубы	
диаметр, мм	$\alpha 10^4$	R_{100}	диаметр, мм	R_{100}
200	5,0	355	300	170,0
300	4,5	120	400	35,0
300	4,0	50	500	10,2
400	4,0	25	—	—
500	3,5	7,3	—	—
600	3,0	2,5	—	—
700	3,0	1,13	—	—
800	2,5	0,50	—	—
1000	2,5	0,16	—	—

Таблица 9

R	5	10	15	20	25	30	35
φ	0,94	0,89	0,84	0,79	0,73	0,68	0,63
R	40	45	50	55	60	65	70
φ	0,58	0,54	0,49	0,45	0,41	0,38	0,34

Депрессия трубопровода определяется по общеизвестной формуле

$$h = R_{\text{тр}} Q_{\text{вен}}^2, \text{ мм вод. ст.} \quad (53)$$

По найденным значениям h и $Q_{\text{вен}}$ по каталогам выбирают вентилятор. Вторая задача решается следующим образом:

1. По диаграмме, приведенной на рис. 1, находят доставочный коэффициент и процент утечек, равный $(1 - \eta_{\text{воз}}) \times 100\%$.
2. По формуле (45) определяют сопротивление трубопровода.

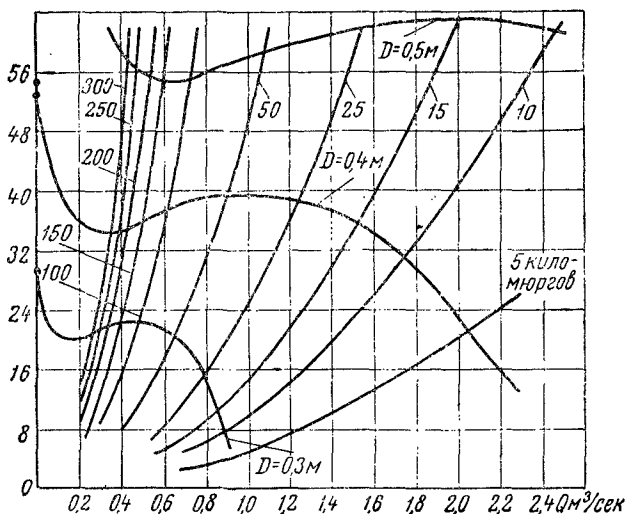


Рис. 2. Характеристика центробежных забойных вентиляторов

3. Находят точку пересечения характеристики имеющегося вентилятора с характеристикой трубопровода (например, можно пользоваться характеристиками, приведенными на рис. 2) и определяют действительную производительность вентилятора (абсцисса точки пересечения).

4. Количество воздуха, доходящего до забоя, составит

$$Q_{\text{воз}} = Q_{\text{вен}} \eta_{\text{воз}}. \quad (54)$$

5. При известном $Q_{\text{воз}}$ по формулам (42), (44), (46) в зависимости от способа проветривания определяют время проветривания. Удельный расход электроэнергии вентилятором подсчитывают по формуле

$$\omega_{\text{э}} = \frac{t_{\text{пр}} N_{\text{дв}}}{60T}, \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3, \quad (55)$$

где $t_{\text{пр}}$ — время работы вентилятора, ч;

$N_{\text{дв}}$ — мощность мотора вентилятора, квт;

T — количество руды (породы), отбиваемой за одно взрывание, $\text{т}(\text{м}^3)$.

§ 4. КРЕПЛЕНИЕ ВЫРАБОТОК

Вопросы крепления выработок решают в следующей последовательности: 1) выбирают материал для крепления; 2) определяют или проверяют крепежные конструкции по условиям прочности; 3) подсчитывают затраты труда на установку крепи; 4) определяют расход крепежных материалов.

Материал для крепления и конструкции крепи данной выработки выбирается в зависимости от физико-механических свойств пород, назначения и срока службы выработки. В связи с большим количеством материалов и конструкций крепления выработок, а также большим разнообразием физико-механических свойств пород выбор материала и конструкции крепи в данной книге не рассматривается. Эти вопросы детально освещены в специальной литературе. Не рассматриваются также вопросы прочностного расчета конструкций крепи.

Укажем только, что в большинстве случаев прочностный расчет по методам сопротивления металлов, статике сооружений не даст правильных для практики результатов из-за большой сложности и трудности установить фактическое давление на крепь. Поэтому размеры крепи лучше принимать на основании данных практики.

При определении затрат труда на установку крепления целесообразнее пользоваться действующими нормами выработки, увеличивая их с учетом перевыполнения на 10%. Нормы на установку различных видов крепления разработаны для всех рудников.

Производительность труда крепильщика в метрах выработки определяется по формуле

$$П_k = N_k k_{пер}, \text{ м/смену}, \quad (56)$$

где N_k — норма выработки крепильщика, *м/смену*.

Производительность труда крепильщика в единицах крепи за смену составит

$$П'_k = N'_k k_{пер}, \text{ единиц/смену}, \quad (56, а)$$

где N'_k — норма выработки на звено, *единиц/смену*.

Для бетонной крепи нормы выработки обычно устанавливают в кубометрах бетона в смену, при деревянном и металлическом креплении — в окладах в смену.

Зная, сколько единиц крепи (m^3 , окладов) расходуется на 1 м выработки, определяют производительность труда крепильщика

$$П_k = \frac{П'_k}{n_k} T', \text{ м}^3/\text{смену} \text{ (т/смену)}, \quad (57)$$

где n_k — количество единиц крепи на 1 м выработки;

T' — выход породы (руды) с 1 м выработки, m^3 (t).

Расход основного и вспомогательного крепежного материала на 1 m^3 породы или 1 t труды определяют по фактическому их объему.

При деревянной крепи определяют объем крепежного леса на одну крепежную раму и на 1 м выработки и объем леса для затяжки 1 м выработки.

Удельный расход леса составит

$$q_{\text{лес}} = \frac{Q_{\text{лес}}}{T}, \text{ м}^3/\text{м}^3 (\text{м}^3/\text{т}), \quad (58)$$

где $Q_{\text{лес}}$ — расход леса на 1 м выработки, м^3 .

При этом производят подсчет расхода леса отдельно по каждому виду материала (круглый лес, пиломатериалы, обаполы и т. д.) в виду их различной стоимости. Аналогично производят определение удельного расхода металлической крепи отдельно для станков, хомутов, стязек и т. д.

При креплении бетоном расход составных частей цемента (Ц), песка (П), щебня или гравия (Щ) для приготовления 1 м³ бетона можно определить по формулам:
цемента

$$Ц = \frac{1}{\beta(1 + A + B)}; \quad (59)$$

песка

$$П = \frac{А}{\beta(1 + A + B)}; \quad (60)$$

щебня

$$Щ = \frac{В}{\beta(1 + A + B)}, \quad (61)$$

где 1 : А : В — соотношение составных частей бетона;

β — выход бетона принимается равным 0,55—0,70.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОМПЛЕКСНОЙ НОРМЫ И СТОИМОСТИ 1 м ВЫРАБОТОК

При комплексной организации труда в бригаде необходимо определить комплексную норму на проходку. В табл. 10 приведена форма для определения нормы выработки и расценки на 1 м орта-заезда.

В графу 1 заносят все операции по проходке и креплению выработки (бурение, взрывание, уборка, крепление и т. д.). Норма выработки за одну человеко-смену по каждой операции (графа 2) определяется по действующим нормировочникам. В графу 3 заносят объемы работ в фактических единицах на 1 м выработки. Трудоемкость (человеко-смен) на 1 м выработки по норме (графа 4) определяется делением объема работ (графа 3) на норму выработки (графа 2). Трудоемкость по производительности (графа 5) будет в среднем на 10% меньше, чем по норме.

Расценка 1 м по операциям (графа 7) определяется умножением тарифной ставки (графа 6) на трудоемкость (человеко-смен) по норме (графа 4).

Наименование операций	Норма выработки на одну человеко-смену	Объем работ на 1 м орта	Трудоёмкость на 1 м; чел.-смен		Тарифная ставка, руб.—коп.	Расценка 1 м орта, руб.—коп.	За цикл		
			по норме	по производи-тельности труда			объем работ	трудоём-кость, чел.-смен	
								по норме	по произво-дительности
Бурение со взрыванием, м	0,91	1,0	1,1	1,0	7—68	8—45	1,32	1,45	1,32
Уборка породы машиной ПМЛ-5, м ³ :									
машинистом	15,0	8,6	0,57	0,52	5—38	3—06	11,35	0,76	0,69
помощником машиниста	15,0	8,6	0,57	0,52	3—80	2—16	11,35	0,76	0,69
Крепление рам, штук . . .	2,68	2,0	0,75	0,68	5—38	3—60	2,64	0,97	0,88
Настилка пути, м:									
старший рабочий . . .	5,6	1,0	0,179	0,163	3—80	0—68	1,32	0,23	0,21
младший рабочий . . .	5,6	1,0	0,179	0,163	3—20	0—57	1,32	0,23	0,21

Общая комплексная норма $N_{\text{ком}}$ определяется

$$N_{\text{ком}} = \frac{1}{r_{\text{об}}}, \text{ м/смену}, \quad (62)$$

где $r_{\text{об}}$ — суммарная трудоёмкость (человеко-смен) на 1 м выработки по норме (графа 4).

Сумма (графа 7) даёт общую расценку 1 м выработки по основной зарплате.

Общая стоимость 1 м подготовительной выработки определяется суммой затрат: основной и дополнительной зарплатой рабочих, стоимостью материалов, энергии, амортизации забойного оборудования и накладными расходами. В табл. 11, 12, 13 представлены формы для определения указанных затрат.

Амортизация на 1 м

$$a = \frac{A}{12v_{\text{мес}}}, \text{ руб/м}, \quad (63)$$

где A — годовая сумма амортизации, руб. в год;

$v_{\text{мес}}$ — среднемесячная скорость проведения выработок, м.

Средний сменный заработок рабочих определяется с учетом перевыполнения нормы выработки. Для подземных рабочих основных квалификаций сменный заработок может быть подсчитан по формуле

$$C_{\text{см}} = k_{\text{пер}} C_{\text{т}}, \text{ руб. в смену}, \quad (64)$$

где $C_{\text{т}}$ — тарифная ставка, руб. в смену;

$k_{\text{пер}} = 1,1$ — коэффициент перевыполнения нормы.

Таблица 11

Наименование материалов и вида энергии	Расход единиц на 1 т	Расход единиц на 1 м	Стоимость единицы, руб.	Сумма на 1 м, руб.
Аммонит № 6, кг	0,556	21,6	0,35	5,40
Огнепроводный шнур, м	1,55	60	0,03	1,80
Капсюли-детонаторы, штук	0,58	22	0,02	0,44
Буровая сталь, кг	0,015	0,58	0,31	0,18
Твердые сплавы, кг	0,002	0,078	24,50	1,91
Круглый лес, м ³	0,0218	0,720	12,50	9,00
Пиломатериалы, м ³	0,0039	0,116	23,00	2,66
Рельсы Р-38, т	—	0,076	60,00	4,55
Шпалы, штук	—	1,6	1,30	2,08
Накладки, подкладки, костыли, болты, 20% от стоимости рельсов	—	—	—	0,91
Контактный провод, кг	—	0,85	0,81	0,69
Итого материалов	—	—	—	29,42
Неучтенные материалы (3%)	—	—	—	0,88
Всего материалов	—	—	—	30,30
Сжатый воздух, м ³	60 *	2330	0,001	2,38

* С учетом воздуха на спусковку лунок для крепления

Таблица 12

Наименование оборудования	Число единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб.	Годовой процент амортизации	Годовая сумма амортизации, руб.
Перфоратор ПР-35	2	70	140	50,0	70,0
Поддерживающая колонка ППК-21	2	30	60	50,0	30,0
Погрузочная машина ПМЛ-5	1	1750	1750	34,6	605,0
Вентилятор забойный	1	98	98	22,0	21,6
Итого					726,6
Неучтенное оборудование 3%	—	—	—	—	21,8
Зачасти 3%	—	—	—	—	22,4
Всего годовой амортизации	—	—	—	—	770,8

Таблица 13

Наименование затрат	Сумма на 1 м, руб.
Зарплата основная	24,48
Дополнительная зарплата	2,94
Начисление на зарплату	2,64
Материалы	30,30
Энергия	2,33
Амортизация	1,07
Итого	63,76

Оплата ночных часов, за руководство бригадой, премии за перевыполнение объема работ учитываются в дополнительной зарплате, которая принимается в пределах 12—16% основной.

§ 6. РАСЧЕТ ПРОВЕДЕНИЯ ОРТА-ЗАЕЗДА

Орт-заезд проводят по устойчивым рудам крепостью 8—10. Форма сечения орта — трапециевидная. Высота 2,7 м, ширина 3,2 м. Площадь поперечного сечения 8,6 м². Крепление орта, принимая во внимание небольшое давление и срок службы, — деревянное, крепяемыми рамами вразбежку с затяжкой кровли обаполами. При проходке принимается комплексная организация труда.

Буровзрывные работы. Шпуры бурят ручными перфораторами ПР-35, установленными на поддерживающих колонках ППК-21. Применяют съемные коронки долотчатого типа, армированные твердым сплавом.

Скорость чистого бурения перфоратором ПР-35 для руд данной крепости в соответствии со справочником¹ принимаем 91 мм/мин.

Необходимое число шпуров на забой определяем по формуле

$$N = 2,3S \sqrt{\frac{F}{S}} = 2,3 \cdot 8,6 \sqrt{\frac{9}{8,6}} = 20 \text{ шпуров.}$$

Сменную норму выработки по бурению в шпурометрах определяем из выражения (22)

$$H_{\text{шпм}} = \frac{t_{\text{см}} - (t_{\text{пз}} + t_{\text{р.п}})}{t_{\text{ос}} + t_{\text{вс}}} = \frac{360 - (30 + 20)}{\frac{1000}{91} + 1,5} = 24,8.$$

Количество шпурометров на 1 м орта составит по формуле (24)

$$K_{\text{шпм}} = \frac{Nl'k_{\text{п}}}{\eta} = \frac{20 \cdot 1 \cdot 1,04}{0,85} = 24,5.$$

¹ Справочник норм выработки и расценок на горные работы шахт Кривбасса. Металлургиздат, 1959.

Сменная норма выработки бурильщика по формуле (23) будет

$$H'_6 = \frac{H_{\text{шпм}}}{K_{\text{шпм}}} = \frac{24,8}{24,5} = 1,01 \text{ м/смену.}$$

Учитывая, что зарядание и взрывание шпуров при проходке осуществляются бурильщиком, в соответствии с существующим положением норма выработки уменьшается на 10%:

$$H_{\text{бур}} = 1,01 \cdot 0,9 = 0,91 \text{ м/смену.}$$

Производительность труда бурильщика в смену с учетом перевыполнения нормы выработки на 10% по формуле (25) составит

$$P'_6 = H_6 k_{\text{пер}} = 0,9 \cdot 1,1 = 1,01 \text{ м/смену}$$

или по формуле (26)

$$P_6 = H_6 k_{\text{пер}} S_{\gamma p} = 0,9 \cdot 1,1 \cdot 8,6 \cdot 3,5 = 30,5 \text{ т/смену.}$$

Уборка руды. Отбитую руду убирают погрузочной машиной ПМЛ-5 в вагонетки ВО-5 с ручкой откаткой (заменой) вагонеток.

Состав звена: машинист ПМЛ-5 и его помощник.

Норма выработки при откатке груженых вагонеток вручную на расстояние до 50 м по справочнику равна 13—16 м³/смену.

Принимаем: $H_m = 15 \text{ м}^3/\text{смену}$ или $H_m = 52,5 \text{ т/смену}$.

Производительность труда машиниста погрузочной машины ПМЛ-5 с учетом перевыполнения нормы на 10% будет

$$P_m = H_m k_{\text{пер}} = 52,5 \cdot 1,1 = 57,6 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда помощника машиниста погрузочной машины ПМЛ-5

$$P_{\text{п. м}} = 57,6 \text{ т/смену.}$$

Крепление орта. Орт, как было указано, крепят крепежными рамами вразбежку с затяжкой кровли обаполами. Для крепления принимается круглый лес диаметром 220 мм. Расстояние между рамами 0,5 м.

Норма выработки на крепление вразбежку с затяжкой кровли принимается равной 2,68 рамы на человеко-смену.

Производительность труда крепильщика с учетом перевыполнения нормы по формуле (56а) составит

$$P'_k = H'_k k_{\text{пер}} = 2,68 \cdot 1,1 = 2,95 \text{ рамы/чел-смену}$$

или на 1 м выработки

$$P_k = \frac{P'_k}{2} = \frac{2,95}{2} = 1,47 \text{ м/чел-смену,}$$

где 2 — число рам на 1 м орта.

Производительность труда крепильщика в тоннах составит:

$$P_k = 1,47 \cdot 8,6 \cdot 3,5 = 44,2 \text{ т/чел-смену.}$$

Настилка временного пути. Временный путь настилают вслед за подвиганием забоя. Норма выработки на настилку пути составляет 5,6 м/чел-смену.

Производительность труда рабочего по настилке пути с учетом перевыполнения нормы составит

$$П_n = 5,6 \cdot 1,1 = 6,15 \text{ м/чел-смену}$$

или

$$П_n = 6,15 \cdot 8,6 \cdot 3,5 = 174 \text{ т/чел-смену.}$$

Определение комплексной нормы выработки и расценки 1 м орта-заезда. На основании полученных индивидуальных норм выработки по выполнению отдельных операций производим расчет комплексной нормы выработки и расценки 1 м выработки. Расчет сведен в табл. 10, из которой следует:

комплексная расценка 1 м орта равна 18 руб. 52 коп.;

комплексная норма выработки $\frac{1}{3,35} = 0,3 \text{ м/чел-смену}$;

на 1 м орта необходимо затратить 3,04 чел-смен по производительности.

Организация работ по проведению орта. Орт проводит комплексная бригада в составе четырех человек.

Подвигание забоя за цикл по формуле (9) составит

$$l_n = \frac{n_p}{r_{об}} = \frac{4}{3,04} = 1,32 \text{ м.}$$

Необходимая средняя глубина шпуров при коэффициенте использования шпура 0,85 по формуле (10) будет

$$l = \frac{l_n}{\eta} = \frac{1,32}{0,85} = 1,55 \text{ м.}$$

Объем руды за одно взрывание по формуле (29) составит

$$V = l\eta S = 1,55 \cdot 0,85 \cdot 8,6 = 11,35 \text{ м}^3.$$

Тоннаж руды за одно взрывание по формуле (31) составит

$$T = V\gamma_p = 11,35 \cdot 3,5 = 38,8 \text{ т.}$$

Количество человеко-смен на выполнение отдельных операций проходческого цикла приведено в табл. 10. Длительность цикла принимается две смены.

Работы по проведению орта организованы следующим образом.

В первую смену работают два человека, которые производят полную уборку руды в течение 4 ч, а в оставшееся время подготавливают лушки для крепления и частично закрепляют орт. Во вторую смену работают также два человека, которые в начале смены заканчивают крепление, производят настилку пути, а затем обуривают забой и взрывают. Орт проветривают с помощью забойного вентилятора ВП-200 с прорезиненными трубами способом нагнетания в двухчасовой между-сменный перерыв.

На рис. 3 приведена циклограмма проведения орта.
Расход основных материалов и электроэнергии. По буровзрывным работам. В качестве ВВ принимают аммонит № 6. Взрывание — огневое капсюлями-детонаторами № 8.

Расход ВВ определяем по формуле (12)

$$q = 0,43l' \sqrt{V'} = 0,43 \cdot 2,74 \sqrt{2,74} = 1,95 \text{ кг/м}^3,$$

$$l' = \frac{Nl}{V} = \frac{20 \cdot 1,55}{11,55} = 2,74 \text{ м/м}^3.$$

Наименование операций	1 смена						Перерыв		2 смена						Перерыв	
	1	2	3	4	5	6	1	2	1	2	3	4	5	6	1	2
Бурение шпуров																
Взрывание																
Проветривание																
Уборка руды																
Крепление																
Настилка пути																

Рис. 3. Циклограмма проведения орта-заседа

Расход аммонита № 6 на 1 м составит

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{q}{\gamma_p} = \frac{1,95}{3,5} = 0,556 \text{ кг/м.}$$

Расход капсюлей-детонаторов с учетом 10% резерва по формуле (18) составит

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1N}{T} = \frac{1,1 \cdot 20}{38,8} = 0,58 \text{ шт/м.}$$

Расход огнепроводного шнура на один шпур по формуле (15) составит

$$l_{\text{шн}} = \frac{2}{3}l + \frac{B}{2} + 0,5 = \frac{2}{3} \cdot 1,55 + \frac{3,2}{2} + 0,5 = 3,0 \text{ м.}$$

Расход огнепроводного шнура на 1 м по формуле (17) составит

$$l'_{\text{шн}} = \frac{L_{\text{об}}}{T} = \frac{l_{\text{шн}}N}{T} = \frac{3 \cdot 20}{38,8} = 1,55 \text{ м/м.}$$

Расход буровой стали и твердых сплавов принимаем по данным практики: буровой стали 15 кг/1000 м; твердых сплавов 2 кг/1000 м.

Расход сжатого воздуха перфораторами за цикл по формуле (20) составит

$$Q_{\text{сж. в}} = q_{\text{п}} \frac{Nl}{v_6} k_1 k_2 = 29 \frac{20 \cdot 1,55}{91} 1,18 \cdot 1,2 = 1360 \text{ м}^3.$$

Расход воздуха на 1 м определяют по формуле (21)

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{Q_{\text{сж. в}}}{T} = \frac{1360}{38,8} = 35,2 \text{ м}^3/\text{т}.$$

С учетом продувки шпуров расход сжатого воздуха на 1 м принимаем равным 36 м³/т.

По уборке руды. Расход сжатого воздуха машиной ПМЛ-5 на цикл по формуле (39) составит

$$Q_{\text{сж. в}} = q_{\text{мт}} k_1 k_2 k_{\text{ис}} = 4,0 \cdot 240 \cdot 0,6 \cdot 1,18 \cdot 1,2 = 815 \text{ м}^3.$$

Расход сжатого воздуха на 1 м по формуле (21) составит

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{Q_{\text{сж. в}}}{T} = \frac{815}{38,8} = 21 \text{ м}^3/\text{т}.$$

По креплению. Объем круглого леса на одну крепезную раму составляет 0,360 м³.

Расход круглого леса на 1 м выработки

$$Q'_{\text{лес}} = 0,360 \cdot 2 = 0,720 \text{ м}^3.$$

Расход круглого леса на 1 м по формуле (58) составит

$$q_{\text{лес}} = \frac{Q'_{\text{лес}}}{T} = \frac{0,720}{8,6 \cdot 3,5} = 0,0218 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Расход пиломатериалов на затяжку 1 м при толщине леса 0,04 м и ширине выработки по кровле 2,9 м составит

$$Q'_{\text{п. мат.}} = 0,04 \cdot 2,9 \cdot 1,0 = 0,116 \text{ м}^3.$$

Расход пиломатериалов на 1 м

$$q_{\text{п. мат.}} = \frac{0,116}{8,5 \cdot 3,5} = 0,0039 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Стоимость 1 м орта определяют на основании расчетных данных по трудовым затратам, расходу материалов, энергии, задалживаемого забойного оборудования и стоимостных показателей по ним¹. (см. табл. 13).

Зарплата. Расценка за 1 м орта по тарифным ставкам определена в табл. 10 и составляет 18,52 руб.

Сумма зарплаты с учетом перевыполнения нормы на 10% составит

$$18,52 \cdot 1,1 = 20,4 \text{ руб.}$$

Общая сумма зарплаты рабочих за 1 м орта с учетом премии за перевыполнение нормы выработки (2% от сдельного заработка за каждый процент перевыполнения нормы) будет

$$20,4 + 20,4 \frac{2 \cdot 10}{100} = 24,48 \text{ руб.}$$

¹ Стоимостные показатели в примере приняты условные и не могут являться справочным материалом.

Дополнительная зарплата в размере 12% от основной составит
 $24,24 \cdot 0,12 = 2,94$ руб.

Начисления на зарплату в размере 7,9% от основной и дополнительной составят

$$27,42 \cdot 0,079 = 2,64 \text{ руб.}$$

Сумма амортизационных отчислений на 1 м при среднемесячной скорости проходки в течение года 60 м

$$\frac{770,8}{1260} = 1,07 \text{ руб.}$$

§ 7. РАСЧЕТ ПРОВЕДЕНИЯ ШТРЕКА ГОРИЗОНТА ВЫПУСКА РУДЫ

Штрек сводчатой формы сечением 4 м² проводится по руде крепостью 5—6. Штрек крепят металлическими станками из спецпрофиля СП-18 с расстоянием между ними 0,5 м и полной затяжкой.

Шпуры бурят перфоратором ПР-35 с пневмоподдерживающей колонки, при этом применяются съемные коронки, армированные твердым сплавом ВК-12.

ВВ — патронированный аммонит № 6. Взрывание — огневое. Доставка руды производится скреперной установкой ЛС-28, которую применяют и на очистных работах.

Состав проходческой бригады: один бурильщик, три крепильщика и один скреперист. Бригада одновременно проводит два штрека.

Буровзрывные работы. Число шпуров на забой определяем по формуле (1)

$$N = 2,7S \sqrt{\frac{f}{S}} = 2,7 \cdot 4 \sqrt{\frac{6}{4}} \approx 13.$$

Режим работы бурильщика принимается на основании обобщенных данных хронометражных наблюдений следующим:

1) оборка забоя 10 мин; 2) подготовка к бурению 10 мин; 3) бурение первого забоя t_1 ; 4) уборка инструмента 10 мин; 5) переход во второй забой и подготовка к бурению 20 мин; 6) бурение второго забоя t_2 ; 7) уборка инструмента 10 мин; 8) заряджание и взрывание 30 мин*.

Итого

$$t_6 = t_1 + t_2 = t_{см} - t_{всп} = 360 - 90 = 270 \text{ мин.}$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, мин;

$t_{всп}$ — время выполнения вспомогательных операций, мин.

Глубина шпуров, исходя из обруивания забоев в течение смены, определяется по формуле (6)

* Заряджание и взрывание шпуров производят бурильщик и взрывник.

$$l \approx \frac{t_6^2 \sigma \gamma_1 \gamma_2 n_{\pi}}{1000 N n_3} = \frac{270 \cdot 190 \cdot 0,65 \cdot 1}{1000 \cdot 13,2} = 1,28 \text{ м.}$$

Подвигание забоев за взрыв при $k. и. ш. = 0,85$ составит по формуле (10)

$$l_{\pi} = l \gamma_1 = 1,28 \cdot 0,85 = 1,08 \text{ м.}$$

Общее подвигание забоев составит

$$1,08 \cdot 2 = 2,16 \text{ м.}$$

Общий тоннаж руды за одно взрывание в двух забоях по формуле (31) составит

$$T = V \gamma_{\text{р}} = l_{\pi} S \gamma_{\text{р}} = 2,16 \cdot 4 \cdot 3,6 = 31,2 \text{ т.}$$

Производительность труда бурильщика при этом составит также $\Pi_6 = 31,2 \text{ т/смену.}$

Расход ВВ определяем по условию заполнения шпуров.

Расход ВВ за одно взрывание

$$Q_{\text{ВВ}} = N l k_3 \gamma = 13 \cdot 1,28 \cdot 0,7 \cdot 1,0 = 11,7 \text{ кг,}$$

где γ — весовое количество ВВ на 1 м шпура. При патронах ВВ весом 200 г и длиной 200 мм на 1 м вмещается пять патронов общим весом 1 кг.

Расход ВВ на 1 м составит

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{T} = \frac{11,7 \cdot 2}{31,2} = 0,750, \text{ кг/т.}$$

Расход огнепроводного шнура на один шпур по формуле (15) составит

$$\begin{aligned} l_{\text{шн}} &= \frac{2}{3} l + 0,5B + 0,5 = \\ &= \frac{2}{3} \cdot 1,28 + 0,5 \cdot 2 + 0,5 = 2,36 \text{ м.} \end{aligned}$$

Принимаем $l_{\text{шн}} = 2,5 \text{ м.}$ Тогда расход шнура на 1 м по формуле (17) составит

$$l'_{\text{шн}} = \frac{l_{\text{шн}} N}{T} = \frac{2,50 \cdot 13}{15,6} = 2,08 \text{ м/т.}$$

Расход капсулей-детонаторов на 1 м с 10%-ным запасом по формуле (18) составит

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1N}{T} = \frac{1,1 \cdot 13}{15,6} = 0,92 \text{ шт/т.}$$

Расход сжатого воздуха на бурение по формуле (20) составит

$$Q_{\text{сж. в}} = n_{\pi} q_{\pi} \frac{1000 N l}{v_6} k_1 k_2 = 1 \cdot 2,7 \cdot \frac{1000 \cdot 13 \cdot 1,28}{190} \cdot 1,15 \cdot 1,2 = 326 \text{ м}^3.$$

Удельный расход сжатого воздуха по формуле (21) составит

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{Q_{\text{сж. в}}}{T} = \frac{326}{15,6} = 20,9 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Уборка руды производится скреперной установкой ЛС-28 в рудоспуск. При длине штреков 25 м среднее расстояние доставки составит 12,5 м.

Из двух забоев за смену нужно убрать 31,2 т или 8,65 м³ руды.

При норме выработки на уборку руды (по данным справочника) 17 м³/смену производительность труда скрепериста по формуле (118) составит

$$П_c = Н_c k_{пер} = 17 \cdot 1,1 = 18,7 \text{ м}^3/\text{смену} \text{ или } 67,5 \text{ т}/\text{смену}.$$

Время уборки руды из обоих забоев составит

$$t_y = \frac{T}{П_c} = \frac{8,65}{18,7} = 0,462 \text{ смены или } 2,8 \text{ ч.}$$

С учетом перехода во второй забой и установки скреперных блоков в обоих забоях время уборки принимается равным 3,8 ч.

В оставшееся время смены (2,2 ч) скреперист подготавливает лунки для установки крепи.

Удельный расход электроэнергии на уборку руды по формулам (40) и (41) составит

$$\omega_э = \frac{t_y N_{дв} k_{ис}}{T \eta_{дв}} = \frac{2,8 \cdot 28 \cdot 0,8}{31,2 \cdot 0,9} \approx 2,2 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т}.$$

Крепление штрека металлическими рамами с полной затяжкой производят трое крепильщиков.

При расстоянии между арками 0,5 м за один цикл необходимо установить

$$n_{рам} = \frac{2l_{п}}{0,5} = \frac{2 \cdot 1,08}{0,5} = 4,3 \text{ рамы}.$$

По данным справочника, норма на одного крепильщика составляет 1,4 рамы в смену.

Производительность труда крепильщика с учетом перевыполнения нормы

$$П_k = 1,4 \cdot 1,1 = 1,54 \text{ рамы в смену}.$$

За одну смену звено установит

$$П'_k = 3 \cdot 1,54 = 4,6 \text{ рамы}$$

или закрепит

$$4,6 \cdot 0,5 = 2,3 \text{ м выработки}.$$

Производительность труда крепильщика по формуле (57) составит

$$П_k = \frac{П_k T'}{n_p n_k} = \frac{4,6 \cdot 1,4}{3,2} = 11,0 \text{ т}/\text{смену}.$$

На 1 м выработки устанавливается две рамы. Вес рамы 180 кг. Расход металла на 1 т составит

$$q_{мет} = \frac{2 \cdot 180}{4,0 \cdot 1,0 \cdot 3,6} = 25 \text{ кг}/\text{т}.$$

Для затяжки 1 м выработки с учетом оставления окон для дучек расходуется (по данным практики и нормировочников) 0,7 м³ леса-кругляка диаметром 12—15 см.*

Расход леса на 1 м по формуле (58) составит

$$q_{\text{лес}} = \frac{Q'_{\text{лес}}}{T'} = \frac{0,7}{4,0 \cdot 1,0 \cdot 3,6} = 0,049 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Шпунтовка лунок. Лунки (канавки) для установки крепи шпунтуются скреперистом перфоратором ПА-23. Время шпунтовки канавок в обоих забоях 2,2 ч.

Расход сжатого воздуха на шпунтовку по формуле (20) составит

$$Q_{\text{сж. в}} = q_{\text{п}} t'_6 k_1 k_2 k_{\text{ис}} = 2,5 \cdot 132 \cdot 1,15 \cdot 1,2 \cdot 0,5 = 230 \text{ м}^3,$$

где t'_6 — общее время шпунтовки лунок, мин.

Удельный расход сжатого воздуха при этом составит

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{Q_{\text{сж. в}}}{T} = \frac{230}{31,2} = 7,4 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Оборудование штрека. Для улучшения доставки руды на почве штрека после его проведения укладывают настил из четырех рельсов на лежнях. Вес рельса 14 кг/м. Норма выработки на укладку настила на одного крепильщика 7,5 м/смену. Производительность труда крепильщика с учетом перевыполнения нормы

$$1,2 \cdot 7,5 = 9,0 \text{ м/смену}.$$

Производительность в тоннах

$$P_{\text{к}} = 9 \cdot 14 = 126 \text{ т/смену}.$$

Расход рельсов

$$q_{\text{рельс}} = \frac{4 \cdot 14}{14} = 4 \text{ кг/м}.$$

Расход круглого леса на лежни. Лежни диаметром 15 см и длиной по 2 м укладывают на расстоянии 0,5 м друг от друга. На 1 м выработки укладывают два лежня.

Расход леса на 1 м выработки

$$Q'_{\text{лес}} = \frac{\pi d^2}{4} V n_{\text{к}} = \frac{3,14 \cdot 0,15^2}{4} \cdot 2 \cdot 2 = 0,068 \text{ м}^3/\text{м}.$$

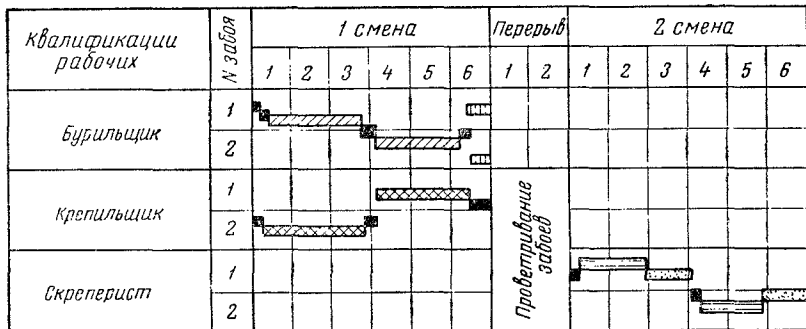
Удельный расход леса определяем по формуле (58)

$$q_{\text{лес}} = \frac{Q'_{\text{лес}}}{T'} = \frac{0,068}{14} = 0,0051 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Основные технико-экономические показатели проведения штрека горизонта выпуска приведены в табл. 14, которые затем заносят в свод-

* Расход леса на 1 м выработки можно подсчитать точно по размеру выработки и диаметру крепежного леса.

Показатели	Буро- выезные работы	λ борка руды	Крепление штрека	Шпунтов- ка кана- в в ок.	Оборудо- вание штрека	Общий по- казатель
Производительность труда, т/смену:						
бурильщика	31,2	—	—	—	—	31,2
скрепериста	—	31,2	—	—	—	31,2
крепыльщика	—	—	11,0	—	—	11,0
Расход:						
ВВ, кг/т	0,750	—	—	—	—	0,750
огнепроводного шнура, м/т	2,08	—	—	—	—	2,08
капсюлей-детонаторов, шт/т	0,92	—	—	—	—	0,92
крепежного леса, м ³ /т	—	—	0,049	—	0,0051	0,054
рельсов, кг/т	—	—	—	—	4	4
спецпрофиля, кг/т	—	—	25	—	—	25
сжатого воздуха, м ³ /т	20,9	—	—	7,4	—	28,3
электроэнергии, квт·ч/м	—	2,0	—	—	—	2,0



Условные обозначения:

- | | | | |
|---|---|---|-------------------|
| [Горизонтальная линия с диагональным штрихом] | Подготовительно-заключительные операции | [Горизонтальная линия с диагональным штрихом] | Крепление |
| [Горизонтальная линия с диагональным штрихом] | Бурение | [Горизонтальная линия с диагональным штрихом] | Уборка руды |
| [Горизонтальная линия с диагональным штрихом] | Заряжание и взрывание | [Горизонтальная линия с диагональным штрихом] | Шпунтовка канавок |

Рис. 4. Циклограмма проведения штреков горизонта выпуска руды

ную таблицу технико-экономических показателей по системе разработки в целом.

На рис. 4 приведена циклограмма проведения штреков горизонта выпуска руды.

ПРОХОДКА ВОССТАЮЩИХ

Подготовительные и нарезные восстающие выработки в зависимости от назначения и конкретных условий проходят по руде или боковым породам.

Форма и размеры сечений восстающих зависят от их назначения. Наиболее распространено квадратное сечение восстающих в одно отделение размерами $1,5 \times 1,5$ и $1,6 \times 1,6$ м (ходовые, вентиляционные, материальные, рудо- и породоперепускные). Восстающие в несколько отделений наиболее часто имеют сечение от 2,26 до $6,5$ м².

Восстающие в зависимости от назначения и срока службы крепят деревом, реже — металлическими кольцами с затяжкой боков или железобетоном.

Крепление восстающих металлическими кольцами и железобетоном обычно применяют для капитальных рудоперепусков с большим сроком службы, пройденных в неустойчивых рудах (породах).

Деревянная крепь может быть распорная, венцовая на стойках и сплошная венцовая.

Распорную крепь применяют при проходке восстающих в крепкой устойчивой руде или породе.

В неустойчивых породах применяют венцовую крепь на стойках. Сплошную венцовую крепь устанавливают в восстающих, пройденных в очень неустойчивых породах, а также в восстающих, сооружаемых в закладке или замагазинированной руде.

Восстающие обычно проходят с помощью буровзрывных работ, отбивая горную массу шпурами, шпурами и скважинами или только скважинами.

Наибольшее распространение имеет способ проходки восстающих со шпуровой отбойкой и с установкой распорной крепи (расстрелов). Этот способ называют обычным.

Более прогрессивный способ проходки восстающих глубокими скважинами. Методика расчета проходки восстающих приводится по их способам.

§ 1. ПРОХОДКА ВОСТАЮЩИХ ОБЫЧНЫМ СПОСОБОМ

Схема проходки восстающего обычным способом показана на рис. 5. Для рационального и безопасного ведения взрывных работ для каждого забоя составляется паспорт буровзрывных работ, где указываются все необходимые данные для бурения и заряжания шпуров, взрывания зарядов и обеспечения условий безопасности.

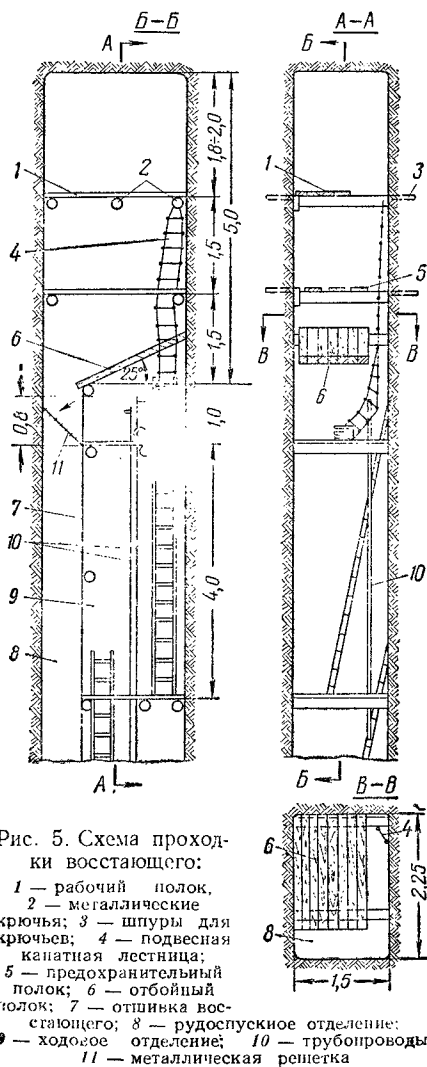


Рис. 5. Схема проходки восстающего:

- 1 — рабочий полук,
- 2 — мегалитические крючья; 3 — шпурь для крючьев; 4 — подвесная канатная лестница;
- 5 — предохранительный полук; 6 — отбойный полук; 7 — отшивка восстающего; 8 — рудослусное отделение;
- 9 — ходовое отделение; 10 — трубопроводы; 11 — металлическая решетка

расхода ВВ является формула (13) — проф. Н. М. Покровского.

Потребное количество ВВ на заходку (цикл) определяется по формулам:

при ориентировочных расчетах

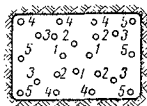
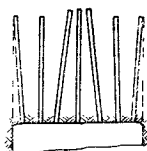
$$Q_{ВВ} = qV = q!S, \text{ кг}, \quad (65)$$

при уточненных расчетах

$$Q_{ВВ} = q_{ВР} N_{ВР} + q_{ВС} N_{ВС} + q_{ОТБ} N_{ОТБ}, \text{ кг}, \quad (66)$$

где $q_{ВР}$, $q_{ВС}$, $q_{ОТБ}$ — вес заряда соответственно врубового, вспомогательного и отбойного шпуров, кг;
 $N_{ВР}$, $N_{ВС}$, $N_{ОТБ}$ — число соответственно врубовых, вспомогательных и отбойных шпуров в забое.

Показатели	Единица измерения	Количество
Категория шахт	(по газу) (по пыли)	
Сечение выработки	(диаметр в сечении)	м ²
Категория крепости по шкале Руды пров. Прогнозьяковича	(по шкале) (по классу)	
Буровые механизмы	(тип) (количество)	шт
Моранки, пилы	(тип) (диаметр) (количество)	шт
Количество шпуров на цикл	(по рубле) (по породе)	шт
Количество шпурометров по шкале	(по рубле) (по породе)	шт
Количество шпурометров на 1 м проходки	(по рубле) (по породе)	шт
К и ш	(по рубле) (по породе)	
Тип ВВ		
Расход ВВ	(на цикл) (на 1 м)	кг
Тип электродетонаторов		
Расход электродетонаторов	(на цикл) (на 1 м)	шт
Тип взрывчат машин ВМК		
Получение забоя за взрывание		м
Выход пыли		
Выход породы за цикл		м



№ шпура, взрывающегося за один прием	Длина каждого шпура, м	Углы наклона шпура	Вес заряда каждого шпура, кг	Последовательность взрывания

Рис. 6. Паспорт буровзрывных работ при проходке восстающего

Количество ВВ на один шпур определяется из выражения

$$q_{ш} = \frac{l_{п}}{l_{п}} q_{п}, \text{ кг}, \quad (67)$$

где $l_{п}$ — длина патрона, м;

$q_{п}$ — вес патрона ВВ, кг.

Для лучшего эффекта взрывания и рационального расходования ВВ вес заряда врубовых шпуров рекомендуется принимать на 15—20% больше среднего веса заряда, а вспомогательных на 10—15% меньше.

Для расчета числа шпуров могут быть использованы следующие формулы: (1), (2), (3), (4). Кроме этого, можно пользоваться формулой УкрНИИОМНСа, выведенной на основании учета удельного расхода ВВ, объема подлежащей отбойке руды (породы) и возможного распределения ВВ в шпурах,

$$N = \frac{1,27qS}{d_{п}^2 \Delta k_3}, \quad (68)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³;

Δ — плотность ВВ, кг/м³;

$d_{\text{п}}$ — диаметр патрона ВВ, м;

S — сечение восстающего, м²;

k_3 — коэффициент заполнения шпуров.

Приблизительно число шпуров на забой восстающего можно определять исходя из площади забоя, приходящейся на один шпур, и принятого сечения выработки. В этом случае число шпуров определится из выражения

$$N = \frac{S}{S'} . \quad (69)$$

Площадь забоя на один шпур S' устанавливается опытным путем. Б. Н. Болотов рекомендует следующие нормы удельной площади забоя на один шпур при использовании в качестве ВВ аммонита № 6 (табл. 15).

Таблица 15

Коэффициент крепости пород f	Площадь сечения восстающего S , м ²	Удельная площадь забоя на один шпур S' , м ²	Коэффициент крепости пород f	Площадь сечения восстающего S , м ²	Удельная площадь забоя на один шпур S' , м ²
6—8	6,8	0,29	10—14	3,4	0,20
	5,0	0,25		3,0	0,18
	3,0	0,20		1,25	0,10
8—10	4,5	0,22	14—16	3,0	0,16
	3,0	0,20		2,8	0,14
10—14	6,5 4,8	0,30 0,27	16—18	3,7	0,19
				2,9	0,17
				2,7	0,15
				1,8	0,10

Схемы расположения шпуров в забоях восстающих показаны на рис. 7.

Для определения глубины шпуров при дифференцированной организации труда В. Н. Глазунов рекомендует следующую формулу:

$$l = \frac{P_{\text{б}} n_{\text{п}} m_{\text{см}}}{k_{\text{вс}} \sigma N} , \text{ м}, \quad (70)$$

где l — глубина шпуров, м;

$P_{\text{б}}$ — сменная производительность труда бурильщика, шпурометры;

$n_{\text{п}}$ — число одновременно работающих в забое перфораторов;

$m_{\text{см}}$ — число смен бурения в одном цикле;

$k_{\text{вс}} \sigma$ — коэффициент, учитывающий объем вспомогательного бурения, равный 1,1;

N — число шпуров в забое.

При комплексной организации труда глубина шпуров определяется в зависимости от принятого числа рабочих в бригаде (звене) и расхода человеко-смен на 1 м выработки [см. формулы (9) и (10), § 2 главы 1].

Наиболее часто глубина шпуров колеблется в пределах 1,5—2,5 м и иногда достигает 3,0 м.

Величина коэффициента использования шпура составляет при врубах с наклонными шпурами 0,6—0,85, а при прямых врубах — от 0,95 до 1,0.

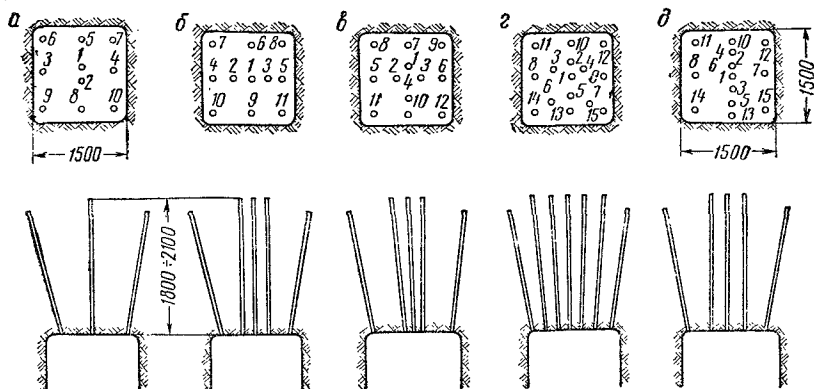


Рис. 7. Схемы расположения шпуров, применяемые при проходке восстающих:

а, б и в — в слабых породах; г и д — в крепких породах

Для бурения шпуров при проходке восстающих обычным способом применяют телескопные перфораторы. В табл. 16 приведены данные, характеризующие чистую скорость бурения телескопными перфораторами в зависимости от крепости пород (при 5 атм).

Таблица 16

Марка перфоратора	Диаметр коронки, мм	Коэффициент крепости пород f		
		6—8	10—12	14—16
Чистая скорость бурения, мм/мин				
ПТ-45	46	352	175	129
	85	63	19,2	53
ПТ-29	46	271	217	118
	85	61	23	57
ПТ-36	46	275	155	116
	85	—	—	67

Методика определения нормы выработки по бурению шпуров и производительности труда бурильщика при проходке восстающих аналогична методике по определению указанных величин при проведении горизонтальных выработок [см. формулы (22), (23), (24), (25) и (26), § 2 главы 1].

Время на зарядание шпуров определяется из выражения

$$t_3 = \frac{Nt'_3}{n_p} + t_{вс}, \text{ мин}, \quad (71)$$

где t'_3 — время зарядания одного шпура, мин; колеблется в пределах 4—6 мин;

n_p — число рабочих, заряжающих забой;

$t_{вс}$ — вспомогательное время на зарядание шпуров, мин. (Обычно при расчетах $t_{вс} \approx 5$ мин).

При проходке восстающих применяют электрический способ взрывания. Соединение электродетонаторов при монтаже электровзрывной сети может быть последовательным, параллельным и смешанным.

Выбор того или иного способа соединения электродетонаторов производится на основании расчета величины тока, поступающего в каждый электродетонатор. Для этого пользуются формулами:

при последовательном соединении

$$I = i = \frac{U_n}{R_c + n_{дет}r_c}, \quad (72)$$

при параллельном соединении

$$I = \frac{U_n}{R_c + \frac{r_c}{n_{дет}}}; \quad i = \frac{I}{n}, \quad (73)$$

при последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{U_n}{R_c + \frac{n_{дет}r_c}{m}}; \quad i = \frac{I}{m}, \quad (74)$$

при параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{U_n}{R_c + \frac{m_{гр}r_c}{n'_{дет}}}; \quad i = \frac{I}{n'_{дет}}, \quad (75)$$

где I — сила тока в магистральных проводах, а;

i — то же в электродетонаторах, а;

U_n — напряжение источника тока, в;

$n_{дет}$ — число электродетонаторов в сети;

$n'_{дет}$ — число электродетонаторов в группе;

$m_{гр}$ — число групп;

r_c — сопротивление электродетонатора (2—4,2 ом);

R_c — сопротивление магистральных и соединительных проводов, ом,

$$R_c = \frac{\rho_c l_{пр}}{S_{пр}}, \text{ ом}, \quad (76)$$

где ρ_c — удельное сопротивление материала провода, ом · мм²/м.

$l_{\text{пр}}$ — длина провода, м ;

$S_{\text{пр}}$ — площадь поперечного сечения провода, мм^2 .

Минимальный ток для каждого электродетонатора считается 2,5 а при источнике переменного тока и 2 а — при источнике постоянного тока.

Восстающий проветривают вентиляторами местного проветривания и эжекторами. Время проветривания забоя определяется в зависимости от принятой организации работ по проходке восстающего и используемых средств вентиляции. При скоростных проходках, когда в смену выполняется несколько циклов, продолжительность проветривания составляет 15—20 мин . При обычных способах проходки проветривание осуществляется в перерыве между сменами.

Количество воздуха, необходимого для проветривания восстающего, определяется по формуле проф. А. И. Ксенофонтовой (нагнетательная схема проветривания)

$$Q_{\text{воз. н}} = \frac{250}{t_{\text{пр}}} \sqrt{\frac{ASL}{75 + A}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (77)$$

где S — площадь поперечного сечения восстающего, м^2 ;

$t_{\text{пр}}$ — время проветривания, мин ;

L — длина глухой выработки, м ;

A — расход ВВ за один взрыв, кг .

Проверка на минимальную скорость струи воздуха $v_{\text{воз}}$ производится по формуле

$$v_{\text{воз}} = \frac{Q_{\text{воз. н}}}{S} > 0,25, \text{ м/сек.} \quad (78)$$

Производительность вентилятора с учетом потерь воздуха в трубопроводе определяется из выражения

$$Q_{\text{всн}} = \rho Q_{\text{воз. н}}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (79)$$

где ρ — коэффициент потерь воздуха.

Депрессия трубопровода определяется по формуле

$$h = \rho \frac{\alpha PL}{S^3} Q_{\text{ср}}^2, \text{ мм вод. ст.}, \quad (80)$$

где $Q_{\text{ср}}$ — среднее количество воздуха, необходимого для проветривания забоя, $\text{м}^3/\text{сек}$;

α — коэффициент вентиляционного сопротивления трубопровода;

P — периметр трубы, м ;

S — площадь поперечного сечения вентиляционной трубы, м^2 .

Значения P и α приведены в специальной литературе по проветриванию горных выработок.

Депрессия вентилятора определяется по формуле

$$h_{\text{всн}} = h + h_{\text{дин}}, \text{ мм вод. ст.}, \quad (81)$$

где $h_{\text{дин}}$ — динамическая депрессия, мм вод. ст.

Динамическая депрессия $h_{\text{дин}}$ подсчитывается по формуле

$$h_{\text{дин}} = \frac{v_{\text{воз}}^2 \gamma_{\text{воз}}}{2g}, \text{ мм вод. ст.}, \quad (82)$$

где $\gamma_{\text{воз}}$ — удельный вес воздуха, равный $1,2 \text{ кг/м}^3$;

$v_{\text{воз}}$ — средняя скорость движения воздуха при выходе из трубы, м/сек ;

g — ускорение силы тяжести, равное $9,81 \text{ м/сек}^2$.

Исходя из необходимой производительности $Q_{\text{вен}}$ и величины депрессии $h_{\text{вен}}$ выбирается вентилятор. Максимальное удаление конца вентиляционной трубы от забоя определяется по формуле (43).

Уборка породы. При проходке восстающих отбитая руда (порода) размещается в нижней их части, если они оборудованы люком, или падает непосредственно на подожву горизонтальной выработки. В первом случае горную массу выпускают через люк в вагонетки, во втором — убирают погрузочной машиной.

Необходимое число вагонов в обоих случаях подсчитывают по формуле

$$n_{\text{в}} = \frac{V'}{V_{\text{в}}}, \quad (83)$$

где V' — объем взорванной породы в разрыхленном состоянии, м^3 ;

$V_{\text{в}}$ — емкость вагонетки, м^3 .

Объем взорванной породы в разрыхленном состоянии определяют из выражения

$$V' = Sl\eta k_p, \text{ м}^3, \quad (84)$$

где S — площадь поперечного сечения, м^2 ;

l — средняя глубина шпуров, м ;

k_p — коэффициент разрыхления;

η — коэффициент использования шпура.

Организация работ при проходке восстающих мелкошпуровым способом определяется последовательностью и затратами времени на выполнение проходческих процессов одного цикла, количеством циклов в сутки и числом забоев, обслуживаемых одной проходческой бригадой.

Цикл при проходке восстающих включает: бурение, зарядание и взрывание, проветривание, приведение забоя в безопасное состояние, уборку горной массы, возведение крепи и оборудование восстающего. Уборка горной массы иногда совмещается с бурением или креплением восстающего. Все остальные операции выполняются последовательно. Проходка восстающих осуществляется при одном, двух и трех циклах в сутки.

При составлении циклограммы проходческих работ учитывают размеры сечения восстающего, горногеологические условия, способ бурения и требуемую скорость проходки.

Время, необходимое на выполнение одного проходческого цикла.

$$t_{ц} = t_{б} + t_{з} + t_{пр} + t_{раз} + t_{к}, \text{ мин.} \quad (85)$$

где $t_{ц}$ — продолжительность цикла, мин;
 $t_{б}, t_{з}, t_{пр}, t_{раз}, t_{к}$ — затраты времени соответственно на бурение, зарядание и взрывание, проветривание, разборку забоя, устройство полков и крепление восстающего, мин.

Затраты времени на бурение составляют

$$t_{б} = 60 \frac{Nl}{n_{п}v_{б}}, \text{ мин.} \quad (86)$$

где N — число шпуров в комплекте;
 l — средняя глубина шпура, м;
 $n_{п}$ — число одновременно работающих перфораторов;
 $v_{б}$ — скорость общего бурения шпуров, м/ч.

Затраты времени на зарядание и взрывание шпуров подсчитывают по формуле (71).

Наименование операции	Продолжительность, мин.	4 а сы смены						Перерыв	
		9	10	11	12	13	14	15	16
Оборка заколов	5								
Подготовка к уборке	4								
Уборка отбитой руды	40								
Оборудование восстающего	182								
Подготовка к бурению	9								
Бурение шпуров	30								
Зарядание и взрывание	30								
Проветривание	120								

Рис. 8. Циклограмма проходки восстающего обычным способом

Время на проветривание забоя $t_{пр}$ обычно принимают 20—30 мин при наличии вентилятора местного проветривания. Время на разборку забоя и подготовку рабочего места $t_{раз}$ (по данным практики) колеблется от 20 до 50 мин. Время на переноску полка и крепление восстающего зависит от принятого способа крепления и определяется по Справочнику норм и расценок для конкретных условий. После определения времени на отдельные операции составляют циклограмму проходки восстающего (рис. 8).

Наиболее эффективной проходческой бригадой является комплексная, состав которой устанавливают в зависимости от объемов работ на цикл и существующих норм выработки.

После того как установлен перечень производственных процессов цикла и приняты технические средства ведения проходческих работ, требуемое количество человеко-смен (трудоемкость) по каждому рабочему процессу определяется по формуле

$$r_i = \frac{V_i}{H_i}, \text{ чел.-смен,} \quad (87)$$

где V_i — объем работы по выполнению определенной операции в цикле;

H_i — сменная норма выработки на выполнение той же операции.

Общее количество человеко-смен на цикл составит

$$r_{\text{об}} = r_b + r_z + r_y + r_{\text{раз}} + r_k, \text{ чел.-смен,} \quad (88)$$

где $r_b, r_z, r_y, r_{\text{раз}}, r_k$ — расход человеко-смен на выполнение операции соответственно по бурению шпуров, заряджанию и взрыванию, уборке, разборке забоя и креплению его.

Продолжительность выполнения отдельных операций в проходческом цикле определяется по формуле

$$t_i = r'_i l_{\text{п}} t_{\text{см}}, \text{ мин.} \quad (89)$$

где r'_i — расход человеко-смен на выполнение определенной операции при проходке 1 м выработки (по производительности).

Требуемый состав комплексной бригады на цикл устанавливают из выражения

$$n_{\text{яв}} = \frac{r_{\text{об}}}{k_{\text{пер}}}, \quad (90)$$

где $k_{\text{пер}}$ — коэффициент, учитывающий перевыполнение нормы выработки, принимаемый равным 1,1.

Для определения суточного состава трудящихся необходимо умножить число рабочих бригады $n_{\text{яв}}$ на число циклов в сутки. Списочный состав определяется умножением явочного состава на коэффициент 1,14 при прерывной неделе и 1,31 — при непрерывной.

Существенным недостатком обычного способа проходки восстающих является трудоемкость вспомогательных операций (установка расстрелов, полков и лестниц, а также ремонт их после повреждений при взрывных работах).

Уменьшение трудовых и материальных затрат на оборудование восстающих при проходке достигается применением механических лестниц (рис. 9), специальных передвижных полков (рис. 10) и клетей. Технические характеристики этих механизмов приведены в табл. 17.

Расчет затрат на проходку восстающих. Обычно полная стоимость проведения горных выработок складывается из прямых общешахтных затрат и накладных расходов. При расчете систем разработки определяют стоимость проведения горных выработок только по прямым затратам.

Прямые затраты — это расходы, вызванные выполнением работ непосредственно в забое. К ним относятся расходы по заработной плате рабочих, затраты на материалы, энергию и амортизационные отчисления. Прямые затраты определяются расчетным путем и заносятся в таблицы. Формы таблиц приведены в примере расчета проходки восстающего (см. табл. 19, 20, 21, 22).

Расходы по зарплате рабочих, занятых на выполнении отдельных операций проходческого цикла, определяют на основании затраченных человеко-смен и сменного заработка по каждой профессии (в соответствии с разрядом).

Количество человеко-смен рабочих по каждому процессу подсчитывают по формуле (87).

Затраты на материалы и энергию определяются их расходом и единичной стоимостью для данного горнорудного района.

Расход ВВ на одно взрывание определяют по формуле (19). Расход капсулей-детонаторов (электродетонаторов) с учетом 10%-ного запаса на 1 m^3 отбитой горной массы подсчитывают по формуле (18). Расход огнепроводного шнура определяют из выражения (15).

Расход круглого крепежного леса на крепление восстающего сплошной венцовой крепью составит

$$Q_{\text{леса}}^{\text{кр}} = \frac{\pi d^2}{4} (2l_1 + 2l_2) \frac{l_{\text{п}}}{d}, \text{ м}^3, \quad (91)$$

где l_1 и l_2 — соответственно длина короткой и длинной сторон восстающего, м;
 d — диаметр круглого крепежного леса, м;
 $l_{\text{п}}$ — подвигание забоя за одно взрывание, м.

Расход досок на устройство полков при проходке восстающего за цикл

$$Q_{\text{леса}}^{\text{дос}} = S_{\text{п}} \delta \frac{l_{\text{п}}}{h'}, \text{ м}^3, \quad (92)$$

где $S_{\text{п}}$ — площадь полка, m^2 ;
 δ — толщина досок, м;
 h' — расстояние между полками, м.

Расход буровой стали и твердого сплава определяется в каждом конкретном случае по данным практики.

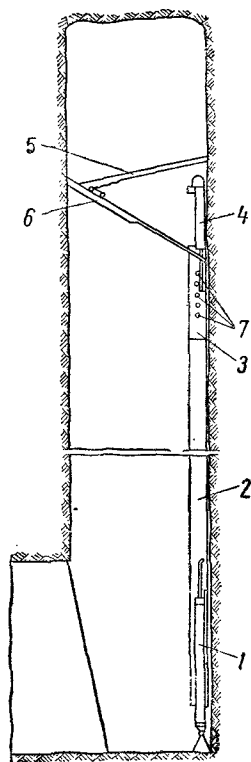


Рис. 9. Буровой полки на механической лестнице:

1 — пневматический цилиндр; 2 — телескопическая выдвигающаяся лестница; 3 — контейнер; 4 — откидные крышки; 5 — рабочий (буровой) полки; 6 — шарнир; 7 — гнездо для ступенек

Расход сжатого воздуха перфоратором определяется по формуле (20). Расход сжатого воздуха погрузочной машиной ПМЛ-5 подсчитывают по формуле (39).

Расход электроэнергии на уборку руды (породы) скреперными установками, электрическими машинами и др. определяют по формуле (40).

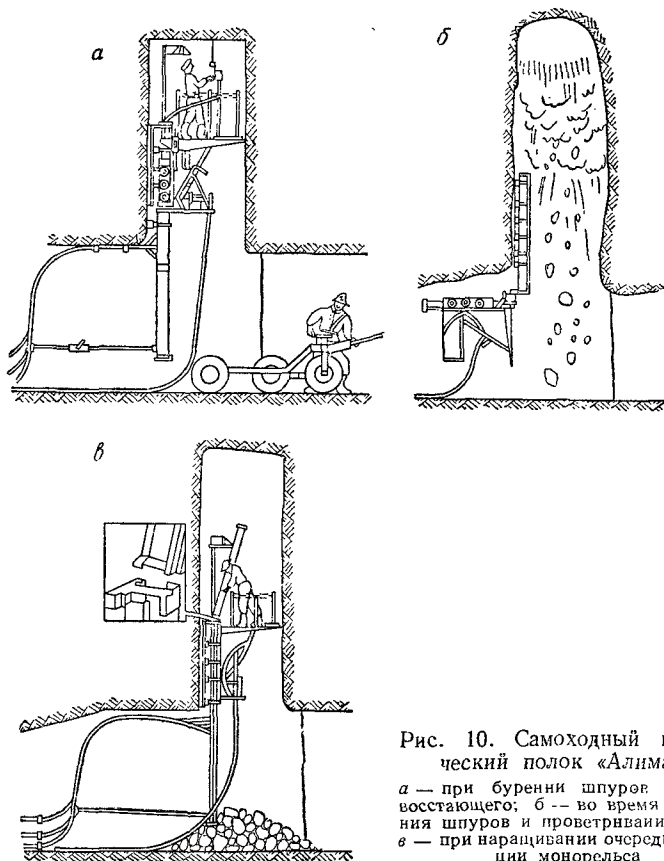


Рис. 10. Самоходный проходческий полок «Алимак»:

a — при бурении шпуров в забое восстающего; *б* — во время взрывания шпуров и проветривания забоя; *в* — при наращивании очередной секции монорельса

Расходы электроэнергии и сжатого воздуха механическими полками, клетями и другими механизмами определяются аналогично.

Прямые затраты в расчете на 1 м проходки восстающего составят

$$C_{\text{п}} = \frac{\sum C_3 + \sum C_{\text{м}} + \sum C_э + \sum C_a}{l_{\text{под}}}, \text{ руб./м.} \quad (93)$$

где C_3 , $C_{\text{м}}$, $C_э$ и C_a — затраты на один цикл проходки соответственно по заработной плате, материалам, энергии и амортизации оборудования, руб.;

$l_{\text{под}}$ — продвижение выработки за один цикл, м.

Показатели	Тип полка		
	«Лаймак»	ПШВ-4	КПВ-1
Вес, кг	680	1290	897
Размеры платформы, мм:			
длина	2000	1800	1650
ширина	300	2090	1300
высота (без кабины)	1600	2720	—
высота (с кабиной)	2515	—	—
Скорость подъема, м/мин	12	—	15
Скорость спуска, м/мин	18	—	—
Высота подъема, м	100	—	—
Максимальная грузоподъемность, кг	450	—	500
Шаг передвижки, мм	—	800—1000	—
Лебедка:			
тип	—	ЛТ-2	—
мощность, л. с.	—	3,5	—
Давление воздуха, ат	—	4,5—5,5	—
Расход воздуха, м ³ /мин	—	2,8	—
Тяговое усилие, кг	—	450	—
Диаметр каната, мм	—	10	—
Канатоемкость барабана, м	—	50	—
Вес, кг	—	150	—
Мощность подъемного мотора, л. с.	—	—	13
Расстояние между площадками, мм	—	—	1840
Длина секции монорельса, мм	—	—	1500
Вес секции монорельса, кг	—	—	64

§ 2. РАСЧЕТ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩЕГО ОБЫЧНЫМ СПОСОБОМ

Восстающий проходят по руде крепостью 8—10 без крепления. Форма поперечного сечения — прямоугольная. Размеры поперечного сечения восстающего $1,5 \times 1,5$ м, а площадь его $2,25$ м². ВВ — аммонит № 6.

Буровзрывные работы. Шпуров при проходке восстающего бурят телескопными перфораторами ПТ-29. Чистую скорость бурения в рудах крепостью 8—10, по данным Справочника норм, принимаем 170 мм/мин.

Число шпуров на забой восстающего определяют по формуле (1)

$$N = 2,7S \sqrt{\frac{f}{S}} = 2,7 \cdot 2,25 \sqrt{\frac{9}{2,25}} \approx 13 \text{ шпуров.}$$

Сменная норма выработки по бурению шпуров по формуле (22) составляет

$$H_{\text{шпм}} = \frac{t_{\text{см}} - (t_{\text{п.з}} + t_{\text{р.п}})}{t_{\text{ос}} + t_{\text{вс}}} = \frac{360 - (30 + 20)}{\frac{1000}{170} + 1,5} \approx 42,0 \text{ шпм/смену.}$$

Сменная норма выработки бурильщика при бурении шпуров в восстающем по формуле (23) составляет

$$H'_6 = \frac{H_{\text{шпм}}}{k_{\text{шпм}}} = \frac{42,0}{15,6} = 2,7 \text{ м/смену.}$$

Количество шпурометров на 1 м восстающего по формуле (24) составляет

$$k_{\text{шпм}} = \frac{Nl'k_{\text{п}}}{\eta} = \frac{13 \cdot 1,0 \cdot 1,02}{0,85} = 15,6 \text{ шпм/м.}$$

С учетом затрат времени на зарядание и взрывание шпуров, норма выработки бурильщика равна

$$H_6 = 0,9H'_6 = 0,9 \cdot 2,7 = 2,4 \text{ м/смену.}$$

Производительность труда бурильщика при перевыполнении нормы выработки на 10% по формуле (25) составит

$$P'_6 = H_6 k_{\text{пер}} = 2,4 \cdot 1,1 \approx 2,7 \text{ м/смену}$$

или в тоннах отбитой руды по формуле (26)

$$P_6 = H_6 k_{\text{пер}} S_{\gamma p} = 2,4 \cdot 1,1 \cdot 2,25 \cdot 3,5 \approx 21,0 \text{ т/смену.}$$

Шпуры взрывают с помощью электродетонаторов. В качестве источника тока принята электрическая машинка ВКМ-3/50, которая может взрывать до 100 электродетонаторов, соединенных последовательно, при предельном сопротивлении цепи 300 ом.

Величину тока при последовательном соединении электродетонаторов определим по формуле (72)

$$I = \frac{U}{R_c + n_{\text{дет}} r_c} = \frac{220}{30 + 13,2} = \frac{220}{56} = 3,8 \text{ а,}$$

из чего следует, что схема соединения электродетонаторов выбрана правильно ($2,5 < 3,8$).

Время на зарядание шпуров определяем по формуле (71)

$$t_3 = \frac{Nt'_3}{n_p} + t_{\text{вс}} = \frac{13 \cdot 4}{2} + 5 = 31 \text{ мин.}$$

Уборку отбитой руды с подошвы откаточной выработки производят погрузочной машиной ПМЛ-5, которую обслуживают машинист и его помощник.

Норма выработки на уборку руды погрузочной машиной из-под восстающего в вагонетки емкостью 2 м³ и замене вагонеток электровозом на расстоянии до обменного пункта 36—75 м, согласно Справочнику¹, составляет 29,4 м³ в массиве.

¹ Справочник по техническому нормированию подземных горных работ. «Недра», 1964.

Производительность труда машиниста погрузочной машины ПМЛ-5 при условии перевыполнения нормы выработки на 10% по формуле (35) составляет

$$P_M = N_M k_{\text{пер}} = 29,4 \cdot 1,1 = 32,3 \text{ м}^3/\text{смену}$$

или в тоннах по формуле (36)

$$P_M = N_M k_{\text{пер}} \gamma_p = 29,4 \cdot 1,1 \cdot 3,5 = 113 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда помощника машиниста погрузочной машины также составит 113 т/смену.

Оборудование восстающего производят расстрелами, полками и лестницами. Норма выработки крепильщика, согласно Справочнику, равна 3,45 м/смену.

Производительность труда крепильщика по формуле (56) составит

$$P_K = N_K k_{\text{пер}} = 3,45 \cdot 1,1 \approx 3,8 \text{ м/смену}$$

или в тоннах это будет

$$P_K = 3,8 \cdot 2,25 \cdot 3,5 = 30 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда помощника крепильщика (звено состоит из двух человек) также равна 30 т/смену.

Определение комплексной нормы выработки и расценки проходки 1 м восстающего. На основании индивидуальных норм выработки по выполнению отдельных операций расчет комплексной нормы и расценки проходки 1 м восстающего произведен в табл. 18.

Таблица 18

Наименование операций	Норма выработки на 1 чел.-смену	Объем работ на 1 м восстающего	Расход человеко-смен на 1 м		Тарифная ставка, руб.—коп.	Расценка 1 м восстающего, руб.—коп.	За цикл		
			по норме	по производительности			объем работ	расход чел.-смен	
								по норме	по производительности
Бурение и взрывание (два рабочих), м	2,4	1,0	0,417	0,370	7—68	3—21	1,93	0,804	0,714
Уборка руды, м ³ : машинист ПМЛ-5	29,4	2,25	0,077	0,070	6—40	4—93	1,93	0,148	0,135
помощник машиниста ПМЛ-5	29,4	2,25	0,077	0,070	4—52	3—48	1,93	0,148	0,135
Оборудование восстающего, м: крепильщик	3,45	1,0	0,290	0,263	5—38	1—56	1,93	0,560	0,508
помощник крепильщика	3,45	1,0	0,290	0,263	4—52	1—31	1,93	0,560	0,508
Итого	—	—	1,151	1,036	—	14—49	—	2,220	2,00

Из табл. 18 следует, что:

1. Комплексная норма выработки по формуле (62)

$$H_{\text{ком}} = \frac{1}{r_{\text{об}}} = \frac{1}{1,151} = 0,87 \text{ м/смену.}$$

2. Комплексная расценка 1 м восстающего (по заработной плате) составила 14 р. 49 к.

3. На проходку 1 м восстающего затрачивается (по производительности) 1,036 чел.-смены.

Организация работ. Для проходки восстающего организуется бригада из 6 человек. В каждую смену работают по два проходчика, которые полностью выполняют цикл.

В начале смены рабочие убирают взорванную руду, производят оборудование восстающего, а затем обуривают забой и взрывают его.

Подвигание забоя за цикл по формуле (9)

$$l_{\text{под}} = \frac{n_p}{r_{\text{об}}} = \frac{2}{1,036} = 1,93 \text{ м.}$$

Средняя глубина шпуров, обеспечивающая такое подвигание, по формуле (10) составит

$$l = \frac{l_{\text{под}}}{\eta} = \frac{1,93}{0,85} = 2,27 \text{ м.}$$

Расход времени на выполнение отдельных операций по формуле (88) составит:

1. На бурение и взрывание шпуров

$$t_6 = \frac{r'_6 l_{\text{под}} t_{\text{см}}}{2} = \frac{0,370 \cdot 1,93 \cdot 360}{2} = 129 \text{ мин,}$$

где 2 — число одновременно работающих в забое проходчиков.

2. На уборку отбитой руды

$$t_y = r'_y l_{\text{под}} t_{\text{см}} = 0,070 \cdot 1,93 \cdot 360 = 49 \text{ мин.}$$

3. На оборудование восстающего

$$t_k = r'_k l_{\text{под}} t_{\text{см}} = 0,263 \cdot 1,93 \cdot 360 = 182 \text{ мин.}$$

Таким образом, продолжительность выполнения проходческого цикла составит

$$129 + 49 + 182 = 360 \text{ мин.}$$

Циклограмма проходки восстающего приведена на рис. 8.

Проветривание забоя восстающего производится вентилятором (по нагнетательной схеме) в двухчасовой перерыв между сменами. Воздух в забой подается по металлическим трубам диаметром 300 мм.

Для выбора вентилятора необходимо определить количество воздуха, обеспечивающее достаточно эффективное удаление из забоя продуктов взрыва в течение 20—30 мин, и величину депрессии трубопровода.

Количество воздуха, которое должно доходить в забой восстающего при нагнетании, находят по формуле (77)

$$Q_{\text{воз. н}} = \frac{250}{t_{\text{пр}}} \sqrt{\frac{ASL}{75 + A}} = \frac{250}{30} \sqrt{\frac{33 \cdot 225 \cdot 80}{75 + 33}} \approx 62 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

или $1,03 \text{ м}^3/\text{сек.}$

Скорость движения воздуха по восстающему при этом по формуле (78) составит

$$v_{\text{воз}} = \frac{Q_{\text{воз}}}{S} = \frac{1,03}{2,25} = 0,46 \text{ м/сек.}$$

Эта скорость вполне обеспечивает вынос пыли из забоя восстающего ($0,46 > 0,15$).

Депрессия трубопровода по формуле (80) равна

$$h = \rho \frac{\alpha PL}{S^3} Q_{\text{воз. н}}^2 = 1,08 \frac{0,00045 \cdot 0,94 \cdot 80}{0,071^3} \cdot 1,03^2 = 107 \text{ мм вод. ст.}$$

Производительность вентилятора по формуле (79) составит

$$Q_{\text{вен}} = \rho Q_{\text{воз. н}} = 1,08 \cdot 1,03 \approx 1,11 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Общая депрессия вентилятора по формуле (81)

$$h_{\text{вен}} = h + h_{\text{дин}} = 107 + 12,8 \approx 120 \text{ мм вод. ст.}$$

Динамическую депрессию $h_{\text{дин}}$ находят по формуле (82)

$$h_{\text{дин}} = \frac{v_{\text{воз}}^2 \gamma_{\text{воз}}}{2g} = \frac{14,5^2 \cdot 1,2}{2 \cdot 9,81} = 12,8 \text{ мм вод. ст.}$$

По характеристикам вентиляторов подбираем осевой вентилятор ВМ-200 (для $Q_{\text{вен}} \approx 67 \text{ м}^3/\text{мин}$ и $h_{\text{вен}} \approx 120 \text{ мм вод. ст.}$).

Максимальное удаление конца става вентиляционных труб по формуле (43) не должно превышать

$$l_{\text{тр}} = 6 \sqrt{S} = 6 \sqrt{2,25} = 9 \text{ м.}$$

Расход материалов и энергии. Удельный расход ВВ определим по формуле (12)

$$q = 0,43 l' \sqrt{V'} = 0,43 \cdot 6,8 \sqrt{6,8} = 7,6 \text{ кг/м}^3 \text{ или } 2,17 \text{ кг/т,}$$

где

$$l' = \frac{NI}{V} = \frac{13 \cdot 2,27}{4,35} = 6,8 \text{ м/м}^3.$$

Расход ВВ на одно взрывание составит

$$Q_{\text{ВВ}} = qV = 7,6 \cdot 4,35 \approx 33 \text{ кг.}$$

Расход электродетонаторов по формуле (18)

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1N}{l'} = \frac{1,1 \cdot 13}{15,2} = 0,94 \text{ шт/т.}$$

Расход электрического провода, твердого сплава и буровой стали определяют по данным практики некоторых рудников.

Расход сжатого воздуха за цикл составит:
при бурении шпуров по формуле (20)

$$Q_{\text{сж. в}} = q_{\text{п}} \frac{Nl}{v_6} k_1 k_2 = 3,2 \cdot \frac{13 \cdot 2,27}{170} \cdot 1,15 \cdot 1,2 \approx 915 \text{ м}^3,$$

при уборке руды погрузочной машиной по формуле (39)

$$Q_{\text{сж. в}} = q_{\text{м/у}} k_1 k_2 k_{\text{ис}} = 4,0 \cdot 49 \cdot 1,18 \cdot 1,2 \cdot 0,7 = 195 \text{ м}^3.$$

Суммарный расход сжатого воздуха за цикл будет

$$Q_{\text{сж. в}} = 915 + 195 = 1110 \text{ м}^3.$$

Удельный расход сжатого воздуха по формуле (21) составит

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{Q_{\text{сж. в}}}{T} = \frac{1110}{15,2} = 73 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Расход крепежного леса на оборудование 1 м восстающего: круглого леса из расчета двух расстрелов диаметром 15 см на 1 м — 0,060 м³;

досок на устройство полков для бурения шпуров (толщина досок 40 мм) — 0,006 м³.

Удельный расход круглого леса и досок составит соответственно 0,0077 и 0,0008 м³/м.

Определение стоимости 1 м восстающего. Расценка за 1 м восстающего по тарифным ставкам составляет 14 р. 49 к. (см. табл. 18).

С учетом перевыполнения нормы выработки на 10% сумма заработной платы будет равна 14,49 · 1,1 = 15,95 руб.

Общая сумма заработной платы рабочих за 1 м восстающего с учетом премии за перевыполнение нормы выработки (2% от сдельного заработка за каждый процент перевыполнения нормы) составит

$$15,95 + 15,95 \cdot \frac{2 \cdot 10}{100} \approx 19,15 \text{ руб.}$$

Дополнительная заработная плата в размере 12% будет равна

$$19,15 \cdot 0,12 = 2,30 \text{ руб.}$$

Начисления на заработную плату (7,9%) составят

$$(19,15 + 2,30) \cdot 0,079 = 1,70 \text{ руб.}$$

Затраты на материалы, энергию и их стоимость приведены в табл. 19, а амортизационные отчисления на 1 м восстающего — в табл. 20.

Сумма амортизационных отчислений на 1 м восстающего при среднем месячной скорости проходки в течение года 140 м по формуле (63) составит

$$a = \frac{A}{12 \cdot v_{\text{мес}}} = \frac{764,8}{12 \cdot 140} = 0,45 \text{ руб./м.}$$

Таблица 19

Наименование материалов и вида энергии	Расход единиц		Стоимость единицы, руб	Сумма на 1 м восстающего, руб
	на 1 т	на 1 м		
Аммонит № 6, кг	2,17	17,1	0,25	4,28
Электродетонаторы, шт.	0,94	7,4	0,05	0,37
Буровая сталь, кг	0,015	0,12	0,31	0,04
Твердые сплавы, кг	0,002	0,016	24,50	0,39
Круглый лес, м ³	0,0077	0,060	12,50	0,75
Пиломатериалы, м ³	0,0008	0,006	23,00	0,14
Итого	—	—	—	5,97
Неучтенные материалы (3%)	—	—	—	0,18
Всего	—	—	—	6,15
Сжатый воздух, м ³	73	575	0,001	0,58

Таблица 20

Наименование оборудования	Количество единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб.	Годовой процент аморти- зации	Годовая сумма амортизации, руб.
Перфораторы ПТ-29	2	87,4	174,8	50,0	87,4
Погрузочная машина ПМЛ-5	1	1750	1750	34,6	605,0
Вентилятор забойный	1	98	98	22,0	21,6
Итого	—	—	—	—	714,0
Неучтенное оборудо- вание	3	—	—	—	21,4
Запасные части	4	—	—	—	29,4
Всего	—	—	—	—	764,8

Подсчет стоимости 1 м восстающего по прямым затратам приведен в табл. 21.

Таблица 21

Наименование затрат	Сумма на 1 м, руб.
Заработная плата (основная)	19,15
Дополнительная зарплата	2,30
Начисления на заработную плату	1,70
Материалы	6,15
Сжатый воздух	0,58
Амортизационные отчисления	0,45
Всего	30,33

§ 3. ПРОХОДКА ВОССТАЮЩИХ С ОТБОЙКОЙ ПОРОДЫ ШПУРАМИ И СКВАЖИНАМИ

Особенностью проходки восстающих с отбойкой шпурами и скважинами является наличие предварительно пробуренной по оси выработки скважины.

При этом могут быть три способа проходки восстающих: 1) с передовой скважиной; 2) с разрезной скважиной; 3) с разрезной скважиной и клетью.

Первый способ заключается в том, что в забое восстающего периодически бурят передовую скважину диаметром 80—120 мм, используемую в качестве врубовой. Длина ее равна одному или нескольким подвиганиям забоя за взрывание. Обычно скважину не заряжают. К. и. ш. при этом достигает 0,95—1,0.

Пример расположения передовой скважины и шпуров показан на рис. 11. Проходка восстающих с разрезной скважиной отличается от предыдущего способа тем, что скважину бурят сразу на всю длину выработки (рис. 12) и служит она для проветривания.

Третий способ проходки восстающего (рис. 13) является результатом усовершенствования второго и заключается в том, что через разрезную скважину пропускают канат для подъема и спуска подвесной клетки, с которой производят бурение и крепление выработки. Технические характеристики подвесных клеток приведены в табл. 22.

Таблица 22

Показатели	Тип клетки		
	самоходная на двух канатах	самоходная на одном канате	подвесная
Допустимая нагрузка, кг	600	500	450
Диаметр подъемного каната, мм	15,5	20	12,5
Диаметр барабана лебедки, мм	500	600	500
Мощность пневмодвигателя, л. с.	13,5	13,5	13
Тип редуктора		Чсрвичный	
Передаточное число редуктора		1 : 42	
Высота, мм	3000	4335	2960
Площадь пола клетки, м ²	1,54	1,54	1,54
Скорость подъема клетки, м/сек	0,2	0,08	0,11
Высота подъема, м	70	70	70
Вес клетки, кг	—	—	1550

Так как проходческие операции всех трех способов в основном одинаковы, то методика их расчета приводится совместно. При этом во избежание повторения ниже приводится методика расчета только тех процессов и операций проходки, которые отличаются или отсутствуют при обычном способе проходки восстающих.

Основное условие успешного применения проходки восстающих с передовой и разрезной скважинами состоит в том, что продолжительность работ по бурению скважин должна быть небольшой.

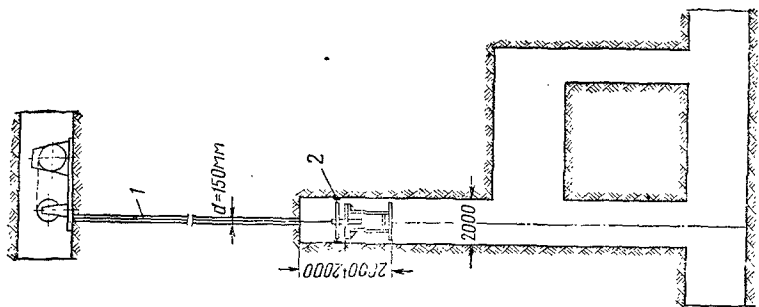


Рис. 13. Схема проходки восстающего с помощью подвешенной кисти:
1 — канат; 2 — предохранительная распорка

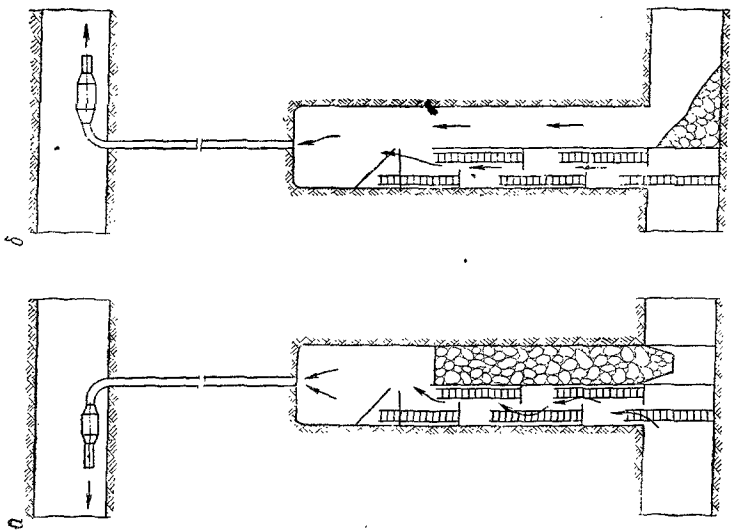


Рис. 12. Схема проведения и проветривания восстающего с разрезной скважиной:
4 — при движении воздуха по ходовому отделению;
5 — то же, по ходовому и рудоспускному отделениям

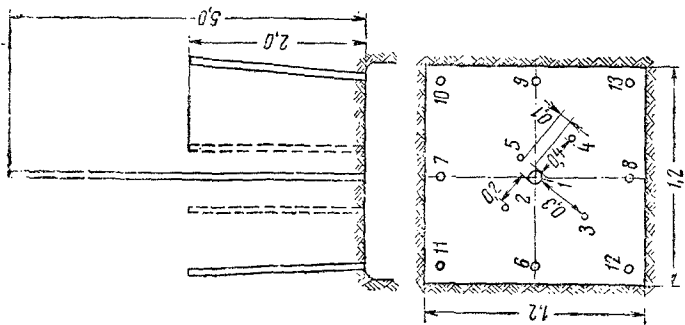


Рис. 11. Расположение неродовой скважины и инпулов в забое восстающего

В противном случае эффект от улучшения условия проходки восстающего будет потерян. Поэтому при подсчете среднемесячной скорости проходки восстающих подобным способом необходимо учитывать и время бурения скважин.

Для бурения скважин применяют буровые агрегаты с пневмоударниками, станки колонкового и шарошечного бурения.

Как и при обычном способе проходки восстающих, здесь составляется паспорт буровзрывных работ.

Определение потребного количества ВВ на 1 м^3 и подсчет необходимого числа шпуров производятся по формулам (1), (2), (3), (4), (11), (12), (13), (65), (66), (67), (68), но ввиду того, что в забое имеется передовая или разрезная скважина, число шпуров, а следовательно, и количество необходимых ВВ уменьшается на 10—15% по сравнению с обычным способом проходки.

Расположение шпуров и выбор типа вруба при наличии скважины большого диаметра предопределяют использование только прямого призматического или щелевого вруба. Чаще всего применяют призматический вруб. Все остальные шпуры располагают параллельно скважине.

Бурение шпуров в восстающем ведется такими же средствами и при помощи таких же приспособлений, как и при обычном мелкошпуровом способе.

Глубина шпуров в зависимости от принятой организации труда (комплексной или дифференцированной) определяется по методике, изложенной в § 2 настоящей главы.

Расчеты по проветриванию восстающего с передовой скважиной ничем не отличаются от подобных расчетов при обычном способе проходки восстающих.

При наличии разрезной скважины проветривание восстающего в проходке упрощается, так как для этих целей служит скважина, которая является в этом случае как бы вентиляционной трубой. Наиболее целесообразна схема, показанная на рис. 12.

Подсчет воздуха, необходимого для проветривания восстающего, и все расчеты, производимые для выбора типа вентилятора, производятся по формулам (44), (79), (80), (81), (82).

Уборка породы при проходке восстающих с передовой и разрезной скважинами ничем не отличается от обычного способа. Необходимые расчеты при этом производят по формулам (32), (33), (34), (37).

Так же, как и при обычном способе проходки восстающих, организация работ при проходке восстающих с передовой и разрезной скважинами определяется последовательностью и затратами времени на выполнение проходческих процессов цикла и количеством циклов в сутки, продолжительностью рабочей смены, числом смен в сутки и числом забоев, обслуживаемых одной проходческой бригадой.

Определение норм выработки и производительности труда рабочих отдельных профессий производится по методике, приведенной при расчете восстающих обычным способом (см. § 2 главы II).

При применении подвесной клетки, кроме известных нам операций, в проходческий цикл включаются операции по подъему и спуску клетки, но отсутствуют операции по оборудованию восстающего.

На рис. 14 показана примерная циклограмма проходки восстающего с разрезной скважиной и применением подвесной клетки.

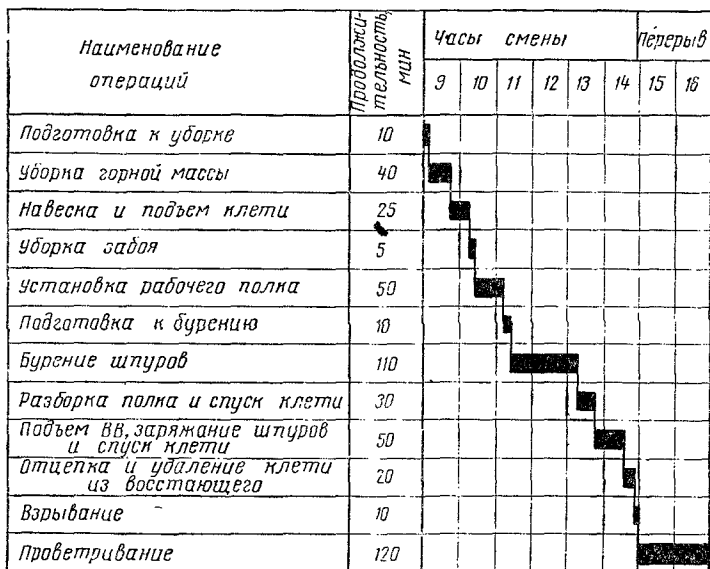


Рис. 14. Циклограмма проходки восстающего с подвесной клетью

При этом расчеты по определению продолжительности отдельных операций и всего цикла в целом произведены так же, как и при мелкошпуровом способе проходки восстающих.

Расчеты затрат на проходку восстающих с передовой, разрезной скважиной и клетью аналогичны расчетам, производимым при обычном способе проходки. Некоторым дополнением являются амортизационные, трудовые и энергетические затраты, связанные с бурением скважины и применением подвесной клетки.

§ 4. ПРОХОДКА ДУЧЕК И ПРИЕМНЫХ ВОРОНОК

При подземной разработке рудных месторождений отбитая или самообрушенная руда в блоке в большинстве случаев попадает в приемные воронки, которые соединяются рудоспусками (дучками) с выработками горизонта выпуска (рис. 15).

Размеры воронок зависят в основном от высоты целика над выработками приемного горизонта, угла образующей воронки и расстояния между осями выпускных дучек.

Высота целика над выработками приемного горизонта обычно составляет 5—8 м. При угле наклона образующей воронки 50—60° площадь одной воронки колеблется в пределах 30—40 м².

Высота выпускной воронки определяется толщиной целика над приемным горизонтом и длиной дучки. Длину дучки принимают минимально необходимой для придания надлежащей прочной формы предохранительным целикам над выработками приемного горизонта, она составляет 1—1,5 м, считая от уровня кровли выработки выпуска. Таким образом, высота воронок примерно равна 4—5 м.

Размеры поперечного сечения выпускных дучек определяют в зависимости от физико-механических свойств руды (породы) и принятых

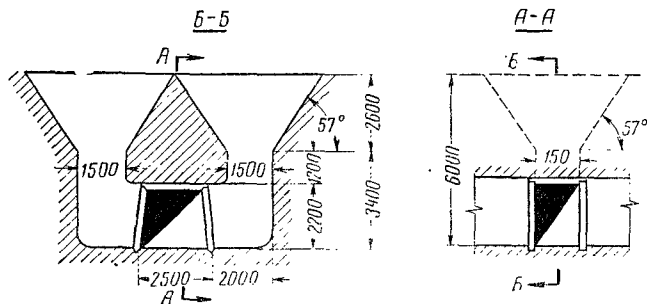


Рис. 15. Конструкция воронки и ее сопряжение с дучкой

кондиционного куска и доставочно-погрузочного оборудования. На практике размеры сечений дучек колеблются в пределах от $1,2 \times 1,2$ до 2×2 м.

Располагать дучки относительно друг друга можно попарно и в шахматном порядке. В некоторых случаях применяют одностороннее их расположение.

Проходку дучек ведут по стадиям: вначале в один-два приема проходят горизонтальную заходку на глубину до 2 м, а затем — собственно дучку (рудоспуск). Последнюю можно проходить двумя способами: мелкими или штанговыми шпурами (рис. 16).

Проходка дучек обоими способами ничем не отличается от проходки восстающих. Поэтому методика расчета проходки дучек по всем проходческим процессам и операциям аналогична применяемой при расчетах проходки восстающих.

Особенностями проходки дучек являются наличие большого числа забоев и более благоприятные условия труда по сравнению с проходкой восстающих (проветривание, сообщение с забоем, доставка инструмента и др.).

Образование воронок начинают после окончания проходки дучек. При разработке руд повышенной крепости разворот дучек в приемные воронки производят мелкими (сверху вниз) или штанговыми (снизу вверх) шпурами (рис. 17).

В рудах менее крепких образование воронок осуществляют, как правило, штанговыми шпурами, выбуриваемыми из горизонтальных заходок или коротких дучек, пройденных до нижнего основания воронки.

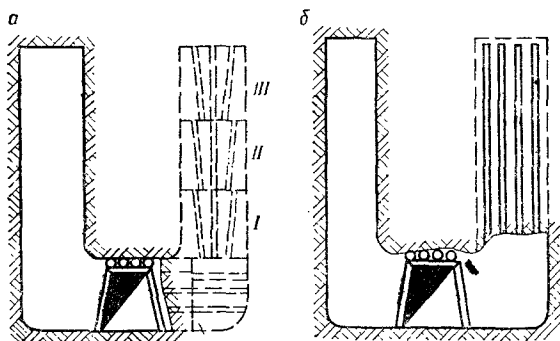


Рис. 16. Схемы проходки дучек:
а — с мелкошпуровой отбойкой; б — с отбойкой штанговыми шпурами

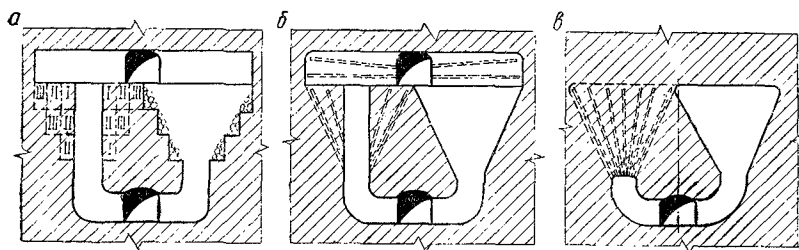


Рис. 17. Схемы образования воронок:
а — мелкими шпурами; б, в — штанговыми шпурами

Количество руды, получаемой при образовании воронок, определяется по формулам:

при развороте дучек в приемные воронки

$$T = \frac{1}{3} \pi h_b (R^2 + Rr + r^2) \gamma_p - h_b S \gamma_p, \text{ м}, \quad (94)$$

где h_b — высота воронки, м;

R — радиус верхнего основания воронки, м;

r — то же, нижнего основания, м;

γ_p — объемный вес руды, $\text{м}/\text{м}^3$;

S — площадь поперечного сечения дучки, м^2 ;

при образовании воронок штанговыми шпурами (при отсутствии дучки)

$$T = \frac{1}{3} \pi h_b (R^2 + Rr + r^2) \gamma_p, \text{ м}. \quad (95)$$

Число штанговых шпуров на образование воронки определяется по данным практики рудников или по удельному расходу ВВ.

В последнем случае необходимое число шпуров можно подсчитать по формуле

$$N = \frac{V_{\text{вор}} q}{l \gamma k_3}, \quad (96)$$

где $V_{\text{вор}}$ — объем воронки, м^3 ;

q — удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$ (принимается по данным практики);

l — средняя глубина штанговых шпуров, м ;

γ — весовое количество ВВ на 1 м штангового шпура, $\text{кг}/\text{м}$;

k_3 — коэффициент заполнения шпура.

Расчеты по определению трудовых и материальных затрат при проходке дучек и образовании воронок производят по методике, изложенной выше.

Нормы выработки бурильщика при этом принимают по данным справочников или подсчитывают по формуле (22).

Производительность труда бурильщика при образовании воронок определяется по формуле

$$P_6 = H_6 k_{\text{пер}}, \text{ т/смену}, \quad (97)$$

где H_6 — норма выработки бурильщика, т/смену ;

$k_{\text{пер}}$ — коэффициент перевыполнения нормы, или по формуле

$$P_6 = H'_6 k_{\text{пер}} \lambda, \text{ т/смену}, \quad (98)$$

где λ — выход руды с 1 м штангового шпура, т ;

H'_6 — норма выработки бурильщика, м шпуров в смену. Выход руды с 1 м шпура составляет

$$\lambda = \frac{T}{\Sigma l}, \text{ т/м}, \quad (99)$$

где T — количество руды, получаемой при образовании воронки, т ;

Σl — суммарная длина штанговых шпуров, м .

Доставку руды при проходке дучек и образовании воронок осуществляют скреперными установками. Методика расчета скреперной доставки с определением трудовых и стоимостных показателей изложена в главе VII.

Расход человеко-смен рабочих различных профессий на 1 т руды (трудоемкость) определяется по формуле

$$r_i = \frac{1}{P_i}, \text{ чел-смен/т}, \quad (100)$$

где P_i — производительность труда рабочих различных профессий (бурильщика, скрепериста, взрывника и др.), т/смену .

Определение расхода материалов и энергии. Расход ВВ на 1 м отбитой руды определяется по формуле

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{\sum l \gamma k_3}{T}, \text{ кг/м.} \quad (101)$$

Расход капсулей-детонаторов при огневом или электродетонаторов при электрическом способах взрывания зарядов штанговых шпуров определяется по формуле

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1 n_{\text{дет}} N}{T}, \text{ шт/м,} \quad (102)$$

где 1,1 — коэффициент, учитывающий 10-процентный запас капсулей-детонаторов;

$n_{\text{дет}}$ — число капсулей-детонаторов или электродетонаторов, вводимых в каждый шпур ($n = 1-2$);

N — число шпуров.

При взрывании зарядов штанговых шпуров с помощью детонирующего шнура расход капсулей-детонаторов или электродетонаторов, вводимых в боевые узлы, определяют из расчета не менее двух на каждый узел.

Расход огнепроводного или детонирующего шнура подсчитывают по формуле

$$q_{\text{шн}} = \frac{\sum l n_n k}{T}, \text{ м/м,} \quad (103)$$

где $\sum l$ — суммарная длина штанговых шпуров (скважин), м;

n_n — число ниток огнепроводного или детонирующего шнура ($n = 1-2$);

k — коэффициент, учитывающий дополнительный расход шнура на коммутацию взрывной сети, принимаемый равным 1,2—1,3.

Удельный расход твердого сплава при образовании воронок составляет

$$q_{\text{спл}} = \frac{\sum l q'_{\text{спл}}}{1000T}, \text{ кг/м,} \quad (104)$$

где $q'_{\text{спл}}$ — расход твердого сплава на 1 м штангового шпура (принимается по данным практики).

Удельный расход буровой стали определяется из выражения

$$q_{\text{ст}} = \frac{\sum l q'_{\text{ст}}}{1000T}, \text{ кг/м,} \quad (105)$$

где $q'_{\text{ст}}$ — расход буровой стали на 1 м шпура (принимается по данным практики), г.

Расход сжатого воздуха телескопными перфораторами при образовании приемной воронки определяется по формуле (20), а удельный расход — по формуле (21).

Примеры расчета проходки дучек и образования воронок приведены в главе X.

ПОДСЕЧКА БЛОКОВ

Подсечка блоков является важной операцией очистной выемки, которая во многом определяет эффективность системы разработки.

Назначение подсечки при различных системах разработки различно, но в общем случае сводится к образованию обнаженной площади в нижней части массива руды, подлежащего выемке, и для компенсации увеличения объема руды при ее обрушении.

Первое назначение характерно для всех систем разработки, а второе — для некоторых вариантов систем с обрушением руды и вмещающих пород. Высота подсечки определяется в зависимости от назначения. Для создания только обнаженной плоскости достаточна «низкая» подсечка высотой 2—3,5 м.

Для создания компенсационного пространства высота подсечки определяется исходя из размещения обрушенной руды с учетом ее разрыхления. Коэффициент разрыхления принимается по фактическим данным и колеблется обычно в пределах 1,15—1,30.

Необходимую высоту «высокой» подсечки можно определить по формулам:

при производстве подсечки на всей площади блока (панели) без оставления временных целиков

$$h_n = \frac{H(k_p - 1)}{k_p}; \quad (106)$$

при оставлении одного поперечного временного целика

$$h_n = \frac{HL_6(k_p - 1)}{k_p(L_6 - a_1)}, \text{ м}; \quad (107)$$

при оставлении продольного и поперечного временных целиков

$$h_n = \frac{HB_6L_6(k_p - 1)}{k_p(L_6 - a_1)(B_6 - a_2)}, \text{ м}, \quad (108)$$

где H — высота массива руды выше горизонта воронок, м;
 B_6 — ширина блока (панели), м;
 L_6 — длина блока (панели), м;

a_1, a_2 — ширина соответственно поперечного и продольного временных целиков, м;

k_p — коэффициент разрыхления.

При некоторых системах разработки с обрушением (например, при системе этажного принудительного обрушения) высота подсечки достигает 15—18 м.

На практике при различных системах разработки (с обрушением и камерно-этажных) применяют следующие способы подсечки: 1) мелкошпуровой; 2) вариант «закрытый веер»; 3) вариант «камера над дучками»; 4) траншейный.

Из этих способов наибольшее распространение имеют траншейный, варианты «камера над дучками» и «закрытый веер».

§ 1. ПОДСЕЧКА МЕЛКОШПУРОВЫМ СПОСОБОМ

В зависимости от применяемых систем разработки подсечка мелкими шпурами может осуществляться сплошную или с оставлением временных решетчатых целиков (рис. 18).

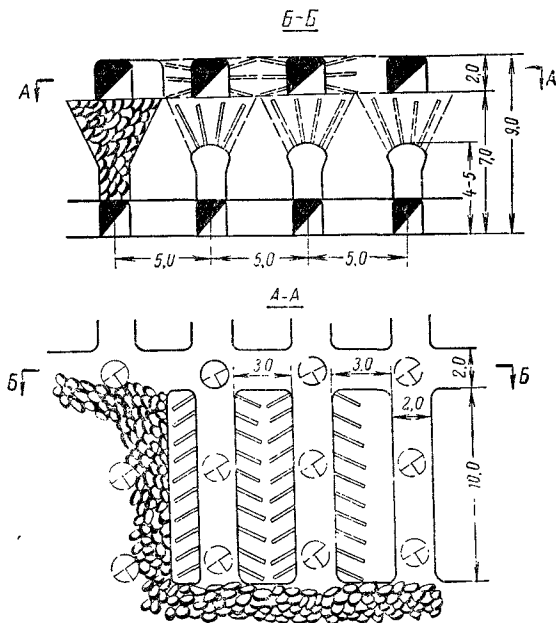


Рис. 18. Подсечка блоков мелкошпуровым способом

Сплошную подсечку обычно применяют в системах разработки с открытым выработанным пространством и с магазинированием руды.

Подсечку с оставлением временных решетчатых целиков, получающихся в результате проведения на горизонте подсечки взаимно

перпендикулярных выработок, применяют, как правило, при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Основные технико-экономические показатели при сплошной подсечке рассчитывают по методике, приведенной в главе V при расчете отбойки руды мелкими шпурами.

При применении подсечки с оставлением временных целиков расчеты производят отдельно для проходки выработок и разрушения целиков.

Расчет проходки выработок производят по методике, изложенной в главе I. Здесь мы остановимся только на методике расчета разрушения целиков.

Оставшийся между ортами и штреками решетчатый целик разрушают мелкими шпурами (см. рис. 18). Расположение шпуров и их число определяют обычно графическим способом. Расстояние между шпурами обычных диаметров принимают, в зависимости от крепости руды, равной 0,7—1,2 м. Принимать расстояние между шпурами более 1,2 м нецелесообразно из-за возможного нарушения надштрековой толщи и менее точного оформления приемного горизонта.

Производительность труда бурильщика по разрушению целиков определяется

$$P_6 = \frac{T_{ц}}{t_6} = \frac{h_{п} a_{ц} \gamma_{р} H_6 k_{пер}}{Nl}, \text{ т/смену}, \quad (109)$$

где $T_{ц}$ — запасы руды в целике, т;

t_6 — время разбуривания целика;

$l_{ц}$ — длина целика, м;

$a_{ц}$ — ширина целика, м;

$k_{пер}$ — коэффициент, учитывающий перевыполнение нормы выработки;

$h_{п}$ — высота целика (подсечки), м;

$\gamma_{р}$ — объемный вес руды;

N — число шпуров;

l — средняя длина шпура, м;

H_6 — норма выработки бурильщика в шпурометрах за смену.

Величину нормы выработки бурильщика H_6 принимают по данным справочников для соответствующих горнорудных районов (бассейнов) или определяют по формуле (22).

Доставку руды при подсечке осуществляют скреперными установками или под действием собственного веса. Методика расчета скреперной доставки руды приведена в главе VII.

Расход ВВ целесообразнее определять по степени заполнения шпуров, принимая длину заряженной части равной $\frac{2}{3}$ длины шпура,

$$q_{ВВ} = \frac{(0,67 \div 0,7) N l \gamma}{T_{ц}}, \text{ кг/т}, \quad (110)$$

где N — число шпуров;

l — средняя глубина шпура, м;

γ — весовое количество ВВ на 1 м шпура, принимаемое в зависимости от диаметра равным 1,0 — 1,25 кг/м;

$T_{ц}$ — запасы руды в целике, т.

Расход основных материалов и энергии определяют по методике, изложенной в главе I.

§ 2. ПОДСЕЧКА БЛОКОВ ВАРИАНТОМ «КАМЕРА НАД ДУЧКАМИ»

Данный способ подсечки имеет широкое распространение при разработке мощных рудных месторождений системами принудительного этажного и подэтажного обрушения, камерно-этажной и др. и позволяет в одну стадию образовать подсечку на высоту до 12—18 м. Подсечку блока (панели) производят отдельными камерами с оставлением между ними временных целиков, разрушаемых совместно с обрушением вышележащего массива руды.

Сущность подсечки блоков вариантом «камера над дучками» заключается в следующем.

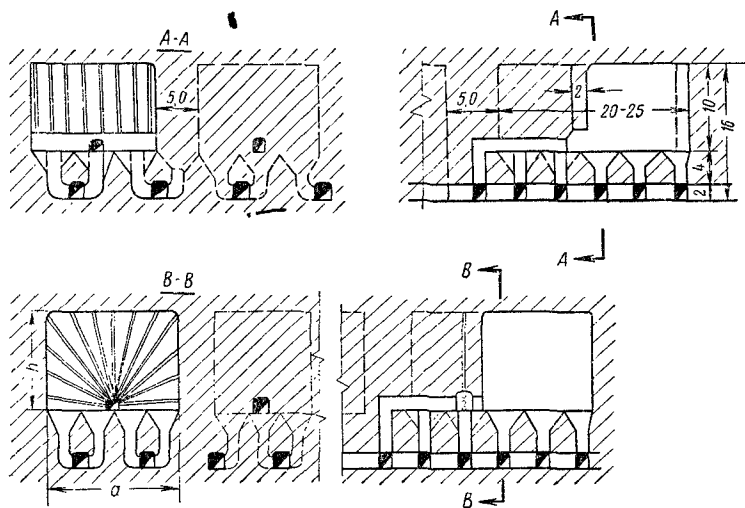


Рис. 19. Подсечка блоков вариантом системы подэтажного обрушения «камера над дучками»

По ряду дучек на горизонте подсечки (рис. 19) проходятся подсечные выработки, расположенные по середине камеры.

В торце камеры на всю ее высоту образуют отрезную щель расширением пройденного восстающего или секционным взрыванием пробуренных из подсечной выработки всерных скважин. После образования отрезной щели последовательными взрываниями рядов скважин, пробуренных из подсечной выработки, образуют подсечную камеру высотой до 12—18 м. Руду в камере отбивают всерными скважинами

из подсечной выработки или реже параллельными с предварительной проходкой открытой заходки. По мере образования камеры производят расширение дучек в присмные воронки.

После образования подсечных камер временные целики между ними шириной 4—6 м разрушают массовым взрыванием скважин, пробуренных из дучек перед обрушением вышележащего массива блока.

Размер камер в плане определяется исходя из физико-механических свойств руды и конструктивных особенностей системы, сообразуясь с расстоянием между выработками выпуска руды и дучками. Ширину камер принимают равной 1; 1,5; 2 расстояния между выработками выпуска. Длину камер обычно принимают не более 25 м.

Линию наименьшего сопротивления ω скважин при рудах средней и нижесредней крепости можно принимать в пределах 2,5—3,5 м. Расстояние между концами скважин при веерном их расположении, как показывают многочисленные наблюдения, можно принимать равным

$$a \leq (1,5 \div 2,0) \omega. \quad (111)$$

Такое расстояние между концами скважин обеспечивает хорошее дробление руды и высокую производительность труда бурильщика.

Необходимо указать, что увеличение числа скважин в веере приводит к резкому повышению объема буровых работ и не дает пропорционального улучшения качества отбойки.

При выбранных величинах ω и a число скважин, их глубину и расположение определяют графическим путем.

Количество руды, отбиваемой за одно взрывание, составит

$$T_c = B_k h_n \omega \gamma_r, m, \quad (112)$$

где T_c — количество руды в слое, m ;

B_k — ширина камеры, m ;

h_n — высота подсечки (камеры), m ;

ω — л. н. с., m ;

γ_r — объемный вес руды, m/m^3 .

Выход руды с 1 м скважины определяют по формуле

$$\lambda = \frac{T_c}{\sum l}, m/m, \quad (113)$$

где $\sum l$ — суммарная длина скважин в веере, m .

Производительность труда бурильщика в этом случае определяют по формуле (98).

Время бурения веера скважин составит

$$t_6 = \frac{\sum l}{\Pi_6}, \text{ смен.} \quad (114)$$

Общий вес заряда ВВ на один веер (ряд) скважин может быть определен по формуле

$$Q_{ВВ} = \sum l \gamma k_3, \text{ кг,} \quad (115)$$

где γ — весовое количество ВВ на 1 м скважины, кг; для скважин диаметром 65—85 мм γ принимают равным 3,0—4,5 кг;

k_3 — коэффициент заполнения скважины, который можно принимать равным 0,8—0,9.

Удельный расход ВВ на 1 т руды составит

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{T_c}, \text{ кг/т.} \quad (116)$$

Расход детонирующего шнура на 1 т руды определяют по формуле (102).

Расход капсулей-детонаторов или электродетонаторов определяют в зависимости от принятого способа взрывания (огневого или электрического), конструкции и количества боевых узлов, требующихся для взрывания зарядов одного веера или ряда скважин.

Расход сжатого воздуха на бурение шпуров перфоратором или сжатого воздуха и электроэнергии при бурении скважин станками определяют в зависимости от удельного расхода сжатого воздуха и мощности электродвигателя, как это указано в примерах расчетов систем разработки (см. § 2, 5, 6 главы X). Производительность доставки руды и расход электроэнергии определяют в зависимости от мощности скреперной лебедки.

§ 3. ПОДСЕЧКА БЛОКОВ ВАРИАНТОМ «ЗАКРЫТЫЙ ВЕЕР»

Сущность данного способа подсежки понятна из рис. 20. Из выпускных дучек, несколько расширенных в верхней части, массив руды разбуривают веерами восстающих штанговых шпуров длиной до 7—10 м; шпуры пробуривают также и для расширения дучек в воронки.

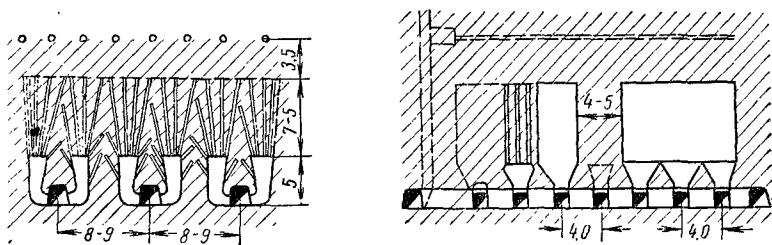


Рис. 20. Подсежка блоков вариантом системы подэтажного обрушения «закрытый веер»

Последовательными взрываниями штанговых шпуров в нескольких дучках вначале образуют отрезную щель, на которую затем взрывают шпуры соседних дучек. Таким образом, последовательным взрыванием штанговых шпуров и выпуском руды образуется подсежка на высоту до 10 м.

Число штанговых шпуров, пробуренных из каждой дучки, устанавливают в зависимости от крепости руды и диаметра шпуров.

Обычно при рудах средней и ниже средней крепости и диаметре шпуров 65—85 мм в дучке пробуривают 4—8 шпуров. Число штанговых шпуров, их глубину и расстояние между ними определяют графическим способом. Затем определяют объем и количество руды, отбиваемой шпурами из одной дучки или одного ряда дучек.

Определение производительности труда, расхода материалов, энергии и т. д. производят по методике, аналогичной подсечке вариантом «камера над дучками» (см. § 3 настоящей главы).

§ 4. ТРАНШЕЙНАЯ ПОДСЕЧКА

Траншейный способ подсечки получил широкое распространение при разработке рудных месторождений, особенно при системах разработки с открытым выработанным пространством с magazинированием руды, подэтажного и этажного принудительного обрушения.

Для рассматриваемого способа подсечки характерны: безопасность работ; независимость ведения буровых и взрывных работ, возможность применения многоперфораторного и многозабойного бурения, высокая производительность труда, большая устойчивость выработок днищ блоков, что имеет особое значение при системах с обрушением.

Сущность траншейного способа подсечки заключается в образовании в днище камеры, блока или панели траншей, имеющих в поперечном сечении форму трапеций (рис. 21).

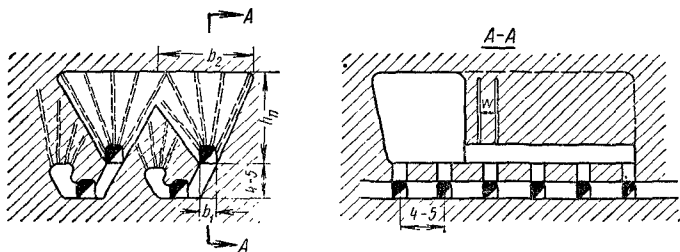


Рис. 21. Траншейный способ подсечки блоков

Траншеи высотой 5—10 м образуются последовательными взрываниями рядов веерных скважин (штанговых шпуров), выбуриваемых из подсечных выработок, расположенных на 3—4 м выше горизонта выпуска руды.

Предварительно в начале каждой траншеи образуется отрезная щель путем расширения специально пройденного восстающего из дучки или же последовательным взрыванием веерных скважин, пробуренных в плоскости поперечного сечения траншеи.

Смежные траншеи при рудах, достаточно устойчивых, в верхней части соединяются между собой, образуя сплошную обнаженную площадь. При недостаточно устойчивых рудах между траншеями в верхней части иногда оставляют целики шириной 2—4 м, которые разрушают при обрушении вышележащего массива руды.

Руду после массового обрушения в первоначальный период выпускают только через односторонние дучки в траншеях, что обеспечивает большую устойчивость и сохранение выработок горизонта выпуска.

Второй ряд дучек в каждой выработке образуется после выпуска 60—65% запасов обрушенной руды при системах с обрушением или перед выпуском обрушенной из потолочины руды при камерных системах разработки.

Выпускные воронки второго ряда образуют взрыванием круговых всеров шпуров, пробуренных из заранее пройденных коротких дучек (см. рис. 21).

Траншейная подсечка образуется штанговыми шпурами или скважинами диаметром 50—100 мм, выбуриваемыми тяжелыми колонковыми или телескопными перфораторами, а также буровыми станками.

Площадь траншеи составляет

$$S_{\text{тр}} = \frac{b_1 + b_2}{2} h_{\text{ш}}. \quad (117)$$

Величина b_1 определяется шириной подсечной выработки и составляет обычно 2—2,5 м. Ширина траншеи в верхней части b_2 определяется конструктивными соображениями в зависимости от физико-механических свойств руды и расстояния между выработками выпуска (см. рис. 21).

При отсутствии целиков между траншеями ширина последних в верхней части равна расстоянию между выработками выпуска.

Обычно ширину траншеи b_2 определяют графическим путем. Количество руды за одно взрывание составит

$$T_{\text{с}} = S_{\text{тр}} \omega_{\text{гп}} = \left(\frac{b_1 + b_2}{2} h_{\text{ш}} \right) \omega_{\text{гп}}, \text{ м}, \quad (118)$$

где ω — л. н. с., м; принимается в зависимости от крепости руды и диаметра скважин и обычно составляет 2—3 м;

$\omega_{\text{гп}}$ — объемный вес руды, $\text{м}^3/\text{м}$.

Расстояние между скважинами a можно определить по формуле (109).

Число скважин и их глубина определяются графическим способом.

В остальном расчет траншейной подсечки (определение показателей по рабочей силе, расходу материалов, энергии и т. д.) аналогичен расчету образования подсечки вариантом «камера над дучками» (см. § 3 настоящей главы).

ОБРАЗОВАНИЕ ОТРЕЗНОЙ ЩЕЛИ

Под отрезкой понимают горные работы, целью которых является создание вертикальной плоскости обнажения, необходимой для последующей отбойки руды в пределах заданного контура.

Отрезку применяют при следующих системах разработки: камерно-столбовой, подэтажных штреков (ортов), этажно-камерной, подэтажного и этажного принудительного обрушения и комбинированных. Эта стадия очистной выемки требует большого расхода рабочей силы (главным образом на бурение) и взрывчатых материалов на 1 т руды, чем в среднем расходуется на весь комплекс очистных работ.

Удельный вес добычи руды при отрезных работах по отношению к добыче из очистных работ (включая и нарезные) составляет около 9—10% при системе подэтажных штреков (ортов) и 15—20% при системе подэтажного обрушения.

В табл. 23 приведены данные о производительности труда бурильщика и расходе ВВ при образовании отрезной щели на рудниках Криворожского бассейна.

Таблица 23

Система разработки	Очистные работы		В том числе отрезка	
	Производительность труда бурильщика, т/смену	Расход ВВ, кг/т	Производительность труда бурильщика, т/смену	Расход ВВ, кг/т
Подэтажными штреками . . .	110—120	0,150—0,250	60—80	0,200—0,300
Подэтажного обрушения . . .	80—110	0,180—0,220	40—70	0,300—0,370

Из табл. 23 видно, что трудоемкость работ по образованию отрезной щели в 1,5—2 раза выше, чем в среднем на очистных работах. Поэтому совершенствование отрезных работ и применение их для образования глубоких скважин позволяет улучшить технико-экономические показатели очистной выемки и повысить интенсивность отработки блоков.

Способ образования отрезной щели определяется принятым методом отбойки руды. При шпуровом способе отбойки руды, который

в настоящее время применяют редко, отрезную щель образуют шпурами длиной до 2—2,5 м в зависимости от крепости руды. Отрезные щели обычно образуют штанговыми шпурами или глубокими скважинами. Последние на практике находят все большее применение как при камерных системах разработки, так и при системах подэтажного и этажного обрушения.

§ 1. ОБРАЗОВАНИЕ ОТРЕЗНОЙ ЩЕЛИ ШТАНГОВЫМИ ШПУРАМИ

Этот способ образования отрезной щели применяют как при системах с обрушением руды, так и при камерных системах разработки.

На рис. 22 показан способ образования отрезной щели штанговыми шпурами при варианте системы подэтажного обрушения «камера над дучками».

Сущность образования отрезной щели состоит в следующем. В отработываемой панели проходят отрезной восстающий 1 сечением $1,5 \times 1,5$ или $1,8 \times 1,8$ м, располагаемый обычно на границе панели с рудным массивом. На горизонте подсежки от отрезного восстающего

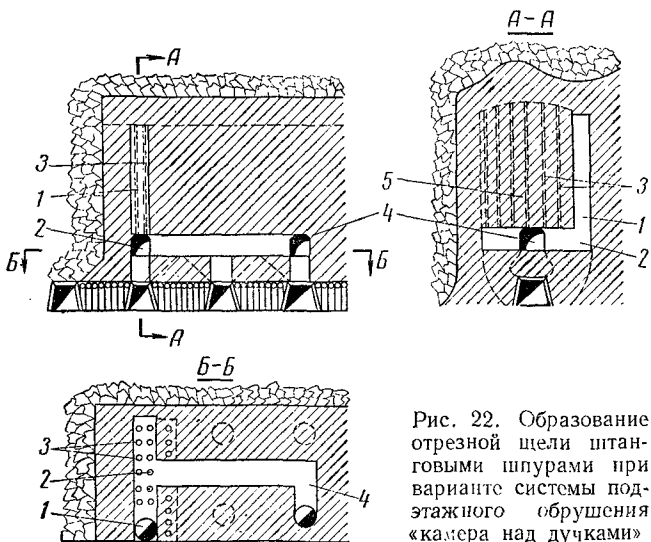


Рис. 22. Образование отрезной щели штанговыми шпурами при варианте системы подэтажного обрушения «камера над дучками»

проходят заходку 2, соединяя ее с подсечной выработкой 4. В кровле заходки в зависимости от крепости руды на расстоянии 1,5—2 м от восстающего пробуривают штанговые шпуры 3. Последовательными взрывами зарядов штанговых шпуров образуют отрезную щель 5 необходимых размеров.

На рис. 23 показаны способы отрезки камер от рудного массива при системе подэтажных штреков. В этом случае отрезные щели образуют на высоту, равную высоте камеры. Отрезной восстающий 1 проводится до контрольного штрека 2 у потолочины.

Работы по образованию отрезной щели (см. рис. 23) заключаются в проведении кольцевых заходок 3 на каждом подэтаже и обурировании кровли заходок штанговыми шпурами 4 с последующим их взрыванием, в результате чего образуется отрезная щель 5 на всю ширину и высоту камеры. Ширина щели достигает 4—5, иногда 6 м.

Образование отрезной щели штанговыми шпурами, выбуриваемыми непосредственно из подэтажных ортов 2, показано на рис. 24.

После проходки отрезного восстающего 3 у всячего бока рудной залежи из подэтажных штреков 1 и отбойки небольшого участка руды (II) на подсечную траншею (I) производят образование отрезной щели в направлении от всячего бока к лежащему. Для этого из подэтажных ортов, пройденных через 9,5 м по высоте камеры, выбуривают веера штанговых шпуров 4. Каждый веер состоит из 4—6 штанговых шпуров. Л. н. с. в зависимости от крепости и устойчивости руды изменяется от 1,5 до 2 м и более.

Веера штанговых шпуров взрывают последовательно от отрезного восстающего 3 в сторону лежащего бока, в результате чего образуется отрезная щель по всей высоте камеры шириной около 5 м и длиной, равной горизонтальной мощности рудной залежи.

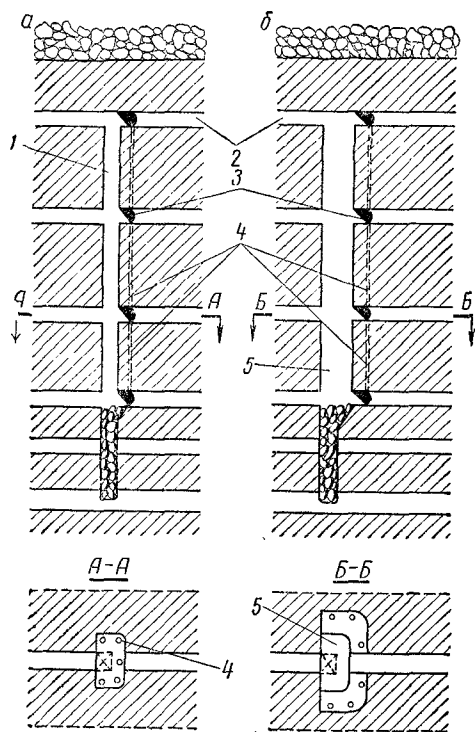


Рис. 23. Отрезка кольцевыми заходками при системе подэтажных штреков:
а и б — стадии образования отрезной щели

Общую длину штанговых шпуров для образования отрезной щели определяют графически в зависимости от размеров отрезной щели, л. н. с. и расстояния между штанговыми шпурами в ряду.

Для определения трудовых и материальных затрат количество руды, получаемой при отрезке, подсчитывают как разницу между весом руды в пределах контура отрезной щели и количеством ее, добытой из отрезных выработок (восстающего, заходок, подэтажных ортов и др.).

Выход руды с 1 м штангового шпура определяется по формуле (113), а производительность труда бурильщика при образовании отрезной щели — по формуле (98).

Производительность труда взрывника в зависимости от расположения штанговых шпуров, средств заряжания и типа упаковки ВВ принимается по Справочникам норм выработки или по данным практики рудников соответствующего горнорудного района.

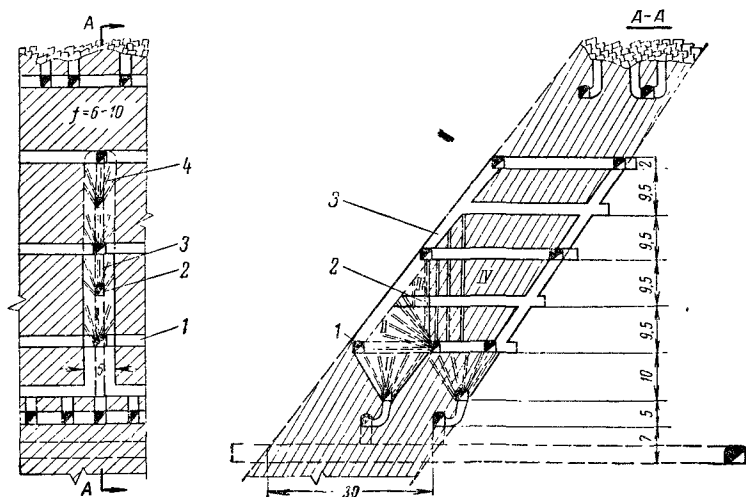


Рис. 24. Образование отрезной щели штанговыми шпурами при системе подэтажных штреков:

I—IV — последовательность образования отрезной щели

Производительность труда скрепериста определяется по формуле

$$P_c = k_{\text{пер}} H_c, \text{ т/смену}, \quad (119)$$

где $k_{\text{пер}}$ — коэффициент перевыполнения нормы выработки;

H_c — норма выработки скрепериста, определяемая по соответствующему Справочнику норм выработки, т/смену.

При отсутствии справочных данных о норме выработки скрепериста производительность труда его можно определить по формуле

$$P_c = P_c k_{\text{ис}} \gamma_p, \text{ т/смену}, \quad (120)$$

где P_c — техническая сменная производительность скреперной лебедки, определяемая по формуле (37), м³/смену;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент, учитывающий время работы лебедки в течение смены ($k_{\text{ис}} = 0,6-0,8$).

Общий расход ВВ на образование отрезной щели подсчитывают по формуле (115), а удельный — по формуле (116).

Удельный расход электродетонаторов, огнепроводного (детонирующего) шнура, твердых сплавов, буровой стали, сжатого воздуха и электроэнергии при образовании отрезной щели определяется по формулам (102), (103), (104), (105), (20), (21), (40), (41).

Расход стали и троса при доставке руды скреперными лебедками принимается по данным практики рудников соответствующего горно-рудного района.

ПРИМЕР. Произвести расчет образования отрезной щели штанговыми шпурами для условий крутопадающей рудной залежи (55°), обрабатываемой системой подэтажных штреков (см. рис. 24). Рудная залежь мощностью 26 м сложена мартиновой рудой крепостью 8 с объемным весом $3,5 \text{ т/м}^3$.

Для бурения штанговых шпуров применяют телескопные перфораторы ПТ-36А с диаметром буровой коронки 85 мм. В качестве ВВ принят аммонит в специальных патронах диаметром 65 мм, длиной 500 мм и весом 1,5 кг.

Расчет буровзрывных работ и определение основных технико-экономических показателей произведем для объема руды в пределах контура всей отрезной щели, имеющей размеры: ширину 5 м, высоту 40 м и среднюю длину 26 м.

Суммарная длина штанговых шпуров для образования отрезной щели определена графически и составляет 1250 м.

Количество руды, получаемой при образовании отрезной щели без учета руды в восстающих и подэтажных ортах, равно

$$T_{\text{щ}} = 18\,200 - 2100 = 16\,100 \text{ т.}$$

Выход руды с 1 м штангового шпура составит по формуле (83)

$$\lambda = \frac{T_{\text{щ}}}{\sum l} = \frac{16\,100}{1250} = 12,9 \text{ т/м.}$$

Производительность труда бурильщика при образовании отрезной щели по формуле (97) составляет

$$P_6 = k_{\text{пер}} H_6 = 1,1 \cdot 86 = 94,6 \text{ т/смену.}$$

Расход человеко-смен бурильщика на 1 т руды (трудоемкость) по формуле (100) составит

$$r_6 = \frac{1}{P_6} = \frac{1}{94,6} = 0,0106 \text{ чел.-смен/т.}$$

Производительность труда взрывника, по данным практики рудников, применяемых систему подэтажных штреков, составляет 600—800 т/смену. Принимаем $P_{\text{взр}} = 700 \text{ т/смену.}$

Трудоемкость взрывных работ при этом по формуле (100)

$$r_{\text{взр}} = \frac{1}{P_{\text{взр}}} = \frac{1}{700} = 0,001 \text{ чел.-смен/т.}$$

Производительность труда скрепериста при образовании отрезной щели по формуле (119)

$$P_c = k_{\text{пер}} H_c = 1,1 \cdot 151 = 167 \text{ т/смену,}$$

а расход человеко-смен скрепериста на 1 т руды по формуле (100) составляет

$$r_c = \frac{1}{P_c} = \frac{1}{167} \approx 0,006 \text{ чел.-смен/т.}$$

Общий расход ВВ на образование отрезной щели определяют по формуле (115)

$$Q_{\text{ВВ}} = \sum l_i k_s = 1250 \cdot 3,0 \cdot 0,85 = 3200 \text{ кг.}$$

Удельный расход ВВ на отбойку руды по формуле (116) составит

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{T_{\text{щ}}} = \frac{3200}{16\,100} \approx 0,200 \text{ кг/т.}$$

Расход капсулей-детонаторов на 1 т руды по формуле (102)

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1Nn_{\text{дет}}}{T_{\text{ш}}} = \frac{1,1 \cdot 180 \cdot 2}{16 \cdot 100} = 0,024 \text{ шт/т.}$$

Удельный расход детонирующего шнура по формуле (103) составит

$$q_{\text{шн}} = \frac{\sum ln_{\text{ш}}k}{T_{\text{ш}}} = \frac{1250 \cdot 2 \cdot 1,3}{16 \cdot 100} \approx 0,20 \text{ м/т.}$$

Общий расход сжатого воздуха на отбойку руды при образовании отрезной щели определяют по формуле (20)

$$Q_{\text{сж. в.}} = n_{\text{п}}q_{\text{п}}t_{\text{б}}k_1k_2 = 1 \cdot 4,2 \cdot 25 \cdot 000 \cdot 1,18 \cdot 1,2 \approx 138 \cdot 000 \text{ м}^3.$$

Удельный расход сжатого воздуха по формуле (21) составит

$$q_{\text{сж. в.}} = \frac{Q_{\text{сж. в.}}}{T_{\text{ш}}} = \frac{138 \cdot 000}{16 \cdot 100} = 8,6 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Расход электроэнергии скреперной лебедкой при доставке руды по формуле (40) составит

$$W = \frac{N_{\text{дв}}'y k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}}} = \frac{28(96,5 \cdot 6) \cdot 0,7}{0,92} \approx 12 \cdot 300 \text{ квт} \cdot \text{ч.}$$

Удельный расход электроэнергии по формуле (41) составит

$$W_{\text{э}} = \frac{W}{T_{\text{ш}}} = \frac{12 \cdot 300}{16 \cdot 100} \approx 0,76 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.}$$

Удельный расход твердого сплава по формуле (104) составит

$$q_{\text{спл}} = \frac{\sum lq'_{\text{спл}}}{1000T_{\text{ш}}} = \frac{1250 \cdot 30}{1000 \cdot 16 \cdot 100} \approx 0,002 \text{ кг/т.}$$

Удельный расход буровой стали по формуле (105) составит

$$q_{\text{ст}} = \frac{\sum lq'_{\text{ст}}}{1000T_{\text{ш}}} = \frac{1250 \cdot 300}{1000 \cdot 16 \cdot 100} \approx 0,023 \text{ кг/т.}$$

§ 2. ОБРАЗОВАНИЕ ОТРЕЗНОЙ ЩЕЛИ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Наибольшее распространение этот способ получил при системах с открытым выработанным пространством и этажного принудительного обрушения. В последнее время образование отрезной щели глубокими взрывными скважинами находит применение и при поэтажном принудительном обрушении, в частности при варианте с отбойкой руды вертикальными слоями на компенсационную щель (рис. 25).

Образование отрезной щели нисходящими глубокими скважинами при системе поэтажных штреков показано на рис. 26. После проходки отрезного восстающего 1 у лежачего бока из поэтажных штреков 3 и взрывания зарядов наклонных скважин 2, расположенных параллельно оси отрезного восстающего, щель образуют последовательным взрыванием всеров нисходящих глубоких скважин, пробуренных из бурового орта 4. Руду отбивают нисходящими глу-

боками скважинами в направлении от лежачего бока рудной залежи к висячему.

При образовании отрезной щели глубокими скважинами расчет буровзрывных работ и определение основных технико-экономических

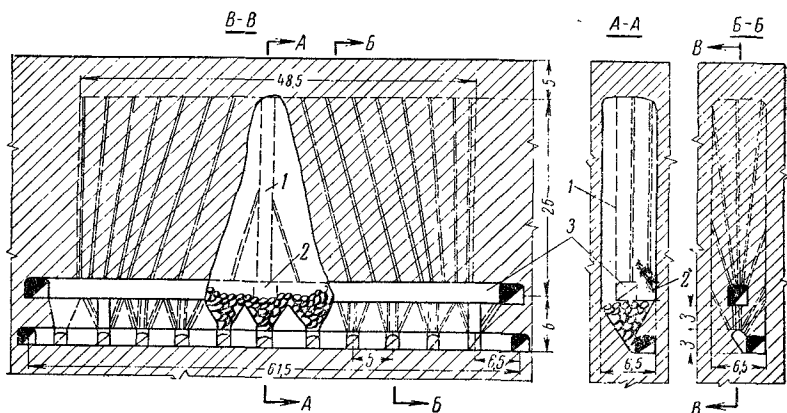


Рис. 25. Образование отрезной щели глубокими скважинами при системе подэтажного обрушения с отбойкой руды вертикальными слоями:

1 — отрезной восстающий; 2 — буровой орт; 3 — буровой штрек

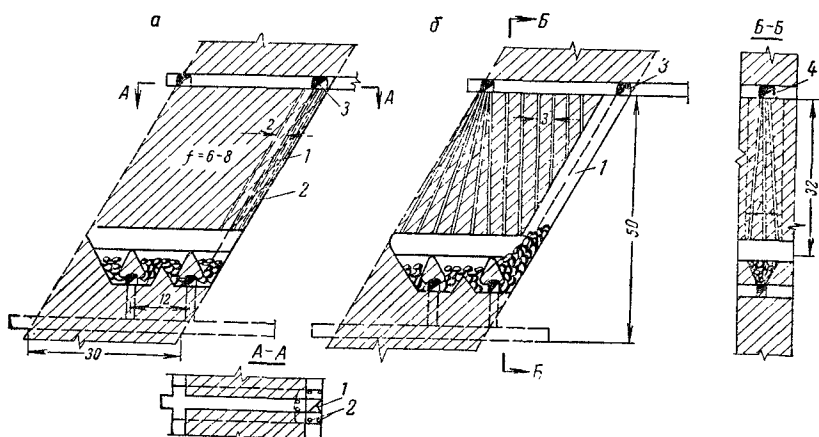


Рис. 26. Образование отрезной щели глубокими скважинами при системе подэтажных штреков на руднике им. Орджоникидзе в Криворожском бассейне:

а и б — стадии образования отрезной щели

показателей производят для всего объема рудного массива в пределах контура отрезной щели.

Суммарную длину глубоких скважин определяют графическим путем с учетом принятых л. н. с. и расстояния между скважинами

в ряду, которые определяются физико-механическими свойствами руды и диаметром скважин.

Количество отбиваемой руды при образовании отрезной щели подсчитывают без учета руды, полученной при проходке отрезного восстающего.

Выход руды с 1 м скважины определяют по формуле (113).

Производительность труда бурового мастера¹ при образовании отрезной щели составляет

$$P_{б.м} = k_{пер} H_{б.м} \lambda, \text{ т/смену}, \quad (121)$$

где $k_{пер}$ — коэффициент, учитывающий перевыполнение нормы выработки;

$H_{б.м}$ — норма выработки бурового мастера (принимается по Справочнику норм выработки), *м/смену*;

λ — выход руды с 1 м скважины, *т*.

Производительность труда взрывника на зарядании скважин при образовании отрезной щели определяют по формуле

$$P'_{взр} = k_{пер} H_{взр}, \text{ кг/смену}, \quad (122)$$

где $H_{взр}$ — норма выработки взрывника (принимается по Справочнику норм), *кг/смену*;

Производительность труда взрывника в тоннах руды определяют из выражения

$$P_{взр} = \frac{T_{ш} P'_{взр}}{Q_{ВВ}}, \text{ т/смену}, \quad (123)$$

где $T_{ш}$ — количество руды, получаемой при образовании отрезной щели (без учета отрезного восстающего), *т*;

$Q_{ВВ}$ — общий расход ВВ на образование отрезной щели, *кг*.

Расход рабочей силы на доставку ВВ от склада ВМ в забой подсчитывают (в зависимости от дальности расположения склада, способа транспортирования ВВ по выработкам основного горизонта и доставки их по восстающим на подэтажи) по формуле

$$r_{дост} = \frac{1q}{k_{пер} (H_{погр} + H_{тр} + H_{разгр} + P_{дост})}, \text{ чел.-смен/т}, \quad (124)$$

где q — расход ВВ на 1 т руды, *кг/т*;

$k_{пер}$ — коэффициент перевыполнения нормы выработки;

$H_{погр}$ — норма выработки на погрузку ВВ в вагонетку, *кг/смену*;

$H_{тр}$ — норма выработки на доставку ВВ вагонетками с откаткой электровозом (вручную), *кг/смену*;

$H_{разгр}$ — норма выработки на разгрузку ВВ из вагонеток, *кг/смену*;

$P_{дост}$ — норма выработки на доставку ВВ на подэтажи, *кг/смену*.

Значения норм выработки на выполнение указанных операций

¹ Если буровой станок обслуживается двумя горнорабочими, то производительность труда помощника бурового мастера принимается равной производительности труда мастера.

при доставке ВВ принимаются по Справочникам норм соответствующих горнорудных районов.

Производительность труда скрепериста определяют по формуле (119).

Общий расход ВВ на образование отрезной щели глубокими скважинами определяют из выражения

$$Q_{ВВ} = \gamma \sum l k_3 k_{вд}, \text{ кг}, \quad (125)$$

где γ — вес заряда взрывчатого вещества, приходящегося на 1 м скважины, кг;

$\sum l$ — общая длина глубоких скважин, м;

k_3 — коэффициент, учитывающий активную заряжаемую часть скважины;

$k_{вд}$ — коэффициент, учитывающий расход ВВ на вторичное дробление ($k = 1,1 - 1,25$).

Удельный расход ВВ на 1 т отбиваемой руды подсчитывают по формуле (116).

Расход капсулей-детонаторов (электродетонаторов) и детонирующего шнура можно определять по формулам (102) и (103).

Удельный расход твердого сплава при бурении глубоких скважин буровым станком определяют по расходу буровых коронок, весу твердого сплава в них и количеству добываемой руды из отрезной щели

$$q_{ст} = \frac{n_{кор} q_{кор}}{T_{щ}}, \text{ г/м}, \quad (126)$$

где $n_{кор} = \frac{\sum l}{l'_{скв}}$ — количество коронок, израсходованных при бурении глубоких скважин;

$\sum l$ — суммарная длина глубоких скважин, пробуренных при отрезке, м;

$l'_{скв}$ — количество метров глубоких скважин, пробуриваемых одной короной (принимается по данным практики в зависимости от крепости руды);

$q_{кор}$ — вес твердого сплава в одной буровой коронке, г;

$T_{щ}$ — количество руды, получаемой при образовании отрезной щели, т.

Удельный расход буровой стали определяется по формуле

$$q_{ст} = \frac{n_{шт} q_{шт}}{T_{щ}}, \text{ кг/т}, \quad (127)$$

где $n_{шт} = \frac{\sum l}{l''_{скв}}$ — число штанг, расходуемых при бурении глубоких скважин;

$l''_{скв}$ — количество метров глубоких скважин, выбуриваемых одной штангой (принимается по данным практики);

$q_{шт}$ — вес одной штанги, кг.

Расход стали и троса при доставке руды скреперными установками принимается по отчетным данным рудников.

Удельный расход сжатого воздуха подсчитывают по формуле

$$q_{\text{ст. в}} = \frac{q_{6.с} \cdot t_{\text{б}}^k \cdot k_{\text{ис}} \cdot k_1 \cdot k_2}{T_{\text{ш}}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (128)$$

где $q_{6.с}$ — расход сжатого воздуха буровым станком, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$t_{\text{б}} = \frac{360 \Sigma l}{P_{\text{б. м}}}$ — общее время бурения глубоких скважин, мин ;

$P_{\text{б. м}}$ — производительность труда бурового мастера, $\text{м}/\text{смену}$;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент использования бурового станка во времени ($k_{\text{ис}} = 0,6-0,8$);

k_1, k_2 — коэффициенты, учитывающие соответственно увеличение расхода воздуха за счет износа бурового станка и утечек воздуха ($k_1 = 1,1-1,2$; $k_2 \approx 1,2$).

Расход электроэнергии на 1 т руды при образовании отрезной щели определяют:

при бурении глубоких скважин

$$W_{\text{э}} = \frac{N_{\text{дв}} \cdot t_{\text{б}} \cdot k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{лв}} \cdot T_{\text{ш}}}, \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т}, \quad (129)$$

где $N_{\text{дв}}$ — мощность электродвигателя бурового станка, квт ;

$t_{\text{б}} = \frac{6 \Sigma l}{P_{\text{б. м}}}$ — общее время бурения глубоких скважин, ч ;

$\eta_{\text{лв}}$ — к. п. д. электродвигателя;

Σl — суммарная длина глубоких скважин, м ;

при доставке руды скреперной лебедкой

$$W_{\text{э}} = \frac{N_{\text{дв}} \cdot t_{\text{см}} \cdot k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{лв}} \cdot P_{\text{с}}}, \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т}, \quad (130)$$

где $N_{\text{дв}}$ — мощность электродвигателя скреперной лебедки, квт ;

$t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч ;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент использования скреперной лебедки во времени ($k_{\text{ис}} = 0,6-0,8$);

$P_{\text{с}}$ — производительность труда скрепериста, $\text{т}/\text{смену}$;

$\eta_{\text{лв}}$ — к. п. д. электродвигателя скреперной лебедки.

Пример расчета образования отрезной щели глубокими скважинами приведен в § 2 главы X.

ГЛАВА V

ОТБОЙКА РУДЫ ПРИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ

§ 1. ОТБОЙКА РУДЫ ШПУРАМИ

Отбойку руды шпурами широко применяют при следующих системах разработки: с закладкой, с магазинированием, слоевого обрушения, со сплошной выемкой, при некоторых вариантах систем разработки с открытым выработанным пространством и др. Шпуры при этом бурят глубиной от 1—1,5 до 4—5 м при среднем их диаметре 35—60 мм. Расположение шпуров в очистных забоях зависит от физико-механических свойств руды, формы забоя и направления очистной выемки. При этом шпуры могут располагать: 1) горизонтально или слабо наклонно (рис. 27, а); 2) вертикально (рис. 27, б); 3) наклонно вверх или вниз (рис. 27, в).

Основными показателями, характеризующими эффективность отбойки руды шпурами, являются: а) производительность труда бурильщика; б) число метров шпуров, необходимых для отбойки 1 м³ руды (удельный шпурометраж), или выход руды с 1 м шпура; в) расход ВВ на отбойку 1 т (1 м³) руды и г) качество дробления руды.

На эффективность отбойки руды при прочих равных условиях (физико-механические свойства руды, организация труда, буровое оборудование, тип ВВ, способы взрывания и др.) большое влияние оказывают параметры буровзрывных работ. К ним относят: диаметр и глубину шпуров, л. н. с., расстояние между шпурами.

Диаметр шпуров определяют расчетным методом или устанавливают опытным путем. В настоящее время широко применяют шпуры диаметром 36, 40 и 55 мм. Шпуры уменьшенного диаметра целесообразно применять для отбойки крепких руд.

Глубина шпуров определяется горнотехническими условиями отбойки и изменяется, как указывалось выше, в пределах от 1 до 4—5 м.

Л. н. с. определяется в зависимости от принятого диаметра шпуров и физико-механических свойств руды по формуле Союзвзрывпрома

$$\omega = d \sqrt{\frac{8,2\lambda}{mq}}, \text{ м}, \quad (131)$$

где d — диаметр шпура, дм ;
 Δ — плотность ВВ, кг/дм^3 ;
 m — относительное расстояние между шпурами (принимается в пределах $0,8 \div 1,5$);
 q — удельный расход ВВ (принимается по данным практики), кг/м^3 ;
 Расстояние между шпурами определяют из выражения

$$a = mw, \text{ м.} \quad (132)$$

Число шпуров в очистном забое можно определить двумя способами:

1. Установив на основании расчета л. н. с. и расстояние между шпурами, составляют схему расположения шпуров в очистном забое.

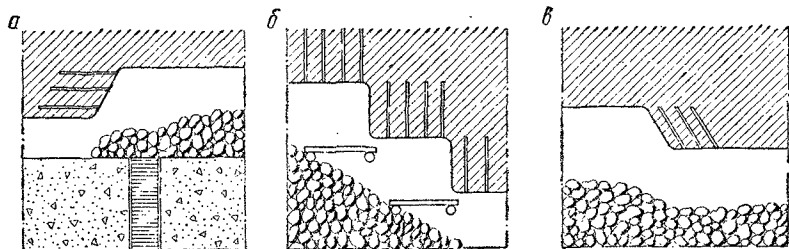


Рис. 27. Схемы расположения шпуров в очистном забое

Затем подсчитывают число шпуров. Глубину шпуров определяют исходя из принятой длины заходки или высоты уступа (см. рис. 27).

2. Число шпуров определяется по общему расходу ВВ, необходимого для отбойки заданного объема руды за одно взрывание, и емкости одного шпура. Общий расход ВВ на одно взрывание определяют по формуле

$$Q_{\text{ВВ}} = Vq, \text{ кг,} \quad (133)$$

где V — объем взрываемой руды, м^3 ;

q — удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

Емкость шпура находят из выражения

$$E = \frac{\pi d^3}{4} l \delta_3 \Delta k_3, \text{ кг,} \quad (134)$$

где d — диаметр шпура, дм ;

l — средняя глубина шпура, дм ;

Δ — плотность ВВ, кг/дм^3 ;

δ_3 — плотность заряжения (отношение квадрата диаметра патрона ВВ к квадрату диаметра шпура), принимаемая равной $0,85$ — $0,95$;

k_3 — коэффициент заряжения, принимаемый равным $0,7$ — $0,85$.

Тогда число шпуров в забое определится из отношения

$$N = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{E}. \quad (135)$$

Сменную производительность труда бурильщика определяют по формулам (25) и (26).

При взрывании шпуров применяют следующие способы: огневой, электроогневой, электрический, детонирующим шнуром в сочетании с пиротехническими реле.

Электроогневой и электрический способы взрывания применяют при большом числе одновременно взрывааемых шпуров. Взрывание с применением детонирующего шнура и пиротехнических реле получило широкое распространение в настоящее время при ведении очистных работ.

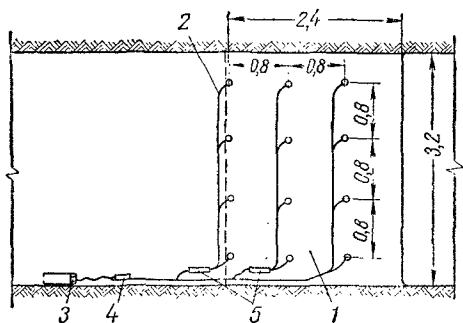


Рис. 28. Расположение шпуров в очистном забое и схема коммутации взрывной сети при короткозамедленном взрывании:

1 — заходка; 2 — детонирующий шнур; 3 — электрозажигательный патрончик; 4 — зажигательная трубка; 5 — пиротехническое реле

Расход средств взрывания определяют следующим образом.

При огневом взрывании шпуров расход огнепроводного шнура определяют из выражения

$$l'_{\text{шн}} = \frac{1,1Nl_{\text{тр}}}{T}, \text{ м/м}, \quad (136)$$

где $l_{\text{тр}}$ — длина зажигательной трубки, м;

N — число шпуров;

T — количество отбиваемой руды, т.

В соответствии с Правилами безопасности длина зажигательной трубки принимается не менее 1 м.

Расход капсулей-детонаторов определяют по формуле (18).

Расход зажигательных патрончиков составит

$$q_{з.п} = \frac{T}{25T}, \quad (137)$$

где 25 — максимальное число шпуров, зажигаемых одним патрончиком.

При электроогневом способе взрывания шпуров расчет средств взрывания аналогичен расчету при огневом способе взрывания. Вместо зажигательных патрончиков применяют электрозажигательные.

При применении электрического взрывания шпуров удельный расход электродетонаторов определяют также по формуле (18).

При короткозамедленном взрывании шпуров с применением детонирующего шнура и пиротехнических реле расчет средств взрывания производится следующим образом. В соответствии с принятым расположением шпуров составляют схему коммутации взрывной сети, по которой определяют потребное количество детонирующего шнура. Количество пиротехнических реле на производство взрыва определяется в зависимости от принятой схемы взрывания (рис. 28).

Расход сжатого воздуха при бурении шпуров определяют по формулам (20) и (21).

Удельный расход твердого сплава и буровой стали подсчитывают по формулам (104) и (105) или принимают по данным практики рудников.

§ 2. ОТБОЙКА РУДЫ ШТАНГОВЫМИ ШПУРАМИ

Этот метод отбойки руды получил широкое распространение при камерных системах разработки, образовании подсечных и отрезных камер, а также при различных вариантах системы поэтажного обрушения.

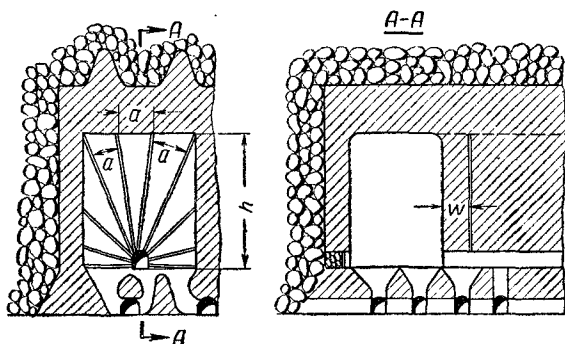


Рис. 29. К расчету параметров буровзрывных работ при отбойке руды штанговыми шпурами

Основными параметрами буровзрывных работ при отбойке руды штанговыми шпурами являются: диаметр шпура, л. н. с., расстояние между шпурами в ряду.

Диаметр штанговых шпуров на практике изменяется от 55 до 85 мм. Л. н. с. в зависимости от крепости и устойчивости взрываемых руд колеблется в пределах 1,8—3 м, реже превышает 3 м.

Расчетную л. н. с. в зависимости от диаметра штангового шпура, коэффициента сближения зарядов и физико-механических свойств руды определяют по формуле докт. техн. наук Л. И. Барона

$$w = d \sqrt{\frac{7,85 \Delta k_3}{q m}}, \text{ м}, \quad (138)$$

где d — диаметр штангового шпура (скважин), м;

Δ — плотность ВВ, кг/м³;

k_3 — коэффициент заряжания штанговых шпуров (скважин), принимаемый равным 0,75—0,85;

m — коэффициент сближения зарядов, принимаемый равным 0,9—1,5.

Расстояние между шпурами в ряду или веере определяют по формуле (132).

Суммарную длину штанговых шпуров в зависимости от физико-механических свойств руды и параметров буровзрывных работ определяют графическим путем (рис. 29).

Количество отбиваемой руды за одно взрывание определяют по формуле

$$T = V\gamma_p, m, \quad (139)$$

где V — объем рудного массива, подлежащего отбойке штанговыми шпурами, m^3 ;

γ_p — объемный вес руды, m/m^3 ;

Выход руды с 1 м штангового шпура находят по формуле (113).

Производительность труда бурильщика при отбойке руды штанговыми шпурами подсчитывают по формуле (98).

Производительность труда взрывника определяют по формулам (122) и (123).

Производительность труда скрепериста подсчитывают по формулам (119) и (120).

При отбойке руды штанговыми шпурами применяют следующие способы взрывания зарядов:

1) раздельное электроогневое взрывание с применением зажигательных трубок и электрозажигательных патрончиков (рис. 30);

2) мгновенное взрывание при небольшом числе одновременно взрываемых шпуров. При этом способе применяют бескапсюльное взрывание с инициированием зарядов детонирующим шнуром или электрическое с применением электродетонаторов мгновенного действия (ЭД-8-56);

3) короткозамедленное взрывание. Его применяют при массовом взрывании нескольких рядов шпуров.

В качестве средств замедления при-

меняют пиротехнические реле КЗДШ-58 или электродетонаторы ЭДКЗ с интервалами замедлений 10, 15 и 25 мсек. Схема коммутации взрывной сети приведена на рис. 31.

Применение короткозамедленного взрывания при штанговой отбойке руды позволяет улучшить качество дробления руды и снизить сейсмический эффект взрыва.

Общий расход ВВ на отбойку руды штанговыми шпурами определяют по формуле (115).

Удельный расход детонирующего шнура подсчитывают по формуле (103).

Расход капсюлей-детонаторов на 1 т отбитой руды определяют из выражения (102).

Рис. 30. Схема коммутации взрывной сети при электроогневом способе взрывания штанговых шпуров:

1 — две нити детонирующего шнура; 2 — зажигательная трубка; 3 — электрозажигательные патрончики; 4 — электрическая сеть; 5 — рубильник

менуют пиротехнические реле КЗДШ-58 или электродетонаторы ЭДКЗ с интервалами замедлений 10, 15 и 25 мсек. Схема коммутации взрывной сети приведена на рис. 31.

Применение короткозамедленного взрывания при штанговой отбойке руды позволяет улучшить качество дробления руды и снизить сейсмический эффект взрыва.

Общий расход ВВ на отбойку руды штанговыми шпурами определяют по формуле (115).

Удельный расход детонирующего шнура подсчитывают по формуле (103).

Расход капсюлей-детонаторов на 1 т отбитой руды определяют из выражения (102).

Удельный расход сжатого воздуха и электроэнергии определяют по формулам (128), (129) и (130).

Удельный расход твердого сплава и буровой стали определяют из выражений (126) и (127).

Расход стали и троса при доставке руды скреперными установками принимается по данным рудников.

Примеры расчета отбойки руды штанговыми шпурами приведены в главе X.

§ 3. ОТБОЙКА РУДЫ СКВАЖИНАМИ

Отбойку руды скважинами в зависимости от конструкции системы разработки осуществляют горизонтальными, вертикальными или наклонными слоями. Различают три способа расположения скважин в рудном массиве: параллельное, веерное и веерно-пучковое (рис. 32).

Основными параметрами буровзрывных работ при отбойке руды глубокими скважинами являются: диаметр скважин, л. н. с., расстояние между скважинами.

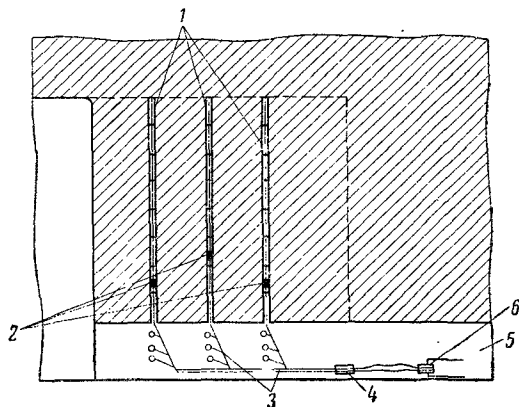


Рис. 31. Короткозамедленное взрывание штанговых шпуров с применением пиротехнических реле; 1 — штанговые шпуры; 2 — пиротехническое реле; 3 — детонирующий шнур; 4 — зажигательная трубка; 5 — штрек горизонта воронок; 6 — электрозажигательный патрончик

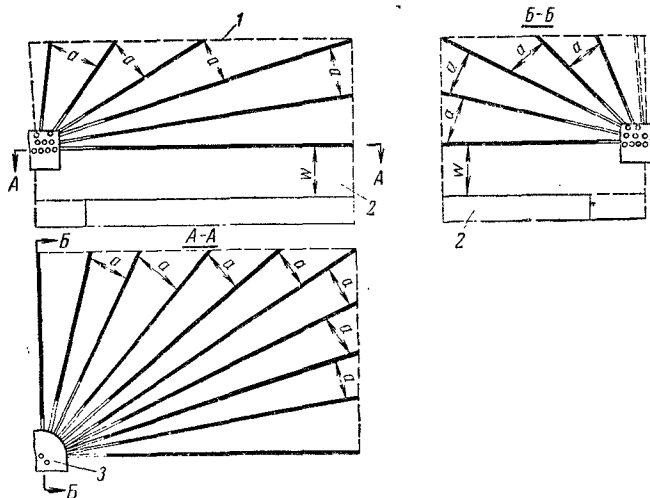


Рис. 32. Веерно-пучковое расположение скважин во взрываемом массиве; 1 — контур взрываемого массива; 2 — подсека; 3 — буровая камера

Диаметр взрывных скважин определяется уровнем бурового ободования и энергоемкостью применяемых ВВ. В настоящее время наибольшее распространение получили скважины диаметром 85, 100 и 150 мм.

Диаметр скважины можно определить аналитически, если известны удельный расход ВВ и величина л. н. с.

Величину удельного расхода ВВ обычно определяют опытным путем. Расчетные значения удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента крепости руды при различных схемах расположения скважин (ВВ — аммонит № 6 и 7) приведены в табл. 24.

Таблица 24

Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Удельный расход аммонита, кг/м ³			
	Расположение скважин			
	верное		параллельное	
	коэффициент заполнения скважины 0,9	коэффициент заполнения скважины 0,75	при наличии огрезных скважин	без огрезных скважин
3	0,3	0,255	0,196	0,183
4	0,4	0,340	0,260	0,244
5	0,5	0,425	0,325	0,305
6	0,6	0,510	0,390	0,366
7	0,7	0,595	0,455	0,427
8	0,8	0,680	0,620	0,488
9	0,9	0,765	0,555	0,549
10	1,0	0,850	0,650	0,610
11	1,1	0,935	0,715	0,671
12	1,2	1,020	0,780	0,732
13	1,3	1,105	0,845	0,793
14	1,4	1,190	0,910	0,854
15	1,5	1,275	0,975	0,915
16	1,6	1,360	1,040	0,976
17	1,7	1,445	1,105	1,030
18	1,8	1,530	1,170	1,100
19	1,9	1,615	1,235	1,160
20	2,0	1,700	1,300	1,220

Примечание. При составлении таблицы использованы данные НИГРИ.

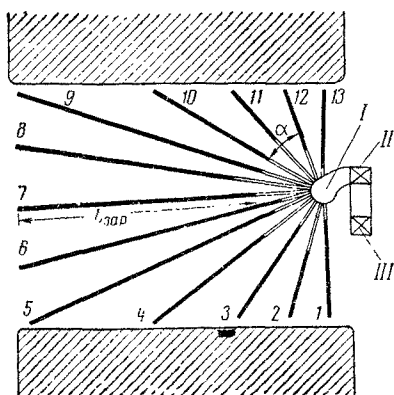
Величину расчетной л. н. с. при отбойке руды глубокими скважинами определяют по формуле (138).

Суммарную длину глубоких скважин определяют графическим путем в зависимости от принятых л. н. с. и расстояния между скважинами.

Длину заряжаемой части каждой скважины также определяют графически, исходя из условий равномерного распределения ВВ в рудном массиве (рис. 33).

Количество отбиваемой руды глубокими скважинами определяется умножением объема рудного массива на средний объемный вес руды [см. формулу (139)].

Выход руды с 1 м шпура определяется из выражения (113)



№ сква- жины	Глубина сква- жины, м	Глубина зажига- ний, м	Колл- чество ВВ
1	12,0	7,5	48,0
2	13,0	6,0	38,0
3	14,0	9,0	58,0
4	18,0	12,0	78,0
5	28,0	23,0	147,0
6	27,0	24,0	153,0
7	26,0	26,0	166,0
8	26,0	20,0	128,0
9	28,0	23,0	147,0
10	17,0	14,0	83,0
11	11,0	6,0	37,0
12	8,0	6,0	27,0
13	7,0	4,5	29,0

Рис. 33. Размещение взрывчатых веществ в рудном массиве при верном расположении скважин:

1—13 — скважины: 1 — буровая камера; 11 — буровой восстающий; 111 — вентиляционно-ходовой восстающий

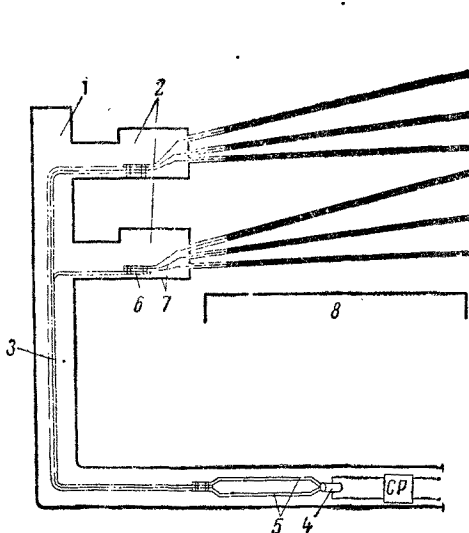


Рис. 34. Схема коммутации взрывной сети при мгновенном взрывании глубоких скважин:

1 — буровой восстающий; 2 — буровая камера; 3 — три нити детонирующего шнура; 4 — электрозажигательный патрончик; 5 — зажигательная трубка; 6 — пучок из нитей детонирующего шнура; 7 — две нити детонирующего шнура; 8 — подсечка.

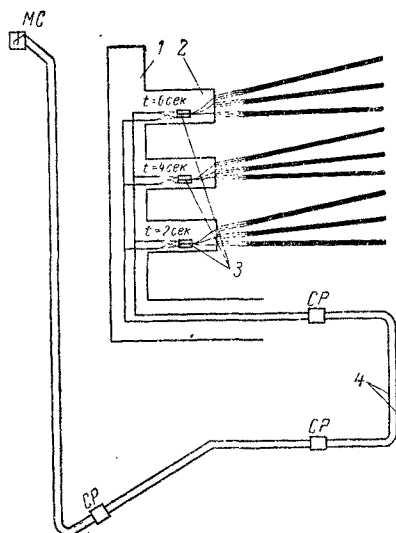


Рис. 35. Схема коммутации взрывной сети при замедленном способе взрывания глубоких скважин:

МС — минная станция; СР — сетевой рубильник; 1 — буровой восстающий; 2 — буровая камера; 3 — электродетонаторы ЭДЗД; 4 — электрическая сеть

Производительность труда бурового мастера, его помощника, взрывника и скрепериста определяют, как и при отбойке руды, штанговыми шпурами [см. формулы (98), (122), (123), (119) и (120)].

При отбойке руды глубокими скважинами применяют следующие способы взрывания:

1. Мгновенный с инициированием всех зарядов детонирующим шнуром, т. е. бескапсюльное взрывание (рис. 34). Этот способ взрывания ввиду серьезных его недостатков применяют редко.

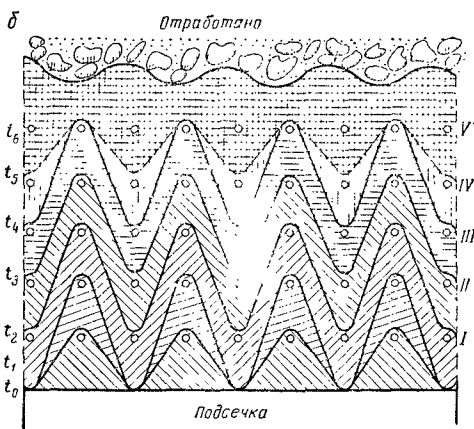
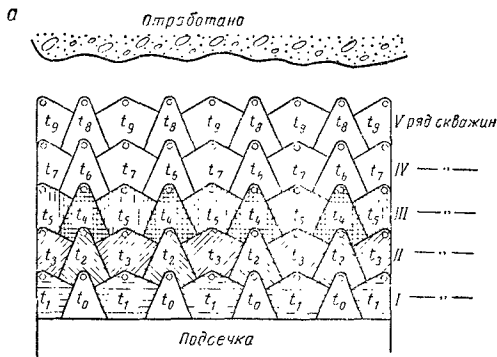


Рис. 36. Короткозамедленное взрывание при массовом обрушении руды глубокими скважинами

2. Замедленный с использованием в качестве средств взрывания электродетонаторов с периодом замедлений свыше 0,5 сек. Такой способ взрывания позволяет значительно снизить сейсмический эффект взрыва. Схема коммутации взрывной сети при указанном способе взрывания глубоких скважин показана из рис. 35.

3. Короткозамедленное взрывание с применением пиротехнических реле КЗДШ-58 или электродетонаторов короткозамедленного действия с интервалами замедлений 10, 15, 25 мсек. Высокая эффективность достигается при короткозамедленном взрывании по схемам «Кривбасс» 1 и 2 (рис. 36), разработанным научными работниками КГРИ.

Промышленными опытами, проведенными на шахтах Криворожского бассейна, установлено, что оптимальное время замедления между взрыванием отдельных скважин в массиве по схемам «Кривбасс» составляет 15—35 мсек.

Эффективность отбойки руды глубокими скважинами значительно повышается при применении зарядов с воздушными промежутками (предложение акад. Н. В. Мельникова и канд. техн. наук Л. Н. Марченко). Опытами установлено, что длина воздушных промежутков, обеспечивающих высокую эффективность зарядов такой конструкции, колеблется в пределах 15—25% от длины заряда ВВ в скважине.

Сочетание короткозамедленного взрывания и зарядов с воздушными промежутками способствует улучшению качества дробления руды.

Общий расход ВВ на отбойку руды глубокими скважинами определяют по формуле (125), а удельный расход ВВ — по формуле (116).

Удельный расход электродетонаторов (пиротехнических реле) и детонирующего шнура подсчитывают соответственно по формулам

Интервалы замедлений для скважин в буровой камере № 4

200	185	200	185	200	185	200	185	200	185	200	185	200
170	160	170	160	170	160	170	160	170	160	170	160	170
150	135	150	135	150	135	150	135	150	135	150	135	150
120	100	120	100	120	100	120	100	120	100	120	100	120
85	70	85	70	85	70	85	70	85	70	85	70	85
50	35	50	35	50	35	50	35	50	35	50	35	50
20	0	20	0	20	0	20	0	20	0	20	0	20

Интервалы замедлений для скважин в буровых камерах № 1, 2 и 3

120	100	120	100	120	100	120	100	120	100	120	100	120
85	70	85	70	85	70	85	70	85	70	85	70	85
50	35	50	35	50	35	50	35	50	35	50	35	50
20	0	20	0	20	0	20	0	20	0	20	0	20

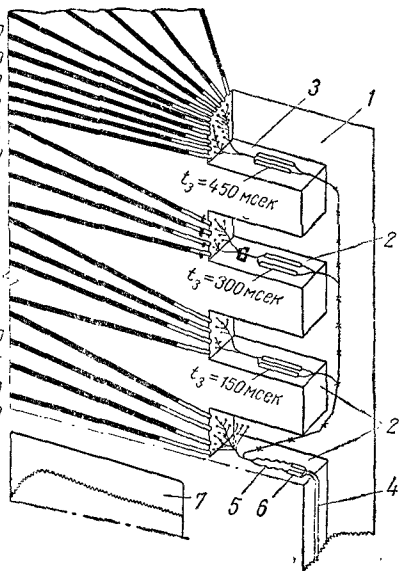


Рис. 37. Схема коммутации взрывной сети при массовом короткозамедленном взрывании глубоких скважин в блоке 165—167 горизонта —220 м шахты «Саксагань»:

1 — буровой восстающий; 2 — буровые камеры соответственно № 1, 2 и № 3; 3 — буровая камера № 4; 4 — зажигательная трубка; 5 — ДШ; 6 — электрозажигательный патрончик; 7 — подсечка

(102) и (103). Другие средства взрывания (капсюли-детонаторы, зажигательные патрончики, зажигательные трубки и др.) в зависимости от особенностей коммутационных сетей и способов взрывания (рис. 37) вследствие их малой стоимости учитываются по статье «Неучтенные материалы». Обычно эти расходы составляют 3—5% от суммы стоимости основных материалов.

Расход твердого сплава и буровой стали на 1 т руды при бурении глубоких скважин определяют по формулам (126) и (127).

Удельный расход сжатого воздуха при бурении глубоких скважин станками и электроэнергии при бурении скважин и доставке руды скреперными установками определяют по формулам соответственно (128), (129) и (130).

Примеры расчетов основных технико-экономических показателей при отбойке руды глубокими скважинами приведены в § 2, 5, 6 главы X.

§ 4. МИННАЯ ОТБОЙКА РУДЫ

Минную отбойку руды применяют при разработке крепких и весьма крепких руд системами с камерной выемкой и массовым обрушением руды. Этот метод отбойки находит также применение при обрушении потолочин, междукамерных целиков и вмещающих пород при ликвидации пустот.

Сущность рассматриваемого метода заключается во взрывании руды концентрированными зарядами ВВ, располагаемыми в минных выработках.

На практике применяют следующие способы расположения минных выработок (рис. 38): 1) параллельное с заходками (рис. 38, а);

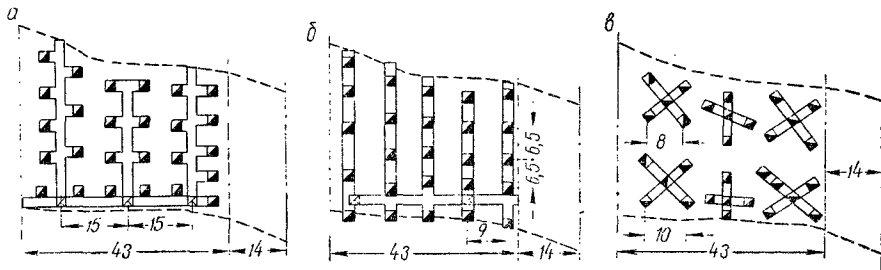


Рис. 38. Схемы расположения минных выработок

2) параллельное без заходок (рис. 38, б) и 3) радиальное с заходками и без заходок (рис. 38, в).

Правильное расположение минных выработок должно обеспечить: минимальный объем нарезных работ; хорошие условия проходки выработок и размещения минных зарядов; равномерное распределение ВВ во взрываемом массиве; минимальные потери и разубоживание отбитой взрывом руды.

Указанным требованиям в большей мере соответствует параллельная схема расположения выработок с размещением минных зарядов в боковых заходках.

Многолетний опыт шахт Криворожского бассейна показал, что отсутствие забутовки минных выработок не оказывает отрицательного влияния на эффективность отбойки руды концентрированными зарядами и значительно упрощает условия заряжания минных выработок.

Основными параметрами при взрывных работах (минная отбойка) являются л. н. с. и расстояние между минными зарядами в отбиваемом слое.

Выбор л. н. с. производят в зависимости от физико-механических свойств руды (породы), площади обнажения рудного массива и назначения самого взрыва (отбойка руды или обрушение вмещающих пород при ликвидации пустот).

С точки зрения объема нарезных работ желательно увеличение л. н. с., однако это вызовет резкое увеличение кусковатости руды,

выхода негабарита, а следовательно, увеличение трудоемкости работ при выпуске руды.

Опытные работы, проведенные на ряде рудников Советского Союза, показали, что увеличение л. н. с. до 17—18 м не приводило к положительным результатам из-за большого выхода негабарита. Поэтому величину л. н. с. приходится ограничивать для достижения удовлетворительного дробления руды, особенно при отбойке крепких руд. Практика рудников Криворожского бассейна, Тырны-Ауза, Таштагола и др. показала, что оптимальной величиной л. н. с. является 7—10 м. При меньших значениях л. н. с. ($w < 7$) увеличивается объем минных выработок и повышается опасность при ведении взрывных работ.

Важное значение при выборе л. н. с. имеют размеры площади обнажения. Между размером меньшей стороны этой площади и л. н. с. должно быть выдержано соотношение, равное или более 2,5; при меньшем значении этого отношения происходят некачественные взрывы, характеризующиеся большим выходом негабарита.

Расстояние между минными зарядами в плоскости их расположения определяется в зависимости от величины л. н. с. и характеризуется коэффициентом сближения зарядов. Последний представляет собой, как видно из формулы (132), отношение расстояния между минными зарядами к л. н. с. ($m = \frac{a}{w}$).

Практика рудников, разрабатывающих крепкие руды, показывает, что для достижения качественного дробления руды показатель сближения зарядов m не должен превышать 0,8—1,0.

При большем значении коэффициента сближения зарядов ($m > 1,0$) смежные воронки выброса не будут перекрываться, что приведет к неполной отбойке рудного массива. Если значение коэффициента $m < 0,7—0,8$, то в процессе взрыва отделение руды от массива происходит по плоскостям расположения зарядов и дробление ее при этом ухудшается. Кроме того, избыток энергии взрыва в виде ударной волны приводит к значительным разрушениям окружающих горных выработок.

Исходя из вышеизложенного, расстояние между минными зарядами следует принимать

$$a \leq (0,8 - 1,0) w.$$

Расстояние зарядов от контакта руды с породами висячего бока, как показывает опыт рудников, необходимо принимать равным 0,5 w , а от контакта лежачего бока, учитывая более тяжелые условия их работы при взрыве, 0,3—0,4 w .

Крайние от границ междукламерных целиков заряды во избежание нарушения их прочности располагают также на расстоянии 0,3—0,4 w .

Расчет минного заряда ВВ производят по формуле

$$Q_{ВВ} = f(n) q w^3, \text{ кг}, \quad (140)$$

где $f(n)$ — функция показателя выброса;

q — удельный расход ВВ на единицу объема отбиваемой руды (породы), кг/м^3 .

Функция показателя выброса определяется по формуле М. М. Борескова

$$f(n) = 0,4 + 0,6n^3, \quad (141)$$

где $n = \frac{r}{w}$ — показатель выброса (показатель, характеризующий действие взрыва заряда);

r — радиус воронки выброса, м.

Величина показателя n для заряда нормального выброса (что имеет место при подземной отбойке руды) принимается равной единице. Тогда

$$f(n) = 0,4 + 0,6 \cdot 1^3 = 1.$$

Для зарядов ВВ уменьшенного выброса, применяющихся с целью дробления породы без значительного отброса (погашение пустот), значение показателя выброса колеблется в пределах 0,75—1,0.

При зарядах усиленного выброса, которые применяют для получения готовой выемки (траншеи, канала и др.), величину показателя выброса принимают в пределах 1,5—3,0.

Значения удельного расхода ВВ для зарядов нормального выброса при подземной отбойке устанавливают опытным путем. Эти значения для аммонитов № 6 и 7 в зависимости от крепости руды приведены в табл. 25*.

Таблица 25

Коэффициент крепости по шкале М. М. Прото- дьяконова	Категория крепости пород по шкале ЕНВ и Р (1955 г.)	Значения q , кг/м ³	Коэффициент крепости по шкале М. М. Прото- дьяконова	Категория крепости пород по шкале ЕНВ и Р (1955 г.)	Значения q , кг/м ³
3—4	VII	2,55	12	XIII	4,40
5	VIII—IX	2,90	14	XIV	4,80
6	X	3,20	16	XV	5,20
8	XI	3,60	18	XVI	5,60
10	XII	4,00	20	XVII	6,00

При отбойке руды минными зарядами ВВ без забутовки выработок расчет величины заряда можно производить по следующей формуле:

$$Q_{ВВ} = f(n) q w^3 d, \text{ кг}, \quad (142)$$

где d — коэффициент, учитывающий увеличение расхода ВВ при взрывании зарядов без забойки (забутовки).

Величина коэффициента d , по данным Укрвзрывпрома, принимается в пределах 2,0—2,5.

Необходимо отметить, что затраты, связанные с повышенным расходом ВВ при отбойке руды без забутовки минных выработок, значительно меньше экономических преимуществ, получаемых при отказе от весьма трудоемких и дорогостоящих операций по забучиванию

* Справочник по горнорудному делу, т. 2. Госгортехиздат, 1961, стр. 321.

выработок рудой. Однако при этом следует учитывать увеличение затрат на восстановительные работы после взрывания больших зарядов без забучивания минных выработок.

Взрывание минных зарядов, как правило, производят электрическим способом. При этом применяют мгновенное или короткозамедленное взрывание. В качестве средств взрывания используют электродетонаторы мгновенного или замедленного действия, детонирующий шнур и пиротехнические реле КЗДШ-58.

Более прогрессивным методом взрывания, обеспечивающим нормальное дробление руды и снижение сейсмического воздействия массовых взрывов, является короткозамедленное взрывание минных зарядов. При короткозамедленном взрывании в настоящее время предусматривается замедление не только между взрывами слоев руды, но и отдельных зарядов (групп зарядов) в каждом минном слое. Интервалы замедлений между взрывами отдельных зарядов или групп в зависимости от физико-механических свойств руды принимают в пределах 10—35 мсек.

Производительность труда бурильщика при минной отбойке руды определяют по формуле

$$П_6 = k_{пер} H_{ком} \lambda', \text{ т/смену}, \quad (143)$$

где $k_{пер}$ — коэффициент перевыполнения нормы выработки ($k_{пер} = 1,1$);
 $H_{ком}$ — комплексная норма выработки рабочего на проведении минных выработок, *т/смену*;

λ' — выход руды с 1 м мишной выработки (продуктивность выработки), *т/м* выработки.

Выход руды с 1 м выработки подсчитывают из выражения

$$\lambda' = \frac{T_c}{\sum L_{м.в}}, \text{ т/м выработки}, \quad (144)$$

где T_c — количество руды в отбиваемом слое, *т*;

$\sum L_{м.в}$ — суммарная длина минных выработок, *м*.

Расход рабочей силы на доставку ВВ от склада ВМ до забоя и заряжание минных выработок (колодцев) определяется по формуле

$$r_{ком} = \frac{1q}{k_{пер} (H_{погр} + H_{тр} + H_{разгр} + H_{дост} + H_{зар})}, \text{ чел.-смен/т}, \quad (145)$$

где q — расход ВВ на 1 *т* руды, *кг/т*;
 $k_{пер}$ — коэффициент перевыполнения нормы выработки;

$H_{погр}$, $H_{тр}$,
 $H_{разгр}$, $H_{дост}$, $H_{зар}$ — нормы выработки соответственно на погрузку, транспортирование, разгрузку, доставку и заряжание ВВ, *кг/смену* (принимается по данным справочников норм).

Производительность труда рабочего в этом случае составит

$$П_{ком} = \frac{1}{r_{ком}}, \text{ т/смену}. \quad (146)$$

Производительность труда скрепериста на доставке руды из очистного забоя определяется по формулам (119) или (120).

Расход основных материалов и энергии при минной отбойке руды определяют следующим образом.

Удельный расход ВВ подсчитывают по формуле

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{\sum Q_{\text{ВВ}}}{T_c}, \text{ кг/т}, \quad (147)$$

где $\sum Q_{\text{ВВ}}$ — суммарный вес минных зарядов в слое, кг;

T_c — количество руды в слое, т.

Расход электродетонаторов на 1 т руды определяют из выражения

$$q_{\text{дет}} = \frac{n_{\text{дет}} n_{\text{м.з}}}{T_c}, \text{ шт/т}, \quad (148)$$

где $n_{\text{дет}}$ — число электродетонаторов, помещаемых в одном минном заряде;

$n_{\text{м.з}}$ — число минных зарядов в слое;

T_c — количество руды в одном слое, т.

Расход детонирующего шнура на 1 т отбиваемой руды подсчитывают по формуле

$$q_{\text{д.ш}} = \frac{2 \sum L_{\text{м.в}} k}{T_c}, \text{ м/т}, \quad (149)$$

где 2 — число нитей детонирующего шнура;

$\sum L_{\text{м.в}}$ — суммарная длина минных выработок в слое, м;

k — коэффициент, учитывающий дополнительный расход шнура при коммутации взрывной сети ($k = 1,2-1,3$).

Остальные средства взрывания учитываются, как указывалось выше, по статье затрат «Неучтенные материалы».

Расход электроэнергии на 1 т руды при доставке ее скреперными установками определяется по формуле (130).

Г Л А В А VI

ВЫПУСК РУДЫ. ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ИСХОДЯ ИЗ УСЛОВИЙ РАЦИОНАЛЬНОГО ВЫПУСКА РУДЫ

При системах разработки с обрушением выпуск руды через выпускные отверстия на горизонт доставки производится с целью извлечения ее из очистного пространства. Результаты выпуска в основном определяют уровень потерь и разубоживания, а также технико-экономические показатели по системе разработки.

К конструктивным элементам систем разработки с обрушением относятся:

- 1) диаметр выпускного отверстия, от которого зависит проходимость обрушенной руды и производительность выпуска;
- 2) расстояние между осями выпускных отверстий, определяющее их взаимодействие и, как следствие, величину извлечения руды;
- 3) расстояние между последним рядом выпускных отверстий и соседним отработанным блоком, которое влияет на величину бокового разубоживания руды;
- 4) высота слоя обрушенной руды;
- 5) расстояние между осями выработок горизонта выпуска, влияющее на устойчивость этих выработок и условия выпуска;
- 6) площадь обрушаемого блока или панели.

Выбор параметров конструктивных элементов систем разработки с обрушением будем производить исходя из максимально возможного извлечения неразубоженной руды, а также исходя из следующих положений теории выпуска.

Выпуск руды происходит из объемов, приближающихся по своей форме к эллипсоиду вращения (рис. 39, а).

Объем такого эллипсоида, который называют эллипсоидом выпуска, будет

$$Q = \frac{2}{3} \pi h b^2, \text{ м}^3$$

или

$$Q = 0,524h^3(1 - \varepsilon^2) + 0,5\pi r_0^2 h, \text{ м}^3, \quad (150)$$

где h — высота эллипсоида выпуска, м;
 b — малая полуось эллипсоида выпуска, м;
 ε — эксцентриситет эллипсоида;
 r_0 — радиус выпускного отверстия, м

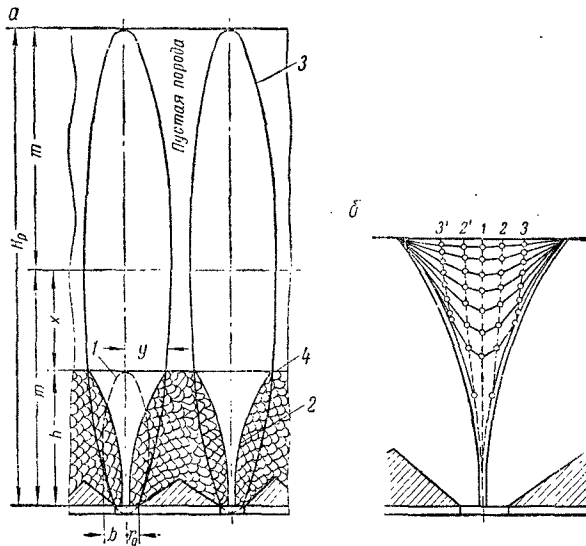


Рис. 39. Эллипсоид выпуска и разрыхления:

a — выпуск руды из обособленных рудоспусков; 1 — эллипсоид выпуска; 2 — воронка выпуска; 3 — эллипсоид разрыхления; 4 — контакт руды и пустых пород; б — траектории движения частиц руды к выпускному отверстию; 1, 2, 3, 2', 3' — траектории движения жетонов

По мере выпуска поверхность контакта руды с породами прогибается, принимая форму воронки, подобно депрессионной. При достижении поверхностью этого контакта выпускного отверстия объем такой воронки равен объему эллипсоида выпуска.

При выпуске в обрушенной руде происходит дополнительное разрыхление. Форма образующейся зоны такого разрыхления также близка к эллипсоиду вращения. Объем эллипсоида разрыхления прямо пропорционален объему выпущенной руды или, что то же, объему эллипсоида выпуска.

Сфера влияния выпускного отверстия определяется параметрами эллипсоида разрыхления. Куски руды, находящиеся в сфере влияния этого отверстия, движутся к последнему по параболическим траекториям (рис. 39, б). Чем ближе кусок руды к оси и плоскости выпускного отверстия, тем больше скорость его движения.

Эксцентриситет эллипсоида выпуска не является величиной постоянной и зависит от физических свойств обрушенной руды, гранулометрического состава и влажности ее. Чем больше содержание мелких фракций, особенно пылеватых и глинистых частиц (с размерами менее 0,05 мм), тем больше эксцентриситет и тем меньше малая полуось эллипсоида выпуска и сфера влияния выпускного отверстия.

Повышение влажности отбитой руды увеличивает эксцентриситет эллипсоида и ухудшает условия выпуска.

С увеличением выхода крупных фракций эксцентриситет эллипсоида выпуска уменьшается. С другой стороны, эксцентриситет этого эллипсоида при прочих равных условиях увеличивается с высотой слоя выпускаемой руды.

Эксцентриситет эллипсоида разрыхления зависит также от гранулометрического состава обрушенной руды и пород. С ухудшением их сыпучих свойств эксцентриситет эллипсоида разрыхления возрастает.

Форма и объем эллипсоидов выпуска и разрыхления зависит также от первичного разрыхления руды после отбойки, т. е. от ее плотности. Чем меньше разрыхлена руда после отбойки, тем больше эксцентриситет эллипсоидов выпуска и разрыхления и тем меньше отношение объемов эллипсоида разрыхления Q_p и выпуска Q .

Коэффициент вторичного разрыхления $\xi = \frac{Q_p}{Q_p - Q}$ не является, таким образом, величиной постоянной и зависит от первичного разрыхления руды после отбойки или, что то же, от объемов компенсационной камеры V_k и обрушаемого массива V_m .

Если отношение

$$\frac{V_m - V_k}{V_m} > 0,1, \text{ то } Q_p \approx 15Q.$$

При уменьшении объема компенсационной камеры, а следовательно, и величины первичного разрыхления

$$Q_p < 15Q.$$

При отбойке без компенсационного пространства (в зажиме) руда сильно уплотняется, выпуск ее затруднителен, что сопровождается большими потерями и разубоживанием. Несколько изменяется и характер внутренних перемещений в обрушенной руде.

Если руда не склонна к слеживанию, то в процессе выпуска разрыхление ее увеличивается до тех пор, пока не достигнет нормальных значений. Это характерно для отбойки руды на компенсационное пространство. После этого выпуск протекает в обычных условиях.

Исследования, проведенные в лабораторных и производственных условиях, показали, что зависимость объема выпущенной руды Q от высоты эллипсоида выпуска h , его эксцентриситета ϵ и диаметра

отверстия d может быть выражена эмпирическими формулами:
 для руд, содержащих до 50% мелочи,

$$Q = \left(\frac{4}{4,62} + d \right)^3, \text{ м}^3; \quad (151)$$

$$h = 4,62 (\sqrt[3]{Q} - d), \text{ м}^3; \quad (152)$$

для кусковых руд

$$Q = \left(\frac{h}{2,73} + 0,85d \right)^3, \text{ м}^3; \quad (153)$$

$$h = 2,73 (\sqrt[3]{Q} - 0,85d), \text{ м}^3. \quad (154)$$

Указанные формулы справедливы при $\frac{h}{d} > 3$.

Расчеты по этим формулам исключают необходимость каких-либо замеров по определению эксцентриситета эллипсоида выпуска в шахтных условиях.

Формулы (151) и (152) рекомендуются для расчетов при выпуске руды на рудниках Криворожского бассейна (кроме рудника им. Р. Люксембург), а формулы (153) и (154) — для большинства полиметаллических рудников с отбойкой руды на компенсационные камеры объемом более 10% от объема обрушаемого массива¹.

§ 1. ВЫПУСК РУДЫ ИЗ ОБОСОБЛЕННОГО ОТВЕРСТИЯ ПРИ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ КОНТАКТА РУДЫ С ПОРОДАМИ

При выпуске слоя обрушенной руды высотой h_1 под налегающими породами (рис. 40) количество руды, выпускаемой до начала разубоживания, будет равно объему эллипсоида выпуска также высотой h_1 , который определяется по формулам (151) и (153).

В процессе дальнейшего выпуска к руде примешиваются породы в объеме эллипсоида выпуска выше поверхности контакта $h_2 - h_1$, а затем $h_3 - h_1$. Объемное разубоживание в дозе выпуска $Q_n - Q_{n-1}$ определяется по формуле

$$R_o = \left(1 - \frac{3h_1^2}{h_n^2 + h_n h_{n+1} + h_{n+1}^2} \right), \quad (155)$$

где R_o — разубоживание по объему;

h_1 — высота слоя руды, равная высоте эллипсоида выпуска неразубоженной руды, м;

h_n, h_{n+1} — высота эллипсоида выпуска разубоженной руды, соответствующая объемам Q_n и Q_{n-1} , м.

Для определения разубоживания по формуле (155) находят высоты эллипсоидов выпуска h_2, h_3, \dots, h_n , соответствующие объемам эллипсоидов Q_2, Q_3, \dots, Q_n , пользуясь кривой или эмпирическими формулами (151), (152), (153) и (154).

¹ Выпуск руды при отбойке в зажиме рассматривается ниже.

Определив объемное разубоживание R_o , находят весовое разубоживание R_v , пользуясь формулой

$$R_v = R_o \frac{\gamma_p}{\gamma_{p.m}} = \frac{\gamma_p}{\gamma_{p.m}} \left(1 - \frac{3h_1^2}{h_n^2 + h_n h_{n+1} + h_{n+1}^2} \right), \quad (156)$$

где γ_p — объемный вес разрыхленных налегающих пород, m/m^3 ;
 $\gamma_{p.m}$ — объемный вес рудной массы в дозе выпуска, определяемый из выражения

$$\gamma_{p.m} = \gamma_p R_o + \gamma_r (1 - R_o), \quad m/m^3; \quad (157)$$

где γ_r — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, m/m^3 .

Зная весовое разубоживание в каждой дозе выпуска, можно построить кривую содержания металла в отдельных дозах выпускаемой рудной массы q_1, q_2, \dots, q_n , пользуясь формулой

$$q_n = p - R_n (p - r), \quad (158)$$

где p — содержание в рудном массиве, %;
 r — содержание металла в налегающих породах, %;

R_n — разубоживание в n -й дозе выпуска (по весу), %.

§ 2. ВЫПУСК РУДЫ ИЗ СМЕЖНЫХ ВЫПУСКНЫХ ОТВЕРСТИЙ

Эффективность выпуска руды из нескольких смежных отверстий (рис. 41) зависит от расстояния между их осями. Если это расстояние велико и сферы влияния отверстий не пересекаются, выпуск протекает так, как из обособленного, а руда, оставшаяся вне сферы влияния его, теряется.

На практике выпускные отверстия располагают на сравнительно небольшом расстоянии друг от друга с тем, чтобы сферы их влияния (эллипсоиды разрыхления) взаимно пересекались.

При равномерном выпуске, когда поверхность контакта руды и налегающих пород параллельна плоскости дна, зона влияния каждого отверстия ограничена параллелепипедом, высота которого соответствует высоте слоя обрушенной руды H , а площадь S равна квадрату расстояния между отверстиями (см. рис. 41).

При равномерном выпуске обрушенной руды поверхность этого контакта перемещается, сохраняя горизонтальное положение, что гарантирует более полное извлечение чистой руды до начала разубоживания.

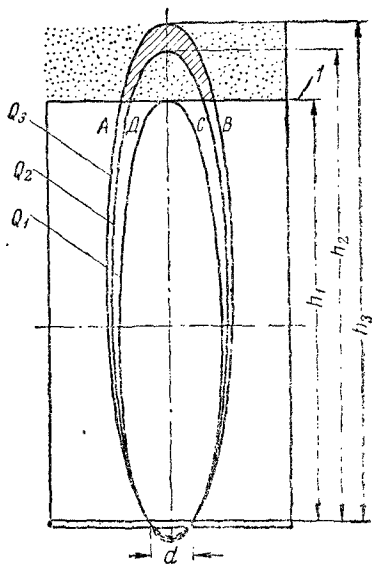


Рис. 40. Процесс разубоживания руды:

1 — контакт руды с пустыми породами

Такое движение поверхности контакта руды и налегающих пород имеет место до некоторой критической высоты $h_{кр}$, зависящей от физических свойств обрушенной руды и расстояния между осями отверстий. Чем меньше расстояние между выпускными отверстиями, тем дольше поверхность контакта сохранит горизонтальное положение и тем больше чистой руды можно извлечь из блока. При одинаковом расстоянии между осями отверстий критическая высота зависит от физических свойств руды.

Чем лучше сыпучие свойства руды, тем меньше критическая высота.

На рис. 42 показаны кривые, характеризующие изменение эксцентриситета эллипсоидов выпуска e и размеров малой полуоси эллипсоидов выпуска b в зависимости от величины $\frac{h}{d}$, где d — диаметр выпускного отверстия.

Кривые зависимости $b = f\left(\frac{h}{d}\right)$ могут быть использованы при расчетах для определения критической высоты $h_{кр}$ при $b = \frac{S}{d}$. Подсчет может быть упрощен при использовании эмпирических формул, отражающих закономерность изменения величины $h_{кр}$, установленной при промышленных опытах.

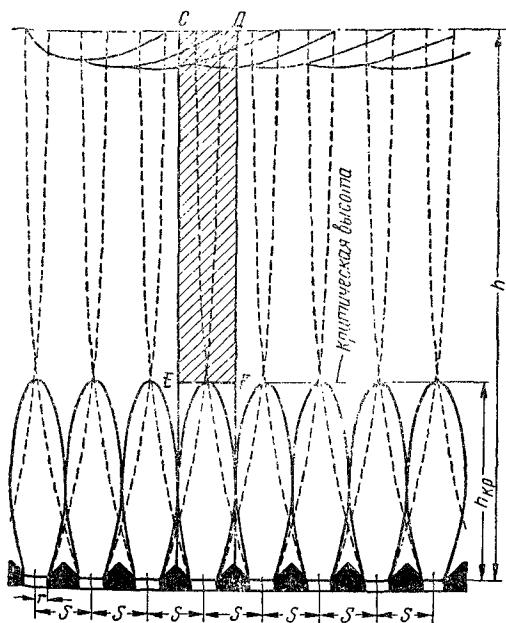


Рис. 41. Выпуск руды из смежных рудоспусков

Для руд, содержащих до 50% мелочи (большинство рудников Криворожского бассейна, исключая рудник им. Р. Люксембург), критическая высота (см. рис. 42, кривая 1) равна

$$h_{кр} = 7,2(S - d)^*, \text{ м.} \quad (159)$$

Для кусковых руд (полиметаллические рудники) эта высота (см. рис. 42, кривая 2) составит

$$h_{кр} = 3,3(S - d)^*, \text{ м.} \quad (160)$$

Формулы (159) и (160) справедливы при $\frac{h}{d} > 3$, $d > 1$ м.

¹ При отбойке руды на компенсационное пространство, объем которого более 10% объема обрушаемого массива.

Критическая высота равна высоте эллипсоидов выпуска смежных отверстий, касающихся один другого (см. рис. 41). Ниже критической высоты поверхность контакта руды и налегающих пород прогибается и становится волнистой. Прогиб поверхности такого контакта постепенно увеличивается. После достижения поверхностью контакта плоскости выпускных отверстий между последними остаются гребни руды. Высота гребней зависит от расстояния между осями отверстий и свойств руды. С увеличением расстояния между выпускными отверстиями и ухудшением сыпучих свойств руды высота гребней увеличивается.

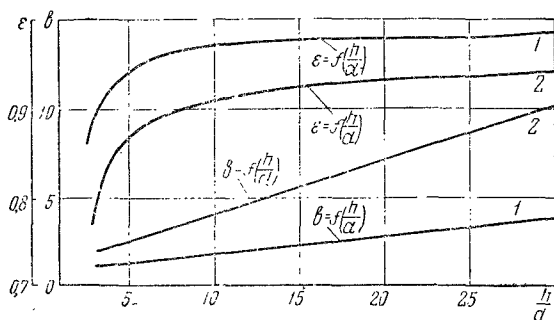


Рис. 42. Кривые зависимости эксцентриситета ϵ и размеров малой полуоси b эллипсоида выпуска от отношения высоты эллипсоида выпуска h к диаметру рудоспуска d :

1 — для мелкокусковых руд при $d = 1,5$ м;
2 — для крупнокусковых руд при $d = 2,0$ м

Неравномерный выпуск обрушенной руды искажает фигуры выпуска и ведет к снижению извлечения руды из блоков.

При равномерном выпуске руды из блоков с отвесными стенками процессы выпуска в зоне каждого выпускного отверстия протекают аналогично.

Величина извлечения чистой руды до начала разубоживания равна сумме объемов параллелепипеда $CDEF$ и эллипсоида высотой $h_{кр}$ (см. рис. 41). К началу разубоживания в сфере влияния выпускного отверстия останется объем руды, представляющий разность между объемами параллелепипеда высотой $h_{кр}$ и эллипсоида, вписанного в него. Извлечение чистой руды из запаса, приходящегося на одно выпускное отверстие при равномерном выпуске ее, определяют по формуле

$$U = 1 - \frac{0,476 - 1,57 \frac{r_0^2}{S^2}}{\frac{h}{S} \sqrt{1 - \epsilon^2}}. \quad (161)$$

Так как

$$h_{кр} \approx \frac{S}{\sqrt{1 - \epsilon^2}}, \text{ м,}$$

то выражение (161) может быть представлено в виде

$$U = 1 - h_{кр} \frac{\left(0,476 - 1,57 \frac{r_0^2}{S^2}\right)}{h}. \quad (162)$$

Из вышеприведенных положений следует, что при выпуске руды из блоков с отвесными стенками при горизонтальной поверхности контакта руды и налегающих пород наилучшие показатели по извлечению чистой руды достигаются при равномерном выпуске, большой высоте этажа и малом расстоянии между выпускными отверстиями. Извлечение чистой руды из блока в случае равномерного выпуска пропорционально отношению $\frac{h}{S}$. Для достижения хороших показателей выпуска это отношение должно быть не менее 7.

При выпуске руды из слоя высотой h_1 с налегающими породами (см. рис. 40) объем руды, извлекаемой до начала разубоживания, определяется из выражений (151), (153).

При совместном выпуске руды из сближенных выпускных отверстий высота слоя руды h_1 , соответствующая началу разубоживания, не остается постоянной, а изменяется от $h_{кр}$ до $0,5 h_{кр}$.

При определении объема разубоживания в дозах выпуска по формуле (155) значение высоты рудного слоя следует принимать

$$h_1 = 0,75h_{кр}, \text{ м.} \quad (163)$$

Решение задачи о величине извлечения руды из обрушенного блока при горизонтальной поверхности контакта руды и пород, равномерном выпуске и отвесных стенках блока сводится к определению объема извлечения руды из одного выпускного отверстия.

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОСНОВНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

К числу вариантов систем разработки подэтажного обрушения относятся варианты с отбойкой руды штанговыми шпурами или глубокими скважинами.

При отбойке руды штанговыми шпурами рудный массив обрабатывается небольшими зонами (площадью 16—64 м²), имеющими обычно три, а иногда четыре (при отработке целиков) поверхности контакта с налегающими породами.

При отбойке глубокими скважинами размеры обрабатываемых панелей имеют площадь от 300 до 1200 м². Панели имеют две-три поверхности контакта с пустыми породами.

При равномерном выпуске создаются оптимальные условия для достижения максимально возможного извлечения чистой руды до начала разубоживания.

Для обеспечения лучших условий выпуска следует рекомендовать увеличение диаметра выпускного отверстия, если это не уменьшает

устойчивости выработок. Как показали опыты, увеличение диаметра выпускного отверстия с 1,2—1,5 до 1,6—1,7 м при расстоянии между их осями, равном 4 м, положительно сказывается на извлечении. Это целесообразно при крепости руды 5—7. При рудах слабых и неустойчивых увеличение диаметра выпускного отверстия свыше 1,5 м не рекомендуется.

Расстояние между осями выпускных отверстий необходимо сокращать, но так, чтобы обеспечивалась достаточная прочность надштрековых или надортовых целиков. Ширина целика между выпускными отверстиями (рис. 43) не может быть меньше 2—2,5 м, следовательно, расстояние между осями отверстий вдоль штрека при диаметре их 1,2—1,7 м должно быть не менее 3,5—4 м.

Устойчивые размеры надштрекового целика и условия нормального поступления руды на скреперную дорожку требуют, чтобы расстояние между осями выпускных отверстий, располагаемых на линии, перпендикулярной к оси штрека, было $l + d = b + d = 4—4,5$ м, где l — ширина надштрекового целика, d — диаметр выпускного отверстия и b — малая полуось эллипсоида выпуска (см. рис. 43). На практике величина l колеблется от 2,5 до 3 м. Поэтому желательно, чтобы сечение выпускного отверстия имело овальную форму и большая ось его была направлена по простраию.

Принимая малый диаметр такого отверстия равным 1,5 м, можно найти расстояние между осями выпускных отверстий, расположенных на линии, перпендикулярной к оси штрека,

$$S_1 = l + d = (2,5 \div 3) + 1,5 = 4 \div 4,5 \text{ м.}$$

Таким образом, расстояние между осями выпускных отверстий в пределах обрушаемой зоны не может быть меньше 4 м.

При двух поверхностях контакта обрушенной руды с налегающими породами, горизонтальной и вертикальной (рис. 44), количество чистой руды, извлекаемой до

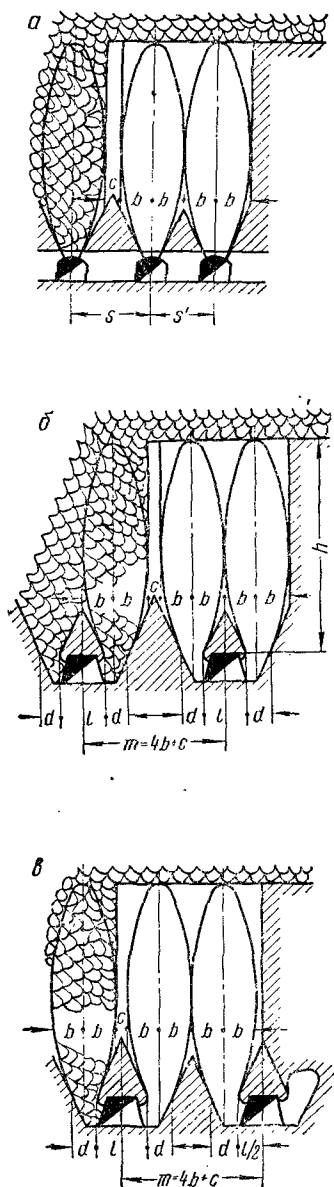


Рис. 43. Контуры эллипсоидов выпуска критической высоты смежных рудоспусков при наибольшем извлечении руды

начала разубоживания, зависит от расстояния выпускных отверстий до вертикальной поверхности контакта. Это расстояние может быть больше, чем малая полуось эллипсоида выпуска. В таком случае часть руды между боковой поверхностью контакта и эллипсоидом выпуска будет потеряна.

После выпуска чистой руды из эллипсоида высотой h начинается разубоживание ее так, как это описано выше.

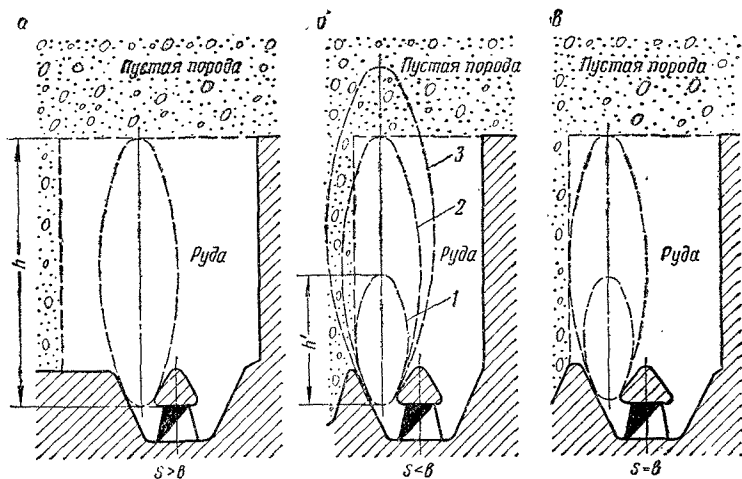


Рис. 44. Выпуск руды при двух поверхностях контакта:

a — расстояние от оси рудоспуска до вертикальной поверхности контакта больше малой полуоси эллипсоида выпуска; *б* — расстояние от оси рудоспуска до вертикальной поверхности контакта меньше малой полуоси эллипсоида выпуска; 1 — перед началом бокового разубоживания; 2 — в процессе бокового разубоживания; 3 — при боковом и верхнем разубоживании; *в* — вписывание эллипсоида выпуска в контуры объема обрушенной руды

Если расстояние $S < b$, то эллипсоид выпуска будет иметь высоту h^1 . После выпуска чистой руды из этого эллипсоида начинается боковое разубоживание, а после достижения эллипсоидом выпуска горизонтальной поверхности контакта начинается разубоживание сверху (см. рис. 44). Это самый неблагоприятный случай выпуска руды. Поэтому в производственных условиях при выпуске руды необходимо увязывать высоту и ширину рудного слоя с соответствующими размерами эллипсоида выпуска.

Совершенно очевидно, что основными условиями, для максимального извлечения чистой руды являются полное вписывание эллипсоидов выпуска в контуры обрушенной зоны и их касание. Исходя из этого, минимальная высота подэтажа должна быть

$$h = h_{кр},$$

а критическая высота согласно формуле (159) равна

$$h_{кр} = 7,2(S - d), м.$$

ПРИМЕР. Определить минимально допустимую высоту подэтажа для криворужских рудников (мелкокусковые руды, см. рис. 42) при $S = 4$ м и $d = 1,5$ м.

$$h = 7,2(4 - 1,5) + 2 = 7,2 \cdot 2,5 + 2 = 20 \text{ м,}$$

где 2 — высота выработки, м.

Если диаметр выпускного отверстия принять 1,6 м, то высота подэтажа будет 18 м.

При высоте подэтажа меньше $h_{кр}$ вписывания эллипсоидов в контуры обрушенного массива не происходит и, как следствие, возрастают потери и разубоживание руды.

Расстояние от осей крайнего ряда выпускных отверстий до боковой поверхности контакта руды с породами желательнее принимать несколько больше малой полуоси эллипсоида, учитывая возможное отклонение контуров обрушенной зоны от проектных размеров и возможность преждевременного бокового разубоживания:

$$S'' = b + C = \frac{S'}{2} + C, \text{ м,}$$

где S' — расстояние между осями выпускных отверстий, м;

b — малая полуось эллипсоида, м;

C — ширина предохранительной толщи, м.

При известной высоте подэтажа h и диаметре выпускного отверстия d по кривым (см. рис. 42) находим малую полуось b . Величину C принимают равной около 1 м.

Расстояние между осями подэтажных штреков смежных зон (см. рис. 43) находится как

$$m = 4b + C.$$

Чем меньше площадь обрушаемой зоны, тем сильнее влияние бокового разубоживания.

При отбойке руды глубокими скважинами, когда площадь обрушения достигает 1200 м^2 , высоту подэтажа в связи с благоприятными условиями выпуска можно принимать 30—40 м. Отношение $\frac{h}{S}$ при этом достигнет 7—10, что создает хорошие условия для извлечения руды.

Между минимальным размером одной из сторон панели L и высотой подэтажа h должно сохраняться соотношение $L = 0,7h$.

При наклонной боковой поверхности рудного массива условия выпуска руды несколько изменяются. В том случае, когда рудный массив отклонен от выпускного отверстия (рис. 45, а), объем обрушенной руды остается вне сферы влияния этого отверстия.

Когда рудный массив нависает над выпускным отверстием (рис. 45, б), эллипсоид выпуска, достигая наклонной поверхности рудного массива, вытягивается вдоль него. Объем чистой руды, извлекаемой в этом случае, складывается из объемов эллипсоида высотой h_2 и параллелепипеда $ABCD$.

Такое положение поверхности рудного массива по отношению к выпускному отверстию позволяет увеличить высоту рудного слоя.

В условиях шахты «Гигант» Дзержинского рудоуправления Криворожского бассейна при мелкокусковых рудах отношение $\frac{h}{d}$ принимали до 10 при $S = 4$ и $h = 40$ м.

Размеры обрушаемых зон по условиям рационального выпуска желательны иметь возможно большими.

По эксплуатационным соображениям площадь обрушаемых зон при системе поэтажного обрушения принимают 10—20 м.

Торцовый выпуск руды. При двух и даже трех поверхностях контакта руды с породами выпуск руды производят не только из выпуск-

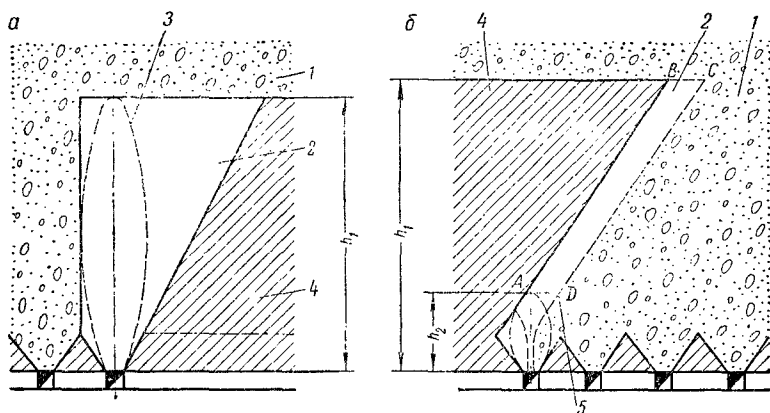


Рис. 45. Выпуск руды при наклонном положении массива:

a — рудный массив отклонен от рудоспуска; *б* — рудный массив нависает над рудоспуском; 1 — пустая порода; 2 — отбитая руда; 3 — эллипсоид выпуска в отбитой руде; 4 — массив руды; 5 — образующая воронка выпуска

ных отверстий, как это было уже рассмотрено выше, но и непосредственно через горизонтальные выработки, орты и штреки. В таких случаях выпуск ведут в торце выработки, откуда этот метод и получил свое название.

Обычно выпуск руды в торце выработки связан с обрушением находящегося над ней рудного массива и с его погашением. Буровзрывные работы и операции по выпуску руды при этом чередуются.

При торцовом выпуске отбитая руда (рис. 46) выпускается через щель, длина которой равна ширине выработки. Фигура выпуска имеет форму эллипсоида. При отбойке наклонных слоев, если рудный массив нависает над выработкой (рис. 46, б, в), эллипсоид выпуска, достигая наклонной стенки рудного массива, вытягивается вдоль последней. Ширина щели, а следовательно, размеры эллипсоидов выпуска и разрыхления зависят от свойств отбитой руды и глубины внедрения рабочего органа погрузочной машины при погрузке.

По С. Л. Иофину [12], ширина щели (см. рис. 46, г) равна

$$m = A \sin \beta - \operatorname{tg}(\alpha - \beta) \left(\frac{H}{\sin \beta} - A \cos \beta \right), \quad (164)$$

где α — угол образующей зоны выпуска;
 β — угол естественного откоса отбитой руды;
 H — высота погрузочной выработки, м;
 A — величина внедрения рабочего органа погрузочной машины при погрузке руды, м.

Для крепких руд, когда величина A соизмерима с размерами кусков, можно применять приближенную формулу

$$m = A \sin \beta, \text{ м.} \quad (165)$$

При внедрении на 0,5—0,7 м ширина выпускной щели для руды, истекающей под углом 45° , составляет 0,4 м.

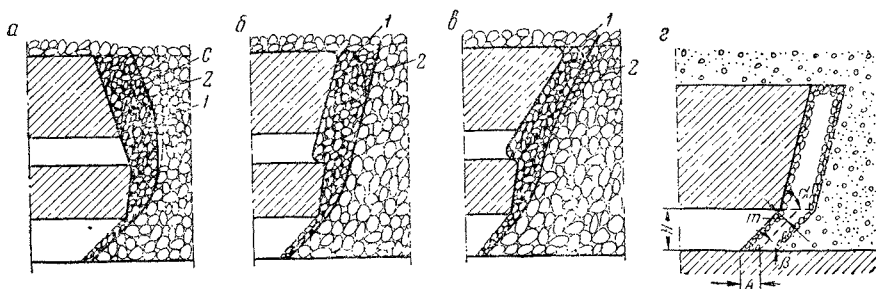


Рис. 46. Торцовый выпуск:

a — при наклоне плоскости забоя в сторону нависа вписывание эллипсоида выпуска в контуры обрушенной руды неполное. Разубоживание начинается, как только эллипсоид выпуска (1) достигает контакта с пустыми породами в точке *C*; *б* — более полное вписывание эллипсоида выпуска (1 и 2) в контуры обрушенной руды; *в* — часть руды остается; *г* — схема к расчету ширины щели

Для наиболее полного извлечения руды при выпуске необходимо соблюдать определенное соотношение между шириной выпускной щели, высотой и толщиной слоя выпускаемой руды, а также углом наклона забоя к горизонтальной плоскости.

Выбор оптимальных размеров толщины обрушаемого слоя в зависимости от высоты и физических свойств обрушенной руды весьма важен. При большой толщине обрушаемого слоя часть руды остается за пределами зоны выпуска, а при малых размерах ее быстро наступает разубоживание руды.

Большинство исследователей указывают на более благоприятные результаты выпуска в том случае, если рудный массив нависает над выработкой. На рудниках цветной металлургии принимают угол наклона 75 — 85° . Оптимальное соотношение между толщиной обрушаемого слоя и его высотой, по С. Л. Иофину, находится в пределах $2,5$ — $3,5$.

Исследованиями В. Р. Именитова, С. Л. Иофина и М. Д. Фугзана установлено, что высота обрушаемого слоя

$$h = (2,7 \div 3,5) S', \text{ м,}$$

где S' — толщина отбиваемого слоя.

В каждом отдельном случае это соотношение определяют в зависимости от сыпучих свойств отбитой руды и налегающих пород.

Выпуск руды при отбойке в зажиме. При системе разработки подэтажным обрушением производят отбойку руды в зажиме вертикальными или наклонными слоями различной толщины. При этом наблюдается уплотнение отбитой руды и контактирующей с ней толщи пород.

Уплотнение отбитой руды обуславливает образование при выпуске так называемых «островных» участков руды, не вовлекаемых в процесс выпуска, что увеличивает потери и разубоживание.

Особенно отрицательно сказывается на результатах извлечения выпуск руды в зажиме при рудах, склонных к слеживанию.

Нормальные условия выпуска руды достигаются в том случае, когда руду первоначально выпускают из всех дучек по площади взорванной зоны, добываясь тем самым разрыхления всей толщи отбитой руды. Отношение высоты слоя обрушаемой руды к его ширине должно быть в пределах 2,5—3,3.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОСНОВНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Выпуск руды из блоков с отвесными стенками. Анализируя формулу (161), нетрудно прийти к выводу, что наибольшее извлечение чистой руды достигается при максимально возможном отношении $\frac{h}{S}$.

Рекомендуется принимать это отношение больше 7, в пределах 8—10.

Учитывая более долгий срок службы выработок днища, расстояние между осями выпускных отверстий принимают 5—6 м. Оптимальная высота слоя обрушенной руды, исходя из условий рационального выпуска, должна быть равна или больше 50 м, а высота этажа — более 60 м (с учетом толщины днища).

Площадь обрушенного блока, когда выпуск ведется при одном горизонтальном контакте руды с породами, может приниматься любая. Обычно размеры ее устанавливают по условиям проявления горного давления в пределах 30×30 или 30×50 м.

При отсутствии горного давления площадь обрушения равна 40×50 м. При разработке мощных рудных месторождений блоки, отрабатываемые во вторую очередь, имеют контакт с породами со стороны ранее отработанных блоков (см. рис. 44).

При равномерном выпуске руды из всех выпускных отверстий возможно преждевременное боковое разубоживание руды в рудоспусках, граничащих с боковой поверхностью контакта.

Во избежание этого следует придерживаться следующих правил: выпуск руды производят равномерно из всех выпускных отверстий днища, кроме ряда отверстий, прилегающих к боковой поверхности контакта. Этим создается защитная толща руды, предохраняющая от бокового разубоживания. Выпуск руды из отверстий, прилегающих

к боковой поверхности контакта, начинают после достижения горизонтальным контактом критической высоты.

Извлечение руды из блока, имеющего две поверхности контакта, определяют следующим образом.

Блок разбивают на две зоны (рис. 47), в которых извлечение чистой руды подсчитывается отдельно. В зоне I (от стенки блока до пограничной зоны) извлечение определяют, пользуясь методикой, изложенной выше. В пограничной зоне II извлечение чистой руды на основании опытов можно принимать равным 30—40%.

Извлечение чистой руды в целом по блоку

$$U = \Delta_1 U_1 + \Delta_2 U_2, \% \quad (166)$$

где U_1 и U_2 — извлечение чистой руды соответственно из I и II зон;

Δ_1 и Δ_2 — удельный вес этих зон в запасах блока.

Разубоживание при выпуске руды из зоны I находят аналогично тому, как имело место в предыдущем случае, а в зоне II, в связи с наличием бокового разубоживания, величина суммарного разубоживания принимается в 1,3 раза больше, чем в зоне I.

Расчет ведется для одного выпускного отверстия соответственно зонам I и II. После этого определяют средневзвешенное содержание металла в руде, выпущенной из каждой зоны и в целом из блока. При увеличении числа поверхностей контакта руды и пород объем зоны II соответственно возрастает. При наличии боковой поверхности контакта ширина блока должна быть равна $0,7 H$.

Выпуск руды из блоков с наклонными стенками (при углах падения залежи от 0 до 90°). При углах падения залежи до 50° выпуск руды наиболее рационально производить равномерно из выпускных отверстий, пройденных из выработок в породах лежащего бока или в руде у контакта с последними. На рис. 48 показан такой выпуск.

При равномерном выпуске поверхность контакта обрушенной руды с налегающими породами опускается, сохраняя положение, параллельное плоскости дна.

Определение возможного извлечения чистой руды расчетным путем производят, руководствуясь изложенной методикой, так же, как и при выпуске из блоков с горизонтальным дном.

Для обеспечения безопасности горных работ в процессе выпуска

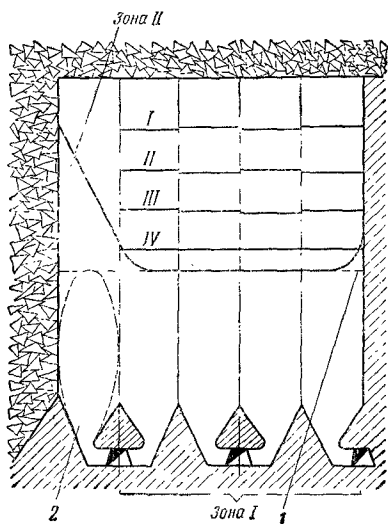


Рис. 47. Выпуск руды из обрушенного блока при двух поверхностях контакта с пустыми породами:

I—IV — очередность выпуска руды; 1 — критическая высота; 2 — рудоспуск (выпуск руды из него начинается после достижения критической высоты)

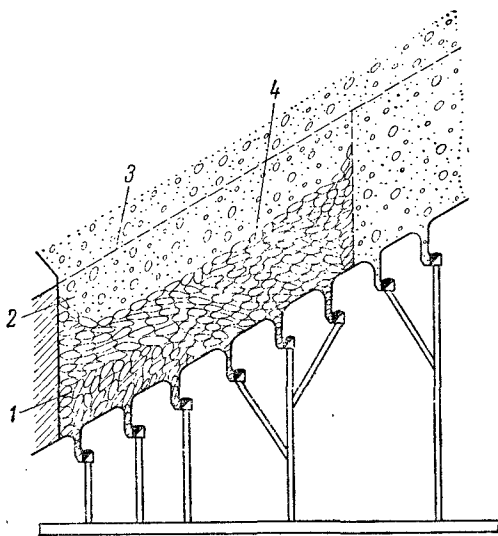


Рис. 48. Выпуск руды из блока при угле падения залежи меньше 50° и обрушающемся висячем боку:

1 — обрушенная руда; 2 — породы; 3 — висячий бок, обрушающийся вслед за рудой; 4 — контакт руды и пустых пород, перемещающийся параллельно плоскости лежащего бока

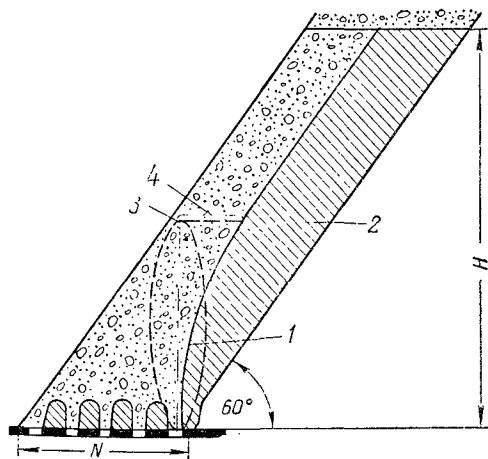


Рис. 49. Выпуск руды из обрушенных блоков при угле падения рудного тела $50-90^\circ$ и необрушающемся висячем боку:

1 — воронка выпуска; 2 — мертвая зона; 3 — предельное положение эллипсоида выпуска; 4 — радиус воронки выпуска

вслед за рудой необходимо обрушить породы висячего бока. В случае необходимости их обрушают принудительно.

Подготовительные выработки и выпускные воронки обычно располагают в породах лежащего бока или в руде на контакте с последними. Выбор того или иного варианта подготовки зависит от ценности руды, стоимости проходки выработок и допустимой величины потерь.

Породы висячего бока — устойчивые и не обрушаются вслед за выпуском руды. При угле падения залежи $50-90^\circ$ выпуск руды производят из отверстий горизонтального (рудного) днища и выработок, пройденных в породах лежащего бока (рис. 49).

При выпуске обрушенной руды максимальная скорость перемещения ее будет у контакта висячего бока. По мере приближения к лежащему боку скорость перемещения руды уменьшается.

Это объясняется тем, что при выпуске руды из отверстий горизонтального (рудного) днища образующийся обычный эллипсоид разрыхления, достигая висячего бока залежи, вытягивается вдоль последнего вверх по восставанию. Из этой зоны происходит перемещение кусков руды к выпускному отверстию.

При выпуске руды из отверстий, расположенных у висячего бока, пустые породы очень быстро достигают выпускных отверстий и усиливают разубоживание руды при последующем выпуске.

Основную роль при выпуске руды в таких условиях играют выпускные отверстия горизонтального днища, расположенные у контакта с лежачим боком, и отверстия, образованные из выработок в породах последнего.

У лежачего бока вне сферы действия выпускных отверстий горизонтального (рудного) днища образуется «мертвая» зона. Объем ее возрастает прямо пропорционально отношению $\frac{H}{N}$ (где H — высота блока, N — мощность рудной залежи) и обратно пропорционально углу падения залежи. При выпуске руды из блоков с устойчивыми породами висячего бока величину потерь руды на лежачем боку можно определить по кривым (рис. 50), построенным в безразмерных координатах.

Объем чистой руды, остающейся на лежачем боку от запасов блока, является функцией безразмерной величины

$$a = \frac{H}{N \operatorname{tg}^2 \alpha n}, \quad (167)$$

где H — высота блока, м;
 N — мощность залежи, м;
 α — угол падения залежи, град;

n — число рядов выпускных отверстий в породах лежачего бока, в том числе и расположенного в днище.

Наклон контакта руды с налегающими породами поддерживают под углом около 20° к горизонту с опережением выпуска со стороны лежачего бока.

Объем чистой руды, остающейся на лежачем боку к моменту начала разубоживания, можно определить по следующим эмпирическим формулам:

а) для мелкокусковых руд (большинство рудников Криворожского бассейна)

$$П = 0,6 + 0,36 \lg a; \quad (168)$$

б) для кусковых руд (полиметаллические рудники)

$$П = 0,33 + 0,22 \lg a. \quad (169)$$

Задаваясь величиной объема чистой руды (от запасов блока), остающейся на лежачем боку к началу разубоживания, величину a можно определить по вышеприведенным формулам или кривым (см. рис. 50).

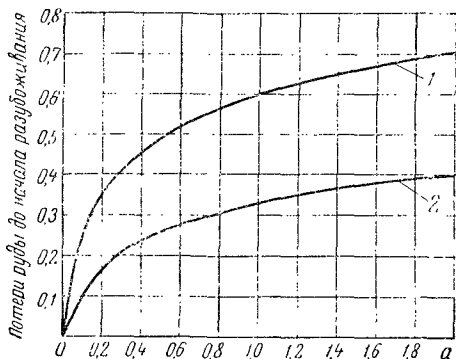


Рис. 50. Изменение потерь руды на лежачем боку в различных горнотехнических условиях для мелкокусковых (1) и кусковых руд (2) при необрушающемся висячем боку

Тогда число рядов выпускных отверстий в лежащем боку определится из выражения

$$n = \frac{H}{aN \lg^2 \alpha} \quad (170)$$

ПРИМЕР. Определить число рядов выпускных отверстий в лежащем боку исходя из заданного извлечения чистой руды до начала разубоживания $H = 0,25$ (руда кусковая), если $H = 60$ м, $N = 30$ м, $\alpha = 50^\circ$.

Из формулы (169)

$$\lg a = \frac{H - 0,33}{0,22} = \frac{0,25 - 0,33}{0,22} = -0,0364.$$

По таблицам логарифмов находим, что $a = 0,432$.

Тогда число рядов выпускных отверстий в лежащем боку составит

$$n = \frac{60}{0,432 \cdot 30 \cdot 1,192^2} = 3,26.$$

Принимаем три ряда отверстий.

Оптимальное расстояние между рядами выпускных отверстий (промежуточными горизонтами) в породах лежащего бока определяют исходя из условия минимальных затрат на проведение и поддержание подготовительных выработок, а также потери руды.

Чем больше расстояние между промежуточными горизонтами выпуска, тем больше потери руды и вызванные этим затраты, тем меньше стоимость подготовительных работ, и наоборот.

Путем сопоставления вариантов выбирают оптимальное решение.

Предельное содержание полезных компонентов в выпускаемой руде устанавливается технико-экономическими расчетами, исходя из стоимости добычи и транспортирования руды до обогатительной фабрики, стоимости обогащения, коэффициента извлечения металла и отпускной цены на металл.

Неустойчивые породы висячего бока, обрушающиеся вслед за выпуском руды. Массовый выпуск руды из обрушенных блоков при углах падения залежей до 50° ведут из выпускных отверстий, пройденных в породах лежащего бока.

Поверхность контакта руды и пород может поддерживаться в положении, параллельном плоскости лежащего бока.

При углах падения залежи более 50° выпуск руды ведут из выпускных отверстий лежащего бока и горизонтального днища с поддержанием поверхности контакта в наклонном положении (обычно с опережением выпуска руды у лежащего бока).

Объем чистой руды, остающейся на лежащем боку, в зависимости от горпотехнических условий может быть определен по кривым, приведенным на рис. 50.

Рекомендуемые методы выпуска в различных горногеологических условиях приведены в табл. 26.

Угол падения, град	Рекомендуемое отношение высоты этажа H к мощности залежи N	Свойства пород всячего бока	
		Устойчивые, зависящие в период выпуска	Неустойчивые, обрушающиеся в процессе выпуска руды из блока
До 50	Не ограничивается условиями выпуска	Равномерный выпуск руды из серии выпускных отверстий в породах лежачего бока с поддержанием поверхности контакта параллельно плоскости днища (лежачему боку) Висячий бок обрушается массовыми взрывами минных зарядов	Равномерный выпуск руды из серии воронок в породах лежачего бока с поддержанием поверхности контакта параллельно плоскости днища (лежачему боку). Висячий бок самообрушается
50—55	Не более 1	Выпуск с поддержанием горизонтальной поверхности контакта из отверстий в лежачем боку и горизонтальном днище	Порядок выпуска такой же, как и при углах падения до 50°
55—60	Не более 1	Выпуск с поддержанием горизонтальной поверхности контакта из отверстий в лежачем боку и горизонтальном днище	Поддержание контакта в наклонном положении с опережением выпуска со стороны лежачего бока
60—70	Не более 2	Поддержание контакта в наклонном положении с опережением выпуска со стороны лежачего бока	Так же, как при углах падения 55—60°
70—90	Не более 2	То же	То же

Определение показателей извлечения руды при выпуске ее под обрушенными налегающими породами

§ 5. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Пользуясь основными теоретическими положениями выпуска руды, покажем на примерах решения поставленной задачи.

ПРИМЕР 1. Определить показатели извлечения руды при системе разработки подэтажным обрушением.

Руда — мелкокусковая, вмещающие породы по своим физическим свойствам приближаются к отбитой руде.

Содержание железа в руде 60%, а во вмещающих породах 40%.

Размеры конструктивных элементов системы разработки: расстояние между осями выпускных отверстий (дучек) 4 м, диаметр отверстий (дучек) 1,5 м, руда обрушается на три пары дучек, что соответствует площади $6 \times 4^2 = 96 \text{ м}^2$. Порядок выпуска — равномерно-последовательный.

Требуется определить показатели извлечения руды при высоте подэтажа 20 м
При расчетах высоту слоя обрушенной руды принимают несколько меньше высоты подэтажа, измеряя ее от места перехода выпускной дучки в воронку до контакта обрушенной руды с породами. Переход дучки в воронку обычно начинается на уровне кровли выработки доставки. Поэтому высота слоя обрушенной руды меньше высоты подэтажа на 2 м (в нашем примере она будет 18 м).

Расчет следует производить исходя из условия, что до массового выпуска извлекается чистая руда из подсечки, объема подэтажной выработки, выпускных лучек, воронок, а также из объема выпущенной руды до нормального разрыхления.

Чистая руда, извлеченная до начала массового выпуска, составит около 30% общего запаса при коэффициенте разрыхления, равном 1,3 (в примерах расчеты произведены без учета этого объема руды).

Объем чистой руды, выпущенной из эллипсоида выпуска до начала разубоживания, согласно формуле (151), равен

$$Q = \left(\frac{h}{4,62} + d \right)^3 = \left(\frac{18}{4,62} + 1,5 \right)^3 = 157,11 \text{ м}^3.$$

Эта величина характеризует извлечение чистой руды в целом по зоне, так как аналогичное извлечение руды при равномерном выпуске будет достигнуто из каждого выпускного отверстия.

В дальнейшем производится выпуск разубоженной руды до снижения содержания полезных компонентов в выпускаемой рудной массе ниже установленного предела.

Условимся, что в нашем примере нижний предел по содержанию железа в выпускаемой рудной массе равен 48%.

Произведем расчет разубоживания и снижения содержания металла в выпускаемой рудной массе.

Так как в нашем примере высота слоя обрушенной руды равна критической, то при определении разубоживания воспользуемся расчетной высотой по формуле (163)

$$h_1 = 0,75h_{кр} = 0,75 \cdot 18 = 13,5 \text{ м.}$$

Объем эллипсоида выпуска расчетной высоты будет

$$Q_1 = \left(\frac{13,5}{4,62} + 1,5 \right)^3 = 86,35 \text{ м}^3.$$

Дозу выпуска принимаем равной 50 м³.

Тогда $Q_2 = 136,35 \text{ м}^3$; $Q_3 = 186,35 \text{ м}^3$; $Q_4 = 236,35 \text{ м}^3$; $Q_5 = 286,35 \text{ м}^3$. Пользуясь формулой (152) определяем $h_2 = 4,62 (\sqrt{136,35} - 1,5) = 16,86 \text{ м}$.

Аналогично находим $h_3 = 19,45 \text{ м}$; $h_4 = 21,62 \text{ м}$; $h_5 = 23,51 \text{ м}$.

Из выражения (155)

$$R_0 = 1 - \frac{3h_1}{h_n^2 + h_{n+1}^2 + h_n h_{n+1}}$$

находим объемное разубоживание в дозах выпуска

$$R_{0_2} = 1 - \frac{3 \cdot 13,5^2}{13,5^2 + 16,86^2 + 13,5 \cdot 16,86} = 0,212$$

и аналогично $R_{0_3} = 0,448$; $R_{0_4} = 0,568$; $R_{0_5} = 0,642$.

Объемный вес руды при содержании в ней железа 60% равен 2,51 т/м³, а разубоживающих пород при содержании железа 40% — 1,95 т/м³.

Объемный вес рудной массы в дозах выпуска определяется по формуле (157)

$$\gamma_{р.м} = \gamma_n R_0 + \gamma_p (1 - R_0), \text{ т/м}^3$$

и аналогично $\gamma_{р.м_2} = 1,95 \cdot 0,212 + 2,51 (1 - 0,212) = 2,391 \text{ т/м}^3$;

$\gamma_{р.м_3} = 2,259 \text{ т/м}^3$; $\gamma_{р.м_4} = 2,192 \text{ т/м}^3$ и $\gamma_{р.м_5} = 2,150 \text{ т/м}^3$.

Весовое разубоживание в каждой дозе выпуска, согласно формуле (155), равно

$$R_{в_2} = R_{0_2} \frac{\gamma_n}{\gamma_{р.м}} = 0,212 \frac{1,95}{2,391} = 0,173$$

и аналогично $R_{в_3} = 0,387$; $R_{в_4} = 0,505$; $R_{в_5} = 0,582$.

Содержание железа в каждой дозе определяем из выражения (158)

$$q = p - R_b(p - r)$$

и аналогично $q_2 = 60 - 0,173(60 - 40) = 56,54\%$; $q_3 = 52,26\%$; $q_4 = 49,90\%$ и $q_5 = 48,36\%$.

Расчет показателей извлечения руды при системе разработки подэтажным обрушением приведен в табл. 27.

Таблица 27

Выпущено руды из одного выпускаемого отверстия	Объем, м ³	Объемный вес, т/м ³	Вес, т	Содержание металла, %	м ³ · % металла	Тонно-проценты	Весовое разубоживание, %	Объемное разубоживание, %	Объем приращенных пород, м ³	Вес приращенных пород, т
Чистая руда до начала разубоживания . . .	157,1	2,51	394,3	60	9 426	23 658	—	—	—	—
Разубоживаемые руды:										
I доза	50,0	2,39	119,5	56,54	2 827	6756,5	17,3	21,2	8,6	20,76
II доза	50,0	2,26	113,0	52,26	2 613	5905,4	38,7	44,8	19,3	42,57
III доза	50,0	2,19	109,5	49,90	2 495	5464,0	50,5	56,8	25,3	55,55
IV доза (часть)	40,5	2,15	871	48,50	1 964	4224,3	58,0	64,2	23,5	52,20
Итого	347,6	—	823,4	55,87	19 325	46008,2	16,44	17,44	75,7	171,08

ПРИМЕР 2. Определить показатели извлечения и разубоживания при высоте подэтажа 40 м.

Расчет ожидаемого извлечения и разубоживания руды производим применительно к условиям: одна горизонтальная поверхность контакта руды с породами; расстояние между осями отверстий 4 м; их диаметр 1,5 м; среднее содержание железа в рудном массиве $p = 56,6\%$; среднее содержание железа во вмещающих породах $r = 40,2\%$.

Определим критическую высоту по формуле (159)

$$h_{кр} = 7,2(S - d) = 7,2(4 - 1,5) = 18 \text{ м.}$$

Извлечение чистой руды, согласно формуле (162), равно

$$U = 1 - h_{кр} \frac{\left(0,476 - 1,57 \frac{r_0^2}{S^2}\right)}{h} = 1 - \frac{18 \left(0,476 - \frac{0,75^2}{4^2} \cdot 1,57\right)}{40} = 1 - \frac{18(0,476 - 0,056)}{40} = 1 - 0,189 = 0,811.$$

Расчетная высота слоя, согласно формуле (163), составит

$$h_1 = 0,75h_{кр} = 0,75 \cdot 18 = 13,5 \text{ м.}$$

Объем эллипсоида выпуска расчетной высоты по формуле (151) равен

$$Q_1 = \left(\frac{h_1}{4,62} + d\right)^3 = \frac{13,5}{4,62} + 1,5 = 87 \text{ м}^3.$$

Дозу выпуска принимаем равной 50 м^3 . Тогда $Q_2 = 137 \text{ м}^3$; $Q_3 = 137 \text{ м}^3$; $Q_4 = 237 \text{ м}^3$; $Q_5 = 287 \text{ м}^3$. Соответствующие высоты эллипсоидов находим по формуле (152)

$$h_n = 4,62 (\sqrt[3]{Q_n} - d)$$

и аналогично $h_2 = 16,75 \text{ м}$; $h_3 = 19,5 \text{ м}$; $h_4 = 21,7 \text{ м}$; $h_5 = 23,6 \text{ м}$.

Объемное разубоживание в дозах выпуска определим по формуле (156)

$$R_o = 1 - \frac{3h_1^2}{h_n^2 + h_n h_{n+1} + h_{n+1}^2}, m;$$

$$R_o = 1 - \frac{3 \cdot 13,5^2}{13,5^2 + 13,5 \cdot 16,75 + 16,75^2} = 0,204.$$

Аналогично $R_{o_2} = 0,44$; $R_{o_3} = 0,568$; $R_{o_4} = 0,644$.

Объемный вес рудной массы в каждой дозе при $\gamma_p = 2,48$, $\gamma_n = 2,03 \text{ т/м}^3$ определяется по формуле (157)

$$\gamma_{p.m} = \gamma_n R_o + \gamma_p (1 - R_o), \text{ т/м}^3$$

и аналогично $\gamma_{p.m_1} = 2,03 \cdot 0,204 + 2,48 (1 - 0,204) = 2,385 \text{ т/м}^3$; $\gamma_{p.m_2} = 2,25$;

$\gamma_{p.m_3} = 2,22$; $\gamma_{p.m_4} = 2,20 \text{ т/м}^3$.

Тогда весовое разубоживание для каждой дозы, согласно формуле (156), составит

$$R_{B_1} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{p.m_1}} R_{o_1} = \frac{2,03 \cdot 0,204}{2,385} = 0,179$$

и аналогично $R_{B_2} = 0,37$; $R_{B_3} = 0,51$; $R_{B_4} = 0,595$.

Содержание железа в каждой дозе определяется по формуле (158)

$$q = p - (p - r) R_B;$$

$q_1 = 56,6 - (56,6 - 40,2) \cdot 0,179 = 52,47\%$; $q_2 = 56,55$; $q_3 = 48,25$; $q_4 = 45,85$.

По этим расчетам построена диаграмма выпуска (рис. 51). Для нашего случая объем руды, выпускаемой из одного выпускного отверстия, составляет $40 \cdot 4^2 = 640 \text{ м}^3$.

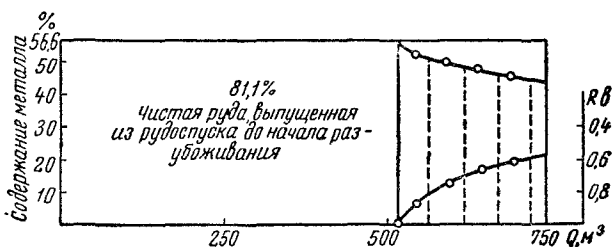


Рис. 51. Диаграмма выпуска руды

Объем чистой руды равен $640 \cdot 0,811 = 520 \text{ м}^3$. Этот объем откладываем в выбранном масштабе по оси абсцисс, а по оси ординат — среднее содержание металла в массиве.

Пересечение перпендикуляров даст точку, с которой начинается снижение качества выпускаемой руды, т. е. разубоживание ее.

На продолжении оси абсцисс откладываем объемы доз, а по оси ординат из середины каждой дозы — среднее содержание металла в дозах выпуска.

Определение средневзвешенного содержания металла и разубоживания в выпущенной руде производится по форме, приведенной в табл. 28.

Таблица 28

Выпускаемая руда	Объем, м ³	Гр. м	Вес. т	Содержание металла, %	Всего, м ³ · %	Всего, т · %	Весовое разубоживание	Объемное разубоживание, %	Объем приращенных пустых пород, м ³	Вес приращенных пустых пород, т
Зона I (извлечение чистой руды 0,811)										
Чистая . . .	520	2,48	129,3	56,6	29 400	73 100	—	—	—	—
Разубоженная:										
I доза	50	2 385	119,2	52,47	2 620	6 250	17,9	20,4	12,1	21,3
II доза	50	2,25	112,5	50,52	2 576	5 790	37,0	44,0	22,0	41,6
III доза	50	2,22	111,0	48,25	2 412	5 350	51,0	56,8	28,5	56,6
IV доза	50	2,20	110,0	45,85	2 292	5 090	59,5	64,4	32,3	66,0
Итого	720	2,42	1745,7	54,52	39 300	98 730	10,6	13,2	94,9	155,5
Зона II (извлечение чистой руды 0,40)										
Чистая руда	256	2,48	640,0	56,6	14 600	36 900	—	—	—	—
Разубоженная руда:										
I доза	50	2,385	119,2	52,47	2 620	6 250	17,9	20,4	12,1	21,3
II доза	50	2,25	112,5	50,52	2 576	5 790	37,0	44,0	22,0	41,6
III доза	50	2,22	111,0	48,25	2 412	5 350	51,0	56,8	28,5	56,6
IV доза	50	2,20	110,0	45,85	2 292	5 090	59,5	64,4	32,3	66,0
Итого	456	2,39	1092,7	53,10	24 500	59 380	17,0	20,8	94,9	185,5

ПРИМЕР 3. Для определения показателей извлечения при двух боковых поверхностях контакта руды с породами панель по площади разбивается на две зоны (рис. 52). Расчет средневзвешенных показателей по зоне I ведется аналогично расчету, приведенному выше, а по зоне II (приконтактной зоне) расчет ведется при условии извлечения чистой руды в объеме 30—40%.

Результаты расчета сведены в табл. 28.

Затем определяем число выпускных отверстий в зоне I (m_1) и зоне II (m_2), а также объем выпущенной рудной массы

$$m_1 = \frac{F_1}{S_1} = 34; \quad m_2 = 13.$$

Объем выпущенной рудной массы из зоны I равен 24 480 м³, а из зоны II — 5928 м³.

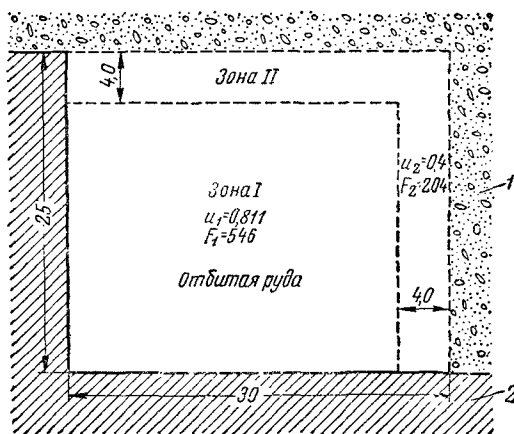


Рис. 52. Схема для определения извлечения чистой руды при двух боковых поверхностях контакта ее с пустыми породами: 1 — пустая порода; 2 — рудной массой

Расчет средневзвешенного содержания металла и разубоживания панели площадью 25×30 м приведен в табл. 29.

Таблица 29

Зоны	Об: см. м³	Тр. м	Вес. т	Содержание металла. %	Итого м³. %	Итого т. %	Весовое разубожива- ние, %	Объемное разубожива- ние, %	Объем при- мешанных пород, м³	Вес приме- шанных по- род. т
I	24 480	2,42	59 242	54,52	135 300	3 260 000	10,6	13,2	3230	6307
II	5 928	2,39	14 173	53,80	319 000	762 000	17,0	20,8	1235	2412
Всего	30 408	2,41	73 415	54,50	454 300	4 022 000	11,87	14,65	4465	8719

§ 6. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

ПРИМЕР 4. Расчет показателей извлечения руды для одного из блоков полиметаллического рудника (рис. 53).

Блок был расположен в центральной части рудного тела с углом падения 80° . Коэффициент крепости руды 15—18, а объемный вес в разрыхленном состоянии 2 т/м^3 , среднее содержание металла в рудном массиве 2,0%.

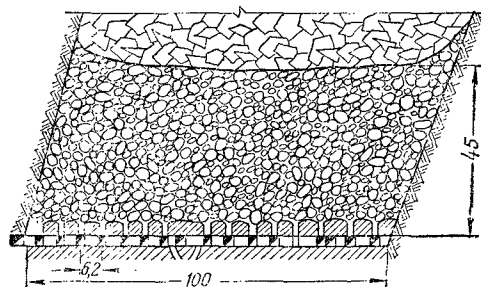


Рис. 53. Схема блока полиметаллического рудника

4 м², а из них — парные выпускные дучки диаметром 1,8 м. Орты скреперования соединялись штресками у висячего и лежащего боков.

После отработки камер были обрушены междукамерные целики и потолочины, средняя высота слоя обрушенной руды при этом составила 45 м. Затем производили выпуск обрушенной руды.

Приступая к расчетам, определим среднее расстояние между осями смежных выпускных отверстий из выражения

$$S = \sqrt{\frac{F}{m}} = \sqrt{\frac{5000}{130}} = 6,2 \text{ м,}$$

где F — площадь блока, м²;
 m — количество выпускных отверстий.

Критическая высота по формуле (160) составит

$$h_{кр} = 3,3(6,2 - 1,8) = 14,52 \text{ м.}$$

Извлечение чистой руды определяем из выражения (162)

$$U = 1 - \frac{14.52 \left(0.476 - 1.57 \frac{0.9^2}{6.2^2} \right)}{45} = 1 - 0.143 = 0.857.$$

Расчетное значение условной высоты

$$h_1 = 0.75 \cdot 14.52 = 10.9 \text{ м.}$$

Объем эллипсоида выпуска чистой руды по формуле (153) составит

$$Q = \left(\frac{10.9}{2.73} + 0.85 \cdot 1.8 \right)^3 = 169.1 \text{ м}^3.$$

Каждая последующая доза выпуска принимается равной 100 м³. Пользуясь формулой (154), находим высоты эллипсоидов выпуска при соответствующих объемах

$$Q_2 = 100 + 169.1 = 269.1 \text{ м}^3;$$

$$h_2 = 2.73 \left(\sqrt[3]{269.1} - 0.85 \cdot 1.8 \right) = 13.32 \text{ м}$$

и аналогично $Q_3 = 369.1 \text{ м}^3$; $h_3 = 15.39 \text{ м}$; $Q_4 = 469.1 \text{ м}^3$; $h_4 = 17.06 \text{ м}$; $Q_5 = 569.1 \text{ м}^3$; $h_5 = 18.35 \text{ м}$.

Находим объемное разубоживание в дозах выпуска по формуле (155)

$$R_{O_2} = 1 - \frac{356 \cdot 43}{118.81 + 145.7 + 177.42} = 1 - 0.785 = 0.215;$$

и аналогично $R_{O_3} = 0.424$; $R_{O_4} = 0.548$; $R_{O_5} = 0.619$.

Объемный вес рудной массы в дозах выпуска определяется по формуле (157)

$$\gamma_{p. м} = \gamma_n R_o + \gamma_p (1 - R_o), \text{ т/м}^3.$$

В рассматриваемом примере при $p = 2\%$, $\gamma_p = 2 \text{ т/м}^3$ и $R = 0$, $\gamma_n = 1.91 \text{ т/м}^3$, а $\gamma_{p. м_2} = 1.91 \cdot 0.215 + 0.785 \cdot 2 = 1.983 \text{ т/м}^3$ и далее $\gamma_{p. м_3} = 1.966 \text{ т/м}^3$; $\gamma_{p. м_4} = 1.956 \text{ т/м}^3$; $\gamma_{p. м_5} = 1.949 \text{ т/м}^3$.

Весовое разубоживание для каждой дозы выпуска определяется по формуле (156)

$$R_{B_2} = R_{O_2} \frac{\gamma_n}{\gamma_{p. м_2}};$$

$$R_{B_2} = 0.215 \frac{1.91}{1.983} = 0.206;$$

и аналогично $R_{B_3} = 0.407$; $R_{B_4} = 0.526$; $R_{B_5} = 0.596$.

Содержание железа в каждой дозе подсчитывают по формуле (158)

$$q = p - R_B (p - r).$$

В данном случае при $r = 0\%$ $q_2 = 2 - 2 \cdot 0.206 = 1.588\%$; $q_3 = 1.186\%$; $q_4 = 0.918\%$; $q_5 = 0.812\%$.

Произведя эти расчеты, строим диаграмму выпуска (рис. 54). Для нашего случая объем руды, подлежащей выпуску из одного выпускного отверстия, составляет $45 \cdot 6.2^2 = 1730 \text{ м}^3$.

Объем выпущенной чистой руды равен $1730 \cdot 0.857 = 1482 \text{ м}^3$. Откладываем этот объем в выбранном масштабе по оси абсцисс, а по оси ординат откладываем среднее содержание металла в массиве.

Пересечение перпендикуляров даст точку, с которой начинается снижение содержания полезного компонента (происходит разубоживание).

На продолжении оси абсцисс откладываем объемы доз, которые рекомендуется принимать не более 100 м^3 , а по оси ординат из середины каждой дозы — среднее содержание металла и разубоживание руды в дозах выпуска.

Видимое извлечение равно 1,137.

Последняя доза выпуска при этом равна $1967 - (1482 + 100 + 100 + 100 + 100) = 85 \text{ м}^3$.

Для этой дозы выпуска можно получить расчетным путем $h_6 = 19,52 \text{ м}$; $R_{0_6} = 0,638$; $R_{h_6} = 0,612$; $q_6 = 0,776\%$; $\gamma_{p. м_6} = 1,944$.

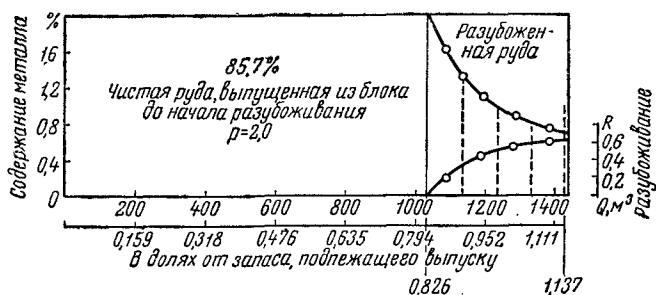


Рис. 54. Диаграмма выпуска руды из блока полиметаллического рудинка

Определение средневзвешенного содержания металла и разубоживания в выпущенной руде при заданном видимом извлечении производится по форме, приведенной в табл. 30.

Таблица 30

Выпускаемая руда	Объем, м^3	$\gamma_{p. м} \text{ т}/\text{м}^3$	Вес, т	Содержание металла, %	Всего т^3 , %	Всего т. %	Ресовое разубоживание, %	Объемное разубоживание, %	Вес промышленных пород, т	Объем промышленных пород, м^3
Чистая	1482	2,0	2964,0	2,0	2964,0	5928	—	—	—	—
Разубоживаемая:										
I доза	100	1,983	198,3	1,589	158,8	315	20,6	21,5	40,8	20,6
II доза	100	1,966	196,6	1,186	118,6	233	40,7	42,4	80,0	40,7
III доза	100	1,956	195,6	0,948	94,8	185	52,6	54,8	103,0	52,6
IV доза	100	1,949	194,9	0,812	81,2	158	59,4	61,9	112,7	59,4
V доза	85	1,914	165,2	0,776	77,8	128	61,2	63,8	101,1	61,2
Итого	1967	—	3915,0	1,774	—	6947	11,1	11,4	437,6	234,5

Определение показателей выпуска руды из блоков при двух поверхностях контакта обрушенной руды с породами

ПРИМЕР 5. Определить извлечение чистой руды, имеющей две поверхности контакта с породами (см. рис. 47).

Для сокращения вычислений примем извлечение чистой руды из зоны I блока равным 0,674.

В соответствии с рис. 47 допустим, что число рядов выпускных отверстий при сечении блока плоскостью, перпендикулярной боковой поверхности контакта, равно

пяти. Тогда удельный вес запасов зон I и II блока соответственно будет равен 0,8 и 0,2.

Принимая извлечение чистой руды из зоны II равным 40%, найдем, что извлечение чистой руды по блоку, согласно формуле (166), будет

$$U = \Delta_1 U_1 + \Delta_2 U_2 = 0,8 \cdot 0,674 + 0,2 \cdot 0,4 = 0,6192.$$

На некоторых рудниках выпуск ведется при поддержании наклонного положения поверхности контакта руды с породой. Однако на практике образовать наклонную поверхность контакта после отбойки руды под заданным углом и поддерживать этот угол постоянным в процессе выпуска чрезвычайно затруднительно.

Извлечение руды при этом меньше, а разубоживание больше, чем при равномерном выпуске с поддержанием поверхности контакта руды с породой в положении, параллельном плоскости днища.

В том случае, если боковых контактов три, определение извлечения чистой руды при выпуске ее из блока производят, вводя соответствующие коррективы по числу поверхностей контакта.

ПРИМЕР 6. Определить извлечение чистой руды, имеющей три поверхности контакта с породами.

Удельный вес зон I, II и III блока соответственно равен 0,7; 0,2 и 0,1.

Принимаем извлечение чистой руды из этих зон соответственно 0,6; 0,4 и 0,35. Тогда извлечение чистой руды, согласно формуле (166), составит

$$U = \Delta_1 U_1 + \Delta_2 U_2 + \Delta_3 U_3 = 0,7 \cdot 0,6 + 0,2 \cdot 0,4 + 0,1 \cdot 0,35 = 0,535$$

ДОСТАВКА РУДЫ

Доставкой руды при очистной выемке называют перемещение ее от места отбойки и выпуска до пункта погрузки в откаточные сосуды. При подземной добыче доставка руды может осуществляться под действием собственного веса, скреперными установками, конвейерами и погрузочными машинами.

Доставку руды под действием собственного веса применяют при отработке крутопадающих залежей крепких руд многими системами разработки (с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, наклонными слоями с закладкой выработанного пространства и др.). Характерной особенностью применения доставки руды под действием собственного веса является устройство в днище блока камер грохочения, через которые пропускают отбитую руду. Несмотря на довольно высокую производительность труда грохотчиков, на рудниках наблюдается сокращение этого вида доставки руды вследствие большой стоимости подготовки горизонта грохочения, повышенной опасности работ при выпуске руды (особенно при двусторонних камерах грохочения) и уменьшения камерного (блокового) запаса руды.

В настоящее время для доставки руды наиболее широко применяют скреперные установки мощностью от 10—15 до 100 *квт.*

В последние годы на многих рудниках страны для доставки руды успешно применяют конвейеры, которые значительно повышают производительность труда горнорабочих.

Ниже приводится методика расчета скреперной и конвейерной доставки руды.

Методика расчета доставки (погрузки) руды с помощью погрузочных машин рассмотрена в главе II.

§ 1. СКРЕПЕРНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Эта доставка получила широкое распространение при подземной разработке рудных месторождений. Она осуществляется при помощи скреперной установки, которая состоит из лебедки, двигателя (в основном электрического), скрепера, блочка и канатов (грузового и порожнякового).

Наиболее часто скреперные установки применяют для перемещения горной массы по горизонтальным или слабонаклонным выработкам (редко под углом до $30-35^\circ$) на расстояние от 8—12 до 40—50 м.

Область применения скреперных установок приведена в табл. 31.

Таблица 31

Место работы скреперной установки	Тип скреперной установки и скрепера
<p>Заходки при системе разработки слоевым обрушением, очистные забои при системах разработки с креплением и закладкой очистного пространства</p> <p>Слоевые, подэтажные и аккумулярующие штреки (орты) при системах разработки слоевым, подэтажным обрушением</p> <p>Выработки горизонта вторичного дробления при системах разработки этажным самообрушением, этажным принудительным обрушением, подэтажных штреков и с магазинированием руды</p> <p>Очистные забои при системах разработки с открытым очистным пространством на горизонтальных и пологих месторождениях</p>	<p>Двухбарабанные скреперные установки мощностью до 7 квт со скреперами емкостью 0,1—0,12 м³</p> <p>Двухбарабанные скреперные установки мощностью 10—25 квт и более со скреперами гребкового и реже ящичного типа емкостью от 0,15—0,25 до 0,5 м³ и более</p> <p>Двухбарабанные скреперные установки мощностью 20—45 квт и более со скреперами гребкового и реже ящичного типа емкостью 0,35—0,5 м³ и более</p> <p>Трехбарабанные скреперные установки мощностью 50 квт и более со скреперами емкостью от 0,5—0,75 до 1 м³ и более</p>

Наибольшее распространение получили скреперные установки с электродвигателем. Их техническая характеристика приведена в табл. 32.

Скреперы бывают сварные, клепаные и литые. В зависимости от физико-механических свойств руды и породы применяют гребковые, ящичные и гребково-ящичные скреперы.

Гребковые скреперы применяют для доставки тяжелых и крепких руд (пород), ящичные — для доставки мелкокусковых руд и пород, гребково-ящичные — для доставки различных руд и пород.

Конструктивно скреперы изготавливаются одностороннего и двустороннего действия, нескладывающиеся и шарнирно-складывающиеся.

Емкость скреперов колеблется от 0,10—0,15 до 0,8—1,0 м³, а вес их — от 200 до 1000 кг. Более широкое распространение получили скреперы емкостью 0,3—0,5 м³.

Высота, ширина и длина скрепера обычно относятся между собой, как 1 : 2 : 2,5 для гребковых и 1 : 2 : 2 для ящичных скреперов. Максимальная ширина скрепера не должна превышать 0,75—0,80 ширины скреперной выработки.

Для увеличения производительности мощных скреперных установок применяют многосекционные скреперы типа МСГ-1 и 2СНР-1000. Срок службы скреперов зависит от физико-механических свойств

Таблица 32

Показатели	ЛС-2	ЛС-3	ЛС-28	ЛС-45	2ЛС-6	2ЛС-28	2ЛС-40	3ЛСНК-50	ЛА-10	Л2-16	ЛДЛМ-20,5	ЛНУ-15	ЛАС-55	ЛАС-100
Вес лебедки с двигателем, т . . .	0,81	1,2	1,8	2,7	0,32	1,05	2,59	3,8	0,74	0,84	1,66	0,92	2,6	3,2
Вес лебедки без двигателя, т . . .	0,54	0,82	1,1	2,2	—	0,69	2,2	—	0,5	0,58	1,16	0,68	—	—
Размеры лебедки, мм:														
длина	1500	1550	1900	2440	1130	1600	2650	2900	1600	1590	1850	1325	1450	2053
ширина	652	800	1260	1020	525	800	1280	1305	600	700	1465	930	1415	1440
высота (с тор- моными ручками)	660	800	1050	1000	570	950	1085	1180	950	715	1310	670	760	930
Канатоемкость ба- рабана, м	100	120	90	150	50	80	100	200	92	70	80	140	80	60
Диаметр каната, мм	12	14	16	18	8	16	18	16	13,5	13,5	16	13	21,8	26,5
Скорость движе- ния каната, м/сек:														
грузового	1—1,46	1,07	1,2	1,0	0,8	1,15	1,2	0,98—1,5	1,00	1,4	1,0	1,2	1,04	1,32
порожного	1—1,46	1,67	1,6	1,3	—	1,58	—	1,39—2,17	1,16	1,8	1,58	1,66	1,56	1,56
Сила тяги грузо- вого каната, кг	965	1700	2100	4600	650	2260	2500	5100—3600	750	1160	1500	1366	4750	6950
Мощность элект- родвигателя, квт	10	20,5	28	40—45	7	28	40	45	11	16	20,5	16	55	100
Число барабанов	2	2	2	2	2	2	2	3	2	2	2	2	2	2

руды, ее кусковатости и конструкции самого скрепера. Литыми скреперами до полного износа доставляется до 12—15 тыс. *т* руды, а сварными — 3—3,5 тыс. *т*.

Данные ВНИИЦветмета о сравнительной эффективности сварных и литых скреперов приведены в табл. 33.

Таблица 33

Показатели	Гребковые скреперы		Шарнирно-складывающиеся скреперы	
	сварные	литые	сварные	литые
Емкость скрепера, <i>м³</i>	0,12	0,20	0,35	0,38
Ширина скрепера, <i>мм</i>	1200	900	2000	1200
Вес скрепера, <i>кг</i>	180	210	200	450
Относительный вес скрепера, <i>кг/см</i>	1,5	2,34	1,0	3,75
Среднемесячная производительность, <i>т</i>	330	760	1085	2760
Количество руды, доставленной скрепером до полного износа, <i>т</i>	3200	15 400	3800	21 000
Средний расход стали на 1000 <i>т</i> доставленной руды, <i>кг</i>	56	13,6	53	21,4
Средний расход каната на 1000 <i>т</i> доставленной руды, <i>кг</i>	72	35	40	22

Подвесные скреперные блоки по своему назначению бывают основные и вспомогательные. Основные блоки с неразъемным (глухим) крюком применяют при продолжительном скреперовании по прямой линии, а основные с разъемным крюком — при скреперовании под углом. Вспомогательные блоки служат для подвешивания порожняковых канатов с целью уменьшения их износа при скреперовании горной массы на большое расстояние.

Техническая характеристика скреперных блоков, разработанных ВНИИГорметом и заводом «Коммунист», приведена в табл. 34.

Таблица 34

Тип скреперных блоков	Диаметр блока, <i>мм</i>	Диаметр каната, <i>мм</i>	Вес, <i>кг</i>	Допускаемая нагрузка, <i>кг</i>	Размеры, <i>мм</i>			Мощность электродвигателя, <i>квт</i>
					длина	ширина	толщина	
Блоки ВНИИГормета:								
сварной БС-200	200	12	22	3000	530	270	140	10—20
литой БЛ-200	200	12	24	3000	560	265	140	10—20
Блоки завода «Коммунист»:								
БС-1	220	12	23	—	470	260	28	—
БС-30	300	16	33	—	516	380	180	—
БСП	200	12	15	—	435	200	190	—
БСТ	500	16—19	70	—	610	514	330	—

Диаметр каната выбирают в зависимости от мощности скреперной установки. Ниже приведены ориентировочные данные по выбору диаметра скреперного каната.

Мощность скреперной установки, <i>квт</i>	8—10	15	15—25	25—35	45—55	55—75
Диаметр каната, <i>мм</i>	10	13	16	19	22	28

Расход скреперных канатов в зависимости от физико-механических свойств руды, ее кусковатости и длины доставки определяют опытным путем. На рудниках Криворожского бассейна он составляет 20—30 кг, а на рудниках цветной металлургии — 25—40 кг на 1000 м доставленной руды.

§ 2. РАСЧЕТ СКРЕПЕРНОЙ УСТАНОВКИ

При расчете скреперных установок приходится решать одну из двух задач.

1. По заданной емкости и скорости движения скрепера, длине скреперования и кусковатости руды необходимо определить производительность скреперной установки и мощность ее электродвигателя.

2. По заданной производительности скреперной установки необходимо определить емкость и размеры скрепера.

При решении первой задачи техническая производительность скреперной установки определяется по формуле

$$P_c = \frac{3600V_c k_n}{\frac{L}{v_p} + \frac{L}{v_x} + t_1 + t_2}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (171)$$

где V_c — емкость скрепера, м^3 ;

k_n — коэффициент наполнения скрепера, зависящий от кусковатости руды, основных размеров и веса скрепера, а также от состояния скреперной дорожки. При скреперовании из очистных забоев $k_n = 0,7—1,0$; при доставке горной массы из горнопроходческих забоев $k_n = 0,5$;

L — длина скреперования, м ;

v_p — скорость движения скрепера при рабочем ходе, $\text{м}/\text{сек}$;

v_x — скорость движения скрепера при холостом ходе, $\text{м}/\text{сек}$;

t_1 — время, затрачиваемое на переключение холостого хода на рабочий, а также загрузку скрепера, сек ($t_1 = 10—20 \text{ сек}$);

t_2 — время, затрачиваемое на переключение рабочего хода на холостой, а также разгрузку скрепера, сек ($t_2 = 10—20 \text{ сек}$).

Для выражения технической производительности скреперной установки в тоннах по формуле (171) результат необходимо умножить на величину объемного веса горной массы в разрыхленном состоянии.

Сменная норма выработки машиниста скреперной установки подсчитывается по формуле

$$H_c = \frac{[t_{см} - (t_{п.з} + t'_{р.п} + t''_{р.п})] P_c}{k_{1отд} 60 + k_{2отд} t'_{вс} P_c}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (172)$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, *мин*;

$t_{п.з}$ — время подготовительно-заключительных операций, *мин* ($t_{п.з} = 30-40$ *мин*);

$t'_{р.п}$ — регламентированное время на личные надобности, *мин* ($t'_{р.п} \approx 10$ *мин*);

$t''_{р.п}$ — время перерывов, связанное с заменой составов вагонеток, *мин* (при скреперовании через полок $t''_{р.п} = 30$ *мин*);

$k_{1отд}$ — коэффициент, учитывающий время отдыха машиниста скреперной лебедки при скреперовании руды; обычно $k_{1отд} = 1,05$;

$k_{2отд}$ — коэффициент, учитывающий время отдыха при выпуске и вторичном дроблении руды; $k_{2отд} = 1,15$;

$t'_{вс}$ — затраты времени на выпуск и вторичное дробление руды, отнесенные к 1 м^3 доставленной горной массы в разрыхленном виде, *мин/м}^3*. В зависимости от крепости руды, способа отбойки ее и кондиции куска $t'_{вс}$ колеблется в пределах 1—4 *мин/м}^3*.

Для конкретных условий работы скреперных установок формула (172) принимает следующий вид:

а) при доставке горной массы из очистных забоев в восстающий

$$H_c = \frac{330 P_c}{1,15 t'_{вс} P_c + 63}, \text{ м}^3/\text{смену}; \quad (173)$$

б) при доставке горной массы из нарезных и подготовительных выработок в восстающий

$$H_c = \frac{310 P_c}{1,15 t'_{вс} P_c + 63}, \text{ м}^3/\text{смену}; \quad (174)$$

в) при доставке горной массы из очистных забоев через полок в вагонетку

$$H_c = \frac{300 P_c}{1,15 t'_{вс} P_c + 63}, \text{ м}^3/\text{смену}; \quad (175)$$

г) при доставке горной массы из нарезных и подготовительных выработок через полок в вагонетку

$$H_c = \frac{280 P_c}{1,15 t'_{вс} P_c + 63}, \text{ м}^3/\text{смену}. \quad (176)$$

Нормы выработки машиниста скреперных установок можно также принимать по справочникам норм для соответствующих рудников или горнорудных районов.

Производительность труда машиниста скреперной установки определяют умножением нормы выработки его на коэффициент перевыполнения нормы [см. формулу (119)].

Мощность электродвигателя определяют по формуле

$$N_{\text{дв}} = \frac{F_p v_p}{102 \eta_{\text{дв}}}, \text{ кВт}, \quad (177)$$

где F_p — сила тяги для рабочего хода скрепера, кГ (см. курс «Рудничный транспорт»);

v_p — скорость движения груженого скрепера, м/сек ;

$\eta_{\text{дв}}$ — механический к. п. д. скреперной установки; $\eta_{\text{дв}} = 0,8-0,85$.

Расход электроэнергии на 1 т руды при скреперной доставке определяют по формуле (130).

Решение второй задачи, как указывалось выше, состоит в определении емкости и геометрических размеров скрепера по заданной производительности скреперной установки. В этом случае емкость скрепера определяется по формуле

$$V_c = \frac{P_c}{i_p k_n}, \text{ м}^3, \quad (178)$$

где P_c — техническая производительность скреперной установки, $\text{м}^3/\text{ч}$;

i_p — количество рейсов скрепера в час;

k_n — коэффициент наполнения скрепера.

Количество рейсов скрепера в час подсчитывают по формуле

$$i_p = \frac{3600}{t}, \quad (179)$$

где t — продолжительность одного цикла движения скрепера, сек ;

$$t = \frac{L}{v_p} + \frac{L}{v_x} + t_1 + t_2, \text{ сек}. \quad (180)$$

Буквенные обозначения этой формулы приведены выше [см. формулу (171)].

Зная емкость скрепера, можно ориентировочно определить его геометрические размеры по формулам¹, приведенным в табл. 35.

Таблица 35

Размеры, м	Гребковый скрепер	Ящичный скрепер
$h_c : B_c : l_c$	1 : 2 : 2,5	1 : 2 : 2
h_c (высота)	$0,85 \sqrt[3]{V_c}$	$0,675 \sqrt[3]{V_c}$
B_c (ширина)	$1,7 \sqrt[3]{V_c}$	$1,35 \sqrt[3]{V_c}$
l_c (длина)	$2,15 \sqrt[3]{V_c}$	$1,35 \sqrt[3]{V_c}$

¹ Справочник по горнорудному делу, т. 2, Госгортехиздат, 1961, стр. 591.

Геометрические размеры скрепера можно также определить по данным технических их характеристик, приведенных в специальной литературе или каталогах.

Стоимость скреперной доставки. Стоимость доставки руды скреперными установками складывается из эксплуатационных затрат и амортизационных отчислений.

Эксплуатационные расходы включают заработную плату рабочих, занятых на обслуживании скреперной установки (машиниста скреперной установки, слесарей по монтажу, демонтажу и ремонту), и стоимость электроэнергии, материалов и запасных частей.

Амортизационные отчисления состоят из амортизации скреперной лебедки, скреперов, блочков и канатов.

Эксплуатационные затраты на 1 *m* доставленной руды из очистного забоя можно определить из выражения

$$\mathcal{E}_c = \frac{C_{м. д} + \mathcal{Z} + C_{рем} + C_э}{T'_c}, \text{ руб/}m, \quad (181)$$

где $C_{м. д}$ — стоимость монтажа и демонтажа скреперной установки в одном очистном забое, руб.;

\mathcal{Z} — заработная плата скреперистов, руб.;

$C_{рем}$ — стоимость текущего ремонта скреперной установки, руб.;

$C_э$ — стоимость израсходованной электроэнергии, руб.;

T'_c — количество руды, доставленной скреперной установкой из одного очистного забоя, *m*.

Стоимость монтажа и демонтажа скреперной установки подсчитывают по формуле

$$C_{м. д} = \sum_1^n C_{см. i} n_{см. i}, \text{ руб.}, \quad (182)$$

где $C_{см. i}$ — сменный заработок слесаря по монтажу и демонтажу скреперной установки и крепильщика по изготовлению рамы для лебедки, руб/смену;

$n_{см. i}$ — число смен, затраченных слесарем на монтаж и демонтаж скреперной установки и крепильщиком на изготовление рамы (определяется по справочникам норм выработки).

Общая сумма заработной платы машиниста скреперной установки определяется по формуле

$$\mathcal{Z} = C_{см. с} n_{см. с}, \text{ руб.}, \quad (183)$$

где $C_{см. с}$ — сменный заработок скрепериста, руб.;

$n_{см. с}$ — число смен, затраченных машинистом скреперной установки на доставку руды из одного очистного забоя.

Стоимость ремонта скреперной установки $C_{рем}$ с учетом заработной платы слесарей и стоимости запасных частей к ней составляет 7—10% в год стоимости скреперной установки, т. е.

$$C_{рем} = (0,07 \div 0,10) C_{yt'}, \text{ руб.}, \quad (184)$$

где C_y — цена скреперной установки, руб.;

t'_y — время работы скреперной установки при доставке указанного количества руды из очистного забоя, лет.

Стоимость электроэнергии при доставке руды из одного очистного забоя определяют путем умножения стоимости 1 *квт · ч* (c_3) электроэнергии на их количество W , т. е.

$$C_3 = c_3 W, \text{ руб.} \quad (185)$$

Расход электроэнергии скреперной установкой за время работы ее в одном очистном забое определяют по формуле

$$W = \frac{N_{дв} n_{см} t_{см} k_{ис}}{\eta_{см}}, \text{ квт} \cdot \text{ч}, \quad (186)$$

где $N_{дв}$ — мощность электродвигателя, *квт*;

$n_{см}$ — продолжительность работы скреперной установки в одном забое, смен;

$t_{см}$ — продолжительность смены, *ч*;

$k_{ис}$ — коэффициент использования скреперной установки во времени; $k_{ис} = 0.6 \div 0.8$;

$\eta_{см}$ — к. п. д. электродвигателя.

Амортизационные отчисления при скреперной доставке руды определяют по формуле

$$a_c = \frac{1}{T_{год}} \left(\frac{Ц_{л}}{t_{л}} + \frac{Ц_c}{t_c} + \frac{Ц_б}{t_б} + \frac{Ц_{кан}}{t_{кан}} \right), \text{ руб/т}, \quad (187)$$

где $T_{год}$ — количество руды, доставленной скреперной установкой за год, *т*;

$Ц_{л}$, $Ц_c$, $Ц_б$, $Ц_{кан}$ — цена соответственно скреперной лебедки, скрепера, блочка и канатов, руб.;

$t_{л}$, t_c , $t_б$, $t_{кан}$ — сроки службы соответственно скреперной лебедки, скрепера, блочка и канатов, лет (по данным практики в среднем они составляют: $t_{л} = 4$; $t_c = 0,2$; $t_б = 0,2$ и $t_{кан} = 0,15$ года).

Полная стоимость скреперной доставки 1 *т* руды составит

$$C_c = \mathcal{E}_c + a_c, \text{ руб.} \quad (188)$$

ПРИМЕР. Рассчитать полную стоимость доставки 1 *т* руды скреперной установкой ЛС-28 для следующих условий: емкость скрепера $V_c = 0,35 \text{ м}^3$; средняя длина скреперования $L = 15 \text{ м}$; скорость движения груженого скрепера $v'_p = 1,2 \text{ м/сек}$, порожнего — $1,6 \text{ м/сек}$; объемный вес руды в разрыхленном состоянии $\gamma'_p = 2,5 \text{ т/м}^3$.

Доставка производится по горизонтальной плоскости непосредственно в восстающий.

Техническая производительность скреперной установки определяется по формуле (171)

$$P_c = \frac{3600 V_c k_B}{\frac{L}{v_p} + \frac{L}{v_x} + t_1 + t_2} = \frac{3600 \cdot 0,35 \cdot 0,85}{\frac{15}{1,2} + \frac{15}{1,6} + 15 + 15} = 20,6 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Производительность скреперной установки в тоннах составит $20,6 \cdot 2,5 = 51,5$ т/ч.

При скреперовании руды в восстающий сменная норма выработки машиниста скреперной установки определяется из выражения (173)

$$H_c = \frac{330 P_c}{1,15 l'_{вс} P_c + 63} = \frac{330 \cdot 20,6}{1,15 \cdot 2 \cdot 20,6 + 63} = 61,5 \text{ м}^3,$$

или в тоннах $61,5 \cdot 2,5 = 154$ т.

Производительность труда машиниста скреперной установки определяется из выражения (119)

$$P_c = k_{пер} H_c = 1,1 \cdot 154 \approx 170 \text{ т/смену},$$

Мощность электродвигателя определяют, как указывалось выше, по формуле (177)

$$N_{дв} = \frac{F_p v_p}{102 \eta_{дв}} = \frac{2020 \cdot 1,2}{102 \cdot 0,85} = 28 \text{ квт}.$$

Здесь сила тяги скреперной установки во время рабочего хода скрепера определяется по формуле

$$F_p = (W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5) k = (520 + 208 + 28,5 + 54 + 743) \cdot 1,3 = 2020 \text{ кг},$$

где W_1 — сопротивление перемещению руды (породы), находящейся в скрепере, возникающее вследствие его тяжести и трения о почву, кг;

$$W_1 = G (\mu \cos \beta \pm \sin \beta) = 743 (0,7 \cdot 1 \pm 0) = 520 \text{ кг};$$

G — вес руды (породы), перемещаемой скрепером, равный в нашем примере

$$G = 1000 V_c \gamma'_p k_H = 1000 \cdot 0,35 \cdot 2,5 \cdot 0,85 = 743 \text{ кг};$$

μ — коэффициент трения, принимаемый для руды равным 0,6—0,8;

β — угол наклона плоскости скреперования к горизонту, град;

W_2 — сопротивление движению скрепера, кг,

$$W_2 = G_0 (\eta_c \cos \beta \pm \sin \beta) = 415 (0,5 \cdot 1 \pm 0) \approx 208 \text{ кг};$$

G_0 — вес скрепера, кг. По технической характеристике гребковых двухсторонних скреперов находим, что собственный вес скрепера типа СГ-20 емкостью 0,35 м³ равен 415 кг;

η_c — коэффициент трения скрепера о почву; $\eta_c = 0,5$;

W_3 — сопротивление от трения о почву выработки,

$$W_3 = f_k (\rho_1 + \rho_2) L = 0,5 (0,95 + 0,95) \cdot 30 = 28,5 \text{ кг},$$

f_k — коэффициент трения каната о почву выработки, принимаемый равным 0,5;

ρ_1 и ρ_2 — вес 1 м соответственно головного и хвостового каната, кг;

L — максимальная длина скреперования, м;

W_4 — сопротивление при огибании канатом подвесных и направляющих блоков, кг,

$$W_4 = (0,05 \div 0,08) S_{наб} = 0,07 \cdot 771,5 = 54 \text{ кг};$$

$S_{наб}$ — натяжение набегающей ветви каната, кг,

$$S_{наб} = W_3 + W_5 = 28,5 + 743 = 771,5 \text{ кг};$$

W_5 — сопротивление руды (породы) при зачерпывании ее скрепером, кг,

$$W_5 = \frac{G a_y}{l'_c} = \frac{743 \cdot 3}{3} = 743 \text{ кг};$$

a_y — удельная работа зачерпывания; $a_y = 1,8 - 5$ кгм/кгГ;

l'_c — длина зачерпывания скрепера; $l'_c = 2,5 - 3,5$ м;

k — коэффициент сопротивлений, вызванных неровностями почвы, трением скрепера об обшивку дорожки; $k = 1,25 - 1,35$.

Таким образом, произведенные расчеты показывают, что принятая лебедка ЛС-28 удовлетворяет требуемым условиям скреперной доставки руды.

Стоимость скреперной доставки, как указывалось выше, состоит из эксплуатационных затрат и амортизационных отчислений.

Эксплуатационные затраты определяют по формуле (181)

$$\mathcal{E}_c = \frac{C_{м. д} + \mathcal{Z} + C_{рем} + C_э}{T'_c} = \frac{25,57 + 2085 + 31,6 + 407}{50\,000} = 0,051 \text{ руб./т}$$

Стоимость монтажа и демонтажа скреперной установки, согласно формуле (182),

$$C_{м. д} = \sum_1^n C_{см} n_{см. i} = 1,5 \cdot 7,10 + 1,5 \cdot 5,97 + 1,0 \cdot 5,97 = 25,57 \text{ руб.}$$

По Справочнику норм выработки¹ находим, что на монтаж и демонтаж скреперной установки с лебедкой СЛ-28 необходимо затратить соответственно 4,8 и 3 человеко-часов, на транспортирование лебедки по поэтажным выработкам вручную (до 50 м) — 5,6 человеко-часов и на подъем лебедки по восстающему (до 30 м) с помощью тягальной лебедки — 3,9 человеко-часов. Тогда общая трудоемкость составит $4,8 + 3 + 5,6 + 3,9 = 17,3$ человеко-часов, или $17,3 : 6 \approx 3$ человеко-смены.

Указанные выше работы выполняет звено слесарей V и VI разрядов в составе 2 человек.

Трудоемкость изготовления рамы под лебедку и установка блочка составляют по 3 человеко-часа, т. е. одна человеко-смена. Эти работы выполняются крепильщиками V разряда.

Общую сумму заработной платы машинистов скреперной установки при доставке из одного очистного забоя 50 000 т руды определяют по формуле (183)

$$\mathcal{Z} = C_{см. с} n_{см. с} = 7,10 \cdot 294 \approx 2085 \text{ руб.}$$

Число смен на доставку этого количества руды составит

$$n_{см. с} = \frac{T'_c}{П_c} = \frac{50\,000}{170} = 294 \text{ человеко-смены.}$$

Стоимость ремонта скреперной установки по формуле (184) равна

$$C_{рем} = 0,08 H_y t'_y = 0,08 \cdot 1234 \cdot 3,32 = 31,6 \text{ руб.}$$

Стоимость электроэнергии составит (185)

$$C_э = c_э W = 0,01 \cdot 40\,700 = 407 \text{ руб}$$

Расход электроэнергии подсчитывают по формуле (186)

$$W = \frac{N_{дв} n_{см} t_{см} k_{ис}}{\eta_{дв}} = \frac{28 \cdot 294 \cdot 6 \cdot 0,7}{0,85} = 40\,700 \text{ квт} \cdot \text{ч.}$$

Амортизационные отчисления определяют из выражения (187)

$$\begin{aligned} a_c &= \frac{1}{T_{год}} \left(\frac{H_{л}}{t_{л}} + \frac{H_c}{t_c} + \frac{H_6}{t_6} + \frac{H_{кан}}{t_{кан}} \right) = \\ &= \frac{1}{156\,000} \left(\frac{1234}{4} + \frac{72}{0,2} + \frac{46}{0,2} + \frac{45}{0,15} \right) \approx 0,008 \text{ руб./т.} \end{aligned}$$

Полная стоимость скреперной доставки 1 т руды по формуле (188) составит

$$C_c = \mathcal{E}_c + a_c = 0,051 + 0,008 = 0,059 \text{ руб.}$$

¹ Справочник по техническому нормированию подземных горных работ. Изд-во «Недра», 1964.

§ 3. КОНВЕЙЕРНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Конвейерная доставка руды при подземной разработке рудных месторождений в настоящее время успешно применяется на многих рудниках. При этом, как показали промышленные исследования, наиболее приемлемыми для доставки крупнокусковых и абразивных руд являются пластинчатые, скребковые и вибрационные конвейеры (рис. 55). Ленточные конвейеры применяются реже и только для доставки мягких руд.

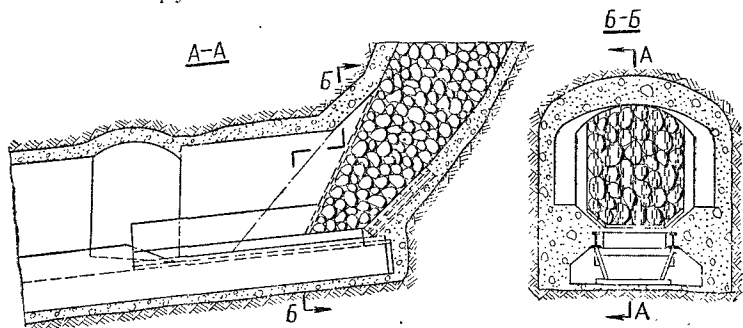


Рис. 55. Схема доставки руды с применением вибропитателя

Отличительной особенностью конвейерной доставки руды является перемещение материала непрерывным потоком с постоянной производительностью, не зависящей от длины транспортирования.

К недостаткам конвейерной доставки относятся: большие капитальные затраты, необходимость прямолинейной установки конвейеров, ограничение угла наклона и большие затраты на монтаж и демонтаж их. В связи с этим конвейерную доставку следует применять при отработке залежей с большими запасами.

В табл. 36 приведены технические характеристики конвейеров, применяемых в отечественной горнорудной промышленности.

Расчет конвейерной доставки. Расчет доставки руды конвейерами включает в себя определение производительности конвейера, площади сечения движущегося потока руды и мощности электродвигателя.

Расчет пластинчатого конвейера. Техническая производительность пластинчатого конвейера определяется по формулам:

а) при пластинчатой ленте без бортов

$$P'_k = 648B_{л}^2 k_i v_{л} \gamma'_p \operatorname{tg}(0,4\varphi), \text{ т/ч}, \quad (189)$$

где $B_{л}$ — ширина пластинчатой ленты (настила), м;

k_i — коэффициент, учитывающий наклон конвейера (значения коэффициента k_i приведены в табл. 37);

$v_{л}$ — скорость движения пластинчатой ленты, м/сек;

γ'_p — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м³;

φ — угол естественного откоса руды, град;

Таблица 36

Показатели	конвейеры				
	пластинчатые		скребковый	вибрационные	
	ПКО	КПР	КР-60	КВС	КВ-2
Производительность, <i>т/ч</i>	200	600	600	250—300	300
Насынный вес транспортируемого материала, <i>т/м³</i>	2,2—2,6	2,2—2,6	2,2—2,6	2,2—2,6	2,2—2,6
Скорость перемещения полотна, <i>м/сек</i>	0,27	0,195	—	—	—
Скорость движения скребковой цепи, <i>м/сек</i>	—	—	0,317	—	—
Частота колебаний в минуту	—	—	—	540—740	500
Ширина полотна (рабочая), <i>мм</i>	500	965	—	—	—
Ширина по скребку, <i>мм</i>	—	—	800	—	—
Ширина желоба, <i>мм</i>	—	—	—	1200	1008
Мощность электродвигателя, <i>квт</i>	28	40	232	10	16
Габариты конвейера, <i>мм</i> :					
длина	30 000	50 576	26 000	10 500	10 000
ширина	930	1380	2000	1200	14 400
высота	400	425	2500	500	1008
Вес конвейера, <i>кг</i>	13 500	34 415	8835,6	2406	1620

Таблица 37

Угол наклона пластинчатого конвейера, <i>град</i>	Коэффициент <i>k_i</i> при пластинчатой ленте	
	конвейер без бортов	конвейер с бортами
До 10	1,00	1,00
10—20	0,90	0,95
Более 20	0,85	0,90

б) при пластинчатой ленте с бортами

$$P_k^* = 900 B_{лв} v_{лр} [B_{лk} k_i \operatorname{tg}(0,4\varphi) + 4hk_n], \text{ м/ч}, \quad (190)$$

где *h* — высота борта, *м*;

k_n — коэффициент наполнения ленты, обычно равный 0,65—0,75.

Производительность машиниста конвейера определяют из выражения

$$П_{м.к} = P_k t_{см} k_{ис}, \text{ м/смену}, \quad (191)$$

где *P_к* — техническая производительность конвейера, *т/ч*;

t_{см} — продолжительность смены, *ч*;

k_{ис} — коэффициент использования конвейера во времени, зависящий от качества дробления руды, физико-механических свойств ее, емкости рудоспусков, организации работ; обычно коэффициент *k_{ис}* колеблется в пределах 0,5—0,7.

Площадь сечения движущегося потока руды определяют из выражений:

при пластинчатой ленте без бортов

$$S_p = 0,18k B_n^2 \operatorname{tg}(0,4\varphi), \text{ м}^2; \quad (192)$$

при пластинчатой ленте с бортами

$$S_p = 0,25k B_n^2 \operatorname{tg}(0,4\varphi) + B_n h k_n, \text{ м}^2. \quad (193)$$

Ширина ленты должна быть проверена по размерам кусков по соотношениям:

для рядовой руды и породы

$$B_n \geq 1,7a_{\max} + 200 \text{ мм}, \quad (194)$$

где a_{\max} — наибольший размер характерного куска руды, мм; для сортированной руды и породы

$$B_n \geq 2,7a_{\max} + 200 \text{ мм}. \quad (195)$$

Мощность электродвигателя пластинчатого конвейера определяют по формуле

$$N_{\text{дв}} = \frac{W_0 v_n}{102 \eta_{\text{дв}}}, \text{ кВт}, \quad (196)$$

где W_0 — общее сопротивление движению пластинчатой ленты, кг;

v_n — скорость движения ленты (настила), м/сек;

$\eta_{\text{дв}}$ — механический к. п. д. двигателя; $\eta_{\text{дв}} = 0,8—0,9$.

Общее сопротивление движению пластинчатой ленты подсчитывают по формуле

$$W_0 = k [(2\rho_n + \rho_p) L \omega' \cos \beta \pm L \rho_p \sin \beta], \text{ кг}, \quad (197)$$

где k — коэффициент, учитывающий сопротивление на концевых звездочках; $k = 1,1$;

ρ_n — вес 1 м пластинчатой ленты, кг;

ρ_p — погонная нагрузка руды на 1 м ленты, кг;

L — длина конвейера, м;

ω' — коэффициент сопротивления движению пластинчатой ленты.

$\omega' = 0,25—0,30$;

β — угол наклона конвейера, град.

Расчет скребкового конвейера. Техническая производительность скребкового конвейера определяется по формуле

$$P_k = 3600 S_{\text{ж}} v_{\text{ц}} \gamma'_p, \text{ т/ч}, \quad (198)$$

где $v_{\text{ц}}$ — скорость движения цепи, м/сек; обычно $v_{\text{ц}} = 0,1—0,5$ м/сек;

$S_{\text{ж}}$ — площадь сечения желоба, м²;

γ'_p — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м³.

Таблица 38

Характеристика транспортируемого груза	Значения коэффициента k_i при угле наклона конвейера, град					
	0	10	20	30	35	40
Легкосыпучий	1,0	0,85	0,65	0,5	—	—
Плохосыпучий	1,0	1,0	0,85	0,75	0,6	0,5

Площадь сечения груза в желобе определяют по формуле

$$S_{\text{ж}} = B_{\text{ж}} h k_{\text{н}} k_i = z h^2 k_{\text{н}} k_i, \text{ м}^2, \quad (199)$$

где $B_{\text{ж}}$ — рабочая ширина желоба, м;

h — рабочая высота желоба, м;

$k_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения желоба;

k_i — коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера (см. табл. 38);

$$z = \frac{B_{\text{ж}}}{h} \quad (z = 2,4 - 4,0).$$

Подставляя значение $S_{\text{ж}}$ в формулу (198), получим выражение для определения производительности скребкового конвейера

$$P_{\text{к.с}} = 3600 z h^2 k_{\text{н}} k_i v_{\text{ц}} \gamma_{\text{р}}, \text{ т/ч}. \quad (200)$$

Производительность машиниста скребкового конвейера подсчитывается по формуле (191).

Рабочая высота желоба определяется по формуле

$$h = \sqrt{\frac{P_{\text{к}}}{3600 z k_{\text{н}} k_i v_{\text{ц}} \gamma_{\text{р}}}}, \text{ м}. \quad (201)$$

Мощность электродвигателя конвейера подсчитывают по формуле

$$N_{\text{дв}} = \frac{W_0 v_{\text{ц}}}{102 \eta_{\text{дв}}}, \text{ кВт}, \quad (202)$$

где W_0 — общее сопротивление движению цепи, кг;

$v_{\text{ц}}$ — скорость движения цепи, м/сек;

$\eta_{\text{дв}}$ — механический к. п. д. электродвигателя.

Общее сопротивление движению цепи определяют из выражения

$$W_0 = kL [2\rho_{\text{ц}} \cos \beta_2 + \rho_{\text{р}} (\cos \beta_1 \pm \sin \beta)] \text{ кг}, \quad (203)$$

где k — коэффициент, учитывающий сопротивление на концевых звездочках;

L — длина конвейера, м;

$\rho_{\text{ц}}$ — вес 1 м цепи со скребками, кг;

$\rho_{\text{р}}$ — вес 1 м транспортируемого материала, кг;

β — угол наклона конвейера, град;

f_2 — коэффициент сопротивления движению цепи в желобе;

$$f_2 = 0,3 - 0,4;$$

f_1 — коэффициент сопротивления движению руды в желобе;

$$f_1 = 0,45 - 0,50.$$

Расход электроэнергии на 1 т руды, доставленной конвейером, определяют по формуле

$$W_{\text{э}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{см}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} P_{\text{мк}}}, \text{ квт} \cdot \text{ч}, \quad (204)$$

где $N_{\text{дв}}$ — мощность электродвигателя, квт;

$t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент использования конвейера во времени;

$\eta_{\text{дв}}$ — механический к. п. д. электродвигателя;

$P_{\text{м.к}}$ — сменная производительность конвейера, т.

Стоимость конвейерной доставки. При определении стоимости конвейерной доставки подсчитывают эксплуатационные затраты, связанные непосредственно с доставкой полезного ископаемого, транспортированием, монтажом и демонтажем конвейера, его содержанием и ремонтом, а также амортизационные отчисления. Методика определения эксплуатационных затрат, амортизационных отчислений и полной стоимости конвейерной доставки 1 т руды аналогична методике определения стоимости скреперной доставки (см. § 2 настоящей главы).

Выбор способа доставки руды производится с помощью технико-экономического сравнения. При этом сравнение ведется по производительности труда, трудоемкости работ и стоимости доставки 1 т руды для одних и тех же условий.

Г Л А В А VIII

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ

При расчете систем разработки рудных месторождений определяют следующие технико-экономические показатели: расход рабочей силы (трудоемкость), производительность труда, расход основных материалов и энергии, себестоимость добычи 1 *t* руды (франко-люк).

Определение этих показателей, как правило, производится на 1 *t* извлекаемых запасов руды. Запасы устанавливаются с учетом потерь и разубоживания руды для каждого вида работ в блоке и в целом по блоку (системе). При этом удобнее всего определять показатели извлечения в таблице, которая называется «Распределение запасов по отдельным элементам и видам работ в блоке» (см. табл. 42, 51, 59, 67, 76, 84 главы X).

Расход рабочей силы определяется по производительности труда для каждой профессии как при проведении выработок, так и при очистной выемке. Этот подсчет производится также в таблице специальной формы (см. табл. 43, 52, 60, 68, 77, 85 главы X).

Расход основных материалов (ВМ, крепежного леса, металлической крепи и др.) и энергии определяется в целом по блоку (системе) на основании произведенных расчетов при проведении подготовительно-нарезных выработок и очистной выемке (см. табл. 44, 53, 61, 69, 78, 86 главы X).

Себестоимость добычи 1 *t* руды (франко-люк) определяется после получения средневзвешенных по блоку (системе) показателей расхода рабочей силы, основных материалов и энергии, количеству необходимых механизмов. Подсчет себестоимости производится в таблице специальной формы (см. табл. 49, 58, 66, 74, 83, 91 главы X).

Ниже приводится методика установления показателей извлечения руды в целом по блоку, определения расхода рабочей силы, основных материалов, энергии и себестоимости 1 *t* руды (франко-люк).

§ 1. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАПАСОВ БЛОКА ПО ЭЛЕМЕНТАМ И ВИДАМ РАБОТ

Распределение запасов руды по элементам и видам работ в блоке производят, как указывалось выше, в специальной таблице, форма которой приведена ниже (см. главу X, табл. 42, 51, 59, 67, 76, 84).

В этой таблице подсчитывают показатели извлечения по выработкам, видам работ и системе в целом, а также удельный вес подготовительных, нарезных и очистных работ. В очистных работах при камерных системах разработки устанавливают также удельный вес камер и целиков.

Заполнять и вести расчеты этой таблицы необходимо только после того, как будет конструктивно оформлена система разработки, выбраны все параметры и способы ведения работ.

В соответствии с классификацией выработок по видам работ все выработки блока делят на подготовительные, нарезные и очистные и заносят в графу 1 таблицы.

По размерам выработок (графы 3, 4, 5, 6 и 7) определяются объем (графы 8, 9) и промышленные запасы руды (графа 11).

При определении промышленных запасов руды следует учитывать все запасы блока по каждому виду работ и при этом только один раз. Например, при системе подэтажных штреков запасы руды в камере, отбиваемые штанговыми шпурами, будут равны запасам камеры за вычетом запасов всех нарезных выработок, пройденных в пределах камеры (подэтажных штреков, отрезного восстающего и др.), запасов отрезной щели и запасов подсечной камеры.

Потери руды по отдельным видам работ и по выработкам (графа 12) принимают по данным практики или же в соответствии с установленными нормативами в зависимости от способов ведения работ. При системах разработки с обрушением и других потери руды могут быть определены расчетным путем. Обычно потери руды бывают только при очистных работах.

Потери руды (графа 13) составят

$$П_{\tau} = \frac{TП}{100}, m, \quad (204)$$

где T — промышленные запасы руды, m ;

$П$ — потери руды, %.

Коэффициент извлечения (графа 14) будет равен

$$\alpha = \frac{100 - П}{100}. \quad (205)$$

Извлекаемый запас руды (графа 16) составит

$$T_{н} = T - П_{\tau} = T\alpha, m. \quad (206)$$

Извлекаемый запас руды в % от промышленного запаса (графа 15) определяют из отношения $\frac{T_{н}}{T} \cdot 100$.

Средневзвешенные потери руды по видам работ или по блоку составят

$$P_o = \frac{\sum_i P_r}{\sum T} \cdot 100, \% \quad (207)$$

где $\sum P_r$ — суммарные потери руды в тоннах по видам работ или по блоку;

$\sum T$ — промышленные запасы по виду работ или по блоку, m .

Коэффициент разубоживания R (графа 21) или же коэффициент снижения качества $p - q$ (графа 20) по выработкам принимаются по данным практики или в соответствии с установленными нормативами по каждой выработке. Коэффициент разубоживания R может быть определен расчетным путем по формуле

$$R = \frac{p - q}{p - r} \cdot 100, \% \quad (208)$$

где p — содержание металла в рудном массиве, %;

q — содержание металла в добытой руде, %;

r — содержание металла во вмещающих породах, %.

При известном коэффициенте разубоживания R содержание металла в добытой руде q (графа 18) в процентах определится

$$q = p - \frac{(p - r)R}{100}, \% \quad (209)$$

При известном (рассчитанном или принятом) коэффициенте разубоживания R видимое извлечение в тоннах T_o по выработкам и видам работ (графа 23) определяется по формуле

$$T_o = \frac{T_a}{1 - R}, m \quad (210)$$

Здесь значение коэффициента R дается в долях единицы.

Процент видимого извлечения из выработок или по виду работ к видимому извлечению руды из блока в целом (графа 25) определяют из соотношения

$$\frac{T_o}{T_{o_{\text{бл}}}} \cdot 100, \%$$

где T_o — видимое извлечение руды из выработки или по виду работ, m ;

$T_{o_{\text{бл}}}$ — видимое извлечение руды в целом из блока, m .

Количество пород, разубоживающих руду, по выработкам и видам работ (графа 22) определяют по формуле

$$D = T_o R, m \quad (211)$$

Средневзвешенный коэффициент разубоживания по подготовительным, нарезным и очистным работам, а также по блоку в целом составит

$$R = \frac{\sum D}{\sum T_o} \quad (212)$$

где ΣD — суммарное количество пород по видам работ или по блоку (графа 22), m ;

ΣT_0 — суммарное видимое извлечение по видам работ или по блоку (графа 23), m .

Зная средневзвешенный коэффициент разубоживания, легко определить содержание металла в добытой рудной массе (графа 18) и снижение качества руды (графа 20) по видам работ или по блоку.

Данные граф 23 и 25 переносятся в таблицы определения расхода рабочей силы, основных материалов и энергии.

§ 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПО РАБОЧЕЙ СИЛЕ

Технико-экономические показатели по рабочей силе (производительность труда рабочих) определяют по форме, представленной в таблицах 43, 52, 60, 68, 77, 85. Каждая из этих таблиц является продолжением таблицы распределения запасов блока по элементам и видам работ и составляется отдельно для удобства пользования ею.

В графы 1, 2, 3, заносятся все виды работ по системе разработки и видимое извлечение в полном соответствии с аналогичными графами 1, 23, 25 таблиц распределения запасов руды в блоке (см. табл. 42, 51, 59, 67, 76, 84). В остальных графах указываются рабочие всех профессий, участвующие в выполнении всех видов работ: бурильщики, их помощники, машинисты погрузочных машин, конвейеров, скреперных установок, грохотчики, крепильщики, взрывники и т. д. При этом на каждую профессию отводится две, реже три графы. Первая графа каждой профессии — производительность труда в m или m^3 в смену; вторая — расход человеко-смен на 1 m и третья — общее число человеко-смен. В большинстве случаев пользуются только двумя графами — первой и третьей. Число человеко-смен на 1 m является величиной обратной производительности, и ее можно не указывать.

Данные о производительности труда каждой профессии рабочих и по всем видам работ заносятся в таблицу на основании расчетов по этим видам работ (проведение выработок, оформление подсеки, отрезной щели и т. д.) или же на основании укрупненных достоверных данных практики в аналогичных условиях.

Расход рабочей силы по каждой профессии в человеко-сменах на выполнение отдельных видов работ определяют путем деления видимого извлечения T_{0i} на производительность труда рабочего этой профессии P_i (см. графу 2 каждой профессии)

$$r_i = \frac{T_{0i}}{P_i}, \text{ чел.-смен.} \quad (213)$$

Следует заметить, что при расчетах значения r_i необходимо округлять в большую сторону до целого числа смен.

Средневзвешенная производительность труда рабочего любой профессии на подготовительных работах определяется из выражения

$$P_{i_n} = \frac{\sum T_{o_n}}{\sum r_{i_n}}, \text{ м/смену}, \quad (214)$$

где $\sum T_{o_n}$ — суммарное видимое извлечение руды по подготовительным работам, m ;

$\sum r_{i_n}$ — общее число человеко-смен на выполнение подготовительных работ.

Необходимо особо указать на учет полевых подготовительных работ, которые не дают видимого извлечения руды, но требуют затрат труда, материалов, энергии. Эти затраты суммируются с затратами на выполнение работ по руде и общие затраты относятся только к извлеченной рудной массе из подготовительных или других работ.

Средневзвешенная производительность труда рабочего каждой профессии по нарезным, очистным работам и в целом по блоку определяется по формулам:

$$P_{i_n} = \frac{\sum T_{o_n}}{\sum r_{i_n}}, \text{ м/смену}; \quad (215)$$

$$P_{i_{oc}} = \frac{\sum T_{o_{oc}}}{\sum r_{i_{oc}}}, \text{ м/смену}; \quad (216)$$

$$P_{i_{бл}} = \frac{T_{o_{бл}}}{\sum r_{i_{бл}}}, \text{ м/смену}, \quad (217)$$

где $\sum T_{o_n}$, $\sum T_{o_{oc}}$, $T_{o_{бл}}$ — соответственно суммарное извлечение руды из нарезных, очистных работ и в целом из блока, m ;

$\sum r_{i_n}$, $\sum r_{i_{oc}}$, $\sum r_{i_{бл}}$ — соответственно суммарное число человеко-смен каждой профессии по нарезным, очистным работам и в целом по блоку.

Если двое или более рабочих обслуживают один механизм (например, машинист погрузочной машины и его помощник, буровой мастер и его помощник и др.), производительность труда каждого из них будет одинаковой и равна производительности механизма. Поясним это примером. При скорости бурения глубоких скважин, равной 10 м/смену , и при выходе руды с 1 м скважины, равном 23 т , производительность труда бурового мастера составит $10 \times 23 = 230 \text{ м/смену}$, производительность труда помощника бурового мастера составит также 230 м/смену .

Трудоемкость работ по каждой профессии на 1 т добытой руды из блока является величиной, обратной производительности труда рабочего, и определяется из выражения

$$r_{i_{бл}} = \frac{1}{P_{i_{бл}}}, \text{ чел.-смен.} \quad (218)$$

Производительность труда рабочего по блоку (или по системе в целом) определяют из выражения

$$P_{с.р} = \frac{T_{обл}}{\sum r_{бл}}, \text{ т/смену}, \quad (219)$$

где $T_{обл}$ — видимое извлечение руды из блока, т;

$\sum r_{бл}$ — общее число человеко-смен, затраченных на подготовку, нарезку и отработку блока.

Аналогично определяется производительность труда рабочего (т/смену) по каждому виду работ в блоке:

$$P_{п} = \frac{\sum T_{оп}}{\sum r_{п}}; \quad (220)$$

$$P_{н} = \frac{\sum T_{ен}}{\sum r_{н}}; \quad (221)$$

$$P_{оч} = \frac{\sum T_{оч}}{\sum r_{оч}}, \quad (222)$$

где $\sum T_{ор}$, $\sum T_{он}$ и $\sum T_{оч}$ — соответственно суммарное извлечение руды из подготовительных, нарезных и очистных работ, т;

$\sum r_{п}$, $\sum r_{н}$ и $\sum r_{оч}$ — соответственно общее число человеко-смен, затраченных на подготовку, нарезку и очистную выемку.

Одним из показателей, характеризующих систему разработки, является производительность забоя по подготовке, нарезке и очистной выемке. Она определяет количество руды, которое может быть добыто в смену соответственно из подготовительного, нарезного и очистного забоев.

Производительность забоя зависит от принятой организации работ, используемого оборудования и физико-механических свойств руды и вмещающих пород.

При проведении подготовительных и нарезных выработок производительность каждого забоя определяется в зависимости от числа выполняемых в смену (в сутки) циклов и количества отбиваемой руды (породы) за один цикл. Если цикл выполняется за одну смену, производительность забоя будет равна количеству отбиваемой за уход горной массы. В том случае, когда цикл выполняется в течение двух-трех смен, производительность забоя определяется путем деления количества отбиваемой за цикл руды (породы) на число смен, необходимых для выполнения цикла.

При очистных работах производительность забоя определяется сменной производительностью погрузочно-доставочных механизмов (скреперной установки, конвейера, погрузочной машины и др.) или бурильщика (бурового мастера). В тех случаях, когда производитель-

ность труда бурильщика (бурового мастера) больше производительности погрузочно-доставочного механизма, последняя принимается за производительность забоя. Если производительность труда бурильщика (бурового мастера) меньше производительности погрузочно-доставочного механизма, производительность забоя принимается равной производительности труда бурильщика (бурового мастера) при условии, что в забое работает один бурильщик. Когда в забое работают два и более бурильщиков, тогда производительность забоя определяется производительностью погрузочно-доставочного механизма.

Так, при подсечке рудного массива штанговыми шпурами производительность труда бурильщика равна 130 *т/смену*, а машиниста скреперной установки — 160 *т/смену*. Если на подсечке работает только один бурильщик, то производительность забоя составит 130 *т/смену*. Если же в одном забое на подсечке работают два бурильщика, производительность забоя равна 160 *т/смену*.

Показатели производительности отдельных забоев по подготовке, нарезке и очистной выемке заносятся в первую вертикальную графу общей графы «Производительность забоя» (см. табл. 43, 52, 60, 68, 77, 85). Затем по производительности забоев определяют число смен, необходимых на проведение каждой выработки или отработку части блока, и заносят их во вторую вертикальную графу общей графы.

Средневзвешенная производительность забоя (*т/смену*) по каждому виду работ определяется по формулам:

$$P_{з.п} = \frac{\sum T_{оп}}{\sum r_{з.п}}; \quad (223)$$

$$P_{з.н} = \frac{\sum T_{он}}{\sum r_{з.н}}; \quad (224)$$

$$P_{з.оч} = \frac{\sum T_{ооч}}{\sum r_{з.оч}}; \quad (225)$$

где $\sum T_{оп}$, $\sum T_{он}$, $\sum T_{ооч}$ — соответственно суммарное извлечение руды из подготовительных, нарезных и очистных работ, *т*;

$\sum r_{з.п}$, $\sum r_{з.н}$, $\sum r_{з.оч}$ — соответственно суммарное число смен, необходимых для проведения всех подготовительных и нарезных выработок, на доставку отбитой руды.

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА ОСНОВНЫХ МАТЕРИАЛОВ И ЭНЕРГИИ

Расход основных материалов и энергии по видам работ и блоку (системе) в целом определяют в таблице, форма которой представлена ниже (см. табл. 44, 53, 61, 69, 78, 86). В этой таблице графы 1, 2, 3, полностью соответствуют графам 1, 2, 3 таблиц определения пока-

зателей по рабочей силе и графам 1, 23, 25 таблиц распределения запасов блока.

Число остальных граф определяется числом наименований расходуемых основных материалов и энергии.

Обычно расходуются следующие основные материалы: взрывчатые вещества, капсули-детонаторы, электродетонаторы, огнепроводный шнур, детонирующий шнур, взрывной провод, лесные крепежные материалы, пиломатериалы, металлическая крепь, штапговая крепь, сетка для крепления и настилки «мата», люковые устройства, стальные канаты для скреперных установок, транспортные цепи или ленты, буровая сталь, твердые сплавы, закладочный материал и др. Из видов энергии учитывается расход электроэнергии и сжатого воздуха.

Удельный расход каждого материала, а также энергии по выработке или виду работ определяется при расчете проведения выработки, производства подсечки, выемки камеры и т. д. Методика их определения изложена в соответствующих главах настоящей работы.

Удельные расходы могут также приниматься по укрупненным показателям или по данным практики передовых предприятий.

Расход некоторых материалов по каждому виду работ определить затруднительно из-за недостатка данных. Это относится, например, к буровой стали, твердым сплавам и др. Их расход можно принимать по данным практики в целом по системе разработки (по блоку).

Удельный расход материалов и энергии по каждой выработке или виду работ заносится в первую вертикальную графу общей графы расхода соответствующего материала (энергии). Общий расход материала или энергии определяют путем умножения удельного расхода материала (энергии) на видимое извлечение руды из соответствующих выработок или вида работ (см. вторую вертикальную графу общей графы расхода каждого материала или энергии).

Средневзвешенный удельный расход материалов и энергии по видам работ и блоку в целом определяют по формулам:

$$q_{i_{п}} = \frac{\sum Q_{i_{п}}}{\sum T_{о_{п}}}; \quad (226)$$

$$q_{i_{н}} = \frac{\sum Q_{i_{н}}}{\sum T_{о_{н}}}; \quad (227)$$

$$q_{i_{оч}} = \frac{\sum Q_{i_{оч}}}{\sum T_{о_{оч}}}; \quad (228)$$

$$q_{i_{бл}} = \frac{\sum Q_{i_{бл}}}{\sum T_{о_{бл}}}; \quad (229)$$

где $q_{i_{п}}$, $q_{i_{н}}$, $q_{i_{оч}}$ и $q_{i_{бл}}$ — соответственно удельный расход любого материала (энергии) по подготовительным, нарезным, очистным работам и в целом по блоку (системе), *единица/т*;

ΣQ_{i_n} , ΣQ_{i_n} , $\Sigma Q_{i_{оч}}$ и $\Sigma Q_{i_{бл}}$ — суммарный расход каждого материала (энергии) соответственно по подготовительным, нарезным, очистным работам и в целом по блоку, единиц;

ΣT_{o_n} , ΣT_{o_n} , $\Sigma T_{o_{оч}}$ и $T_{o_{бл}}$ — соответственно видимое извлечение руды из подготовительных, нарезных, очистных выработок и в целом из блока, m .

Так, удельный расход взрывчатых веществ в целом по блоку, отрабатываемому системой поэтажных штреков (см. табл. 53), составляет

$$q_{ВВ_{бл}} = \frac{\Sigma Q_{ВВ_{бл}}}{T_{o_{бл}}} = \frac{64\ 607}{205\ 800} = 0,315 \text{ кг}/m.$$

При определении общих расходов материалов по видам работ и по блоку оценку полученных результатов следует давать в соответствии с точностью определения исходных данных извлекаемых запасов руды и удельных расходов материалов.

При определении расхода ВМ по очистным работам следует учитывать затраты как на первичную отбойку, так и на вторичное дробление.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СЕБЕСТОИМОСТИ 1 m РУДЫ ПО СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ (ФРАНКО-ЛЮК)

Себестоимость 1 m руды (франко-люк) является важным показателем, характеризующим экономическую эффективность системы разработки. Она включает в себя затраты, связанные с подготовкой и нарезкой блока и очистной выемкой руды: заработную плату рабочих, стоимость материалов, энергии, а также амортизационные отчисления стоимости забойного технологического оборудования. Основанием для ее определения являются средневзвешенные показатели по расходу рабочей силы, расходу материалов и энергии на 1 m добытой руды, количество механизмов и нормы амортизационных отчислений с них.

Определение заработной платы рабочих на 1 m добытой руды производят по таблице специальной формы (см. табл. 45, 54, 62, 70, 79, 87) путем умножения полной сменной зарплаты (графа 4) рабочих каждой профессии на расход их человеко-смен на 1 m руды (графа 5). Полученный результат заносят в графу 6. При этом полная сменная зарплата рабочих, как указывалось выше, подсчитывается в зависимости от тарифного разряда, тарифной дневной ставки, процента выполнения нормы выработки и премии, устанавливаемой в соответствии с положением для каждого горнорудного района.

Доплата за работу в ночное время, за руководство бригадами и т. д. учитывается дополнительной надбавкой, которая принимается равной 12—14% от основной зарплаты.

Начисления на заработную плату в процентах от суммы основной и дополнительной зарплаты принимают в следующих размерах: для

предприятий железорудной промышленности — 7,9%; для предприятий меднорудной промышленности — 8,3%.

Выслугу лет для рабочих можно принимать в размере 10% от суммы основной зарплаты.

Стоимость материалов, расходуемых на 1 *т* добытой руды, определяют на основании средневзвешенных значений расхода материалов по блоку и единичных стоимостей их (см. графы 3, 4, табл. 46, 55, 63, 71, 80, 88). Единичные стоимости материалов принимаются по действующим ценникам и прейскурантам с учетом транспортных и складских расходов, которые могут приниматься соответственно равными 4,5 и 1,2%, или по данным горнорудных предприятий (без надбавки на транспортирование и складские расходы).

Стоимость неучтенных материалов можно принимать равной 3—5% от стоимости основных.

Аналогичным образом определяют стоимость сжатого воздуха и электроэнергии, расходуемых на 1 *т* добытой руды (см. табл. 47, 56, 64, 72, 81, 89). Стоимость 1 *м*³ сжатого воздуха и 1 *квт*·ч электроэнергии принимают по данным практики соответствующих рудников. Кроме того, стоимость электроэнергии на руднике можно подсчитать по установленной мощности электродвигателей, затратам по содержанию электроподстанций (зарплата обслуживающего персонала, амортизация оборудования и др.) и по фактическому потреблению электроэнергии.

Стоимость сжатого воздуха можно также определить расчетным путем, зная эксплуатационные затраты по компрессорной станции, амортизационные отчисления с оборудования, стоимость 1 *квт*·ч электроэнергии, фактический расход ее и потребляемое количество сжатого воздуха.

Амортизационные отчисления с забойного оборудования на 1 *т* добытой руды определяют по специальной таблице, форма которой приведена ниже (см. табл. 48, 60, 65, 73, 82, 90, главы X). В этой таблице указываются: количество задолженного забойного оборудования (графы 1, 2), первоначальная стоимость его (графы 4 и 5), норма амортизационных отчислений в год (графа 5) и время работы оборудования в блоке (графа 7).

Количество задалживаемого оборудования устанавливают в зависимости от принятой системы разработки, ее варианта и числа одновременно действующих забоев в блоке с учетом резерва.

Первоначальная стоимость оборудования состоит из оптовой (заводской) цены, затрат на монтаж, транспортных и складских расходов. Затраты на монтаж, транспортные и складские расходы принимают соответственно равными 8—10, 3—5 и 1—1,5% заводской цены оборудования. Стоимость оборудования, которая уже включает в себя указанные выше затраты, можно также принимать по данным рудников. При расчетах систем разработки стоимость неучтенного оборудования принимается в размере 3—5%, а стоимость запасных частей — 3—4% стоимости основного оборудования.

Затраты на текущий ремонт и содержание оборудования составляют в среднем 7% стоимости основного оборудования.

Процент амортизационных отчислений для каждого вида оборудования принимают по действующим нормам. В настоящее время действуют нормы, введенные Госпланом СССР с 1 января 1963 г.

Продолжительность работы забойного оборудования в блоке устанавливают в соответствии с календарным планом подготовки, нарезки и отработки блока. Методика составления такого календарного плана приведена в главе IX.

Амортизационные отчисления с каждого вида оборудования (перфораторы, скреперные установки, буровые станки и др.) определяют по формуле

$$a_i = \frac{C_i H_{a_i} t_i}{100}, \text{ руб.}, \quad (230)$$

где C_i — первоначальная стоимость каждого вида оборудования, руб.;

H_{a_i} — норма годовых амортизационных отчислений с каждого вида оборудования, %;

t_i — продолжительность работы забойного оборудования в блоке, лет.

Подсчитанные по формуле (230) значения амортизационных отчислений заносят в графу 7 таблицы.

Амортизационные отчисления на 1 m добытой руды подсчитывают по формуле

$$a = \frac{\sum a_i}{T_0}, \text{ руб/}m, \quad (231)$$

где T_0 — видимое извлечение руды, m .

Себестоимость 1 m добытой руды (франко-люк), как указывалось выше, определяется суммой затрат по заработной плате рабочих, основным материалам, энергии, амортизационным отчислениям с забойного оборудования и расходам по текущему ремонту и содержанию его.

Подсчет себестоимости 1 m руды производят по специальной таблице, форма которой приведена ниже (см. табл. 49, 58, 66, 74, 83, 91 главы X).

КАЛЕНДАРНОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ

Основой успешной работы горнорудного предприятия является календарное планирование разработки месторождения, которое производится как при проектировании, так и в период его эксплуатации.

При проектировании календарный план позволяет определить очередность и сроки начала и окончания различных работ, выявить необходимое число блоков (забоев), находящихся в отработке, установить опережение подготовительных работ над очистными и др.

В период эксплуатации месторождения календарный план горных работ даст возможность планировать объемы работ и последовательность их выполнения. Этот план должен удовлетворять следующим требованиям:

1) подготовка рудника (шахты) или горизонта к эксплуатации и развитие горных работ должно осуществляться в заданные сроки;

2) проведение выработок в необходимой последовательности, причем, где это возможно и целесообразно для сокращения общего срока подготовки рудника к эксплуатации, выполнение подготовительных работ следует планировать параллельно;

3) правильная очередность разработки рудных залежей, участков, и блоков;

4) равномерное по возможности качество добываемой рудной массы;

5) соблюдать опережение подготовительных работ, которое необходимо во все периоды времени отработки месторождения, чтобы поддерживать установленный для данных условий сбъем подготовленных запасов.

Календарное планирование разработки месторождения включает в себя составление календарных планов на вскрытие, подготовку и развитие очистных работ на горизонтах и в блоках.

Для обеспечения ритмичной работы шахты в период эксплуатации месторождения работы по вскрытию, подготовке и очистной выемке находятся в определенной связи. Эта связь в основном определяется

временем и сроками начала и окончания горных работ и при нормальной работе шахты должна удовлетворять условию

$$t_o = k_o t_{в.п}, \text{ лет,} \quad (232)$$

где t_o — продолжительность отработки горизонта (этажа), лет;
 k_o — коэффициент опережения, выражающий опережение работ по вскрытию и подготовке по отношению к очистной выемке ($k_o = 1,2 \div 2,0$);

$t_{в.п}$ — время вскрытия и подготовки нового горизонта (этажа), лет.

Поэтому за время отработки запасов данного горизонта должны быть подготовлены к эксплуатации запасы нижележащего горизонта с учетом некоторого резерва во времени. Это положение характеризует идеальную отработку этажей с постоянной и равномерной добычей полезного ископаемого в течение всего периода разработки при обеспечении заданной годовой производительности рудника.

Однако на практике добыча руды на горизонте происходит неравномерно — с нарастанием в первом периоде эксплуатации этажа и затуханием во втором. Как показывает практика рудников, период отработки этажа в зависимости от его запасов обычно длится 3—4 года, реже 5—6 лет.

На крупных рудниках наиболее интенсивно отрабатываются запасы этажа в первые два-три года. Так, на рудниках Криворожского бассейна и в других горнорудных районах в этот период отработывается примерно половина запасов этажа. В последующие годы происходит уменьшение добычи руды на горизонте, что объясняется сокращением запасов и снижением ее качества. Это может привести к невыполнению плана как по добыче, так и по качеству руды с данного горизонта. Поэтому к этому моменту возникает необходимость перехода очистных работ на новый горизонт. При этом необходимо, чтобы на новом горизонте были закончены все горнокапитальные работы (включая углубку ствола до следующего горизонта) и пройдены подготовительные и нарезные выработки в достаточном для выполнения плана количестве.

Таким образом, срок перехода очистных работ на новый горизонт определяется количеством запасов руды на эксплуатационном горизонте.

Запасы руды в этаже определяют в основном методом горизонтальных или вертикальных параллельных сечений по формуле

$$T_э = \sum S_{i_{cp}} h_i \gamma_{ip}, \quad (233)$$

где $S_{i_{cp}}$ — средняя рудная площадь любого параллельного слоя, m^2 ;
 h_i — толщина (высота) любого параллельного слоя руды, m ;
 γ_{ip} — объемный вес руды в слое, t/m^3 .

Видимое извлечение руды из этажа составляет

$$T_{вз} = T_э \left[1 - \frac{\alpha_э}{R_э} \right], m, \quad (234)$$

где α_s — коэффициент извлечения руды из этажа;

R_s — коэффициент разубоживания руды при отработке запасов этажа.

Годовую производительность рудника можно определить по формуле чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова

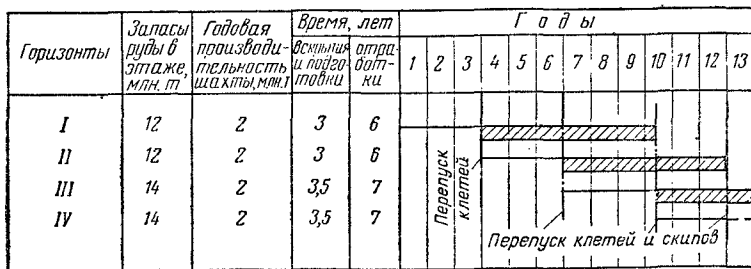
$$A = S_m v_m \gamma_r \frac{\alpha_m}{1 - R_m}, \text{ м/год}, \quad (235)$$

где S_m — средняя рудная площадь месторождения, м^2 ;

v_m — годовое понижение уровня очистных работ по месторождению в целом, м ;

γ_r — объемный вес руды, т/м^3 ;

α_m и R_m — соответственно коэффициенты извлечения и разубоживания руды при отработке месторождения.



Условные обозначения:

— вскрытие и подготовка запасов горизонта отработка запасов горизонта

Рис. 56. График календарного плана вскрытия, подготовки и отработки месторождения

Зная извлекаемые запасы руды из этажа и величину годовой производительности рудника, можно определить общую продолжительность отработки запасов этажа и срок перехода на новый горизонт, а также время вскрытия и подготовки нижележащего горизонта.

Календарный график вскрытия, подготовки и отработки горизонтов показан на рис. 56.

Указанный график составлен применительно к условиям, когда извлекаемые запасы руды из этажа равны 12—14 млн. т, средняя годовая производительность рудника составляет 2 млн. т, а коэффициент опережения вскрытия и подготовки по отношению к очистным работам равен 2.

Как видно из таблицы-графика, при этих условиях переход на новый горизонт осуществляется после отработки примерно половины запасов руды эксплуатационного горизонта.

Календарные графики вскрытия, подготовки и отработки горизонтов при других горнотехнических условиях будут отличаться от приведенного удельным весом добычи руды с горизонта по годам, а следовательно, и продолжительностью вскрытия, подготовки и отработки этажа.

§ 1. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ НОВОГО ГОРИЗОНТА

При составлении календарного плана вскрытия и подготовки нового горизонта исходят из объема горных работ, необходимого срока окончания подготовки горизонта и достигнутых скоростей проведения капитальных и подготовительных выработок.

Общая продолжительность вскрытия и подготовки нового горизонта зависит как от продолжительности проведения отдельных выработок, так и от выработок, находящихся в одновременной проходке. Число выработок, которые проходятся одновременно, ограничивается возможностями клетового подъема рудника.

Для составления календарного плана вскрытия и подготовки горизонта необходимы следующие данные: 1) планы и разрезы месторождения с разбивкой на этажи и блоки; 2) схемы вскрытия и подготовки месторождения; 3) объемы работ по вскрытию и подготовке нового горизонта; 4) принятый порядок отработки запасов этажа; 5) необходимый срок ввода в эксплуатацию нового горизонта; 6) достигнутые скорости проведения горных выработок; 7) возможности клетового подъема рудника по выдаче пустых пород на поверхность.

При составлении календарного плана следует учитывать, что общая продолжительность вскрытия и подготовки нового горизонта в основном зависит от времени углубки ствола шахты, проведения квершлага и полсовых откаточных штреков или только от времени проведения квершлага и откаточных штреков, если углубка ствола опережает на один этаж. Остальные горные выработки, необходимые для ввода в эксплуатацию нового горизонта (вентиляционные стволы шахты, камерные выработки, орты-заезды и др.), проводят по возможности параллельно с ними.

Для равномерного ведения проходческих работ на горизонте и обеспечения установленного срока их окончания желательно, чтобы объемы горнокапитальных работ в отдельные периоды времени были примерно одинаковы и не превышали возможностей клетового подъема рудника по выдаче пустых пород.

Обычно расчет календарного плана вскрытия и подготовки горизонта представляют в форме таблицы-графика (рис. 57).

В графе 1 указывают перечень всех выработок, необходимых для вскрытия и подготовки нового горизонта. В графы 2, 3, 4, 5 и 6 заносят соответственно площадь сечения этих выработок, их длину (по породе и по руде) и объемы горной массы, получаемые при проведении их. Скорость проведения каждой выработки (принимается по данным практики или определяется расчетным путем) указывают в графе 7, а в графе 8 — продолжительность ее проведения. Последняя получается делением длины (объема) выработки на среднюю месячную скорость проведения.

При составлении календарного плана последовательность проведения капитальных и подготовительных выработок устанавливают с учетом обеспечения нормального развития горных работ на горизонте

Измещение выработки и тереции	Линия сече- ния	Длина, м		Объем, м ³		Средняя ско- рость продвижения лент (м/мес)	Продолжитель- ность работ (мес)	Периоды времени											
		по выработке		по работам				1 год			2 год			3 год			4 год		
		м	м	м ³	м ³			И	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV
Увеличение выработки столба	4,4	80	-	3520	-	10,0	8,0	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV
Продвижение верхней лаги	11,2	600	-	103200	-	58,0	12,0												
Увеличение выработки цилиндрического столба	19,6	80	-	1570	-	10,0	8,0												
То же, Сельварного столба	19,6	80	-	1570	-	10,0	8,0												
Продвижение нижней лаги лопастного криволинейного	10,2	550	-	5600	-	50,0	11,0												
То же, Сельварного криволинейного	10,2	550	-	5600	-	50,0	11,0												
Продвижение лопастного торцевого шпанделя	12,2	1000	-	12200	-	70	14,3												
То же, Сельварного шпанделя	12,2	800	-	9800	-	70	11,4												
Продвижение выработки поверхности в откаточном поясе	-	-	-	101000	-	500	20,0												
То же, на горизонте	-	-	-	5100	-	300	10,0												
Продвижение ортобазальтового проходки выработки на выработках	12,2	600	1200	7320	14650	70	26,0												
Продвижение прочих выработок	3,0	720	-	2160	-	40	18,0												
	-	600	-	6000	-	50	12,0												
								Срок выработки в эксплуатационном состоянии											

Итого 810640 14650

Стволы 24,0
Горизонтальных выработок 4700 1200
Вертикальных выработок 720
Камерных выработок 15000

Рис. 57. Примерный график вскрытия и подготовки горизонта

(водоотлив, вентиляция и др.) и возможностей клетевого подъема по выдаче пустых пород.

Приведенный на рис. 57 примерный график вскрытия и подготовки горизонта составлен для следующих горнотехнических условий: крутонападающее (60°) рудное месторождение мощностью 30—40 м и длиной 1800 м; глубина разработки 700—800 м; производительность рудника 2—2,5 млн. *t* в год. График составлен для случая, когда углубка ствола, проведение квершлага и откаточных штреков выполняются последовательно. По графику продолжительность вскрытия и подготовки горизонта составляет 3,5 года.

§ 2. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН ОТРАБОТКИ ЭТАЖА

Исходными данными при составлении календарного плана отработки этажа являются: годовая производительность рудника, запасы этажа и распределение их по отдельным блокам; системы разработки и производительность забоев по видам работ; число одновременно действующих блоков по каждой системе разработки и число забоев в них.

Для составления календарного плана отработки шахтного поля необходимо иметь следующие графические материалы: вертикальную проекцию по простиранию; поперечные разрезы, планы основных горизонтов и подэтажей. На этих материалах должны быть обозначены блоки, последовательность их выемки и системы разработки.

Годовая производительность шахты, как указывалось выше, определяется по формуле (235). Зная годовую производительность шахты, определяют месячную, суточную и сменную производительность в зависимости от принятой организации труда.

Удельный вес принятых систем разработки в годовой производительности шахты (этажа) определяется горногеологическими условиями данного месторождения, состоянием очистных работ в этаже и порядком очистной выемки.

Сменная производительность каждой системы разработки по руднику в целом может быть определена по формуле

$$A_c = A_{\gamma_c}, \text{ т/смену}, \quad (236)$$

где A — сменная производительность рудника, *t*;

γ_c — удельный вес каждой системы разработки в добыче руды, доли единицы.

Удельный вес системы разработки подсчитывают из выражения

$$\gamma_c = \frac{S_c}{S_m}, \quad (237)$$

где S_c — рудная площадь этажа, находящаяся в разработке данной системой, m^2 ;

S_m — рудная площадь всего месторождения, m^2 .

После определения сменной производительности каждой системы разработки по руднику в целом подсчитывают число одновременно

действующих забоев (блоков), находящихся в подготовке, нарезке и очистной выемке. Этот подсчет производят по формулам проф. А. И. Стешенко.

Число одновременно действующих на руднике забоев по каждой системе разработки составляет:

в подготовке

$$N_{п} = \frac{\beta_{п} A_c}{100\Pi_{з. п}}; \quad (238)$$

в нарезке

$$N_{п} = \frac{\beta_{н} A_c}{100\Pi_{з. н}}; \quad (239)$$

в очистной выемке

$$N_{оч} = \frac{\beta_{оч} A_c}{100\Pi_{з. оч}}, \quad (240)$$

где $\beta_{п}$, $\beta_{н}$, $\beta_{оч}$ — соответственно удельный вес подготовительных, нарезных и очистных работ в сменной добыче руды каждой системы разработки, %;

A_c — сменная производительность системы по руднику, t ;

$\Pi_{з. п}$, $\Pi_{з. н}$, $\Pi_{з. оч}$ — соответственно производительность подготовительного, нарезного и очистного забоя, $t/смену$.

Формулу (240) применяют для определения числа одновременно действующих очистных забоев при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород (одностадийная выемка). В случае применения систем разработки с многостадийной выемкой (камерные, с магазинированием руды, комбинированные и др.) возникает необходимость определять число очистных забоев по отдельным элементам и стадиям работ в блоке.

В зависимости от применяемой системы разработки число одновременно действующих очистных забоев определяют по формулам:

1) для камерных и комбинированных систем разработки: при выемке камер

$$N_{оч. к} = \frac{\beta_{оч. к} A_c}{100\Pi_{з. оч}^к}; \quad (241)$$

при выемке целиков

$$N_{оч. ц} = \frac{\beta_{оч. ц} A_c}{100\Pi_{з. оч}^ц}, \quad (242)$$

где A_c — сменная производительность камерной (комбинированной) системы разработки в целом по руднику, t ;

$\beta_{оч. к}$ и $\beta_{оч. ц}$ — соответственно удельный вес очистных забоев камер и целиков в сменной добыче руды каждой системой разработки ($\beta_{оч. к} + \beta_{оч. ц}$);

$\Pi_{з. оч}^к$ и $\Pi_{з. оч}^ц$ — соответственно производительность очистного забоя при выемке камеры и целиков, $t/смену$;

2) для систем разработки с магазинированием руды: при отбойке руды в магазине и частичном (30%) выпуске ее

$$N_{\text{оч. от}} = \frac{0,3\beta_{\text{оч. к}} A_c}{100\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{от}}}; \quad (243)$$

при окончательном (70%) выпуске руды из магазина

$$N_{\text{оч. ок}} = \frac{0,7\beta_{\text{оч. к}} A_c}{100\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{ок}}}; \quad (244)$$

при выемке целиков

$$N_{\text{оч. ц}} = \frac{\beta_{\text{оч. ц}} A_c}{100\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{ц}}}, \quad (245)$$

где A_c — сменная производительность системы разработки с магазинированием руды по руднику в целом, m ;
 $\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{от}}$, $\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{ок}}$ и $\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{ц}}$ — соответственно производительность очистного забоя при отбойке руды в магазине и частичном выпуске ее, при окончательном выпуске замагазинированной руды и при отработке целиков, $m/\text{смену}$;

$\beta_{\text{оч. к}}$ и $\beta_{\text{оч. ц}}$ — соответственно удельный вес очистных забоев камер и целиков в сменной добыче руды при системе разработки с магазинированием, %;

3) для систем разработки с закладкой выработанного пространства

$$N_{\text{оч}} = \frac{\beta_{\text{оч}} A_c}{100\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{з}}}, \quad (246)$$

где $\Pi_{\text{з. оч}}^{\text{з}}$ — производительность очистного забоя с учетом закладочных работ, $m/\text{смену}$.

Число одновременно действующих на руднике блоков, обрабатываемых каждой системой разработки, определяют путем деления числа одновременно действующих забоев на принятое число этих забоев в блоке по каждому виду работ (по подготовке, нарезке и очистной выемке). При этом число действующих забоев в каждом блоке устанавливают в соответствии с календарным планом подготовки, нарезки и очистной выемки в нем.

Общее число очистных блоков по каждой системе разработки устанавливают с учетом резерва, который принимается, по данным практики, равным 20—40%.

После определения числа одновременно действующих забоев (блоков) по каждому виду работ и системе разработки приступают к составлению календарного плана отработки этажа. Его составляют в соответствии с принятым порядком отработки месторождения в целом, обусловленным горнотехническими особенностями его, характером проявления горного давления, неравномерностью распределения полезного компонента по месторождению и т. д.

Календарный план обычно составляют по форме таблицы-графика, как наиболее удобной для практического пользования (табл. 39).

Заполнение таблицы начинают с перечня блоков, обрабатываемых данной системой разработки. В следующих вертикальных графах указывают промышленные запасы руды в блоках, средние показатели извлечения и видимое извлечение руды из них. Далее приводят число подготовительных, нарезных и очистных забоев в блоке и распределение запасов блока по видам работ.

По сменной производительности забоев (блоков) определяют их месячную производительность, а также время подготовки, нарезки и очистной выемки. Продолжительность подготовки и отработки блоков наносят на график в виде штриховых (подготовка и нарезка) и сплошных (очистная выемка) линий.

§ 3. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ БЛОКА

При календарном планировании подготовки, нарезки и отработки блока исходными данными являются: объем работ по подготовке, нарезке и очистной выемке; срок начала и окончания отработки блока; скорость проведения горных выработок и бурения глубоких скважин для отбойки рудного массива.

Для составления календарного плана подготовки блока к очистной выемке необходимо иметь проект отработки блока и календарный план отработки этажа.

Объем работ по подготовке блока к очистной выемке зависит от применяемой системы разработки, ее варианта и основных параметров блока.

Сроки подготовки блоков определяются наличием на руднике запасов, готовых к выемке, и необходимостью сохранения их в постоянном количестве. Продолжительность подготовки блоков должна быть такой, чтобы работы по поддержанию и ремонту выработок были минимальными.

Для сокращения времени подготовки блока к очистной выемке нарезные работы следует организовать так, чтобы имелась возможность параллельного проведения нескольких выработок.

С целью обеспечения равномерного ведения подготовительных работ и установленного срока подготовки блока желательно, чтобы месячные объемы работ были примерно одинаковыми.

При составлении календарного плана отработки блока количество добываемой руды из него определяется производительностью и числом одновременно действующих забоев в блоке.

Календарный план подготовки, нарезки и отработки блока составляется по специальной форме, приведенной на рис. 58, где указываются перечень всех подготовительных и нарезных выработок, их длина и скорость проведения, объемы работ по отдельным стадиям очистной выемки и продолжительность их выполнения. Продолжительность проведения выработок и очистных работ по стадиям определяется соответственно путем деления длины выработок на месячную скорость их проведения и объема очистных работ на количество добываемой руды в месяц.

Общая продолжительность подготовки блока (панели) к очистной выемке зависит от числа выработок, их протяженности, скорости проведения и числа одновременно действующих (проходимых), подготовительных и нарезных забоев.

Наименование выработки и видов работ.	Съем работ, (м ³)	Средств передви- жения выработок, м ³ ·мес.	Качество выво- да из выработки	Продолжительность работ, дней	Г о д ы																	
					1967																	
					М е с я ц ы																	
					I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	I	II	III	IV		
Врт-заезд	46	50	—	1,0																		
Выводы востановки	66	33	—	2,0																		
Рудпуски №1	46	30	—	1,5																		
То же, №2	20	30	—	0,7																		
То же, №3	40	30	—	1,3																		
Вентиляционный достоя- щий для первого подэтажа	40	30	—	1,3																		
Камысленный арт первого подэтажа	36	40	—	0,9																		
Штрак сурпердация №1 первого подэтажа	60	40	—	1,5																		
То же, №2	60	40	—	1,5																		
То же, №3	60	40	—	1,5																		
Вентиляционный достоя- щий в лежачем об- раоте	66	30	—	2,2																		
Вентиляционный арт первого подэтажа	26	30	—	0,9																		
Ду-жа (72х3,5)	252	150	—	1,7																		
Буровый достоящий пер- вого подэтажа	20	30	—	0,7																		
Буровые камеры (3)	12	20	—	0,6																		
Подвеска рудового массива	16000	1400	—	2,0																		
Вурные глубочких скважин	2800	1400	—	2,0																		
Вулск отбитой руды	92000	—	18000	5,1																		

х - видимое извлечение руды

Рис. 58. Примерный график календарного плана подготовки, нарезки и очистной выемки блока

Последовательность проведения выработок в блоке определяется схемой подготовки и нарезки его, условиями безопасного ведения работ, эффективного проветривания забоев и нормального развития подготовительно-нарезных работ.

Общая продолжительность очистной выемки в блоке (папели) зависит от числа одновременно действующих очистных забоев (скреперных установок) и их производительности.

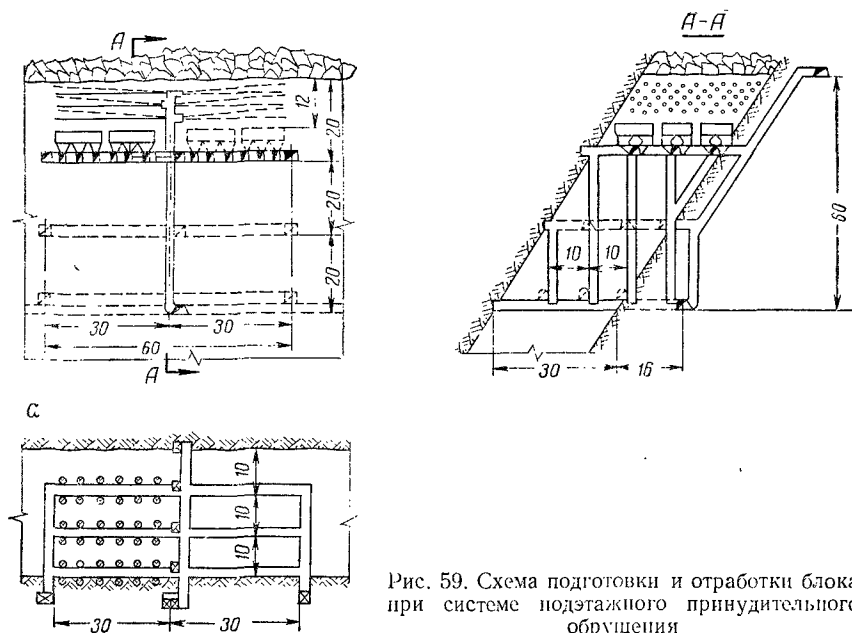


Рис. 59. Схема подготовки и отработки блока при системе подэтажного принудительного обрушения

Приведенный на рис. 58 примерный график календарного плана подготовки, нарезки и очистной выемки блока составлен для условий отработки блока системой подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами. Вариант и основные параметры этой системы показаны на рис. 59.

График выполнен для отработки только одного подэтажа (первого). Расчет календарного плана нарезки и отработки второго и третьего подэтажей производится аналогично. При этом проведение нарезных выработок на каждом подэтаже совмещается во времени с очистной выемкой вышележащего подэтажа.

В календарном плане принимается, что при подсечке рудного массива шпурами с одновременным оформлением дучек в приемные воронки в смену работает одна скреперная установка производительностью 120 *т/смену* (или $120 \times 3 \times 25 = 9000$ *т/месяц*), а при выпуске отбитой руды — две скреперные установки с той же производительностью ($120 \times 2 \times 3 \times 25 = 18\,000$ *т/месяц*).

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. КАМЕРНО-СТОЛБОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Камерно-столбовую систему применяют при разработке горизонтальных, пологих и наклонных месторождений с рудами не ниже средней крепости и устойчивости, а также с крепкими и устойчивыми вмещающими породами. Мощность рудных тел при этом может изменяться от 3—4 до 20—30 м.

Отличительной особенностью камерно-столбовой системы является отработка месторождений параллельными выемочными камерами с оставлением между ними регулярных изолированных или сплошных (в зависимости от мощности залежи) рудных целиков. Целики служат для поддержания пород кровли (или всячего бока) и, следовательно, навсегда остаются в выработанном пространстве, обуславливая этим самым высокие потери руды по системе (не менее 15—20%).

В практике горного дела камерно-столбовая система разработки вследствие большого многообразия горнотехнических условий ее применения (мощность рудных тел, угол падения, крепость и устойчивость руды и вмещающих пород, применяемое оборудование и др.) известна в следующих основных вариантах: 1) со сплошной безуступной выемкой руды; 2) с почвоуступной выемкой руды; 3) потолкоуступной выемкой руды и частичным ее магазинированием; 4) с комбинированной выемкой, состоящей из верхней подсечки с последующим обрушением нижнего слоя руды вертикальными глубокими скважинами; 5) комбинированная выемка руды с верхней и нижней подсечками и последующим обрушением руды среднего слоя и др.

В последние годы более широкое применение находят варианты, позволяющие использовать оборудование карьерного типа: экскаваторы, электросамосвалы, самоходные буровые каретки и др. Эти варианты, применяемые на рудниках Джезказганского горнометаллургического комбината, обеспечивают высокую производительность труда и низкую себестоимость добычи полезного ископаемого.

Ниже приводится примерный расчет варианта камерно-столбовой системы разработки с комбинированной выемкой руды двумя

горизонтальными слоями и применением самоходного безрельсового оборудования (рис. 60).

Расчет произведен для следующих условий:

Месторождение представлено медными сульфидными рудами крепостью 12 и мощностью 12 м.

Залегание месторождения — горизонтальное. Среднее содержание меди в руде составляет 0,67%. Объемный вес руды $2,6 \text{ т/м}^3$. Руда устой-

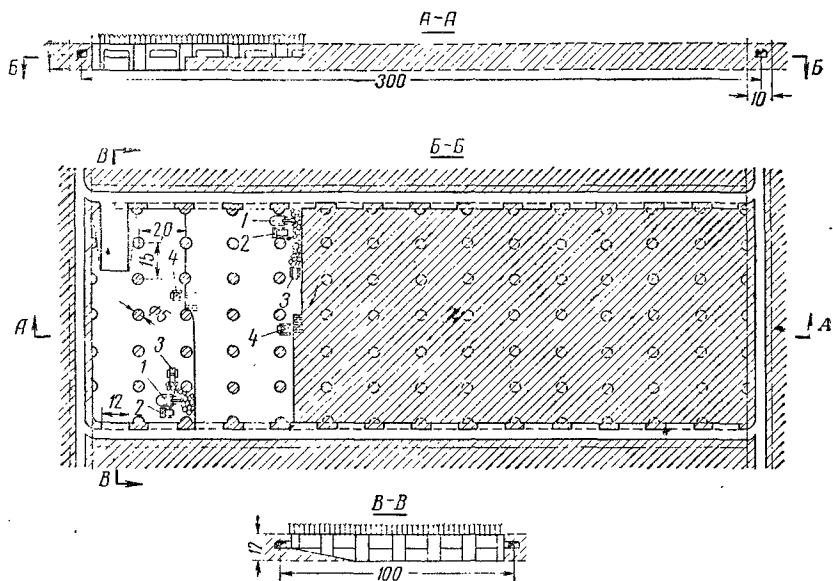


Рис. 60. Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования:

1 — экскаватор; 2 — электрососовал; 3 — бульдозер; 4 — буровая каретка

чивая, нетрещиноватая, коэффициент разрыхления ее равен 1,45. Вмещающие породы устойчивые, нетрещиноватые с коэффициентом крепости 10—12.

Разработка месторождения производится выемочными камерами длиной 100 и шириной 20 м. Междукamerные целики (столбы) цилиндрической формы диаметром 5 м оставляются для поддержания кровли камеры через каждые 15 м. Кровля камеры крепится штанговой крепью с расположением штанг по сетке $1,5 \times 1,5$ м.

Параметры камер и целиков при этой системе разработки определяют, как правило, опытным путем. В зависимости от устойчивости руды и вмещающих пород ширина камер изменяется от 5—6 до 15—30 м и целиков от 2—5 до 10—12 м (табл. 40).

Как видно из рис. 60, подготовка панели при этом варианте системы производится двумя откаточными штреками, пройденными по середине мощности рудного тела на расстоянии 100 м друг от друга и соединенными между собой главными откаточным и вентиляционным

штреками. Последние проводятся друг от друга на расстоянии, равном принятой длине панели (в данном примере 300 м). Расположение подготовительных выработок по середине мощности рудного тела обеспечивает равномерное размещение горного оборудования при очистной выемке как нижнего, так и верхнего слоя руды. Для выемки нижнего слоя руды в камерах (через одну-две) устраивают съезды.

Выемка руды в камере производится двумя горизонтальными слоями с опережением верхнего над нижним. Отбивают руду мелкошпуровым способом. Шпуры бурят с буровых кареток ББК-4 конструкции института Гипроникель. Взорванную руду грузят экскаваторами типа «Ковровец» и бульдозерами БП-1 и БП-2. Последние служат для выравнивания почвы камеры и верхнего слоя, а также для подгребания разбросанной руды к экскаватору. Руду из очистного забоя к стволу шахты доставляют электросамосвалами типа ТКАС-5.

Расчет проведения подготовительных выработок. В объем подготовительных работ данного варианта камерно-столбовой системы разработки входит проведение следующих выработок: 1) откаточного штрека; 2) панельного штрека; 3) образование «окон».

В качестве примера ниже приводится расчет проведения панельного штрека.

Выбор сечения штрека. Определение сечения панельного штрека производится по максимальным размерам откаточного оборудования (электросамосвалы типа ТКАС-5) с учетом необходимых зазоров, предусмотренных правилами техники безопасности. Площадь сечения штрека составляет:

$$S = (b + 2x)(h + y) = (2,633 + 2 \cdot 100) \cdot (2,44 \cdot 0,9) \approx 15,46 \text{ м}^2,$$

где b — ширина электросамосвала, м;

h — высота электросамосвала, м;

x — горизонтальный зазор между выступающей частью электросамосвала и стенкой выработки, м;

y — вертикальный зазор, м.

Значения x и y принимаются такими, чтобы исключить возможное соприкосновение электросамосвала со стенкой или кровлей штрека во время его движения.

Водосточная канавка во избежание дополнительного увеличения сечения штрека располагается по середине его почвы. Сечение канавки равно $0,1 \text{ м}^2$.

Таким образом, сечение штрека с учетом водосточной канавки составит $15,46 + 0,1 \approx 15,6 \text{ м}^2$.

Бурозрывные работы. Панельный штрек проводят по руде крепостью 12 с применением самоходного оборудования: 1) буровой каретки типа СБК-4; 2) погрузочной машины МПЗ-1; 3) самоходного вагона типа ТКВ-10.

ВВ — аммонит скальный в стандартных патронах. Способ взрывания — электрический с применением электродетонаторов короткозамедленного действия.

Число шпуров на забой определяется по формуле (1)

$$N = 2,7S \sqrt{\frac{f}{S}} = 2,7 \cdot 15,6 \sqrt{\frac{12}{15,6}} = 37.$$

Норма выработки по бурению в шпурометрах в смену, согласно формуле (22), составляет

$$H_{\text{шпм}} = \frac{t_{\text{см}} - (t_{\text{пз}} + t_{\text{пн}})}{t_{\text{ос}} + t_{\text{вс}}} = \frac{360 - (30 + 23)}{\frac{1000}{470} + 1,3} = 61.$$

Рудники, шахты	Форма залегания месторождения	Мощность рудного тела, м	Угол падения, град	Устойчивость	
				руды	

Разработка метал

Шахта им. Вавлякко (Криворожский бассейн)	Пластообразные залежи железной руды	3	0—45	Устойчивая, 4—6
То же	То же	15	3—5	То же
Медный	Пластообразные залежи	10—12	От 4—5 до 15—20	Устойчивая, 8—10
Полиметаллический	То же	3,5—12	25—35	Слонстая, 6—8
Сурьмяный	Пластообразная залежь	4—5	20—35	Устойчивая, 12—15
Медный	То же	6—7	15—18	Устойчивая, 14—16
Никелевый	Жильная	2—9	5—15	Устойчивая, 18—12
Района Бирмингама (США)	Пласты железной руды	2,4—4,8	17	Устойчивая
«Лайсвалл» (Швеция)	Пластообразная залежь свинцовой руды	20	0—2	»
«Пронто» (Канада)	Пласт урановой руды	Средняя 2,7; максимальная 6,7	Средний 19; максимальный 30	Средней устойчивости

Разработка неметал

Соликамский	Пласты калийной соли	Карнали-товый пласт, 8—25	От горн-зонтального до 10° и более	Устойчивая, 1—2
		Сильвини-товые пласты, 4—10 и 2,5—4,5		Устойчивая, 2
Артемовский	Пласты камен-ной соли	До 30—40	3—5	Устойчивая, 4
Соль-Илецкий	Куполообразная залежь каменной соли	Верти-кальная 1500	85—90	Устойчивая
«Мидоубэнк» (Англия)	Пласты камен-ной соли	6—8	0—3	То же
		То же	8	0—3
Стассфуртский район (ГДР)	Пласты калий-ной соли	25—30	От 15—20 до 50—60	Устойчивая, 2—4
		То же	4—8	Устойчивая
Эльзас (Франция)	То же	1,5—2,4		

Таблица 40

и коэффициент крепости		Параметры, м				
вещающих пород		шири- на ка- мер	длина камер	размеры целиков	ширина пане- лей	длина пане- лей
висячего бока	лежащего бока					

лических руд

Красковые сланцы, 3—5 или дже-спилиты устойчивые, 8—10	Джеспилиты до 12	6	25—30	2×3	25×30	50
Сланцы средней устойчивости, 3—5	Джеспилиты устойчивые, 10—12	17	54	6	60	—
Устойчивые	Устойчивые	15—20	До 100	Диаметр 5—6	100	300
Слоистые	6—8	12	40	4×4; 4×6	—	—
Устойчивые, 5	Устойчивые, 8	7	35	Диаметр 3	—	—
Устойчивые, 8—10	Устойчивые, 8—10	14	42	4×4	—	—
Устойчивые	Устойчивые	11	До 60—70	4	—	—
Отслаивающиеся	—	6,7	До 150	7,9×18,3	—	—
Устойчивые	—	22	—	Диаметр 7	—	—
Устойчивые	—	24	78	3—5,4	—	—

лических руд

Каменная соль	Устойчивая, 2	8	150	19	300	300
Устойчивая	Каменная соль, 2	15	150	12	300	300
Устойчивые	Песчаники и гипс	12—17	75—100	8—16	—	—
	Устойчивые	30	75—100	16	—	—
	Средней устойчивости	34	—	34×34	—	—
	То же	15	150	15×25	—	—
	» »	9	—	7	—	—
	Устойчивые	6—8	—	4×4	—	—

Необходимое число шпурометров на проведение 1 м выработки определяется из выражения (24)

$$K_{шпм} = \frac{Nl'k_p}{\gamma} = \frac{3,7 \cdot 1,0 \cdot 1,05}{0,85} = 45,7.$$

Норма выработки по бурению за смену, согласно формуле (23), составит

$$H'_6 = \frac{H_{шпм}}{K_{шпм}} = \frac{61,0}{45,7} = 1,33 \text{ м.}$$

Учитывая, что зарядание и взрывание шпуров при проведении панельного штрека осуществляется бурильщиками (буровая каретка СБК-4 на четыре перфоратора обслуживается двумя бурильщиками), то в соответствии с положением норма выработки уменьшается на 10%.

Тогда

$$H_6 = 0,9 H'_6 = 0,9 \cdot 1,33 = 1,2 \text{ м/смену.}$$

Производительность бурильщика и его помощника с учетом перевыполнения нормы выработки на 10%, согласно формуле (25), составит

$$P_6 = k_{пер} H_6 = 1,1 \cdot 1,2 = 1,32 \text{ м/смену.}$$

Сменная производительность каждого из них в тоннах будет равна $1,32 \cdot 15,6 \times 2,6 = 53,5 \text{ т/смену.}$

Уборка и транспортирование руды. После взрыва руду убирают погрузочной машиной МПЗ-1 с загребными лапами. Руда грузится в самоходные вагонетки ТКВ-10. Норма выработки на уборку руды машиной МПЗ-1 составляет

$$H_M = 14 \cdot 6 \cdot 0,6 = 50 \text{ м}^3/\text{смену},$$

где 14 — проектная производительность машины, $\text{м}^3/\text{ч}$;

6 — продолжительность смены, ч;

0,6 — коэффициент, учитывающий чистое время работы машины в течение смены.

Производительность машиниста погрузочной машины, согласно формуле (36), составит

$$P_M = k_{пер} H_M \gamma_p = 1,1 \cdot 50 \cdot 2,6 = 144 \text{ т/смену.}$$

Норма выработки машиниста самоходной вагонетки на откатку руды при средней длине откатки 400 м определяется по формуле

$$H_{мв} = \frac{t_{см} - (t_{п.з} + t_{р.п})}{t_p} G_B, \text{ т/смену,} \quad (247)$$

где G_B — грузоподъемность вагонетки, т;

$t_{см}$ — продолжительность смены, мин;

$t_{п.з}$, $t_{р.п}$ — время соответственно подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов, мин;

t_p — продолжительность одного рейса, мин;

Продолжительность рейса подсчитывают по формуле

$$t_p = t_{пог} + t_{гр} + t_{поп} + t_{раз}, \text{ мин,} \quad (248)$$

где $t_{пог}$ — время погрузки одной вагонетки машиной МПЗ-1, мин;

$t_{гр}$ — время движения груженой вагонетки от забоя до пункта разгрузки, мин;

$t_{поп}$ — время движения порожней вагонетки от пункта разгрузки до забоя, мин;

$t_{раз}$ — время разгрузки вагонетки, мин.

Время погрузки руды в вагонетку составляет

$$t_{\text{пог}} = \frac{60G_{\text{н}}}{P_{\text{м}}} = \frac{60 \cdot 10}{36,6} = 16,5 \text{ мин.}$$

где $P_{\text{м}}$ — часовая производительность машины, *т*.

Время движения груженой вагонетки от забоя до пункта разгрузки равно

$$t_{\text{вог}} = \frac{L}{v_{\text{в}}} = \frac{400}{116} = 3,5 \text{ мин.}$$

где L — средняя длина откатки, *м*;

$v_{\text{в}}$ — скорость движения вагонетки, *м/мин*.

Время движения порожней вагонетки принимается равным 3,5 мин, так как скорость движения груженой и порожней вагонеток практически одинакова.

Время разгрузки вагонетки, по данным практики, принимается равным 3 мин.

Таким образом, продолжительность одного рейса по формуле (248) составит

$$t_{\text{р}} = 16,5 + 3,5 + 3,5 + 3 = 26,5 \text{ мин.}$$

Норма выработки машиниста вагонетки, согласно формуле (247), равна

$$H_{\text{мв}} = \frac{t_{\text{см}} - (t_{\text{п.з}} + t_{\text{р.п}})}{t_{\text{р}}} G_{\text{в}} = \frac{360 - 20 + 10}{26,5} \cdot 10 = 125 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда машиниста вагонетки с учетом перевыполнения нормы выработки на 10% составит

$$П_{\text{мв}} = 1,1 \cdot 125,0 = 137,5 \text{ т/смену.}$$

Крепление. В связи с тем, что панельный штрек проводится по устойчивой руде крепостью 12, крепление его не предусматривается.

Определение комплексной нормы выработки проведения и расценки 1 м панельного штрека. На основании полученных индивидуальных норм выработки при выполнении отдельных операций производится расчет комплексной нормы выработки проведения и расценки 1 м штрека (табл. 41).

Таблица 41

Наименование операций	Единица измерения	Норма выработки на одну человеко-смену	Объем работ на 1 м штрека	Трудоемкость на 1 м, человеко-смен		Тарифная ставка, руб.	Расценка 1 м штрека, руб.	За цикл		
				по нормам	по производительности			объем работ	трудоемкость, человеко-смен	
									по нормам	по производительности
Бурение и взрывание	<i>м</i>	1,2	1,0	0,835	0,76	7,68	6,40	—	1,59	1,45
Уборка руды	<i>т</i>	130	40,5	0,835	0,76	6,40	5,34	1,9	1,59	1,45
Откатка руды	<i>т</i>	125,0	40,5	0,312	0,284	7,68	2,40	77,0	0,60	0,54
				0,324	0,294	7,68	2,49	77,0	0,62	0,56
Итого				2,306	2,10	—	16,63	—	4,40	4,0

Из табл. 41 следует: комплексная норма выработки на проведение штрека равна

$$H_{\text{ком}} = \frac{1}{2,306} = 0,43 \text{ м/смену.}$$

Трудоемкость на проведение 1 м панельного штрека составляет (по производительности) 2,1 чел-смены.

Комплексная расценка 1 м штрека составляет 16,63 руб.

Организация работ. Для проведения панельного штрека организуется комплексная бригада в составе шести человек. В каждую смену работает по два человека. Причем все рабочие владеют смежными профессиями: машиниста погрузочной машины МПЗ-1, машиниста самоходной вагонетки ТКВ-10, бурильщика и взрывника. Продолжительность цикла составляет две смены.

Подвигание забоя за цикл по формуле (9) составит

$$l_{\text{п}} = \frac{n_{\text{р}}}{r_{\text{об}}} = \frac{4}{2,1} = 1,9 \text{ м.}$$

Средняя длина шпуров по формуле (10) будет

$$l = \frac{l_{\text{п}}}{\eta} = \frac{1,9}{0,85} = 2,25 \text{ м.}$$

Трудоемкость выполнения отдельных операций за один цикл по формуле (89) составит:

на бурение и взрывание

$$t_{\text{б}} = r_{\text{б}} l_{\text{п}} t_{\text{см}} = 0,76 \cdot 1,9 \cdot 360 = 518 \text{ мин.};$$

на уборку руды

$$t_{\text{у}} = r_{\text{у}} l_{\text{п}} t_{\text{см}} = 0,284 \cdot 1,9 \cdot 360 = 194 \text{ мин.};$$

на откатку руды

$$t_{\text{от}} = r_{\text{от}} l_{\text{п}} t_{\text{см}} = 0,294 \cdot 1,9 \cdot 360 = 202 \text{ мин.}$$

На основании произведенных расчетов строится циклограмма проведения панельного штрека (рис. 61).

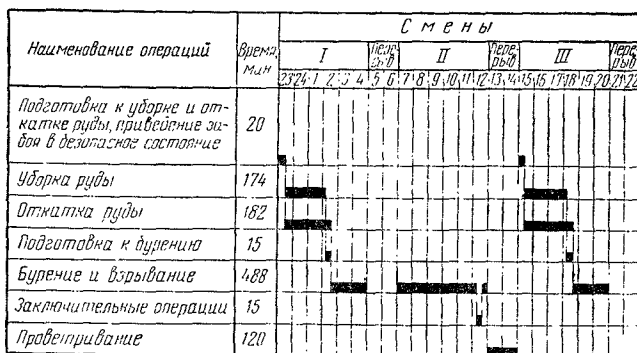


Рис. 61. Циклограмма проведения панельного штрека

Забой после взрыва проветривают в двухчасовой перерыв между сменами вентиляторами ВМ-250 по комбинированной схеме. Поэтому расчет времени, необходимого на проветривание забоя, не производится.

Определение расхода материалов и энергии. Расход ВВ на 1 м³ руды определяется из выражения (4)

$$q = \frac{Nk_3\gamma}{S\eta} = \frac{37 \cdot 0,8 \cdot 1,4}{15,6 \cdot 0,85} = 3,12 \text{ кг.}$$

Расход ВВ на 1 *m* руды составит

$$q = \frac{3,12}{2,6} = 1,2 \text{ кг.}$$

Расход электродетонаторов с учетом 10% запаса по формуле (18) равен

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1 \cdot 37}{77} = 0,53 \text{ шт./m.}$$

Расход электрического шнура, по данным практики, принимается равным 5—8 м на один взрыв, или на 1 *m* отбитой руды составляет $8 : 77 = 0,1 \text{ м}$.

Расход сжатого воздуха по формулам (20) и (21) составляет

$$Q_{\text{сж. в}} = \frac{q_{\text{п}} n_{\text{п}} t_6 k_1 k_2}{T} = \frac{3,2 \cdot 4 \cdot 518 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{77} = 122 \text{ м}^3/\text{m.}$$

Расход электроэнергии при погрузке, откатке руды и проветривании забоя определяется по формуле (41)

$$W_{\Sigma} = \frac{W}{T} = \frac{W_{\text{м}} + W_{\text{ваг}} + W_{\text{вен}}}{T} = \frac{234 + 97 + 40}{77} \approx 4,9 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{m},$$

где $W_{\text{м}}$ — расход электроэнергии при погрузке 1 *m* руды погрузочной машиной МПЗ-1, *квт} \cdot \text{ч}*;

$W_{\text{ваг}}$ — расход электроэнергии самоходной вагонеткой ТКВ-10, *квт} \cdot \text{ч}*;

$W_{\text{вен}}$ — расход электроэнергии вентилятором ВМ-200, *квт} \cdot \text{ч}*.

Расход электроэнергии погрузочной машиной, согласно формуле (40), равен

$$W_{\text{м}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{у}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}}} = \frac{72 \cdot 3,24 \cdot 0,85}{0,85} \approx 234 \text{ квт} \cdot \text{ч}.$$

Расход электроэнергии самоходной вагонеткой по формуле (40) составляет

$$W_{\text{ваг}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{от}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}}} = \frac{75 \cdot 1,1 \cdot 1,0}{0,85} \approx 97 \text{ квт} \cdot \text{ч},$$

где $t_{\text{от}}$ — чистое время работы двигателей (трех мощностью по 25 *квт* каждый) вагонетки при откатке и разгрузке, *ч*,

$$t_{\text{от}} = \frac{T}{G_{\text{р}}} (t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{раз}}) = \frac{77}{10} (3,5 + 3,5 + 1,5) \approx 66 \text{ мин, или } 1,1 \text{ ч}.$$

Расход электроэнергии при проветривании забоя вентиляторами ВМ-200 составляет, согласно формуле (40),

$$W_{\text{вен}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{пр}} n_{\text{вен}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}}} = \frac{8,5 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 1}{0,85} = 40 \text{ квт} \cdot \text{ч},$$

где $n_{\text{вен}}$ — число вентиляторов.

Расход буровой стали, по данным практики, принимается равным 0,02 *кг/м*. Расход твердых сплавов (из расчета 1,7 *г* на один шпурометр)¹ составляет по формуле (104)

$$G_{\text{спл}} = \frac{\sum l q'_{\text{спл}}}{1000T} = \frac{(37 \cdot 2,25) \cdot 1,7}{77} \approx 0,00185 \text{ кг/м}.$$

Расчет по проведению других подготовительно-нарезных выработок производится аналогично. Техничко-экономические показатели по проведению этих выработок приведены в соответствующих таблицах (см. табл. 43, 44).

¹ Справочник по горнорудному делу, т. II, табл. 81, стр. 259.

Расчет очистных работ. Очистные работы в данном варианте камерно-столбовой системы разработки включают: 1) отрезку панели (выемка первой камеры); 2) отработку запасов всей панели; 3) крепление кровли штанговой крепью.

Отрезка панели заключается в выемке запасов первой камеры шириной 20 м и длиной, равной ширине панели, т. е. 100 м. Отрезка, как и отработка всей панели, производится двумя горизонтальными слоями высотой по 6 м каждый (см. рис. 60). Отличительной особенностью является то, что отработка запасов панели происходит более широким забоем (100 м), что обеспечивает широкий фронт работ. Поэтому здесь производится только расчет выемки запасов панели и крепления ее кровли, а технико-экономические показатели по отработке первой камеры мало чем будут отличаться от показателей отработки панели.

Буровзрывные работы. Шпур в очистных забоях предусматривается бурить самоходными буровыми каретками башенного типа ББК-4, на каждой из которых установлены четыре перфоратора КЦМ-4.

Ниже приведена техническая характеристика каретки ББК-4: 130

Максимальная высота обуриваемого забоя, м	12
Клиренс каретки, м	0,3
Число перфораторов с автоподатчиками	4
Тип перфораторов	КЦМ-4
Расход воздуха одним перфоратором, м ³ /мин	3
Потребляемая мощность, кат:	
при передвижении каретки	10,5
при подъеме и опускании башни	4,5
при подъеме и опускании траверсы	2,8
при работе маслоснасосной станции	1,0
Скорость движения каретки, км/ч	1
Габариты каретки, мм:	
высота	4690
ширина	3300
длина (при поднятых полках)	6000
Вес, т	15
Число рабочих, обслуживающих каретку	2

Число шпуров на забой одного слоя определяется в зависимости от необходимой величины заряда ВВ $Q_{ВВ}$ на разрушение заданного объема рудного массива и от емкости шпура E по формулам (133) и (135)

$$N = \frac{Q_{ВВ}}{E} = \frac{Sl\eta q}{E} = \frac{600 \cdot 3,5 \cdot 0,97 \cdot 0,7}{3,5} \approx 410.$$

Удельный расход ВВ на отбойку руды в очистном забое при двух плоскостях обнажения, по данным таблицы 94*, принят равным 0,7 кг/м³, а емкость шпура определена по формуле (134)

$$E = \frac{\pi d^2}{4} k_3 l \Delta \delta_3 = \frac{3,14 \cdot 4,6^2}{4} \approx 0,8 \cdot 350 \cdot 1,5 \cdot 0,5 = 3500 \text{ г} = 3,5 \text{ кг}.$$

Площадь забоя на один шпур равна

$$S_{уд} = \frac{S}{N} = \frac{600}{410} = 1,45 \text{ м}^2.$$

Л. н. с. определяется из выражения (131)

$$w = d \sqrt{\frac{8,2\Delta}{mq}} = 0,46 \sqrt{\frac{8,2 \cdot 1,1}{1,2 \cdot 0,7}} = 1,5 \text{ м}.$$

* Н. У. Туртута Буровзрывные работы. Металлургиздат, 1954.

Норма выработки по бурению в шпурометрах на звено, обслуживающее каретку ББК-4, по формуле (22) составляет

$$H_{\text{шпм}} = n \frac{T_{\text{см}} - (t_{\text{п.з}} + t_{\text{р.п}})}{t_{\text{осн}} + t_{\text{всп}}} = 4 \cdot \frac{360 - (30 + 20)}{\frac{1000}{200} + 1,5} = 190,$$

где n — число перфораторов.

Общее число шпурометров на забой слоя равно

$$\sum l = Nl = 410 \cdot 3,5 = 1435.$$

Время обуривания забоя с учетом перевыполнения нормы выработки на 10% составит

$$t_6 = \frac{\sum l}{1,1H_{\text{шпм}}} = \frac{1435}{1,1 \cdot 190} = 6,85 \text{ смены.}$$

Производительность труда каждого бурильщика составит

$$P_6 = \frac{Sl\gamma_{\text{р}}}{t_6} = \frac{600 \cdot 3,5 \cdot 0,97 \cdot 2,6}{6,85} = 770 \text{ т/смену.}$$

Шпуры взрывают электроогневым способом с применением пиротехнических замедлителей. Заряжают шпуры стандартными патронами аммонита № 6 и 7 вручную с почвы слоя (нижние шпуры) или с самоходного полка (верхние шпуры).

Производительность труда взрывника определяется из расчета затрат времени собственно на зарядку шпуров (от 3 до 5 мин на один шпур) и на доставку ВМ в очистной забой (50% от времени зарядки шпуров) по формуле

$$P_8 = \frac{Sl\gamma_{\text{р}}}{\frac{Nt_3}{t_{\text{см}}k_{\text{ис}}}k_{\text{д}}} = \frac{600 \cdot 3,5 \cdot 0,97 \cdot 2,6}{\frac{410 \cdot 4}{360 \cdot 0,8} \cdot 1,5} = 620 \text{ т/смену,}$$

где $Sl\gamma_{\text{р}}$ — количество отбитой руды, т;

N — число шпуров;

t_3 — время заряжания одного шпура, мин;

$k_{\text{д}}$ — коэффициент, учитывающий время доставки ВМ в очистной забой (по данным практики, $k_{\text{д}} = 1,5$);

$t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, мин;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент использования рабочего времени взрывником в течение смены, $k_{\text{ис}} = 0,8$.

Погрузка и транспортирование руды. В очистных забоях руду грузят экскаваторами Э-7515, работающими как с прямой, так и телескопической (совковой) лопатой.

Производительность экскаватора определяется по формуле

$$P_9 = \frac{3600t_{\text{см}}k_{\text{ис}}V_{\text{к}}k_{\text{н}}}{t_{\text{ц}}k_{\text{р}}} = \frac{3600 \cdot 6 \cdot 0,6 \cdot 0,75 \cdot 0,8}{36 \cdot 1,45} = 149 \text{ м}^3/\text{смену (в целике),}$$

где $V_{\text{к}}$ — емкость ковша, м³;

$t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

$k_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша;

$k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления руды;

$t_{\text{ц}}$ — длительность цикла, сек;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент использования сменного времени экскаватором.

Производительность труда машиниста экскаватора, выраженная в тоннах, составляет

$$P_{\text{м.э}} = P_9\gamma_{\text{р}} = 149 \cdot 2,6 = 387 \text{ т/смену.}$$

Для зачистки почвы slopes и подгребания разбросанных при взрыве кусков руды к экскаватору используются бульдозеры БП-1.

Производительность труда машиниста бульдозера¹ принимается равной производительности труда машиниста экскаватора, т. е. 387 т/смену.

Руду транспортируют в электросамосвалах ТКАС-5, созданных работниками Джезказганского рудника и ИГД АН Каз. ССР на базе дизельного автосамосвала МАЗ-205.

Ниже приведена техническая характеристика электросамосвала ТКАС-5.

Грузоподъемность, <i>т</i>	5
Скорость движения, <i>км/ч</i>	30
Параметры, <i>мм</i> :	
длина	6065
ширина	2638
высота	2440
Мощность ходового двигателя, <i>квт</i>	54
База, <i>мм</i>	3800
Минимальный радиус поворота, <i>мм</i>	9000
Ширина колеи, <i>мм</i>	1950
Вес, <i>т</i>	6,7

Производительность труда водителя электросамосвала определяется по формуле

$$P_{\text{вод}} = n_p G_c, \text{ т/смену}, \quad (249)$$

где n_p — число рейсов в смену;

G_c — грузоподъемность самосвала, *т*.

Число рейсов в смену определится из выражения

$$n_p = \frac{t_{\text{см}}}{t_p} k_{\text{ис}}, \quad (250)$$

где $t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, *мин*;

t_p — длительность одного рейса, *мин*;

$k_{\text{ис}}$ — коэффициент использования сменного времени.

Длительность одного рейса электросамосвала определяется по формуле (248)

$$t_p = t_{\text{пог}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{раз}}, \text{ мин},$$

где $t_{\text{пог}}$ — время погрузки электросамосвала;

$t_{\text{гр}}$ — время движения груженого электросамосвала;

$t_{\text{пор}}$ — время движения порожнего электросамосвала;

$t_{\text{раз}}$ — время на разгрузку электросамосвала, равнос (по данным практики)

1,5 мин;

$$t_{\text{пог}} = t_{\text{ц}} m_k = t_{\text{ц}} \frac{G_c k_{\text{гр}} k_p}{\gamma_p V_k k_n} = 36 \cdot \frac{5 \cdot 1,1 \cdot 1,45}{2,6 \cdot 0,75 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,5 \text{ мин},$$

где $t_{\text{ц}}$ — длительность одного цикла экскаватора, *сек*;

m_k — число ковшей, необходимых для загрузки электросамосвала;

$k_{\text{гр}}$ — коэффициент грузоподъемности ($k_{\text{гр}} = 1,1$);

G_c — грузоподъемность электросамосвала, *т*;

k_p — коэффициент разрыхления руды;

γ_p — объемный вес руды, *т/м³*;

k_n — коэффициент наполнения ковша;

V_k — емкость ковша, *м³*.

¹ Машинист бульдозера одновременно выполняет роль помощника машиниста экскаватора.

Время движения груженого электросамосвала составляет

$$t_{гр} = \frac{L}{v_{ср}} = \frac{60 \cdot 60}{20 \cdot 1000} = 2 \text{ мин.},$$

где L — средняя длина откатки, м;

$v_{ср}$ — средняя скорость движения электросамосвала, км/ч.

Время движения порожнего электросамосвала $t_{пор}$ принимается равным времени движения груженого, т. е. 2 мин.

Таким образом, длительность одного рейса электросамосвала по формуле (248) составит

$$t_p = 2,5 + 2 + 2 + 1,5 = 8 \text{ мин.}$$

Число рейсов, совершаемых в смену одним электросамосвалом, согласно формуле (250), равно

$$n_p = \frac{360}{8} \cdot 0,7 = 32.$$

Следовательно, производительность труда водителя электросамосвала по формуле (249) составит

$$П_{вод} = 32 \cdot 5 = 160 \text{ т/смену.}$$

Число электросамосвалов, обслуживающих один экскаватор, определяется из выражения

$$n'_c = \frac{П_{м.э}}{П_{вод}} = \frac{387}{160} = 2,42.$$

Учитывая, что в каждом забое (слое) работает по одному экскаватору, то необходимое число электросамосвалов на панель будет равно

$$n_c = 2n'_c = 2 \cdot 2,42 \approx 5.$$

С учетом резерва число электросамосвалов принимается равным 6.

Крепление кровли. Кровля камер крепится штанговой крепью с клиновым замком. Штанговая крепь устанавливается с самоходного полка вслед за уборкой взорванной руды на первом уступе.

Шпуров под штанги бурят перфораторами ПТ-29 глубиной 2 м по сетке $1,5 \times 1,5$ м.

Норма выработки на бурение и установку одиночных штанг (согласно Справочнику норм) составляет 11,5 единицы на человеко-смену. С учетом перевыполнения нормы выработки на 10% производительность труда крепильщика по формуле (56а) будет равна

$$П'_к = k_{пер} H'_к = 1,1 \cdot 11,5 = 12,6 \text{ шт/чел.-смену.}$$

Число штанг, необходимых для закрепления кровли панели, составляет

$$n_{шт} = \frac{S_p - S_{ц}}{S_{шт}} = \frac{30\,000 - 5700}{2,25} = 10\,800 \text{ штук,}$$

где S_p — площадь кровли панели, м²;

$S_{ц}$ — суммарная площадь целиков, м²;

$S_{шт}$ — площадь кровли, приходящаяся на одну штангу, м².

Следовательно, число человеко-смен, необходимых для бурения и установки штанг по всей панели, составит

$$r_k = \frac{n_{шт}}{П'_к} = \frac{10\,800}{12,6} = 856.$$

Учитывая, что бурение шпуров и установка штанг осуществляются с самоходного полка, на котором работают только два крепильщика, то на крепление кровли камер необходимо затратить $\frac{856}{2} = 428 \text{ чел.-смен.}$

Таким образом, общее число человеко-смен на крепление кровли панели по формуле (88) составит

$$r_{об} = r_k + r_m = 856 + 428 = 1284.$$

Организация работ при отработке панели. Запасы руды в панели отработываются одним участком, в состав которого входят три комплексные бригады, работающие посменно. Каждая бригада состоит из 20 человек, в том числе:

бурильщиков	2
помощников бурльщиков	2
машинистов экскаваторов	2
помощников машинистов экскаваторов (машинисты бульдозеров)	2
водителей электросамосвалов	5
машинистов самоходных полков	2
бурльщиков по креплению кровли	1
крепильщиков по установке штанг	1
взрывников	1
слесарей по текущему ремонту оборудования	2

Запасы панели отработывают двумя горизонтальными слоями (уступами). Выемка руды в обоих слоях ведется одновременно и независимо друг от друга. При этом каждый забой по своей длине разделен на две части по 50 м. В одной из них производится уборка руды и крепление кровли, а в другой — бурение шпуров.

Расход основных материалов и энергии. Расход ВВ подсчитывается по формуле (116)

$$q_{ВВ} = \frac{Q_{ВВ}}{T} = \frac{NE}{T} = \frac{410 \cdot 3,5}{5300} = 0,27 \text{ кг/м},$$

где N — число шпуров на забой слоя;

E — емкость шпура, кг;

T — количество отбитой руды в слое, т.

Расход капсулей-детонаторов с учетом 10% запаса рассчитывают по формуле (18)

$$q_{дет} = \frac{1,1N}{T} = \frac{1,1 \cdot 410}{5300} = 0,085 \text{ шт/м}.$$

Расход огнепроводного шнура при электроогневом взрывании определяют по формулам (17), (16) и (15)

$$l'_{ш} = \frac{L_{об}}{T} = \frac{N \left(\frac{2}{3}l + \frac{h}{2} + 0,5 \right)}{T} = \frac{410 \left(\frac{2}{3} \cdot 3,5 + \frac{6}{2} + 0,5 \right)}{5300} = 0,45 \text{ м/м},$$

где h — высота уступа (слоя), м.

Расход твердых сплавов складывается из расхода его при отбойке руды и на бурение шпуров для крепления кровли: штангами. Он определяется из расчета 1,7 г на один шпурометр (крепость руды и пород кровли одинакова) и составляет

$$q_{спл} = \frac{1,7(2Nl + N_1l_1)}{T_{об}} = \frac{1,7(2 \cdot 410 \cdot 3,5 + 126 \cdot 2)}{10600} = 0,5 \text{ г/т}.$$

где N_1 — число шпуров под штанговую крепь на участке панели $100 \times 3,5$ м (на один взрыв);

l_1 — глубина шпура под штанговую крепь, м;

$T_{об}$ — количество отбитой руды с двух слоев (мощность 12 м) на участке панели $100 \times 3,5$ м.

Расход сжатого воздуха по формулам (20) и (21) равен:

а) при отбойке руды

$$q_{сж. в} = \frac{Q'_{сж. в}}{T} = \frac{q_{п. н. т. в} \cdot k_1 \cdot k_2}{T} = \frac{3,2 \cdot 4 \cdot 2170 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{5300} = 7,5 \text{ м}^3/\text{м};$$

б) при креплении кровли

$$q''_{\text{сж. в}} = \frac{Q''_{\text{сж. в}}}{T_{\text{об}}} = \frac{q_{\text{п}} n_{\text{п}} t_{\text{к}} k_1 k_2}{T_{\text{об}}} = \frac{3,2 \cdot 2 \cdot 3100 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{10\,600} = 2,6 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Общий расход сжатого воздуха составляет

$$q_{\text{сж. в}} = q'_{\text{сж. в}} + q''_{\text{сж. в}} = 7,5 + 2,6 = 10,1 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Расход электроэнергии

а) при бурении шпуров с каретки ББК-4

$$W_{\text{э}}^{\text{I}} = \frac{N_{\text{дв. х}} t_{\text{х}} + N_{\text{дв. б}} t_{\text{б}} + N_{\text{дв. с}} t_{\text{с}}}{\eta_{\text{дв}} T} n_{\text{см}} = \frac{10,5 \cdot 0,1 + 4,5 \cdot 0,2 + 10 \cdot 6}{0,8 \cdot 5300} \cdot 7 \approx 0,013 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м},$$

где $N_{\text{дв. х}}$, $N_{\text{дв. б}}$, $N_{\text{дв. с}}$ — мощность электродвигателей соответственно ходовой:

части, башни и маслонасосной станции, *квт*;

$t_{\text{х}}$, $t_{\text{б}}$, $t_{\text{с}}$ — время работы двигателей в течение смены, *ч*;

$n_{\text{см}}$ — число смен, необходимых для бурения шпуров в заброс одного слоя за цикл;

$\eta_{\text{дв}}$ — к. п. д. электродвигателей;

б) при погрузке руды экскаватором Э-7515

$$W_{\text{э}}^{\text{II}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{у}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} T} = \frac{75 \cdot 83 \cdot 0,8}{5300 \cdot 0,85} \approx 1,1 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м}.$$

При этом общее время работы экскаватора на погрузке отбитой руды составляет

$$t_{\text{у}} = \frac{T}{P_{\text{м. э}}} = \frac{5300}{378} = 13,7 \text{ смены или } 83 \text{ ч};$$

в) при транспортировании руды электросамосвалами ТКАС-5

$$W_{\text{э}}^{\text{III}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{см}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} P_{\text{вод}}} = \frac{54 \cdot 6 \cdot 0,85}{0,85 \cdot 160} = 2 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м},$$

где $P_{\text{вод}}$ — сменная производительность водителя электросамосвала, *т*;

г) при работе самоходного полка, занятого на креплении кровли камер и зарядов шпуров

$$W_{\text{э}}^{\text{IV}} = \frac{N_{\text{дв}} (t_{\text{к}} + t_{\text{з}}) k_{\text{ис}}}{T_{\text{об}} \eta_{\text{дв}}} = \frac{28 \cdot (32 + 54,6) \cdot 0,8}{10\,600 \cdot 0,85} \approx 0,22 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м};$$

д) при работе бульдозера, занятого на подгребании разбросанных кусков руды к экскаватору

$$W_{\text{э}}^{\text{V}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{у}} k_{\text{ис}}}{T \eta_{\text{дв}}} = \frac{75 \cdot 83 \cdot 0,9}{5300 \cdot 0,85} \approx 1,3 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м};$$

е) на освещение очистного забоя

$$W_{\text{э}}^{\text{VI}} = \frac{n_{\text{св}} N_{\text{св}} t_{\text{св}}}{T_{\text{п}}} = \frac{4 \cdot 0,5 \cdot 8}{774} = 0,02 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м},$$

где $n_{\text{св}}$ — число светильников-прожекторов;

$N_{\text{св}}$ — мощность лампы, *квт*;

$t_{\text{св}}$ — продолжительность освещения очистного забоя, *ч*;

$T_{\text{п}}$ — сменная добыча руды из панели, *т*.

Наименование выработок и видов работ	Число выработок	Размеры			Длина, м		Объем, м³		Объемный вес руды, γр, т/м³	Промышленные запасы T, т	Количественные потери П	
		ширина, м	высота, м	площадь сечения, м²	по руде	по породе	руды	породы			%	т
Подготовитель												
Откаточный штрек	1	4,63	3,34	15,6	100	—	1 560	—	2,6	4 050	—	—
Панельный штрек	1	4,63	3,34	15,6	295	—	4 600	—	2,6	11 950	—	—
Итого	—	—	—	—	395	—	6 160	—	2,6	16 000	—	—
Нарезные												
Проходка «окон»	28	12	3,34	40	70	—	2 800	—	2,6	7 280	—	—
Итого	—	—	—	—	70	—	2 800	—	2,6	7 280	—	—
Очистные												
Отрезка панели	1	20	12	240	90	—	21 600	—	2,6	56 200	11,0	6 200
Отработка панели	1	90	12	1080	270	—	291 500	—	2,6	757 920	10,0	75 800
Междупанельные целики	2	10	12	120	390	—	37 940	—	2,6	98 600	100	98 600
Итого	—	—	—	—	—	—	351 040	—	2,6	912 720	19,8	180 600
Всего	—	—	—	—	—	—	360 000	—	2,6	936 000	19,3	180 600

Промышленные запасы панели равны $100 \cdot 300 \cdot 12 \cdot 2,6 = 936 000$ т.

Примечание. Запасы в междупанельных целиках приведены с учетом извлечения

Общий расход электроэнергии составит

$$W_{\Sigma} = W_{\Sigma}^I + W_{\Sigma}^{II} + W_{\Sigma}^{III} + W_{\Sigma}^{IV} + W_{\Sigma}^V + W_{\Sigma}^{VI} = \\ = 0,013 + 1,1 + 2,0 + 0,22 + 1,3 + 0,02 = 4,7 \text{ кат} \cdot \text{ч/т.}$$

Расход металла на штанговую крепь составляет

$$q_{\text{ст}} = \frac{N_1 q'}{T_{\text{об}}} = \frac{126 \cdot 12}{10 600} = 0,142 \text{ кг/т,}$$

где q' — вес одной штанги, кг;

N_1 — число штанг на участке панели размером $100 \times 3,5$ м;

$T_{\text{об}}$ — извлекаемый запас руды с данного участка панели, т.

Определение технико-экономических показателей по системе разработки. Для получения технико-экономических показателей по системе разработки в табл. 42, 43 и 44, согласно произведенным выше

Таблица 42

Коэффициент извлечения α	Извлекаемый запас с учетом потерь		Содержание металла, %			Разубоживание			Видимое извлечение		% к видимому извлечению блока $\frac{T_0}{T_0} \cdot 100, \%$ $\frac{T_0}{T_0} \cdot 100, \%$
	$\frac{T_{II}}{T}, \%$	$T_{II} = T\alpha, т$	в рудном массиве p	в добытой руде q	в породах r	потери качества $p-q, \%$	коэффициент разубоживания $R = \frac{p-q}{p-r}, 100, \%$	количество пустой породы $D = T_0 R, т$	$T_0 = \frac{T_{II}}{1-R}$	отношение $\frac{T_0}{T} \cdot 100, \%$	

ные работы

1,0	100	4 050	0,67	0,67	—	—	—	—	4 050	100	0,5
1,0	100	11 950	0,67	0,67	—	—	—	—	11 950	100	1,5
1,0	100	16 000	0,67	0,67	—	—	—	—	16 000	100	2,0

работы

1,0	100	7 280	0,67	0,67	—	—	—	—	7 280	100	1,0
1,0	100	7 280	0,67	0,67	—	—	—	—	7 280	100	1,0

работы

0,89	89,0	50 000	0,67	0,640	—	0,03	4,20	2 250	52 250	93,0	6,6
0,90	90,0	682 120	0,67	0,640	—	0,03	4,20	29 880	712 000	94,0	90,4
—	—	—	0,67	—	—	—	—	—	—	—	—
0,802	80,2	732 120	0,67	0,640	—	0,03	4,20	32 130	764 250	83,8	97,0
0,807	80,7	755 400	0,67	0,643	—	0,027	4,08	32 130	787 530	84,2	100,0

руды при проведении откаточных, панельных штреков и «окоп».

расчетам, приводятся соответственно распределение запасов, трудоемкость работ, расход основных материалов и энергии по элементам и видам работ в панели.

Как видно из табл. 42, потери и разубоживание руды в целом по панели составляют соответственно 19,3 и 4,08%¹.

Производительность труда одного рабочего в целом по системе (участку) составляет 49,5 т/смену, или 19 м³/смену (см. табл. 43), а расход ВВ равен 0,3 кг/т (см. табл. 44).

Себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк), согласно приведенным в табл. 45, 46, 47, 48 и 49 расчетам, составляет 0,472 руб.

¹ Потери руды при камерно-столбовой системе разработки могут быть значительно снижены за счет замены рудных целиков искусственными.

Наименование выработок	Видимос извлечение		Бурильщик т/смену всего чел-смен	Помощник бурильщика т/смену всего чел-смен	Машинист экскаватора т/смену всего чел-смен	Водитель ТКАС-5		Водитель ТКВ-10		Варышник т/смену всего чел-смен		
	%	т				т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен			
Подготовительные работы												
Откаточный штрек . . .	0,5	4 050	53,5	75,7	53,5	75,7	—	—	137,5	29,5	—	
Панельный штрек . . .	1,5	11 950	53,5	223	53,5	223	—	—	137,5	86,9	—	
Итого . . .	2,0	16 000	53,5	298,7	53,5	298,7	—	—	137,5	116,4	—	
Нарезные работы												
Проходка «окон» . . .	1,0	7 280	53,5	136	53,5	136	—	—	137,5	53,0	—	
Итого . . .	1,0	7 280	53,5	136	53,5	136	—	—	137,5	53,0	—	
Очистные работы												
Отрезка панели . . .	6,6	52 250	770	68,9	770	68,9	387	135	160	327	620	
Отработка панели . . .	90,4	712 000	770	923,0	770	923,0	387	1840	160	4450	620	
Итого . . .	97,0	764 250	770	991,9	770	991,9	387	1975	160	4777	620	
Всего . . .	100	787 530	552	1426,6	552	1426,6	399	1975	165	4777	638	
										4650,0	169,4	1234,3
												1234,3

Наименование выработок	Машинист бульдозера		Крепильщик		Машинист самоходного полка		Машинист погрузочной машины МПЗ-1		Слесарь по ремонту обо- рудования		Производитель- ность труда рабочего по системе		Производи- тельность забоя	
	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен
Откаточный штрек	—	—	—	—	—	—	130	31,2	—	—	19,1	212,1	53,5	75,7
Панельный штрек	—	—	—	—	—	—	130	91,8	—	—	19,8	624,7	53,5	223
Итого	—	—	—	—	—	—	130	123,0	—	—	19,1	836,8	53,5	298,7

Подготовительные работы

	Проходка «окоп»		Итого	
	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен
Проходка «окоп»	—	—	130	56,0
Итого	—	—	130	56,0

Нарезные работы

	Отрезка панели		Отработка панели		Итого		Всего	
	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен
Отрезка панели	387	135	58	1784	29	—	774	66
Отработка панели	387	1840	798	1784	399	—	774	922
Итого	387	1975	856	1784	428	—	774	988
Всего	399	1975	856	1836	428	4400	797	988

Очистные работы

	Итого		Всего	
	т/смену	всего чел-смен	т/смену	всего чел-смен
Итого	723	14217,1	49,5	15434,9
Всего	—	—	—	—

Наименование выработок	Видное извлечение		ВВ		Огнеспроводный шнур		Электропровод		Капсюли- детонаторы	
	%	т	кг/м	всего, кг	м/м	всего, м	м/м	всего, м	шт/м	всего, шт.

Подготовительные работы

Откаточный штрек	0,5	4 050	1,2	4 860	—	—	0,1	405	—	—
Панельный штрек	1,5	11 950	1,2	14 340	—	—	0,1	1 195	—	—
Итого	2,0	16 000	1,2	19 200	—	—	0,1	1 600	—	—

Нарезные работы

Проходка «окоп»	1,0	7 280	1,2	8 750	0,95	6 920	—	—	0,53	3 860
Итого	1,0	7 280	1,2	8 750	0,95	6 920	—	—	0,53	3 860

Очистные работы

Отрезка панели	6,6	52 250	0,27	14 100	0,45	23 500	0,023	1 200	0,085	4 450
Обработка панели	90,4	712 000	0,27	192 500	0,45	321 000	0,023	16 400	0,085	60 600
Итого	97,0	764 250	0,27	206 600	0,45	344 500	0,023	17 600	0,085	65 050
Всего	100,0	787 530	0,30	234 550	0,45	351 420	0,025	19 200	0,088	68 910

Наименование выработок	Электро-детонаторы		Твердые сплавы		Буровая сталь		Штанговая крепь		Электро-энергия		Сжатый воздух	
	шт/т	всего, шт.	г/т	всего, кг	кг/т	всего, кг	кг/т	всего, кг	квт · ч/т	всего, квт · ч	м ³ /т	м ³

Подготовительные работы

Откаточный штрек . . .	0,53	2145	1,85	7,5	0,02	81,0	—	—	4,9	19 850	122	494 000
Панельный штрек . . .	0,53	6325	1,85	22,1	0,02	239,0	—	—	4,9	58 500	122	1 458 000
Итого . . .	0,53	8470	1,85	29,6	0,02	320,0	—	—	4,9	78 350	122	1 952 000

Нарезные работы

Проходка «окош» . . .	—	—	1,85	13,5	0,02	145,6	—	—	4,9	35 700	122	890 000
Итого . . .	—	—	1,85	13,5	0,02	145,6	—	—	4,9	35 700	122	890 000

Очистные работы

Отрезка панели . . .	—	—	0,5	26,1	0,02	1045	0,142	7 420	4,7	246 000	10,1	527 500
Отработка панели . . .	—	—	0,5	356,0	0,02	14240	0,142	101 300	4,7	3 360 000	10,1	7 200 000
Итого . . .	—	—	0,5	382,1	0,02	15285	0,142	108 720	4,7	3 606 000	10,1	7 727 000
Всего . . .	0,011	8470	0,54	425,2	0,02	15740,6	0,138	108 720	4,73	3 720 050	13,5	10 569 000

Таблица 45

Наименование профессий	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сметная зарплата, руб.	Трудоемкость на 1 т руды, чел.-смен	Зарботная плата на 1 т руды, руб.
Бурильщик	VIII	7,68	10,13	0,0018	0,0182
Помощник бурильщика	VI	5,38	7,10	0,0018	0,0128
Машинист экскаватора	VIII	7,68	10,13	0,0025	0,0253
Машинист МПЗ-1	VIII	7,68	10,13	0,00023	0,0024
Машинист ТКВ-10	VII	6,40	8,44	0,00021	0,0018
Водитель ТКАС-5	VII	6,40	8,44	0,0061	0,0515
Взрывник	VI	5,38	7,10	0,0016	0,0114
Крепильщик	VII	6,40	8,44	0,0011	0,0093
Машинист бульдозера	VII	6,40	8,44	0,0025	0,0210
Машинист самоходного полка	VII	6,40	8,44	0,00055	0,0046
Слесарь	VI	5,38	7,10	0,0013	0,0092
Итого основной зарплаты	—	—	—	—	0,1675
Дополнительная зарплата	12% от основной				0,0201
Итого основная зарплата с дополнительной	—	—	—	—	0,1876
Начисления на зарплату	8,3%				0,0156
Всего	—	—	—	—	0,2032
Выслуга лет составляет 10% от основной зарплате					0,0167

Примечание. Полная сменная зарплата рабочих определена из расчета перевыполнения нормы выработки на 10% и начисления премии в размере 20%.

Таблица 46

Наименование материалов	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
ВВ (аммонит)	кг	0,300	0,21	0,0630
Капсулы-детонаторы	шт.	0,088	0,02	0,0018
Электродетонаторы	шт.	0,011	0,05	0,0006
Огнепроводный шнур	м	0,450	0,02	0,0090
Электропровод	м	0,025	0,018	0,0005
Твердые сплавы	кг	0,00054	27,00	0,0146
Буровая сталь	кг	0,020	0,31	0,0062
Штанговая крепь (сталь)	кг	0,138	0,16	0,0221
Итого	—	—	—	0,1178
Неучтенные материалы	%	3,5	—	0,0041
Всего	—	—	—	0,1219

Таблица 47

Вид энергии	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Сжатый воздух	м ³	13,5	0,002	0,0270
Электроэнергия	квт · ч	4,73	0,01	0,0473
Итого	—	—	—	0,0743

Таблица 48

Наименование оборудования	Число	Первоначальная стоимость, руб.		Норма амортизации, % в год	Время работы оборудования в панели, лет	Амортизационные отчисления, руб.
		единицы	всего			
Экскаватор Э-7515	2	25 000	50 000	18,5	1,7	17300,0
Электросамосвалы ТКАС-5	6	1 500	9 000	11,2	1,7	1715,0
Буровая каретка СБК-4	1	6 000	6 000	34,6	0,5	1040,0
Буровая каретка ББК-4	2	6 000	12 000	34,6	1,7	7050,0
Вагонетка ТКВ-10	1	1 500	1 500	23,0	0,5	172,0
Самоходный полук	2	3 500	7 000	23,0	1,7	2735,0
Вентиляторы ВМ-200	2	134	268	22,0	0,5	40,5
Погрузочная машина МПЗ-1	1	8 000	8 000	34,6	0,5	1390,0
Бульдозеры БП-1	2	3 000	6 000	25,0	1,7	2550,0
Прожекторы ПЭ-35	4	16,6	66,4	48,0	1,7	54,2
Перфораторы ПТ-29	3	94,4	283,2	50,0	1,5	212,0
Итого	—	—	100217,6	—	—	34258,7
Прочее оборудование	5%	—	5010,9	8,9	1,7	760,0
Запасные части	4%	—	4008,7	8,9	1,7	606,0
Всего	—	—	109237,2	—	—	35624,7
Текущий ремонт и содержание оборудования	7%	—	7640,0	—	—	—

Амортизационные отчисления на 1 т руды составят $35624,7 : 787\ 530 = 0,0453$ руб.

Расходы на текущий ремонт и содержание оборудования равны $7640 : 787\ 530 = 0,0097$ руб/т.

Таблица 49

Статьи затрат	Затраты, руб	
	на 1 т руды	всего
Зарплата:		
основная	0,168	132305,0
дополнительная	0,020	15750,6

Статьи затрат	Затраты, руб.	
	на 1 т руды	всего
Начисления на зарплату	0,016	12600,5
Выслуга лет	0,017	13388,0
Материалы	0,122	96078,7
Электроэнергия	0,047	37013,9
Сжатый воздух	0,027	21263,3
Амортизационные отчисления	0,045	35624,7
Текущий ремонт и содержание оборудования	0,010	7640,0
Итого себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк)	0,472	371664,7

§ 2. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНЫХ ШТРЕКОВ

Расчет системы разработки подэтажных штреков производится для следующих горнотехнических условий.

Разрабатывается месторождение железных руд. Крепость руды 8—10; мощность 15 м; угол падения 60°. Среднее содержание железа в руде 58,7%; объемный вес руды 3,7 т/м³. Руда устойчивая, петрециноватая. Вмещающие породы — железистые кварциты и роговики крепостью 10—12 также достаточно устойчивые и допускают значительные обнажения. Содержание железа во вмещающих породах составляет 32,4%.

Вариант системы разработки подэтажными штреками выполняется с устройством наклонного плоского днища и выпуском руды в лежачем боку (рис. 62).

Устройство наклонного днища, по сравнению с горизонтальным, снижает объем нарезных работ и обеспечивает лучшую устойчивость потолочины для нижележащего горизонта.

Размеры камер и целиков при данном варианте системы разработки выбираются опытным путем, в зависимости от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, глубины разработки, размеров месторождения и характера проявления горного давления, интенсивности отработки камерных запасов и др.

Ниже приведены основные параметры системы:

Длина блока по простиранию, м	50
Длина камеры, м	40
Ширина камеры, м	15
Ширина междукammerного целика, м	10
Высота подэтажа, м	20
Высота этажа, м	80
Высота подсечки, м	10
Расстояние между дучками, м	10*
Толщина потолочины, м	10

* После обрушения потолочины с целью более полного извлечения руды расстояние между выпускными дучками уменьшается вдвое за счет проходки дополнительных дучек.

Подготовительные и нарезные работы в блоке при данной системе разработки заключаются в проведении откаточных ортов-заездов, блоковых вентиляционно-ходовых восстающих (рудных и полесвых), штрека скреперования, подэтажных штреков, ортов и выработок, необходимых для отрезки камеры. Расположение этих выработок видно из рис. 62, а размеры их приведены в табл. 51. Сечения выработок выпуска и доставки руды приняты с учетом увеличения размера кондиционного куска до 600—700 мм (против 300—350 мм).

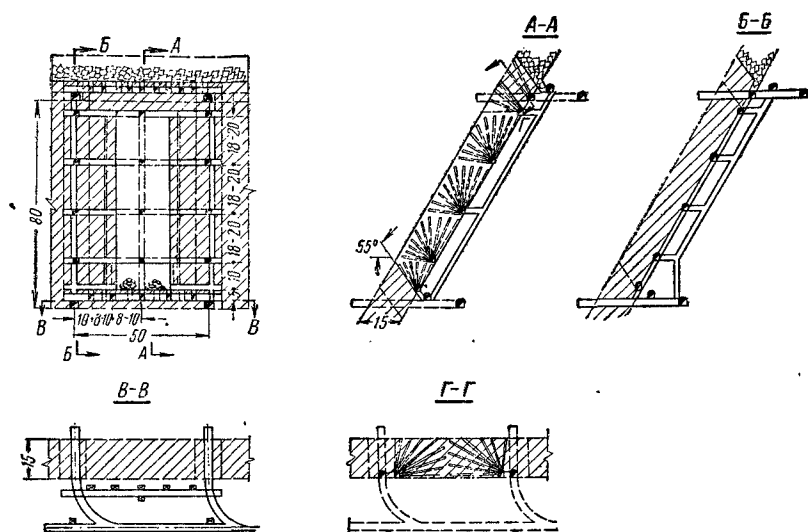


Рис. 62. Система разработки подэтажными штреками с отбойкой руды глубокими скважинами

Очистные работы состоят из отрезки и подсечки камеры, выемки ее запасов, обрушения потолочины и отработки междукammerного целика.

Камеры обрабатывают от центра блока к флангам. Это увеличивает фронт очистных работ и сокращает время отработки блока. Руду в камере отбивают глубокими скважинами, которые бурят из подэтажных штреков станками НКР-100. Взрывание зарядов скважин производят с миллисекундным замедлением с применением пиротехнических реле КЗДШ-58. Руду доставляют скреперными установками ЛС-45 непосредственно в вагонетки. Для этого скреперная выработка проводится на уровне кровли орта-заезда.

Расчет очистной выемки. Образование отрезной щели (отрезка камеры). Отрезную щель шириной 4 м образуют по середине камеры взрыванием нисходящих глубоких скважин, пробуренных станками НКР-100 из заходов каждого подэтажа, от всякого бока к лежащему (рис. 63).

Порядок работ при этом следующий. Первоначально несколькими весрами шпуров производят подсечку камеры. Затем происходит постепенная отрезка ее глубо-

кими скважинами на каждом подэтаже. Скважины расположены в два ряда с расстоянием между ними 2—2,5 м (см. рис. 63). Скважины бурят по направлению падения рудного тела и взрывают на отрезной восстающий, пройденный висячем боку. Число одновременно взрываемых скважин 4. После каждого взрыва руда выпускается, затем производится следующий взрыв.

Число шпуров для подсечки камеры определяется графическим путем, при этом исходят из принятого расстояния между их концами, равного 1,5—2 м, и между веерами 1,5 м. Получается 18 шпуров.

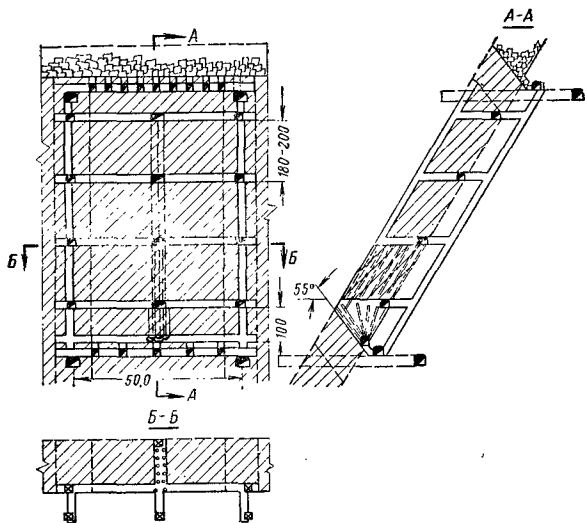


Рис. 63. Отрезка камеры глубокими скважинами, пробуренными из заходок сверху вниз

Суммарная длина шпуров равна

$$L_{об} = Nl = 18 \cdot 9 = 162 \text{ м.}$$

Количество отбитой при подсечке камеры руды составляет

$$\begin{aligned} T_{под} &= \frac{M+a}{2} h_{под} b \gamma_p - S_v h_v \gamma_p = \\ &= \frac{15+3}{2} \cdot 9 \cdot 4 \cdot 3,7 - 2,25 \cdot 11 \cdot 3,7 = 1100 \text{ т,} \end{aligned}$$

где

M — мощность залежи (верхнее основание трапеции), м;

a — ширина подсечной выработки (нижнее основание трапеции), м;

$h_{под}$ — высота подсечки (высота трапеции), м;

b — ширина подсечки (отрезной щели), м;

γ_p — удельный вес руды, т/м³;

$S_v h_v \gamma_p$ — количество руды, добытой из отрезного восстающего в пределах подсечного пространства.

Выход руды с 1 м шпура по формуле (113) составляет

$$\lambda = \frac{T_{под}}{L_{об}} = \frac{1100}{162} = 6,8 \text{ т.}$$

Производительность труда бурильщика при норме выработки на бурение шпуров диаметром 85 мм, равной 11,2 м/смену (согласно Справочнику норм выработки для шахт Криворожского бассейна, см. табл. 38), рассчитывается по формуле (98)

$$П_б = k_{\text{пер}} H'_б \lambda = 1,1 \cdot 11,2 \cdot 6,8 = 84,0 \text{ м/смену},$$

где

$k_{\text{пер}}$ — коэффициент перевыполнения нормы.

Шпуров заряжают аммонитом № 6 и 7 в специальных патронах диаметром 65 мм, длиной 0,5 м и весом 1,6 кг. Способ взрывания шпуров огневой. Производительность труда взрывника определяется из расчета, что один взрывник в смену заряжает 8—10 шпуров длиной по 8—10 м каждый (данные практики рудников Криворожского бассейна), и подсчитывается по формуле

$$П_в = Nl\lambda = 9 \cdot 9 \cdot 6,8 = 550 \text{ м/смену},$$

где N — число заряжаемых шпуров;

l — средняя длина шпура, м;

λ — выход руды с 1 м шпура, т.

Для образования отрезной щели на всю высоту камеры (в пределах трех подэтажей) необходимо пробурить 42 глубокие скважины длиной по 17 м каждая. Тогда общая длина скважин составит

$$L_{об} = 42 \cdot 17 = 714 \text{ м}.$$

Количество руды, отбиваемой глубокими скважинами при отрезке камеры, составляет

$$T_{\text{ш}} = n_{\text{п}} [Mh_{\text{п}}b\gamma_{\text{р}} - (S_{\text{в}}h'_{\text{п}}\gamma_{\text{р}} + S_3M\gamma_{\text{р}})] =$$

$$= 3 \cdot [15 \cdot 20 \cdot 4 \cdot 3,7 - (2,25 \cdot 23 \cdot 3,7 + 10,5 \cdot 15 \cdot 3,7)] = 11\,000 \text{ т},$$

где $n_{\text{п}}$ — число подэтажей;

$h_{\text{п}}$ — высота подэтажа, м;

M — мощность залежи (ширина камеры), м;

b — ширина отрезной щели, м;

$S_{\text{в}}h'_{\text{п}}\gamma_{\text{р}}$ — количество руды, добытой из восстающего в пределах подэтажа, т;

$S_3M\gamma_{\text{р}}$ — количество руды, добытой из одной буровой заходки, т.

Выход руды с 1 м скважины, согласно формуле (113), равен

$$\lambda = \frac{T_{\text{ш}}}{L_{об}} = \frac{11\,000}{714} = 15,5 \text{ т}.$$

Производительность труда бурового мастера по отрезке камеры при норме выработки на станок НКР-100, равной 10,5 м/смену, по формуле (121) составит

$$П_{б.м} = k_{\text{пер}} H_{б.м} \lambda = 1,1 \cdot 10,5 \cdot 15,5 = 180 \text{ м/смену}.$$

Производительность помощника бурового мастера¹ также равна 180 м/смену.

Скважины заряжают аммонитом № 6 и 7 в патронах диаметром 90 мм, длиной 0,5 м и весом 3,2 кг. Способ взрывания глубоких скважин электрический с детонирующим шнуром и пиротехническими реле КЗДП-58.

Производительность труда взрывника принимается, по данным практики, равной 750 м/смену.

Производительность труда скрепериста при работе на скреперной установке ЛС-45 со скрепером шириной 1000—1100 мм и емкостью 0,35 м³, согласно формуле (119), составляет

$$П_с = k_{\text{пер}} H_с = 1,1 \cdot 165 = 183 \text{ м/смену}.$$

¹ Станок НКР-100 обслуживают два человека: буровой мастер и его помощник.

Расход ВВ на 1 м руды по формулам (125) и (116) составит:

а) при подсечке камеры шпурами

$$q'_{ВВ} = \frac{Nlk_3\gamma}{T_{\text{под}}} k_{в.л} = \frac{18 \cdot 9 \cdot 0,85 \cdot 3,2}{1100} \cdot 1,25 = 0,5 \text{ кг/м}$$

б) при отрезке камеры глубокими скважинами

$$q''_{ВВ} = \frac{L_{об}k_3\gamma}{T_{\text{ш}}} k_{в.л} = \frac{714 \cdot 0,85 \cdot 6,4}{11000} \cdot 1,25 = 0,44 \text{ кг/м}$$

Расход капсулей-детонаторов при подсечке камеры по формуле (102) составляет

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1n_{\text{дет}}N}{T_{\text{под}}} = \frac{1,1 \cdot 2 \cdot 18}{1100} = 0,036 \text{ шт/м}$$

Расход пиротехнических реле КЗДШ-58 при взрывании глубоких скважин по формуле (102) составляет

$$q_{\text{КЗДШ}} = \frac{1,1n_{\text{КЗДШ}}N}{T_{\text{ш}}} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 42}{11000} = 0,0042 \text{ шт/м}$$

Расход огнепроводного шнура, согласно формуле (17), составляет

$$l'_{\text{ш}} = \frac{L_{об}}{T_{\text{под}}} = \frac{2l_{\text{ш}}N}{T_{\text{под}}} = \frac{2 \cdot 3,5 \cdot 18}{1100} = 0,12 \text{ м/м}$$

где $l_{\text{ш}}$ — длина огнепроводного шнура, м.

Расход детонирующего шнура при взрывании глубоких скважин по формуле (103) составляет

$$q_{\text{д. ш}} = \frac{n_{\text{ш}}L_{об}k}{T_{\text{ш}}} = \frac{2 \cdot 714 \cdot 1,3}{11000} = 0,17 \text{ м/м}$$

Расход электродетонаторов, необходимых для взрывания глубоких скважин, определяется из расчета расхода их по 2 штуки на каждый взрыв по формуле (102)

$$q_{\text{э. дет}} = \frac{1,1n_{\text{дет}}N}{4T_{\text{ш}}} = \frac{1,1 \cdot 2 \cdot 42}{4 \cdot 11000} = 0,002 \text{ шт/м}$$

где N — число взрывов (взрывается сразу по 4 скважины).

Расход сжатого воздуха по формулам (21) и (128) составляет:

а) при бурении шпуров перфоратором ПТ-29

$$q'_{\text{сж. в}} = \frac{q_{\text{п}}n_{\text{п}}t_{\text{б}}k_1k_2}{T_{\text{под}}} = \frac{4,2 \cdot 1 \cdot 3300 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{1100} = 18 \text{ м}^3/\text{м}$$

При этом чистое время бурения шпуров составляет

$$t_{\text{б}} = \frac{360L_{об}k_{ис}}{P'_{\text{б}}} = \frac{360 \cdot 162 \cdot 0,7}{12,3} = 3300 \text{ мин.}$$

где $P'_{\text{б}}$ — производительность труда бурильщика, м/смену;

б) при бурении глубоких скважин станками НКР-100

$$q''_{\text{сж. в}} = \frac{q_{\text{с}}n_{\text{с}}t_{\text{б}}k_1k_2}{T_{\text{ш}}} = \frac{9 \cdot 1 \cdot 17800 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{11000} = 20,6 \text{ м}^3/\text{м}$$

где t_6 — чистое время бурения глубоких скважин, равно

$$t_6 = \frac{360L_{об}k_{нс}}{П_{б.м}} = \frac{360 \cdot 714 \cdot 0,8}{11,6} = 17\ 800 \text{ мин.}$$

где $П_{б.м}$ — производительность труда бурового мастера, *м/смену*.

Расход электроэнергии по формуле (130) составляет:

а) при доставке руды скреперной установкой ЛС-45.

$$W'_э = \frac{N_{дв} t_{см} k_{нс}}{\tau_{дв} П_c} = \frac{45 \cdot 6 \cdot 0,65}{0,87 \cdot 183} = 1, \text{ квт} \cdot \text{ч/т}$$

б) при бурении глубоких скважин станком НКР-100

$$W''_э = \frac{N_{дв} t_{см} k_{нс}}{\tau_{дв} П_{б.м}} = \frac{2,8 \cdot 6 \cdot 0,70}{0,9 \cdot 180} \approx 0,07 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.}$$

Расход твердых сплавов определяется по формуле (126):

а) при бурении штанговых шпуров из расчета, что одной коронкой бурится 16—20 м (коронка выдерживает в среднем 4—5 заточек),

$$q'_{спл} = \frac{n_{кор} q'_{кор}}{T_{под}} = \frac{L'_{об} q'_{кор}}{l' T_{под}} = \frac{162 \cdot 185}{18 \cdot 11\ 000} = 1,5 \text{ г/т,}$$

где l' — общая длина шпуров при бурении их одной коронкой, м;

б) при бурении глубоких скважин

$$q''_{спл} = \frac{n_{кор} q''_{кор}}{T_{ш}} = \frac{L''_{об} q''_{кор}}{l'' T_{ш}} = \frac{714 \cdot 290}{20 \cdot 11\ 000} = 0,94 \text{ г/т,}$$

где l'' — общая длина глубоких скважин при их бурении одной коронкой, м.

Расход стали буровых коронок составляет:

а) при бурении шпуров

$$q'_{ст} = \frac{L'_{об} q_{ст}}{l' T_{под}} = \frac{162 \cdot 1,24}{18 \cdot 11\ 000} = 0,01 \text{ кг/т,} \quad (251)$$

где $\frac{L'_{об}}{l'}$ — число коронок, которое необходимо затратить на бурение шпуров при подсечке камеры;

$q_{ст}$ — средний вес одной коронки, кг;

б) при бурении глубоких скважин

$$q''_{ст} = \frac{L''_{об} q_{ст}}{l'' T_{ш}} = \frac{714 \cdot 3,5}{20 \cdot 11\ 000} = 0,011 \text{ кг/т.}$$

Расход стали и троса при доставке руды скреперными установками принимается по данным практики рудников Криворожского бассейна и составляет соответственно 0,041 и 0,027 кг/т.

Отработка камерных запасов. При данной системе разработки запасы камер отрабатываются отбойкой вертикальных глубоких скважин и шпуров, причем скважинами отбивают руду на подэтажах, а шпурами — непосредственно в потолочине и в траншее наклонного днища (см. рис. 62). При взрывании шпуров достигается лучшая устойчивость потолочины и выработка выпуска вследствие уменьшенного сейсмического действия на них зарядов ВВ.

Линия наименьшего сопротивления для глубоких скважин принимается равной 4—5 м и для штанговых шпуров 1,8—2,2 м (по данным практики рудников Криворожского бассейна). Расстояние между концами глубоких скважин и шпуров равно линии наименьшего сопротивления (коэффициент сближения скважин и шпуров при крепости руды 8—10 равен единице).

Число и общая длина глубоких скважин и шпуров в одном веере определяются графическим путем и составляют соответственно 135 и 60 м (табл. 50).

Таблица 50

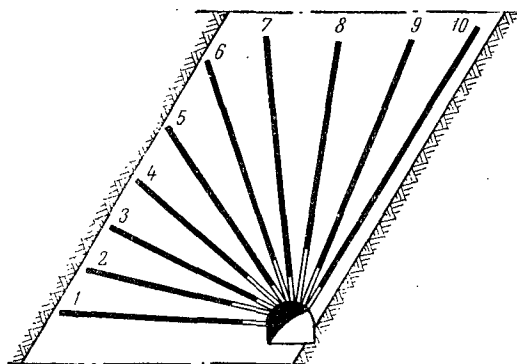
№ скважины	Длина скважины, м	Длина забойки, м	Длина заряда, м	Вес ВВ в 1 м скважины, кг	Вес заряда, кг
1	12,0	2,0	10,0	6,4	64
2	11,0	3,5	7,5	6,4	48
3	10,0	1,0	9,0	6,4	57
4	11,0	3,5	7,5	6,4	48
5	12,0	1,0	11,0	6,4	70
6	14,0	2,0	12,0	6,4	77
7	15,0	1,0	14,0	6,4	89
8	15,5	2,5	13,0	6,4	83
9	16,5	2,0	14,5	6,4	93
10	18,0	1,5	16,5	6,4	106
Итого . .	135,0	20,0	115,0	6,4	735

Примечание. Нумерация глубоких скважин произведена слева направо (см. рис. 64).

Количество руды, отбиваемой одним веером глубоких скважин, равно

$$T_c = M h_{\text{п}} W \gamma_p = 15 \cdot 20 \cdot 4 \cdot 3,7 = 4450 \text{ т.}$$

Количество руды, отбиваемой одним веером шпуров в траншее днища, составляет



$$T'_c = \frac{M + a}{2} h_{\text{под}} w \gamma_p = \frac{15 + 3}{2} \cdot 9 \cdot 2 \cdot 3,7 = 600 \text{ т.}$$

Выход руды с 1 м скважины и с 1 м шпура по формуле (113) составит соответственно

$$\lambda = \frac{T_c}{\sum l} = \frac{4450}{135} = 33 \text{ т}$$

и

$$\lambda' = \frac{T'_c}{\sum l'} = \frac{600}{60} = 10 \text{ т.}$$

Рис. 64. Схема расположения глубоких скважин на подэтажах

Производительность труда бурового мастера и его помощника при норме выработки на станок ПКР-100, равной 10,5 м/смену, определяется из выражения (121)

$$П_{б. м} = k_{\text{пер}} H_{б. м} \lambda = 1,1 \cdot 10,5 \cdot 33 = 380 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда бурильщика при норме выработки по бурению штанговых шпуров, равной 11,2 м/смену, по формуле (121) равна

$$П_б = k_{\text{пер}} H_б \lambda' = 1,1 \cdot 11,2 \cdot 10 = 123 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда взрывника принимается по данным практики рудников Криворожского бассейна:

а) при отбойке руды шпурами 500—700 *т/смену*;

б) при отбойке руды глубокими скважинами 1000—1200 *т/смену*.

Производительность труда машиниста скреперной установки принимается такой же, как и при отрезке камеры, т. е. равной 183 *т/смену*.

Расход основных материалов и энергии при обработке камерных запасов будет следующий.

Количество ВВ для отбойки руды (с учетом вторичного дробления) по формулам (125) и (116) составит:

а) глубокими скважинами

$$q_{ВВ} = \frac{\sum l\gamma k_3 k_{вд}}{T_c} = \frac{135 \cdot 6,4 \cdot 0,85 \cdot 1,25}{4450} = 0,210 \text{ кг/т};$$

б) штанговыми шпурами

$$q_{ВВ} = \frac{\sum l'\gamma' k_3 k_{вд}}{T'_c} = \frac{60 \cdot 3,2 \cdot 0,85 \cdot 1,25}{600} = 0,270 \text{ кг/т}.$$

Расход детонирующего шнура при взрывании глубоких скважин по формуле (103) составляет

$$q_{д. ш} = \frac{n_n \sum lk}{T_c} = \frac{2 \cdot 135 \cdot 1,3}{4450} = 0,08 \text{ м/т}.$$

Расход пиротехнических реле КЗДШ-58 при взрывании глубоких скважин, согласно формуле (102), составляет

$$q_{КЗДШ} = \frac{1,1n_{КЗДШ}N}{T} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 10}{4450} = 0,003 \text{ шт/т}.$$

Расход огнепроводного шнура и капсулей-детонаторов при взрывании шпуров по формулам (17) и (102) составляет соответственно

$$l'_{ш} = \frac{L_{об}}{T'_c} = \frac{2l_{ш}N}{T'_c} = \frac{2 \cdot 3,5 \cdot 6}{600} = 0,07 \text{ м/т};$$

$$q_{дет} = \frac{1,1n_{дет}N}{T'_c} = \frac{1,1 \cdot 2 \cdot 6}{600} = 0,02 \text{ шт/т}.$$

Расход сжатого воздуха по формулам (21) и (128) составляет:

а) при бурении глубоких скважин

$$q_{сж. в} = \frac{q_{бс} t_6 k_1 k_2}{T_c} = \frac{9 \cdot 3375 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{4450} = 9,7 \text{ м}^3/\text{т},$$

где

$$t_6 = \frac{360 \sum lk_{ис}}{П_{б. м}} = \frac{360 \cdot 135 \cdot 0,8}{11,6} = 3375 \text{ мин};$$

б) при бурении шпуров

$$q_{сж. в} = \frac{q_{п} t_6 k_1 k_2}{T'_c} = \frac{4,2 \cdot 1220 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{600} = 12,1 \text{ м}^3/\text{т},$$

где

$$t_6 = \frac{360 \sum lk_{ис}}{П_6} = \frac{360 \cdot 60 \cdot 0,7}{12,3} = 1220 \text{ мин}.$$

Расход электроэнергии по формуле (130) составляет:

а) при доставке руды скреперной установкой ЛС-45 $1,1 \text{ квт} \cdot \text{ч/т}$;

б) при бурении глубоких скважин

$$W_э = \frac{N_{\text{дв}}' \text{см}^k \text{ис}}{\gamma_{\text{дв}} \Pi_{\text{б. м}}} = \frac{2,8 \cdot 6 \cdot 0,70}{0,9 \cdot 380} = 0,034 \text{ квт} \cdot \text{ч/т}.$$

Расход твердых сплавов по формуле (126) равен:

а) при бурении глубоких скважин

$$q_{\text{спл}}'' = \frac{n_{\text{кор}} q_{\text{кор}}''}{T_c} = \frac{\sum l q_{\text{кор}}''}{l' T_c} = \frac{135 \cdot 290}{20 \cdot 4450} = 0,44 \text{ г/т};$$

б) при бурении шпуров

$$q_{\text{спл}}' = \frac{n_{\text{кор}} q_{\text{кор}}'}{T_c'} = \frac{\sum l q_{\text{кор}}'}{l' T_c'} = \frac{60 \cdot 185}{18 \cdot 600} = 1,03 \text{ г/т}.$$

Расход стали буровых коронок, согласно формуле (251), равен:

а) при бурении глубоких скважин

$$q_{\text{ст}}'' = \frac{\sum l q_{\text{ст}}''}{l' T_c} = \frac{135 \cdot 3,5}{20 \cdot 4450} = 0,0053 \text{ кг/т};$$

б) при бурении шпуров

$$q_{\text{ст}} = \frac{\sum l q_{\text{ст}}}{l' T_c'} = \frac{60 \cdot 1,24}{18 \cdot 600} = 0,007 \text{ кг/т}.$$

Расход стали и троса при доставке руды скреперной установкой принимается равным соответственно 0,041 и 0,027 кг/т (смотри расчет отрезки камеры).

Отработка потолочины и междукамерного целика. Отработка потолочины и междукамерного целика производится массовым обрушением их глубокими скважинами. С целью достижения более полного извлечения руды обрушение потолочины и междукамерного целика производится в две стадии. Интервал замедления между этими стадиями обеспечивает скатывание руды, взорванной в первую очередь, к выпускным воронкам. Кроме того, на каждом подэтаже по оси целика в породах лежащего бока устраиваются улавливающие воронки (по две воронки на подэтаж) для выпуска зависшей руды.

Глубокие скважины бурят из буровых камер и подэтажных штреков веерами как для потолочины, так и для междукамерного целика. В потолочине из каждой буровой камеры бурится по два, а в междукамерном целике — по три веера скважин. Л. н. с. принимается равной 4—5 м при обрушении потолочины и 3—3,5 м при обрушении междукамерного целика.

Общая длина глубоких скважин для обрушения потолочины и междукамерного целика определена графически и составляет соответственно 610 и 1515 м.

Производительность труда бурового мастера (помощника его) составляет:

а) при обрушении потолочины

$$\Pi_{\text{б. м}}' = \frac{T_{\text{пот}}}{n_{\text{см}}'} = \frac{T_{\text{пот}} \alpha'}{(1 - R') n_{\text{см}}'} = \frac{21 \cdot 400 \cdot 0,56}{(1 - 0,10) \cdot 53} = 252 \text{ т/смену}, \quad (252)$$

где $T_{\text{пот}}$ — запасы руды в потолочине, т;

α' — коэффициент извлечения руды из потолочины;

R' — коэффициент разубоживания руды при извлечении ее из потолочины;

$n_{\text{см}}'$ — число задолженных смен бурового мастера (помощника его) на разбуривание потолочины, равное

$$n_{\text{см}}' = \frac{\sum l'}{\Pi_{\text{б. м}}} = \frac{610}{11,6} = 53 \text{ смены};$$

б) при обрушении междукамерного целика по формуле (252)

$$П_{б. м}'' = \frac{T_{о. мкц}}{n_{см}''} = \frac{T_{мкц} \alpha''}{(1 - R'') n_{см}''} = \frac{41\ 250 \cdot 0,70}{(1 - 0,10) \cdot 131} = 245 \text{ т/смену};$$

где

$$n_{см}'' = \frac{\sum l''}{П_{б. м}} = \frac{1515}{11,6} = 131 \text{ смена.}$$

Производительность труда взрывника и машиниста скреперной установки при отработке потолочины и междукамерного целика принимаются такими же, как и при выемке камерных запасов руды (см. табл. 52).

Расход основных материалов и энергии при отработке потолочины и междукамерного целика определяется так же, как и при выемке камерных запасов.

Расход ВВ' по формулам (125) и (116) составляет:

а) при отработке потолочины

$$q'_{ВВ} = \frac{\sum l' \gamma k_3 k_{вд}}{T_{о. пот}} = \frac{610 \cdot 6,4 \cdot 0,85 \cdot 1,25}{13\ 350} = 0,290 \text{ кг/т};$$

б) при отработке междукамерного целика

$$q''_{ВВ} = \frac{\sum l'' \gamma k_3 k_{вд}}{T_{о. мкц}} = \frac{1515 \cdot 6,4 \cdot 0,85 \cdot 1,25}{32\ 100} = 0,321 \text{ кг/т},$$

где $T_{о. пот}$ и $T_{о. мкц}$ — видимое извлечение руды, отбитой соответственно из потолочины и междукамерного целика, в тоннах.

Расход детонирующего шнура по формуле (103) составляет:

а) при отработке потолочины

$$q'_{шн} = \frac{n_n \sum l' k}{T_{о. пот}} = \frac{2 \cdot 610 \cdot 1,3}{13\ 350} = 0,12 \text{ м/т};$$

б) при отработке междукамерного целика

$$q''_{шн} = \frac{n_n \sum l'' k}{T_{о. мкц}} = \frac{2 \cdot 1515 \cdot 1,3}{32\ 100} = 0,122 \text{ м/т}.$$

Расход пиротехнических реле КЗДШ-58 по формуле (102):

а) при обрушении потолочины

$$q'_{КЗДШ} = \frac{1,1 n_{КЗДШ} N'}{T_{о. пот}} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 32}{13\ 350} = 0,003 \text{ шт/т};$$

б) при обрушении междукамерного целика

$$q''_{КЗДШ} = \frac{1,1 n_{КЗДШ} N''}{T_{о. мкц}} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 123}{32\ 100} = 0,0042 \text{ шт/т}.$$

Расход сжатого воздуха по формулам (21) и (128) составляет:

а) при разбурировании потолочины

$$q'_{сж. в} = \frac{q_б \cdot c \cdot t_6' k_1 k_2}{T_{о. пот}} = \frac{9 \cdot 15\ 250 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{13\ 350} = 14,6 \text{ м}^3/\text{т},$$

$$t_6' = \frac{360 \sum l' k_{ис}}{П_{б. м}} = \frac{360 \cdot 610 \cdot 0,8}{11,6} = 15\ 250 \text{ мин};$$

Наименование выработок и видов работ	Число выр-боток	Размеры			Длина, м		Объем, м ³		Объемный вес руды, гр м/м ³	Промышленный запас Г, т	Количество потери II	
		ширина, м	высота, м	площадь, м ²	по руле	по породе	руды	порода			%	т

Подготовительные

Откаточный штрек	1	2,9	3,1	9,0	—	50	—	450	—	—	—	—
Орт-заезд	1	2,9	3,1	9,0	15	27	135	243	3,7	500	—	—
Блоковый восстаю- щий	1	1,5	1,5	2,25	—	90	—	203	—	—	—	—
Вентиляционный вос- стающий	1	1,5	1,5	2,25	—	95	—	214	—	—	—	—
Итого	—	—	—	—	15	252	135	1110	3,7	500	—	—

Нарезные

Штрек скреперова- ния	1	2,5	2,3	5,7	—	50	—	285	—	—	—	—
Подэтажные штреки	5	2,5	2,5	6,25	250	—	1562	—	3,7	5 800	—	—
Рудные восстающие в междукамерном целике	1	1,5	1,5	2,25	90	—	203	—	3,7	750	—	—
Отрезной восстаю- щий	1	1,5	1,5	2,25	92	—	207	—	3,7	770	—	—
Отрезные подэтаж- ные орты	4	3,0	2,5	7,5	60	—	450	—	3,7	1 660	—	—
Подэтажные орты	6	2,0	2,0	4,0	—	24	—	96	—	—	—	—
Выпускные дучки	17	2,0	2,0	4,0	—	68	—	272	—	—	—	—
Буровые камеры	2	3,0	2,5	7,5	10	—	75	—	3,7	280	—	—
Итого	—	—	—	—	502	142	2497	653	3,7	9 260	—	—

Очистные

Отрезная щель	—	—	—	—	—	—	—	—	—	14 240	2,0	285
Подсечка камеры	—	—	—	—	—	—	—	—	—	10 200	—	—
Отработка камеры	—	—	—	—	—	—	—	—	—	126 150	3,0	3785
Выемка потолочины	—	—	—	—	—	—	—	—	—	21 400	44,0	9400
Выемка междукамер- ного везика	—	—	—	—	—	—	—	—	—	41 250	30,0	12370
Итого	—	—	—	—	—	—	—	—	—	213 240	12,0	25840
Всего	—	—	—	—	517	391	—	—	3,7	223 000	11,5	25840

Коэффициент извлечения, α	Извлечение руды с учетом потерь		Содержание металла, %			Разубоживание			Видимое извлечение		%, к видимому извлечению блока
	$\frac{T_H}{T} \cdot 100, \%$	$T_H = T\alpha$	в рудном массиве p	в добываемой руде q	в породах r	потери качества $p - q, \%$	коэффициент разубоживания $R = \frac{p-q}{p-r}, \%$	количество пустых пород $D = T_0 R, \%$	$T_0 = \frac{T\alpha}{1-R}, T$	отношение $\frac{T_0}{T} \cdot 100, \%$	

работы

1,0	100	500	58,7	58,7	32,4	—	—	—	500	100	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1,0	100	500	58,7	58,7	32,4	—	—	—	500	100	0,2

работы

1,0	100	5 800	58,7	58,7	32,4	—	—	—	5 800	100	—
1,0	100	750	58,7	58,7	32,4	—	—	—	750	100	—
1,0	100	770	58,7	58,7	32,4	—	—	—	770	100	—
1,0	100	1 660	58,7	58,7	32,4	—	—	—	1 660	100	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1,0	100	280	58,7	58,7	32,4	—	—	—	280	100	—
1,0	100	9 260	58,7	58,7	32,4	—	—	—	9 260	100	4,5

работы

0,98	98	13 955	58,7	58,7	32,4	0,53	2,0	285	14 240	100	—
1,0	100	10 200	58,7	58,7	32,4	—	—	—	10 200	100	—
0,97	97	122 365	58,7	57,91	32,4	0,79	3,0	3785	126 150	100	—
0,56	56	12 000	58,7	56,07	32,4	2,63	10,0	1350	13 350	62,3	—
0,7	70	28 880	58,7	56,07	32,4	2,63	10,0	3220	32 100	80,6	—
0,88	88	187 400	58,7	57,54	32,4	1,16	4,4	8640	196 040	92,2	95,3
0,885	88,5	197 160	58,7	57,60	32,4	1,10	4,2	8640	205 800	92,4	100

Таблица 52

Наименование выработок и видов работ	Видное из- влечение		Буряльщик м/с-м чел- всего	Буровой мастер м/с-м чел- всего	Помощник бурового мастера м/с-м чел- всего		Машинист ПМД-5 м/с-м чел- всего		Помощник машиниста ПМД-5 м/с-м чел- всего		Машинист скрепной установки м/с-м чел- всего		Крепильщик м/с-м чел- всего	
	%	т (м ³)			м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего	м/с-м чел- всего		
Откаточный штрек	—	(450)	7,8	57,5	—	—	18,0	25,0	18,0	25,0	—	—	14,4	31,2
Орт-заезд	—	(243)	8,5	28,6	—	—	18,0	13,5	18,0	13,5	—	—	14,4	16,9
То же, по руде	—	500	31,4	16,0	—	—	66,5	7,5	66,5	7,5	—	—	53,2	9,4
Блоковый восстающий	—	(203)	3,0	67,7	—	—	31,5	6,5	31,5	6,5	—	—	7,6	26,7
Вентиляционный восста- ющий	—	(214)	3,0	71,4	—	—	—	—	—	—	66,0	3,2	7,6	28,1
Итого	0,2	500	2,1	241,2	—	—	9,5	52,5	9,5	52,5	156,2	3,2	4,5	112,3
Нарезные работы														
Штрек скреперования	—	(285)	6,0	47,5	—	—	—	—	—	—	13,5	21,1	8,2	35,0
Подэтажные штреки	—	5800	27,5	211,0	—	—	—	—	—	—	85,0	68,2	—	—
Рудные восстающие в междукамерном целике	—	750	13,4	56,0	—	—	—	—	—	—	—	—	28,0	26,8
Отрезной восстающий	—	770	13,4	57,5	—	—	—	—	—	—	245	3,1	28,0	27,5
Отрезные подэтажные орты	—	1 660	30,0	55,3	—	—	—	—	—	—	66,0	25,2	—	—
Подэтажные орты	—	(96)	5,1	18,8	—	—	—	—	—	—	17,8	5,4	—	—
Выпускные дучки	—	(272)	8,0	34,0	—	—	—	—	—	—	66,0	4,2	7,6	35,8
Буровые камеры	—	280	30,0	9,3	—	—	—	—	—	—	—	—	27,3	10,2
Итого	4,5	9 260	19,0	489,4	—	—	—	—	—	—	73,0	127,2	68,5	135,3
Очистные работы														
Отрезная щель	—	14 240	—	180	79	180	79	—	—	—	183	78,0	—	—
Подсечка камеры	—	10 200	123	83,0	—	—	—	—	—	—	183	56,0	—	—
Обработка камеры	—	126 150	—	380	332	380	332	—	—	—	183	690,0	—	—
Выемка поглоточны	—	13 350	—	252	53	252	53	—	—	—	183	73,0	—	—
Выемка междукамерного целика	—	32 100	—	245	131	245	131	—	—	—	183	175,0	—	—
Итого	95,3	196 040	2360	83,0	330	595	330	595	330	595	1072,0	4	—	—
Всего	100	205 800	2480	83,0	346	595	346	595	3930	52,5	171	1302,4	835	247,6

Продолжение табл. 52

Наименование выработок и видов работ	Помощник крепыльщика		Немеханизи- рованная уборка		Взрывник		Старший рабо- чий по настел- ке пути		Младший ра- бочий по на- стелке пути		Производитель- ность труда ра- бочего по системе		Производи- тельность забоя	
	т/мсе	цен- смен	т/мсе	цен- смен	т/мсе	цен- смен	т/мсе	цен- смен	т/мсе	цен- смен	т/мсе	цен- смен	т/мсе	цен- смен
Откаточный штрек	14,4	31,2	—	—	—	—	50,4	8,9	50,4	8,9	2,4	187,7	7,8	57,5
Орт-заезд	14,4	16,9	—	—	—	—	42,0	5,8	42,0	5,8	2,4	101,0	8,5	28,6
То же, по руде	53,2	9,4	—	—	—	—	186	2,7	186	2,7	9,1	55,2	31,4	16,0
Блоковый восстающий	7,6	26,7	—	—	—	—	—	—	—	—	1,5	134,1	3,0	67,7
Вентиляционный восста- ющий	7,6	28,1	—	—	—	—	—	—	—	—	1,6	130,8	3,0	71,4
Итого	4,5	112,3	—	—	—	—	28,8	17,1	—	—	0,82	608,8	2,12	241,2
Подготовительные работы														
Штрек скрепления	8,2	35,0	—	—	—	—	—	—	—	—	2,0	144,6	9,0	31,7
Подэтажные штреки	—	—	6,0	—	—	—	—	—	—	—	19,0	304,2	27,5	211,0
Рудные восстающие в междукамерном целике	28,0	26,8	—	—	—	—	—	—	—	—	6,9	109,6	20,1	37,3
Отрезной восстающий	28,0	27,5	—	—	—	—	—	—	—	—	6,7	115,6	20,1	38,4
Отрезные подэтажные орты	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	15,7	105,5	30,0	55,3
Подэтажные орты	7,6	35,8	—	—	—	—	—	—	—	—	4,0	24,2	5,1	18,8
Выпускные лучки	27,3	10,2	16,5	—	—	—	—	—	—	—	2,5	109,8	8,0	34,0
Буровые камеры	—	—	17,0	—	—	—	—	—	—	—	6,0	46,7	30,0	9,3
Итого	68,5	135,3	127,0	73,0	—	—	—	—	—	—	9,7	960,2	21,2	435,8
Очистные работы														
Отрезная щель	—	—	—	—	750	19	—	—	—	—	—	255	180	79,0
Подсечка камеры	—	—	—	—	600	17	—	—	—	—	—	156	123	83,0
Отработка камеры	—	—	—	—	1200	105	—	—	—	—	—	1459	183	690,0
Высмка потолочны	—	—	—	—	800	17	—	—	—	—	—	196	183	73,0
Высмка междукамерно- го целика	—	—	—	—	800	40	—	—	—	—	—	477	183	175
Итого	—	—	—	—	992	198	—	—	—	—	78,5	2543	179	1100
Всего	835	247,6	2820	73,0	1040	198	—	—	—	—	50,0	4112	—	177

Наименование выработок	Видимое из- влечение		ВВ		Огнепровод- ный шнур		Детонирую- щий шнур		Капсюли- детонаторы		Электродето- наторы		Реле КЗДЦШ-58		Лесные материалы	
	%	т (м³)	кг/т	всего, кг	м/т	всего, м	м/т	всего, м	шт/т	всего, шт.	шт/т	всего, шт.	шт/т	всего, шт.	м³/т	всего, го м³
Подготовительные работы																
Откаточный штрек	—	(450)	2,3	1 035	5,4	2 430	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Орт-заезд	—	(243)	2,3	560	5,4	1 310	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
То же, по руде	—	500	0,62	310	1,5	750	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Блоковые выстающие	—	(203)	5,5	1 120	7,5	1 520	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Вентиляционный выста- ющий	—	(214)	5,5	1 180	7,5	1 610	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	0,2	500	8,4	4 205	15,2	7 620	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Нарезные работы																
Штрек скреперования	—	(285)	2,2	627	4,4	1 250	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Подэтажные штреки	—	5 800	0,8	4 650	1,4	8 120	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Рудные выстающие в междукамерном цикле	—	750	1,5	1 130	2,0	1 500	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Отрезной выстающий	—	770	1,5	1 160	2,0	1 540	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Отрезные подэтажные орты	—	1 660	0,75	1 240	1,3	2 160	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Подэтажные орты	—	(96)	2,3	221	5,4	518	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Выпускные дучки	—	(272)	5,5	1 500	7,5	2 040	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Буровые камеры	—	280	0,8	224	1,4	390	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	4,5	9 260	1,16	10 752	1,89	17 518	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Очистные работы																
Отрезная щель	—	14 240	0,44	6 270	—	126	0,17	2 420	—	—	—	—	—	—	—	—
Подсечка камеры	—	10 200	0,27	2 760	0,07	7 140	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Отработка камеры	—	126 150	0,21	26 500	—	—	0,08	10 100	—	—	—	—	—	—	—	—
Выемка поголопочки	—	13 350	0,29	3 870	—	—	0,12	1 600	—	—	—	—	—	—	—	—
Выемка междукамерно- го щелька	—	32 100	0,32	10 250	—	—	0,12	3 850	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	95,3	196 040	0,253	49 650	0,087	7 266	0,092	17 970	0,0012	244	0,0019	369,3	0,0018	354,4	—	—
Всего	100,0	205 800	0,315	64 607	0,157	32 404	0,087	17 970	0,046	9531	0,0018	369,3	0,0017	354,4	0,0004	74,4

Наименование выработок	Буровая сталь		Твердые сплавы		Металличес- кие штанги		Трос		Металл на скрепки		Рельсы		Сжатый воздух		Электроэнергия	
	кг/т	всего, кг	кг/т	всего, кг	шт/т	всего, шт.	кг/т	всего, ка	кг/т	всего, т	кг/т	всего, т	кг/т	всего, м ³	кат. ч/т	всего, кат. ч
Подготовительные работы																
Откаточный штрек . . .	0,04	18,0,0,005		2,3	0,8	360					8,5	3830	247	111 000		
Орт-заезд	0,04	9,7,0,005		1,2	0,8	194					8,5	2060	247	600 000		
То же, по руде	0,011	5,5,0,0013		0,6	0,22	110					2,3	1150	67	33 600		
Блоковый восстающий .	0,04	8,1,0,005		1,0									374	76 000		
Вентиляционный восста- ющий	0,04	8,6,0,005		1,1									374	800 000	2,9	620
Итого	0,1	49,9,0,012		6,2	1,33	664				14,1	7040	2160	1 080 600	1,24		620
Нарезные работы																
Штрек скреперования .	0,04	11,4,0,005		1,4	0,8	228							124	35 400	5,6	1 590
Подэтажные штреки . .	0,01	58,0,0,0013		7,6									32,6	189 000	1,5	8 700
Рудные восстающие в междукammerном целике	0,011	8,3,0,0013		9,7									100	75 000		
Отрезной восстающий .	0,011	8,5,0,0013		10,0									100	77 000	0,8	615
Отрезные подэтажные орты	0,01	16,6,0,001		1,7									32,6	54 200	1,6	2 650
Подэтажные орты . . .	0,04	3,8,0,005		0,5									124	11 900	3,5	335
Выпускные лучки . . .	0,04	10,9,0,005		1,4									250	68 000	2,9	790
Буровые камеры	0,03	8,4,0,004		1,0									35,2	9 800		
Итого	0,014	125,9,0,0036		33,3	0,025	228							56,2	520 300	1,6	1 480
Очистные работы																
Отрезная щель	0,011	157,0,0,001		14,2				0,027	385	0,041	585		20,6	294 000	1,17	16 700
Подсечка камеры	0,007	714,0,0,00044		4,5				0,027	276	0,041	418		12,1	123 500	1,10	11 200
Отработка камеры . . .	0,0053	668,0,0,001		126,2				0,027	3400	0,041	5180		9,71	221 000	1,13	142 500
Высечка потолочины . .	0,0053	70,8,0,001		13,4				0,027	360	0,041	547		14,6	195 000	1,16	15 500
Высечка междукammerно- го целика	0,005	160,0,0,001		32,1				0,027	867	0,041	1315		15,0	48 200	1,16	37 200
Итого	0,009	1769,8,0,00097		190,4				0,027	5288	0,041	8045		11,8	2 315 500	1,14	223 100
Всего	0,0094	1945,6,0,0011		229,9	0,0043	892		0,026	5288	0,039	8045	7040	19,1	3 916 400	1,15	238 400

Таблица 54

Наименование профессий	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сменная зарплата, руб.	Расход человеко-смен на 1 т руды	Зарплата на 1 т руды, руб.
Бурильщик	VIII	7,68	10,13	0,00040	0,0041
Буровой мастер	VII	6,40	8,44	0,0029	0,0245
Пом. бурового мастера	V	4,52	5,97	0,0029	0,0173
Машинист погрузочной машины ПМЛ-5	VI	5,38	7,10	0,00025	0,0018
Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-5	IV	3,80	5,02	0,00025	0,0013
Машинист скреперной установки	VI	5,38	7,10	0,0059	0,0420
Крепильщик	VI	5,38	7,10	0,0012	0,0085
Пом. крепильщика	IV	3,80	5,02	0,0012	0,0060
Механизированная уборка	VI	5,38	7,10	0,00036	0,0026
Взрывник	VI	5,38	7,10	0,00096	0,0068
Старший рабочий по настилке пути	VI	5,38	7,10	0,00008	0,0007
Младший рабочий по настилке пути	IV	3,80	5,02	0,00008	0,0004
Итого основная зарплата	—	—	—	—	0,1160
Дополнительная зарплата	12% от основной зарплаты				0,0140
Итого основная зарплата с дополнительной	—	—	—	—	0,1300
Начисления на зарплату	7,9% от основной и дополнительной зарплаты				0,0103
Всего	—	—	—	—	0,1403
Выслуга лет	10% от основной зарплаты				0,0116

Таблица 55

Наименование материалов	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.	
ВВ (аммонит)	кг	0,315	0,21	0,0662	
Капсюли-детонаторы	шт.	0,046	0,02	0,0009	
Электродетонаторы	шт.	0,002	0,05	0,0001	
Огнепроводный шнур	м	0,16	0,022	0,0035	
Детонирующий шнур	м	0,087	0,088	0,0077	
Реле КЗДШ-58	шт.	0,002	0,11	—	
Песные материалы	м ³	0,0004	18,9	0,0755	
Буровая сталь	кг	0,0094	0,31	0,0029	
Твердые сплавы	кг	0,0011	27,0	0,0297	
Штанговая крепь	шт.	0,0043	0,26	0,0011	
Трос	кг	0,026	0,66	0,0170	
Металл скрепера	кг	0,039	0,085	0,0033	
Рудничные рельсы	кг	0,034	0,64	0,0218	
Итого	—	—	—	0,2297	
Неучтенные материалы 3,5%					0,0080
Всего					0,2377

Таблица 56

Вид энергии	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Сжатый воздух	м ³	19,1	0,001	0,0191
Электроэнергия	квт·ч	1,15	0,008	0,0092
Итого	—	—	—	0,283

Таблица 57

Наименование оборудования	Единица измерения	Количество	Первоначальная стоимость, руб.		Норма амортизации, % в год	Время работы оборудования в объеме, лет	Амортизационные отчисления, руб.
			единицы	всего			
Перфораторы ПР-22	шт.	6	72,5	435	50,0	0,3	65,3
То же, ПТ-29	»	8	92,0	736	50,0	0,3	110,3
То же, ПТ-36	»	6	122,0	732	50,0	0,6	220,0
Поддерживающие колонки ППК-21	»	6	23,0	138	50,0	0,3	20,7
Погрузочная машина ПМЛ-5	»	2	1750,0	3 500	34,6	0,1	117,8
Скреперная установка Л2-16	»	6	707,0	4 042	20,9	0,3	253,0
То же, ЛС-45	»	3	1242,0	3 726	20,9	0,6	467,0
То же, ЛТ-2	»	2	165,0	330	24,4	0,9	72,5
Буровой станок НКР-100	»	4	1350,0	5 400	24,4	0,6	790,0
Вентилятор ВП-3	»	4	97,0	388	22,0	0,3	25,6
Трубопровод Ø 200 мм	м	400	2,5	1 000	13,0	0,3	39,0
То же, Ø 2"	»	1000	0,15	150	13,0	0,9	17,6
То же, Ø 1"	»	1000	0,12	120	13,0	0,9	14,0
Итого	—	—	—	20 697	—	—	2212,8
Прочее оборудование	%	5	—	1 035	8,9	0,6	55,4
Запасные части	%	4	—	827	8,9	0,6	44,1
Всего	%	—	—	22 559	—	—	2312,3
Текущий ремонт и содержание оборудования	%	7	—	1 580	—	—	—

Амортизационные отчисления на 1 т руды составят 2312,3 : 20 5800 = = 0,011 руб.

Расходы на текущий ремонт и содержание оборудования составят 1580 : 205 800 = 0,008 руб/т.

Статьи затрат	Затраты, руб.	
	на 1 т руды	всего
Зарплата:		
основная	0,116	23 930
дополнительная	0,014	2 880
Начисления на зарплату	0,010	2 058
Выслуга лет	0,012	2 370
Материалы	0,238	49 000
Электроэнергия	0,009	1 850
Сжатый воздух	0,019	3 900
Амортизационные отчисления	0,011	2 260
Текущий ремонт и содержание оборудования	0,008	1 640
Себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк)	0,437	89 888

б) при разбурировании междукамерного целика

$$q_{\text{сж. в}}^* = \frac{q_{\text{б. с}}^* k_1 k_2}{T_{\text{о. мкц}}} = \frac{9 \cdot 37\,800 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{32\,100} = 15 \text{ м}^3/\text{т},$$

где

$$t_{\text{б}}^* = \frac{360 \sum l'' k_{\text{нс}}}{\Pi_{\text{б. м}}} = \frac{360 \cdot 1515 \cdot 0,8}{11,6} = 37\,800 \text{ мин.}$$

Расход электроэнергии по формуле (130) составляет:

а) при бурении глубоких скважин в потолочине

$$W_{\text{э}}' = \frac{N_{\text{дв}}^t \text{см}^k k_{\text{нс}}}{\eta_{\text{дв}} \Pi_{\text{б. м}}'} = \frac{2,8 \cdot 6 \cdot 0,8}{0,9 \cdot 252} \approx 0,058 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т};$$

б) при бурении скважин в междукамерном целике

$$W_{\text{э}}'' = \frac{N_{\text{дв}}^t \text{см}^k k_{\text{нс}}}{\eta_{\text{дв}} \Pi_{\text{б. м}}''} = \frac{2,8 \cdot 6 \cdot 0,8}{0,9 \cdot 245} \approx 0,060 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т};$$

в) при доставке руды скреперной установкой ЛС-45 1,1 квт · ч/т.

Расход твердых сплавов, буровой стали и троса принимается таким же, как и при обработке камерных запасов руды (см. табл. 53).

Определение технико-экономических показателей по системе разработки. На основании произведенных выше расчетов в табл. 51, 52 и 53 приведены соответственно распределение запасов руды, трудосмкость работ и расход основных материалов по элементам и видам работ в блоке.

Из табл. 51 видно, что потери и разубоживание руды в целом по системе разработки (блоку) составляют соответственно 11,5 и 4,2%. Расход подготовительно-нарезных выработок на 1000 т извлекаемых запасов руды равен 4,4 м.

Производительность труда рабочего по системе (участку) в целом составляет 50 т/смену, или 13,5 м³/смену (табл. 52).

Расход ВВ на 1 т руды составляет 0,32 кг (табл. 53).

Себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк), согласно приведенным в табл. 54—58 расчетам, составляет 0,437 руб.

§ 3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Расчет системы разработки с магазинированием руды производится для следующих горнотехнических условий.

Месторождение представлено свитой оловорудных жил мощностью 1,5—2,5 м. Крепость руды 8—10; угол падения жил 65—75°. Среднее содержание олова в руде 0,45%; объемный вес руды 2,7 т/м³. Руда устойчивая, не слеживается.

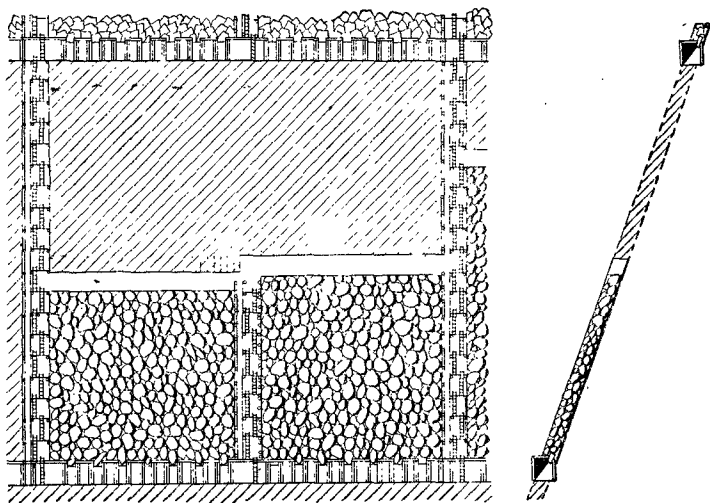


Рис. 65. Система разработки с магазинированием руды

Вмещающие породы — глинистые сланцы крепостью 7—8, средней устойчивости. Содержание олова во вмещающих породах составляет 0,02%.

Вариант системы разработки с магазинированием руды, принятой для расчета, показан на рис. 65.

Основные параметры системы: длина блока 50 м, высота блока (этажа) 50 м, ширина блока (выемочная мощность) 2,2 м, толщина потолочины 3 м, расстояние между люками 3 м.

Подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного штрека и флангового восстающего. На втором фланге используется восстающий смежного блока. Центральный восстающий служит для сообщения с очистными работами, подъема материалов, оборудования и подачи свежего воздуха в очистные забои и наращивается в выработанном пространстве по мере отработки блока.

Расположение указанных выработок показано на рис. 65, а их размеры приведены в таблице распределения запасов руды по выработкам и видам работ в блоке (табл. 59).

Очистные работы состоят из выемки подсечного слоя, обработки запасов камеры и потолочины. Для снижения потерь руды надштрековый целик обычно не оставляют.

Расчет очистной выемки. Выемка подсечного слоя. Выемку подсечного слоя высотой 1,8 м начинают непосредственно из откаточного штрека. Руду отбивают вертикальными шпурами, которые бурят телескопными перфораторами ПТ-25 на глубину 1,9 м и диаметром 40 мм. Отбитую руду убирают погрузочной машиной ППМ-5. По мере уборки и зачистки подошвы штрека его закрепляют сплошной крепью с накатником и через 3 м устраивают выпускные люки.

Число шпуров, необходимых для обурирования слоя,

$$N = n \frac{L}{w} = 3 \cdot \frac{47,8}{0,9} = 159, \quad (253)$$

где n — число рядов шпуров в слое,

$$n = \frac{M}{a} = \frac{2,2}{0,8} = 3, \quad (254)$$

M — мощность рудного тела (ширина слоя), м;

a — расстояние между рядами шпуров, м;

L — длина обуриваемого слоя, м;

w — л. н. с., м.

Суммарная длина шпуров на обуривание слоя равн.

$$L_{об} = Nl = 159 \cdot 1,9 = 302 \text{ м}; \quad (255)$$

$$l = \frac{h_c}{\eta} = \frac{1,8}{0,95} = 1,9 \text{ м}, \quad (256)$$

где h_c — высота отбиваемого слоя, м;

η — к. и. ш.

Количество рудной массы, отбиваемой в слое,

$$T_c = \frac{LMh_c \gamma_p^a}{1-R} = \frac{47,8 \cdot 2,2 \cdot 1,8 \cdot 2,7 \cdot 0,98}{1-0,05} = 535 \text{ т.}$$

Выход руды с 1 м шпура по формуле (99) равен

$$\lambda = \frac{T_c}{L_{об}} = \frac{535}{302} = 1,70 \text{ т.}$$

Норма выработки бурильщика по формуле (22) равна

$$H_{шпм} = \frac{t_{см} - (t_{п.з} + t_{р.п})}{t_{ос} + t_{вс}} = \frac{360 - (30 + 20)}{\frac{1000}{111} + 2} = 28,2 \text{ м/смену.}$$

Производительность труда бурильщика по формуле (98) составит

$$P_б = H_{шпм} k_{пер} \lambda = 28,2 \cdot 1,1 \cdot 1,7 = 52,5 \text{ т/смену.}$$

Шпуры заряжают детонитом. Производительность труда взрывника с учетом доставки ВМ в забой равна

$$P_в = k_{пер} H_{взр} \gamma_p = 1,1 \cdot 77 \cdot 2,7 = 228,6 \text{ т/смену.}$$

где $H_в$ — норма выработки взрывника, м³/смену.

Производительность труда машиниста погрузочной машины ПМЛ-5 при откатке горной массы электровозом в вагонетках емкостью 1 м^3 на расстояние 50 м по формуле (36) составит

$$P_{\text{м}} = k_{\text{пер}} H_{\text{м}} \gamma_{\text{р}} = 1,1 \cdot 10,89 \cdot 2,7 = 32,4 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда помощника машиниста погрузочной машины ПМЛ-5 равна также $32,4 \text{ т/смену}$.

Расход ВВ по формуле (101) составит

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{N l_{\text{г}} k_{\text{з}}}{T_{\text{з}}} = \frac{159 \cdot 2,1 \cdot 1,1 \cdot 1,1}{535} = 0,69 \text{ кг/т.}$$

Расход капсулей-детонаторов по формуле (18) равен

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1N}{T_{\text{с}}} = \frac{1,1 \cdot 159}{535} = 0,328 \text{ шт/т.}$$

Расход огнепроводного шнура по формулам (16) и (17) равен

$$l'_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{ш}} N}{T_{\text{с}}} = \frac{4 \cdot 159}{535} = 1,18 \text{ м/т.}$$

Расход сжатого воздуха по формулам (20) и (21) составляет:

а) при бурении шпуров бурильным молотком ПТ-29

$$q'_{\text{сж. в}} = \frac{n_{\text{п}} q_{\text{п}} t_{\text{б}} k_1 k_2}{T_{\text{с}}} = \frac{1 \cdot 3,2 \cdot 2700 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{535} = 23 \text{ м}^3/\text{т.}$$

где

$$t_{\text{б}} = N l t_{\text{ос}} = 159 \cdot 1,9 \cdot 8,30 = 2700 \text{ мин.}$$

б) при уборке руды погрузочной машиной ПМЛ-5 по формулам (39) и (21)

$$q''_{\text{сж. в}} = \frac{q_{\text{м}} t_{\text{у}} k_{\text{ис}} k_1 k_2}{T_{\text{с}}} = \frac{5,0 \cdot 5950 \cdot 0,5 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{535} = 39,4 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Общий расход сжатого воздуха составляет

$$q_{\text{сж. в}} = q'_{\text{сж. в}} + q''_{\text{сж. в}} = 23 + 39,4 = 62,4 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Расход твердых сплавов подсчитывается исходя из расчета бурения одной коронкой 16 м шпуров по формуле (126)

$$q_{\text{спл}} = \frac{n_{\text{кор}} q_{\text{кор}}}{T_{\text{с}}} = \frac{N l q_{\text{кор}}}{l' T_{\text{с}}} = \frac{159 \cdot 1,9 \cdot 90}{16 \cdot 535} = 3,2 \text{ г/т.}$$

Расход буровой стали, по данным практики, принимаем $0,048 \text{ кг/т}$.

Отработка камеры (магазина) производится слоями высотой 2 м . Руду отбивают вертикальными шпурами, которые бурят телескопными перфораторами ПТ-29. Глубина шпуров, диаметр и сетка расположения их такие же, как и при выемке первого слоя. Отбиваемую руду в объеме $30-40\%$ равномерно выпускают, остальную магазинируют. По мере отбойки слоев наращивают центральный восстающий. Замагазинированную руду выпускают по окончании отбойки всех слоев в магазине.

Производительность труда бурильщика, взрывника, расход ВВ, сжатого воздуха, твердых сплавов и буровой стали такие же, как при выемке подсеки.

Трудоёмкость работы крепильщика при наращивании центрального восстающего равна

$$n_{\text{см. к}} = \frac{h_{\text{вос}}}{k_{\text{пер}} H_{\text{к}}} = \frac{45}{1,1 \cdot 0,85} = 49 \text{ смен,}$$

где $h_{\text{вос}}$ — высота восстающего, м;

$H_{\text{к}}$ — норма выработки крепильщика при креплении восстающего на расстрелах с механическим подъемом материала, м/смену;

$k_{\text{пер}}$ — коэффициент перевыполнения нормы выработки на 10%, $k_{\text{пер}} = 1,1$.

Производительность труда крепильщика

$$P_{\text{к}} = \frac{T_{\text{о. маг}}}{n_{\text{см. к}}} = \frac{12\,470}{49} = 255 \text{ м/смену,}$$

где $T_{\text{о. маг}}$ — видимое извлечение рудной массы из магазина (см. табл. 66).

Производительность труда рабочего по выпуску руды из магазина определяется по формуле

$$P = k_{\text{пер}} P_{\text{л'р}} = 1,1 \cdot 67,65 \cdot 2 = 149 \text{ м/смену,}$$

где $H_{\text{л}}$ — норма выработки на выпуске руды из люков, м³/смену;

$\gamma_{\text{р}}$ — объемный вес рудной массы в разрыхленном состоянии, т/м³.

Расход лесных материалов при наращивании центрального восстающего:

а) круглого леса на установку расстрелов диаметром 180 мм через 0,8 м

$$q'_{\text{лес}} = \frac{n_{\text{рас}} V_{\text{рас}}}{T_{\text{о. маг}}} = \frac{144 \cdot 0,062}{12\,470} = 0,00072 \text{ м}^3/\text{т,}$$

где $n_{\text{рас}}$ — число расстрелов;

$V_{\text{рас}}$ — объем одного расстрела длиной 2,2 м;

б) пиломатериалов на обшивку восстающего и установку полков

$$q''_{\text{лес}} = \frac{(S_{\text{б}} + S_{\text{п}}) q_{\text{п. м}}}{T_{\text{о. маг}}} = \frac{(297 + 19,6) \cdot 0,04}{12\,470} = 0,00102 \text{ м}^3/\text{т,}$$

где $S_{\text{б}}$ — суммарная площадь боковой обшивки,

$$S_{\text{б}} = h_{\text{вос}} n_{\text{с}} M, \text{ м}^2;$$

$h_{\text{вос}}$ — высота восстающего, м;

$n_{\text{с}}$ — число боковых стенок;

M — ширина магазина (мощность рудного тела), м;

$S_{\text{п}}$ — суммарная площадь полков, м²;

$q_{\text{п. м}}$ — расход пиломатериала на 1 м² площади, м³.

Отработку потолочины производят после окончания выпуска рудной массы из магазина. Руду отбивают вертикальными нисходящими шпурами, которые бурят перфораторами ПР-35, непосредственно из вентиляционного штрека. Обрушенную руду выпускают через люки в вагонетки.

Число шпуров, необходимых для разбуривания потолочины, согласно формуле (253), составит

$$N = n \frac{L}{\omega} = 3 \cdot \frac{47,8}{0,9} = 159.$$

Суммарная длина шпуров на обустройство потолочины при величине недобура, равной 0,2 м, будет $159 \cdot 2,9 = 446$ м.

Выход руды с 1 м шпура по формуле (99) равен

$$\lambda = \frac{T_{\text{о. пот}}}{L_{\text{об}}} = \frac{910}{446} \approx 2 \text{ т,}$$

где $T_{\text{о. пот}}$ — видимое извлечение руды из потолочины (см. табл. 64), т.

Норма выработки бурильщика составляет 30 м/смену.
 Производительность труда бурильщика по формуле (98) равна

$$П_б = H_{шпм} k_{пер} \lambda = 30 \cdot 1,1 \cdot 2,0 = 66 \text{ м/смену.}$$

Производительность труда взрывника при обрушении потолочины принимается равной 228,6 м/смену (см. расчет выше).

Расход ВВ по формуле (101) составляет

$$q_{ВВ} = \frac{Nl\gamma k_3}{T_{о. пот}} = \frac{159 \cdot 2,8 \cdot 1,1 \cdot 1,0}{910} = 0,54 \text{ кг/м.}$$

Удельный расход капсулей-детонаторов по формуле (18) равен

$$q_{дет} = \frac{1,1N}{T_{о. пот}} = \frac{1,1 \cdot 159}{910} = 0,193 \text{ шт/м.}$$

Расход огнепроводного шнура по формулам (16) и (17) составляет

$$l'_{ш} = \frac{l_{ш}N}{T_{о. пот}} = \frac{4,5 \cdot 159}{910} = 0,79 \text{ м/м.}$$

Расход сжатого воздуха при бурении перфоратором ПР-35 по формулам (20) и (21) равен

$$q_{сж. в} = \frac{n_{п} q_{пт} k_1 k_2}{T_{о. пот}} = \frac{3,2 \cdot 3700 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{910} = 18 \text{ м}^3/\text{м,}$$

где

$$t_б = Nl_{oc} = 159 \cdot 2,8 \cdot 8,3 = 3700 \text{ мин};$$

$$t_{oc} = \frac{1000}{v_{min}} \text{ — чистое время бурения 1 м шпура, мин.}$$

Расход твердых сплавов при бурении одной коронкой 16 м шпуров по формуле (126) равен

$$q_{спл} = \frac{n_{кор} q_{кор}}{T_{о. пот}} = \frac{Nl q_{кор}}{l' T_{о. пот}} = \frac{159 \cdot 2,8 \cdot 82}{16,0 \cdot 910} = 250 \text{ г/м.}$$

Расход буровой стали, по данным практики, принимаем равным 0,048 кг/м.

Определение технико-экономических показателей по системе разработки с магазинированием руды. На основании произведенных расчетов в табл. 59, 60 и 61 приведены соответственно распределение запасов руды по выработкам и видам работ, трудоемкость работ и расход основных материалов и энергии.

Из табл. 59 видно, что потери и разубоживание руды в целом по системе составляют соответственно 2,0 и 5,9%.

Производительность труда (см. табл. 60) одного рабочего по системе в целом составляет 18,2 м/смену.

Расход ВВ на 1 т руды равен 0,69 кг (см. табл. 61).

Себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк), согласно расчетам по табл. 62—66, составляет 1,1871 руб.

Наименование выработок и ви- дов работ	Число выработок	Размеры			Длина, м		Объем, м³		Объемный вес руды γр. т/м³	Промышленный запас T, т	Количес- венные по- тери II	
		ширина, м	высота, м	площадь семеня, м²	по руде	по породе	руды	породы			%	т

Подготовитель

Откаточный штрек	1	2,7	2,7	7,3	50,0	—	297	68	2,7	802	—	—
Восстающий . .	1	2,2	2,2	4,84	47,3	—	228	—	2,7	616	2,0	14,0
Итого	—	—	—	—	—	—	525	68	2,7	1 418	1,0	14,0

Очистные

Выемка под- сечного слоя	1	2,2	1,8	4,0	47,8	—	190	—	2,7	518	2,0	10,4
Выемка камеры	1	2,2	42,5	93,5	47,8	—	4475	—	2,7	12 080	2,0	241,6
Выемка пото- лощины	1	2,2	3,0	6,6	47,8	—	316	—	2,7	853	4,0	34,1
Итого	—	—	—	—	—	—	4981	—	2,7	13 451	2,1	286,1
Всего	—	—	—	—	—	—	5506	—	2,7	14 869	2,0	300,1

Наименование выработок и видов работ	Видное извлечение		Бурильщик		Машинист погрузочной машины ПМЛ-5		Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-5		Крепиль- щик	
	%	т	т/сме- ну	всего, чел- смен	т/сме- ну	всего, чел- смен	т/сме- ну	всего, чел- смен	т/сме- ну	всего, чел- смен

Подготовитель

Откаточный штрек	—	938	29,8	31,5	32,4	29,0	32,4	29,0	8,6	109
Восстающий . .	—	634	16,3	38,9	32,4	19,6	32,4	19,6	12,2	52
Итого	10,1	1 572	22,4	70,4	32,4	48,6	32,4	48,6	9,8	161

Очистные

Выемка под- сечного слоя	—	535	52,5	10,2	32,4	16,5	32,4	16,5	—	—
Выемка камеры	—	12 470	52,5	238,0	—	—	—	—	255,0	49
Выемка пото- лощины	—	910	66,0	13,8	—	—	—	—	—	49
Итого	89,9	13 915	53,0	262,0	844,0	16,5	844,0	16,5	284,0	49
Всего	100,0	15 487	46,5	332,4	238,0	65,1	238,0	65,1	73,8	210

Таблица 59

Коэффициент извлечения α	Извлечение руды с учетом потерь		Содержание металла, %			Разубоживание			Видное извлечение		
	$\frac{T_H}{T} \cdot 100, \%$	$T_H = T_a, t$	в 1-м массе p	в любой руде q	в породах r	потери качества $p-q, \%$	коэффициент разубоживания: $R = \frac{p-q}{p-r} \times 100, \%$	количество пустых пород D, T, K, m	$T_a = \frac{T_a}{1-R}, t$	отношение $\frac{T_a}{T} \cdot 100, \%$	% к видимому извлечению блока

ные работы

1,0	100,0	802,0	0,45	0,387	0,02	0,063	14,6	136,0	938	117,0	—
0,98	98,0	602,0	0,45	0,427	0,02	0,023	5,0	31,7	634	103,0	—
0,99	99,0	1404,0	0,45	0,404	0,02	0,046	10,7	167,7	1572	110,0	10,1

работы

0,98	98,0	507,6	0,45	0,427	0,02	0,023	5,0	27,4	535	103,0	—
0,98	98,0	11838,4	0,45	0,427	0,02	0,023	5,0	623,5	12470	103,0	—
0,96	96,0	818,9	0,45	0,405	0,02	0,045	10,0	91,0	910	106,6	—
0,979	97,9	13164,9	0,45	0,427	0,02	0,023	5,3	741,9	13915	103,3	89,9
0,98	98,0	14568,9	0,45	0,425	0,02	0,025	5,9	909,6	15487	104,0	100,0

Таблица 60

Взрывник		Люковой		Старший рабочий по настилке пути		Путевой рабочий по настилке пути		Производительность труда рабочего по системе		Производительность забоя	
т/смену	всего, чел-смен	т/смену	всего, чел-смен	т/смену	всего, чел-смен	т/смену	всего, чел-смен	т/смену	всего, чел-смен	т/смену	всего, чел-смен

ные работы

—	—	—	—	100,1	9,4	50,0	18,8	4,14	226,7	15,8	60
—	—	—	—	—	—	—	—	4,88	130,1	19,5	33
—	—	—	—	167,0	9,4	83,8	18,8	4,40	356,8	16,9	93

работы

228,6	2,3	—	—	—	—	—	—	11,75	45,5	32,4	17
228,6	54,4	149	83,6	—	—	—	—	29,4	425,0	74,0	169
228,6	4,0	149	6,1	—	—	—	—	38,0	23,9	66,0	14
228,6	60,7	150	89,7	—	—	—	—	28,2	494,5	69,2	200
255,8	60,7	173	89,7	165	9,4	825,0	18,8	18,2	851,2	—	293

Наименование выработок и видов работ	Видимое из- влечение		ВВ		Огнепровод- ный шнур		Капсюль- детона горы	
	%	т(м³) •	кг/т	всего, кг	м/т	всего, м	шт/т	всего, шт.

Подготовитель

Откаточный штрек	—	938	0,72	674	1,40	1 310	0,54	506
Восстающий	—	634	0,80	507	1,65	1 045	0,90	570
Итого	10,1	1 572	0,753	1 181	1,50	2 355	0,685	1076

Очистные

Выемка подсечного слоя	—	535	0,69	369	1,18	632	0,328	176
Выемка камеры	—	12 470	0,69	8600	1,18	14 720	0,328	4080
Выемка потолочины	—	910	0,54	492	0,79	718	0,193	176
Итого	89,9	13 915	0,68	9 461	1,15	16 070	0,318	4432
Всего	100,0	15 487	0,69	10 642	1,19	18 425	0,356	5508

Таблица 62

Наименование профессий	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сменная зарплата, руб.	Трудо- емкость до- бычи 1 т руды, чел- мен	Заработная плата на 1 т руды, руб.
Бурильщик	VII	6,91	9,32	0,0215	0,2060
Машинист ПМЛ-5	V	4,84	6,54	0,0042	0,0275
Пом. машиниста ПМЛ-5	IV	4,06	5,48	0,0042	0,0231
Крепильщик	VI	5,77	7,79	0,0135	0,1055
Взрывник	V	4,84	6,54	0,00413	0,0270
Люковой	IV	4,06	5,48	0,00578	0,0318
Старший путевой рабочий	IV	4,06	5,48	0,00061	0,0033
Путевой рабочий	III	3,41	4,62	0,00122	0,0056
Итого основной зар- платы	—	—	—	—	0,4298
Дополнительная зарплата	12% от основной зарплаты				0,0504
Итого основной зар- платы с дополнительной	—	—	—	—	0,4802
Начисления на зарплату	8,3% от суммы основной и дополни- тельной зарплаты				0,0398
Всего	—	—	—	—	0,5200
Выслуга лет	10% от основной зарплаты				0,0430

Таблица 61

Круглый лес		Пиломатериалы		Буровая сталь		Твердые сплавы		Рельсы		Сжатый воздух	
м ³ /т	всего, м ³	м ³ /т	всего, м ³	кг/т	всего, кг	кг/т	всего, кг	кг/т	всего, кг	м ³ /т	всего, м ³

ные работы

0,078	73,1	0,004	3,8	0,051	47,8	3,8	3,56	3,5	328	78,6	73 600
0,015	9,5	0,020	12,7	0,058	36,8	4,0	2,53	—	—	32,3	21 100
0,0525	82,6	0,0105	16,5	0,054	84,6	3,88	6,09	2,1	328	60,3	94 700

работы

—	—	—	—	0,048	25,7	3,2	1,71	—	—	62,4	33 400
0,00072	9,0	0,00102	12,7	0,048	598,0	3,2	39,9	—	—	23,0	287 000
—	—	—	—	0,048	43,6	2,5	2,27	—	—	18,0	16 350
0,00065	9,0	0,00091	12,7	0,048	667,3	3,15	43,88	—	—	24,2	336 750
0,0059	91,6	0,0019	29,2	0,485	751,9	3,23	49,97	0,021	328	28,0	431 450

Таблица 63

Наименование материалов	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Аммонит	кг	0,69	0,21	0,1448
Огнепроводный шнур	м	1,19	0,022	0,0262
Капсюли-детонаторы	шт.	0,356	0,02	0,0712
Круглый лес	м ³	0,0059	21,6	0,1273
Пилёный лес	м ³	0,0019	30,0	0,0570
Буровая сталь	кг	0,0485	0,31	0,0150
Твердые сплавы	кг	0,00323	27,0	0,0873
Рудничные рельсы	кг	0,021	0,61	0,0134
Итого	—	—	—	0,5422
Неучтенные материалы	%	3,5	—	0,0190
Всего	—	—	—	0,5612

Таблица 64

Вид энергии	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Сжатый воздух	м ³	28	0,0016	0,0448
Электроэнергия	квт · ч	—	—	—
Итого	—	—	—	0,0448

Таблица 65

Наименование оборудования	Количество	Первоначальная стоимость, руб.		Норма амортизации, % в год	Время работы оборудования в блоке, год	Амортизационные отчисления, руб.
		единицы	всего			
Перфораторы ПР-35	3	70,0	210,0	50,0	0,1	10,5
Перфораторы ПТ-29	3	87,4	262,2	50,0	0,25	32,8
Поддерживающие колонки ППК-21	3	30,0	90,0	50,0	0,1	4,5
Погрузочная машина ПМЛ-5	1	1750,0	1750,0	34,6	0,1	60,6
Вентилятор ВП-3	1	97,0	97,0	22,0	0,2	4,3
Лебедка ЛТ-2	1	165,0	165,0	24,4	0,2	8,1
Итого	—	—	2574,2	—	—	120,8
Прочее оборудование	5	—	128,6	8,9	0,6	6,9
Запасные части	4	—	103,0	8,9	0,6	5,5
Всего	—	—	2805,8	—	—	133,2
Текущий ремонт и содержание оборудования	7	—	146,0	—	—	—

Амортизационные отчисления на 1 т руды составят $133,2 : 15\ 487 = 0,0086$ руб.

Расходы на текущий ремонт и содержание оборудования составят $146 : 15\ 487 = 0,0095$ руб/т.

Таблица 66

Статьи затрат	Затраты, руб.	
	на 1 т руды	всего
Зарплата:		
основная	0,4298	6650,0
дополнительная	0,0504	782,0
Начисления на зарплату	0,0398	616,0
Выслуга лет	0,0430	665,0
Материалы	0,5612	8680,0
Сжатый воздух	0,0448	695,0
Амортизационные отчисления	0,0086	133,2
Текущий ремонт и содержание оборудования	0,0095	146,0
Итого себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк)	1,1871	18367,2

§ 4. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Расчет системы разработки горизонтальными слоями с закладкой производится применительно к отработке месторождения полиметаллических руд. При этом в качестве основного требования, предъявляемого к ведению горных работ, является сохранение земной поверхности. Месторождение представлено сульфидными рудами мощностью 6 м и крепостью 8—10. Среднее содержание полезного компонента в руде составляет 2,3%. Объемный вес руды 3,9 t/m^3 . Руды плотные, слабо трещиноватые, средней устойчивости, содержат до 40% кремнезема и до 14—17% серы. Угол падения месторождения 50—70°. Вмещающие породы — кварцево-хлорито-серпичитовые сланцы с прослойками углисто-глинистых сланцев. Из них более устойчивы породы лежачего бока ($f = 11—16$) и менее устойчивы породы висячего бока ($f = 6—8$). Последние склонны к отслаиванию при угле падения 30—50° и не содержат полезных компонентов.

Принятый для расчета вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой показан на рис. 66.

Из рис. 66 видно, что залежь при данном варианте системы разработки разбивается на блоки длиной по 60 м, которые, в свою очередь, делятся на камеры и междукамерные целики. Длина камеры 45 м, а междукамерного целика 15 м. Высота блока (этажа) 60 м.

Подготовительные и нарезные работы в блоке заключаются в проведении откаточных штрков (рудного и полевого), блоковых вентиляционно-ходового и закладочного восстающих и подсечного штрека.

Откаточные штреки проводятся сечением 2,6 × 2,8 м (в зависимости от габаритов откаточных сосудов и безопасных зазоров, предусмотренных Правилами безопасности) и закрепляются неполными крепежными рамами (парными) вразбежку.

Вентиляционно-ходовой и закладочный восстающие проходятся на два отделения сечением 1,8 × 2,8 м и крепятся венцовой (срубовой) крепью сплошную.

Очистные работы заключаются в выемке первого (нижнего) слоя руды и устройстве бетонной плиты, выполняющей роль надштрекового целика, в отработке камерных запасов горизонтальными слоями с закладкой и в выемке междукамерного целика и потолочины. Кроме того, в объем очистных работ входит крепление рудоспусков бетонитами непосредственно в закладке. Число таких рудоспусков в блоке два, по одному для каждого крыла. Внутренний диаметр рудоспусков 1400 мм.

Порядок отработки отдельных элементов блока следующий. В первую очередь обрабатываются камерные запасы, затем вынимают междукамерный целик и, наконец, обрабатывают потолочину. Выемку междукамерного целика и потолочины производят также горизонтальными слоями с закладкой.

Руду в слоях отбивают мелкими шпурами длиной 3 м. Бурят шпуры перфораторами ПР-30К с пневмоподдерживающих колоннок

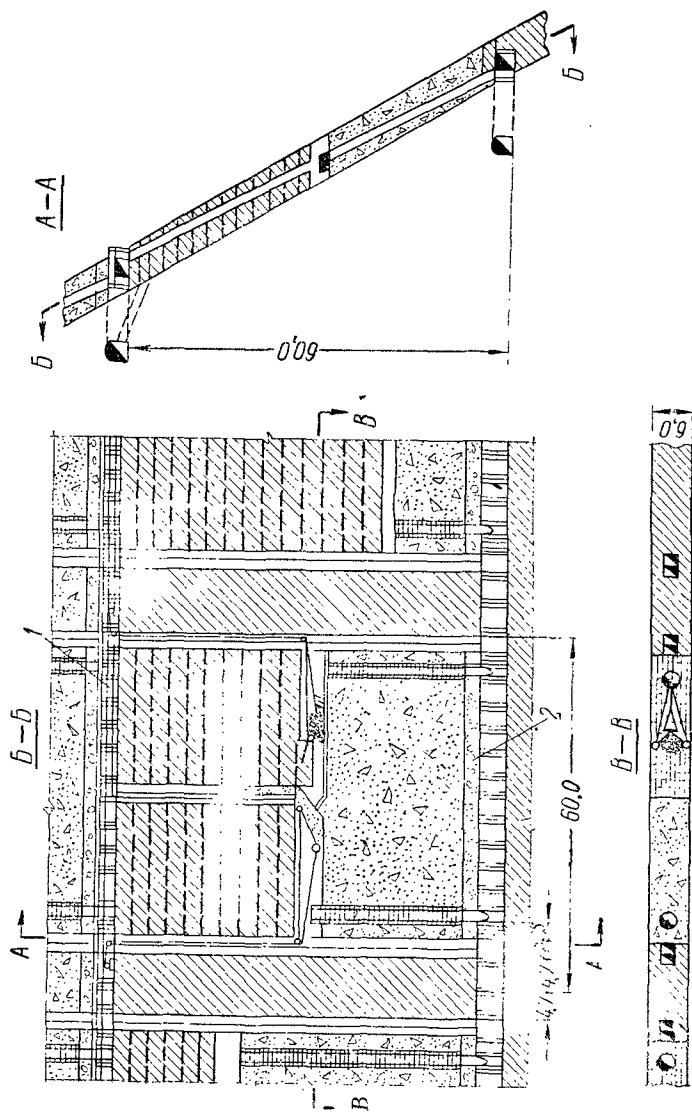


Рис. 66. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:

1 — трубопровод для подачи песчано-цементного раствора; 2 — бетонная плита

КПП-1. Доставка руды и размещение закладочного материала в выработанном пространстве осуществляются стационарными скреперными установками ЗЛСЭ-28 с дистанционным управлением. Скреперные лебедки устанавливаются в рудном штреке вентиляционного (верхнего) горизонта (см. рис. 66).

Выемку камерных запасов в блоке ведут от флангов к его центру. Работы при этом организуются так, чтобы в одной половине блока производилась выемка руды, а в другой — закладка.

Выемка нижнего слоя. Нижний слой руды вынимают высотой 2,5 м непосредственно из подсечного штрека, пройденного на уровне кровли откаточного штрека со стороны лежащего бока залежи (рис. 67). Руду отбивают мелкими шпурами, которые бурят из подсечного штрека по сетке 0,8 × 0,8 м.

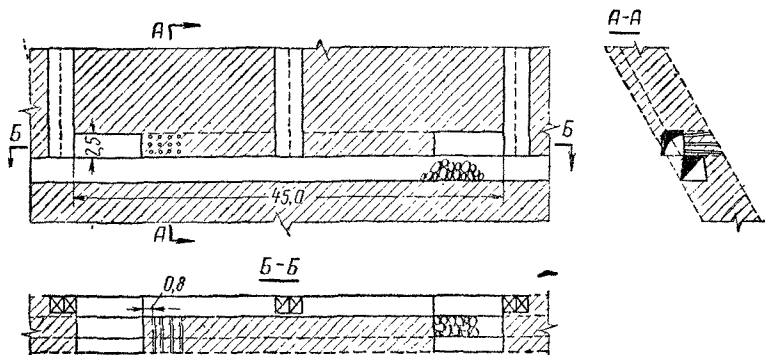


рис. 67. Выемка нижнего слоя при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой

Число шпуров для выемки руды нижнего слоя составляет

$$N = \left(\frac{L_K}{a} + 1 \right) n = \left(\frac{45}{0,8} + 1 \right) \cdot 3 = 171, \quad (257)$$

где L_K — длина камеры (слоя), м;
 a — расстояние между рядами шпуров, м;
 n — число шпуров в одном ряду.

Суммарная глубина шпуров при этом равна

$$L_{об} = Nl = 171 \cdot 2,5 = 427 \text{ м},$$

где l — средняя глубина шпура, м.

Количество руды, извлекаемой из нижнего слоя, составляет

$$T_c = (h_c M L_K - S_{шт} L_K) \gamma_p = (2,5 \cdot 6 \cdot 45 - 5,5 \cdot 45) \cdot 3,9 = 1670 \text{ т},$$

где h_c — высота слоя, м;

M — ширина слоя (мощность залежи), м;

$S_{шт}$ — площадь сечения подсечного штрека, м².

Выход руды с 1 м шпура, согласно формуле (99), равен

$$\lambda = \frac{T_c}{L_{об}} = \frac{1670}{427} = 3,9 \text{ т}.$$

Норма выработки бурильщика определяется из выражения (22)

$$H_{\text{шпм}} = \frac{t_{\text{см}} - (t_{\text{ц.з}} + t_{\text{р.п}})}{t_{\text{ос}} + t_{\text{вс}}} = \frac{360 - (30 + 20)}{\frac{1000}{73} + 2} = 19,7 \text{ м/смену.}$$

Учитывая, что заряджание и взрывание шпуров производит бурильщик, имеющий Единую книжку взрывника, норма выработки его уменьшается в соответствии с положением на 10%

$$H'_{\text{шпм}} = 0,9H_{\text{шпм}} = 0,9 \cdot 19,7 = 17,7 \text{ м/смену.}$$

Производительность труда бурильщика по формуле (98) составит

$$П_{\text{б}} = k_{\text{пер}} H'_{\text{шпм}} \lambda = 1,1 \cdot 17,7 \cdot 3,9 = 76 \text{ т/смену.}$$

Отбитую руду убирают погрузочной машиной ПМЛ-5 с почвы откаточного штрека. Звено состоит из машиниста погрузочной машины и его помощника. Производительность труда машиниста ПМЛ-5 и его помощника при норме выработки 10,9 м³/смену составляет по формуле (36)

$$П_{\text{м}} = k_{\text{пер}} H_{\text{мгп}} \gamma_{\text{р}} = 1,1 \cdot 10,9 \cdot 3,9 = 46,7 \text{ т/смену.}$$

После выемки руды из нижнего слоя производится крепление откаточного штрека, затем укладывают плотный накатник на почву слоя и устраивают бетонную плиту. Затраты по креплению откаточного штрека парными неполными дверными окладами вразбжку отнесены к стоимости его проведения и даны в сводных таблицах по трудоемкости и расходу материалов по системе в целом. Здесь учитываются только затраты, связанные с укладкой накатника и устройством бетонной плиты. Накатник укладывается из круглого леса диаметром 220 мм, длина бревен при этом принимается равной 4 м.

Общее число бревен, необходимых для устройства накатника, составит

$$n_{\text{бр}} = \frac{L_{\text{к}} - 2d_{\text{р}}}{d_{\text{бр}} + \Delta l} = \frac{45 - 2 \cdot 1,4}{0,22 + 0,020} = 175, \quad (258)$$

где $d_{\text{р}}$ — внутренний диаметр рудоспуска, м;

$d_{\text{бр}}$ — диаметр бревна (стойки), м;

Δl — возможный зазор между бревнами, м.

Трудоемкость при укладке накатника (норма выработки 28 бревен за смену) будет равна по формуле (87)

$$r_{\text{к}} = \frac{n_{\text{бр}}}{k_{\text{пер}} H_{\text{к}}} = \frac{175}{1,1 \cdot 28} = 5,7 \text{ чел.-смен.}$$

После укладки накатника производится устройство бетонной плиты толщиной 1,5 м. Плита предохраняет откаточный штрек от разрушения и обеспечивает более полное извлечение запасов руды из потолочины.

Для устройства бетонной плиты необходимо уложить следующее количество бетона:

$$V_{\text{бет}} = h_{\text{пл}} M L_{\text{к}} = 1,5 \cdot 6 \cdot 45 = 405 \text{ м}^3.$$

Норма выработки на приготовление бетона в подземных условиях и распределение его по камне скрепером составляет 4 м³/смену. Следовательно, трудоемкость на устройство бетонной плиты по формуле (87) равна

$$r_{\text{бет}} = \frac{V_{\text{бет}}}{k_{\text{пер}} H_{\text{бет}}} = \frac{405}{1,1 \cdot 4} = 92 \text{ чел.-смены.}$$

Расход основных материалов и энергии на 1 т руды при выемке нижнего слоя определяется аналогично вышеприведенному в расчетах других систем разработки.

Расход ВВ для отбойки 1 т руды определяется исходя из условия размещения патронов ВВ в шпурах. При этом принимается, что шпуры заряжаются на 80% их длины.

Таким образом при выемке руды из нижнего слоя удельный расход ВВ по формуле (101) составит

$$q_{ВВ} = \frac{Nk_{з1}}{T_c} = \frac{171 \cdot 2,5 \cdot 0,8 \cdot 1,1}{1670} = 0,226 \text{ кг/т.}$$

Расход капсюлей-детонаторов на 1 т руды с учетом 10%-ного запаса по формуле (18) равен

$$q_{дет} = \frac{1,1N}{T_c} = \frac{1,1 \cdot 171}{1670} = 0,11 \text{ шт.}$$

Расход огнепроводного шнура определяется из расчета 5,5 м на один шпур и составляет по формулам (16) и (17)

$$l'_{ш} = \frac{l_{ш} \cdot N}{T_c} = \frac{5,5 \cdot 171}{1670} = 0,56 \text{ м/т.}$$

Расход сжатого воздуха на 1 т руды:

при бурении шпуров перфораторами ПР-30К по формулам (20) и (21)

$$q'_{сж. в} = \frac{n_{п} q_{п} t_{б} k_1 k_2}{T_c} = \frac{1 \cdot 3,3 \cdot 6300 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{1670} = 17,6 \text{ м}^3,$$

где t_b — чистое время бурения шпуров,

$$t_b = \frac{360L_{об} k_{ис}}{k_{пер} H_{шпм}} = \frac{360 \cdot 427 \cdot 0,8}{1,1 \cdot 17,7} = 6300 \text{ мин};$$

при уборке руды погрузочной машиной ПМЛ-5

$$q''_{сж. в} = \frac{q_{м} t_{у} k_{ис} k_1 k_2}{T_c} = \frac{6 \cdot 12960 \cdot 0,8 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{1670} = 52,9 \text{ м}^3.$$

Суммарный расход сжатого воздуха на 1 т добытой руды составляет

$$q_{сж. в} = q'_{сж. в} + q''_{сж. в} = 17,6 + 52,9 = 70,5 \text{ м}^3.$$

Расход твердых сплавов и буровой стали принимается, по данным практики, равным соответственно 0,003 и 0,050 кг/т.

Расход леса на 1 т руды при укладке пакатника составляет

$$q_{лес} = \frac{\pi d_{бр}^2 l_{бр} n_{бр}}{4 T_c} = \frac{3,14 \cdot 0,222^2 \cdot 4 \cdot 175}{4 \cdot 1670} = 0,016 \text{ м}^3. \quad (259)$$

Расход цемента, песка и щебня для устройства бетонной плиты определяется из расчета, что на 1 м³ бетона расходуется (при отношении расхода воды к расходу цемента, равному 0,5) цемента 300 кг, песка 0,52 м³ и щебня 0,48 м³. Расход указанных материалов на 1 т добытой руды составит:

а) цемента

$$q_{ц} = \frac{q'_{ц} V_{бет}}{T_c} = \frac{300 \cdot 405}{1670} = 72,7 \text{ кг}, \quad (260)$$

где $V_{бет}$ — объем бетонной плиты, м³;

б) песка

$$q_{пес} = \frac{q'_{пес} V_{бет}}{T_c} = \frac{0,52 \cdot 405}{1670} = 0,13 \text{ м}^3; \quad (261)$$

в) щебня (пустой породы)

$$q_{\text{щ}} = \frac{q'_{\text{щ}} V'_{\text{бет}}}{T_c} = \frac{0,48 \cdot 405}{1670} = 0,12 \text{ м}^3, \quad (262)$$

где $q'_{\text{щ}}$, $q'_{\text{пес}}$, $q'_{\text{ц}}$ — соответственно расход цемента, песка и щебня на 1 м³ бетона.

Выемка камерных запасов. Как указывалось выше, отработка камерных запасов производится горизонтальными слоями с закладкой сразу же после устройства бетонной плиты. Высота слоя принимается равной 2,5 м. Руду отбивают горизонтальными и слабонаклонными мелкими шпурами глубиной 2,8—3,0 м. Шпуры бурят

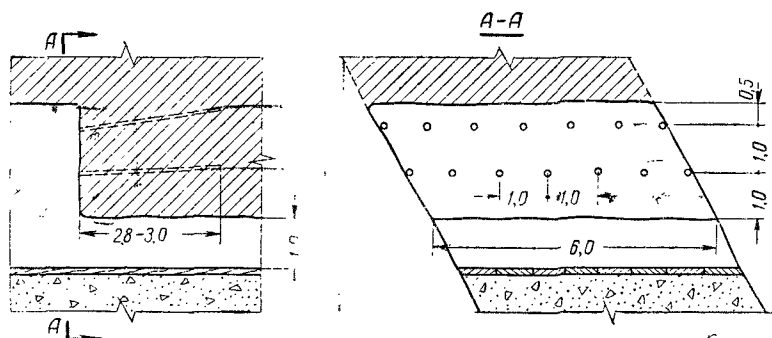


Рис. 68. Расположение шпуров при отбойке руды в слое

ручными перфораторами ПР-30К с пневмоподдерживающих колонок, располагая их по сетке 1,0 × 1,0 м (рис. 68). Число шпуров на забой слоя, как видно из рисунка, составляет 14 штук. Общая длина шпуров при этом равна

$$L_{\text{об}} = Nl = 14 \cdot 2,9 = 41 \text{ м.}$$

Количество руды, отбиваемой за один взрыв, составляет

$$T = S_c l_p = 15 \cdot 2,9 \cdot 3,9 = 170 \text{ т,}$$

где S_c — площадь забоя слоя, равная $2,5 \times 6 = 15 \text{ м}^2$.

Выход руды с 1 м шпура составит по формуле (99)

$$\lambda = \frac{T}{L_{\text{об}}} = \frac{170}{41} = 4,2 \text{ т.}$$

Производительность труда бурильщика (он же взрывник) при норме выработки 17,7 м/смену составляет по формуле (98)

$$P_6 = k_{\text{пер}} H_6 \lambda = 1,1 \cdot 17,7 \cdot 4,2 = 81,7 \text{ т.}$$

Отбитую руду доставляют стационарными скреперными установками ЗЛСЭ-28 с дистанционным управлением; емкость скрепера 0,3 м³. Производительность труда машиниста скреперной установки составляет по формуле (38)

$$P_c = k_{\text{пер}} H_c = 1,1 \cdot 110 = 121 \text{ т/смену.}$$

Руду в слое отбивают на плотно уложенный из досок настил. Норма выработки крепильщика по укладке настила принимается равной 22,5 м²/смену.

Сменная производительность труда крепильщика с учетом перевыполнения нормы выработки на 10% составит по формуле (56а)

$$P_k = k_{\text{пер}} H_k = 1,1 \cdot 22,5 = 25 \text{ м}^2,$$

а в тоннах она будет равна

$$P'_k = P_k h_c \gamma_p = 25 \cdot 2,5 \cdot 3,9 = 244 \text{ т},$$

где h_c — высота слоя, м.

После выемки руды из слоя приступают к закладке выработанного пространства, которую производят пустыми (инертными) породами с последующей их цементацией цементно-песчаным раствором. Это делает закладку монолитной и обеспечивает достаточную ее прочность, причем песчано-цементный раствор вводится через каждые 1,5 м толщины закладочного материала.

Работы по закладке выполняются в следующем порядке. В первую очередь производится наращивание рудоспусков на высоту, равную толщине закладочного слоя. Затем убирается настил и вводится закладочный материал. Последний поступает в выработанное пространство под собственным весом по вентиляционно-закладочному восстающему. Размещение его в выработанном пространстве производится скреперной установкой ЗЛСЭ-28 с дистанционным управлением. Песчано-цементный раствор подается по стальным трубам (диаметром 100 мм), проложенным также по вентиляционно-закладочному восстающему.

Закладочный материал добывается на поверхности открытым способом, доставляется автосамосвалами к дробильной установке и затем по капитальному породоспуску переносится на вентиляционно-закладочный горизонт. Транспортирование закладочного материала до очистных блоков производят в окисидных вагонетках ВОК-80 электровозами 7КР-600.

Песчано-цементный раствор готовят на промплощадке в растворомешалке С-209 и затем по трубам транспортируют на вентиляционно-закладочный горизонт. Для транспортирования раствора непосредственно в выработанное пространство обрабатываемого блока на вентиляционно-закладочном горизонте устраивают насосную станцию, которая оборудуется одним насосом ЗИФ-200/40.

Норма выработки крепильщика по наращиванию рудоспусков из бетонитов составляет 1,48 м/смену. С учетом перевыполнения нормы выработки на 10% крепильщик за смену будет наращивать $1,48 \cdot 1,1 = 1,63$ м.

Трудоемкость возведения двух рудоспусков высотой каждого по 58 м по формуле (87) составляет

$$r_k = \frac{2h_p}{P_k} = \frac{2 \cdot 58}{1,63} = 71 \text{ чел.-смена},$$

где h_p — наклонная высота рудоспуска, м.

Производительность труда рабочего по размещению закладочного материала в выработанном пространстве и его цементации при норме выработки 40 м³ заложеного пространства в смену составляет по формуле (38)

$$P'_c = k_{\text{пер}} H_c = 1,1 \cdot 40 = 44 \text{ м}^3.$$

Общая трудоемкость по закладке всего выработанного пространства камеры составит по формуле (87)

$$r_c = \frac{V_3}{P'_c} = \frac{13680}{44} = 311 \text{ чел.-смен.}$$

где V_3 — объем выработанного пространства, подлежащего закладке, м³,

$$V_3 = L_k M h_k - 2 \frac{\pi a_p^2}{4} h_k = 45 \cdot 6 \cdot 52 - 2 \cdot \frac{3,14 \cdot 2,1^2}{4} \cdot 52 = 13\,680 \text{ м}^3, \quad (263)$$

где d_p — наружный диаметр рудоспуска, выложенного из бетоцитов, м;

h_k — высота камеры от уровня бетонной плиты до потолочины по вертикали, м.

Расход основных материалов и энергии на 1 т добытой руды при обработке камерных запасов горизонтальными слоями с закладкой определяется аналогично, как и при выемке нижнего слоя.

Расход ВВ на 1 т отбитой руды составит по формуле (101)

$$q_{ВВ} = \frac{N k_3 \gamma}{T} = \frac{14 \cdot 2,9 \cdot 0,8 \cdot 1,1}{170} = 0,21 \text{ кг.}$$

Удельный расход капсюлей-детонаторов равен по формуле (18)

$$q_{дет} = \frac{1,1N}{T} = \frac{1,1 \cdot 14}{170} = 0,09 \text{ шт/м.}$$

Расход огнепроводного шнура на 1 т отбитой руды определяется из расчета 5,5 м на один шпур и составляет по формулам (16) и (17)

$$l_{ш} = \frac{l_{ш} V}{T} = \frac{5,5 \cdot 14}{170} = 0,45 \text{ м.}$$

Расход сжатого воздуха на 1 т руды при бурении шпуров перфоратором ПР-30К определяется из выражений (20) и (21)

$$q_{сж. в} = \frac{n_{ш} q_{ш} k_1 k_2}{T} = \frac{1 \cdot 3,1 \cdot 605 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{170} = 15,5 \text{ м}^3.$$

Чистое время бурения шпуров при этом составляет

$$t_0 = \frac{360 L_{об} k_{ис}}{k_{пер} H_0} = \frac{360 \cdot 41 \cdot 0,8}{1,1 \cdot 17,7} = 605 \text{ мин.}$$

Расход твердых сплавов и буровой стали принимается таким же, как и при выемке руды из нижнего слоя, соответственно 0,003 и 0,050 кг/м.

Расход электроэнергии скреперными установками по формуле (130) равен: при доставке руды

$$W_3' = \frac{N_{дв} t_{см} k_{ис}}{\gamma_{дв} \Pi_c} = \frac{28 \cdot 6 \cdot 0,65}{0,9 \cdot 121} = 1 \text{ квт} \cdot \text{ч/т};$$

при закладке выработанного пространства

$$W_3'' = \frac{N_{дв} t_{см} k_{ис}}{\gamma_{дв} l_{с.р}} = \frac{28 \cdot 6 \cdot 0,6}{0,9 \cdot 44 \cdot 3,9} = 0,65 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.}$$

Суммарный расход электроэнергии составит

$$W_3 = W_3' + W_3'' = 1 + 0,65 = 1,65 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.}$$

Расход лесных материалов на укладку настила перед отбойкой руды определяется из расчета износа 2—3 настилов в процессе отработки камерных запасов и равен

$$q'_{\text{лес}} = \frac{nS_n \delta k}{T_{\text{о.к}}} = \frac{3 \cdot 45 \cdot 6 \cdot 0,050 \cdot 1,1}{54 \cdot 500} = 0,0008 \text{ м}^3/\text{м}, \quad (264)$$

где S — площадь настила, м^2 ;

δ — толщина досок, м ;

k — коэффициент, учитывающий отходы лесоматериала при изготовлении настила (принимается равным 1,1);

n — число настилов;

$T_{\text{о.к}}$ — извлекаемый запас руды из камеры (см. табл. 67), т .

Расход лесных материалов на устройство барьерной крепи, отделяющей закладку от рудного массива междукамерных целиков, составляет

$$q''_{\text{лес}} = \frac{n'S_b \delta k}{T_{\text{о.к}}} = \frac{2 \cdot 52,5 \cdot 6 \cdot 0,050 \cdot 1,3}{54 \cdot 500} = 0,0075 \text{ м}^3/\text{м}, \quad (265)$$

где S_b — боковая площадь междукамерного целика (равна произведению высоты камеры на ее ширину) м^2 ;

n' — число боковых поверхностей междукамерного целика, граничащих с закладкой;

k — коэффициент, учитывающий дополнительный расход лесных материалов при устройстве барьерной крепи.

Суммарный расход лесных материалов на 1 т руды при выемке камерных запасов составит

$$q_{\text{лес}} = q'_{\text{лес}} + q''_{\text{лес}} = 0,0008 + 0,0075 = 0,0016 \text{ м}^3.$$

Расход бетонитов на наращивание рудоспусков в закладке определится из выражения

$$q_0 = \frac{n_p \pi (d_n^2 - d_{\text{в}}^2) h_k}{4T_{\text{о.к}}} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot (2,1^2 - 1,4^2) \cdot 52,5}{4 \cdot 545 \cdot 000} = 0,0037 \text{ м}^3/\text{м}, \quad (266)$$

где d_n и $d_{\text{в}}$ — соответственно наружный и внутренний диаметры рудоспуска;

n_p — число рудоспусков в камере.

Количество сухого закладочного материала на 1 т добытой руды составляет

$$q_2 = \frac{1}{\gamma_p} = \frac{1}{3,9} \approx 0,25 \text{ м}^3. \quad (267)$$

Расход цемента и песка, необходимых для приготовления песчано-цементного раствора, принимается, по данным практики, равным соответственно 8,5 $\text{кг}/\text{м}^3$ и 0,08 $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Расход троса и скреперов (металла) на 1 т добытой руды принимается по отчетным данным рудников, применяющих систему разработки горизонтальными слоями с закладкой, и составляет соответственно 0,015 и 0,025 кг .

Отработка междукамерного целика и потолочины производится тоже горизонтальными слоями с закладкой. Причем в первую очередь обрабатывают междукамерный целик, во вторую — потолочину.

Наименование выработок и видов работ	Число выработок	Размеры			Длина, м		Объем, м³		Объемный вес руды, т/м³	Промышленный за- пас руды, Г, т	Количес- тенные по- тери П	
		ширина, м	высота, м	площадь, м²	по руде	по породе	порода	руды			%	т

Подготовитель-

Откаточный штрек . . .	1	2,6	2,8	7,28	60	—	—	435	3,9	1 697	—	—
Блоковый восстающий . .	2	1,8	2,8	5,0	120	—	—	600	3,9	2 340	—	—
Итого	—	—	—	—	180	—	—	1 035	3,9	4 037	—	—

Нарезные

Закладочно-вентиляцион- ный восстающий . . .	1	1,8	2,8	5,0	60	—	—	300	3,9	1 170	—	—
Подсечной штрек . . .	1	2,2	2,5	5,5	45	—	—	247	3,9	965	—	—
Итого	—	—	—	—	105	—	—	547	3,9	2 135	—	—

Очистные

Выемка нижнего слоя . . .	—	—	—	—	—	—	—	430	3,9	1 670	1,0	16,7
Отработка камерных за- пасов	—	—	—	—	—	—	—	13 850	3,9	54 000	1,0	540,0
Выемка междукамерного целька	—	—	—	—	—	—	—	4 690	3,9	18 280	2,0	365,6
Отработка потолочины . .	—	—	—	—	—	—	—	1 055	3,9	4 118	2,0	82,4
Итого	—	—	—	—	—	—	—	20 025	3,9	78 068	1,3	1004,7
Всего	—	—	—	—	285	—	—	21 607	3,9	81 240	1,2	1004,7

Наименование выработок и видов работ	Гидимое извлечение		Бури щик		Машинист погрузочной машины ПМЛ-5		Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-5		Крепильщик	
	%	т	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен

Подготовительные

Откаточный штрек . . .	—	1 697	55,4	30,6	68,6	24,7	68,6	24,7	68,2	24,9	
Блоковый восстающий . .	—	2 340	42,9	54,6	46,7	50,3	46,7	50,3	11,8	197,5	
Итого	—	4,75	4 037	17,4	85,2	53,8	75,0	53,8	75,0	18,1	222,4

Коэффициент извлечения α	Извлекаемый запас с учетом потерь		Содержание металла, %			Газубоживание				Видимое извлечение		% к видимому извлечению блока
	$T_{11} \cdot 100, \%$ T	$T_{12} \cdot T_{\alpha}$	в рудном массиве p	в добытой руде q	в породах r	потери кальция $p-q, \%$	коэффициент газубоживания $R \cdot \frac{p-q}{p-r} \times 100, \%$	количество пустой породы $D \cdot T_{\alpha} K, \text{т}$	$T_0 - T - R, \text{т}$	отношение $T_0 \cdot 100, \%$ T		

ные работы

1,0	100,0	1697,0	2,3	2,3	—	—	—	—	1697	100,0	—
1,0	100,0	2340,0	2,3	2,3	—	—	—	—	2340	100,0	—
1,0	100,0	4037,0	2,3	2,3	—	—	—	—	4037	100,0	4,75

работы

1,0	100,0	1170,0	2,3	2,3	—	—	—	—	1 170	100,0	—
1,0	100,0	965,0	2,3	2,3	—	—	—	—	965	100,0	—
1,0	100,0	2135,0	2,3	2,3	—	—	—	—	2 135	100,0	2,51

работы

0,99	99,0	1653,3	2,3	2,277	—	0,023	1,0	16,7	1 670	100,0	—
0,99	99,0	53460,0	2,3	2,254	—	0,046	2,0	1040,0	54 500	101,0	—
0,98	98,0	17914,4	2,3	2,254	—	0,046	2,0	365,6	18 280	100,0	—
0,98	98,0	4035,6	2,3	2,254	—	0,046	2,0	82,4	4 118	100,0	—
0,987	98,7	77063,3	2,3	2,256	—	0,044	1,9	1504,7	78 568	100,8	92,74
0,988	98,8	83235,3	2,3	2,259	—	0,041	1,8	1504,7	84 740	100,5	100,0

Таблица 68

Машины и скреперной установки		Рабочий по закладке		Старший рабочий пути		Младший рабочий пути		Производительность труда рабочего по системе		Производительность забоя	
т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен	т/смену	всего, чел.-смен

работы

—	—	—	—	169,0	10	169,0	10	13,6	124,9	27,7	61,2
—	—	—	—	—	—	—	—	6,6	352,7	21,4	109,4
—	—	—	—	403,7	10	403,7	10	8,4	477,6	23,6	170,6

Наименование выработок и видов работ	Видимое извлечение		Бурильщик		Машинист погрузочной машины ПМЛ-5		Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-5		Крепильщик	
	%	m	m/смену	всего чел.-смен	m/смену	всего чел.-смен	m/смену	всего чел.-смен	m/смену	всего чел.-смен

Нарезные

Закладочно-вентиляционный восстающий . . .	—	1 170	12,9	27,3	16,7	25,1	46,7	25,1	24,0	48,8
Подсечной штрек . . .	—	965	15,0	21,4	42,0	23,0	42,0	23,0	—	—
Итого	2,51	2 135	13,7	48,7	14,3	48,1	44,3	48,1	43,6	48,8

Очистные

Выемка нижнего слоя . . .	—	1 670	76,0	22,0	16,7	35,7	46,7	35,7	—	5,7
Отработка камерных запасов	—	54 500	81,7	667,0	—	—	—	—	188,0	294*
Выемка междукамерного целика	—	18 280	65,0	281,0	—	18,8	—	18,8	223,6	80,5
Отработка потолочины	—	4 118	55,0	75,0	—	—	—	—	98,0	42,8
Итого	92,74	78 568	75,3	1045,0	142,0	54,5	142,0	54,5	186,0	423,0
Всего	100,0	84 740	71,8	1178,9	477,0	177,6	477,0	177,6	122,0	694,2

* Трудоемкость работ по креплению приведена совместно на укладку настила и
 * Трудоемкость работ по закладке приведена с учетом устройства бетонной плиты.

Направление отработки междукамерного целика от всяческого бока к лежащему. Отбитая руда доставляется скреперной установкой ЗЛСЭ-28 (с дистанционным управлением) к блоковому восстающему, по которому переносится на основной горизонт. Закладочный материал поступает с вышележащего горизонта через второй блоковый восстающий (см. рис. 63) под тяжестью собственного веса.

Потолочину обрабатывают горизонтальными слоями по простиранию. Доставку отбитой руды, а также закладочные работы осуществляют как и при выемке камерных запасов.

В связи с тем, что отработка междукамерного целика и потолочины горизонтальными слоями с закладкой по своей технологии ничем не отличается от выемки камерных запасов, расчет основных операций технологического процесса отработки указанных целиков здесь не приводится. Методика определения трудоемкости, расхода важнейших материалов и энергии на 1 m добытой руды аналогична вышеприведенной при расчете отработки камерных запасов руды.

Машинист скреперной установки		Рабочий по закладке		Старший ра- бочий пути		Младший рабочий пути		Производи- тельность тру- да рабочего по системе		Производи- тельность забоя	
т/смену	всего чел.-смен	т/смену	всего чел.-смен	т/смену	всего чел.-смен	т/смену	всего чел.-смен	т/смену	всего чел.-смен	т/смену	всего чел.-смен

работы

—	—	—	—	—	—	—	—	9,2	126,3	21,4	54,7
—	—	—	—	—	—	—	—	14,3	67,4	22,5	42,9
—	—	—	—	—	—	—	—	—	193,7	21,8	97,6

работы

—	—	—	92	—	—	—	—	8,7	191,1	46,7	35,7
121	450,0	175	311	—	—	—	—	31,7	172,2	81,7	667,0
121	151,0	135	136**	—	—	—	—	26,7	686,1	65,0	281,0
110	37,5	125	33	—	—	—	—	21,8	188,3	55,0	75,0
123	638,5	137	572	—	—	—	—	28,2	2787,5	74,5	1058,7
133	638,5	148	572	8474,0	10	8474,0	10	24,5	3458,8	—	1326,9

наращивания рудоспусков в закладке из бетонитов.

Технико-экономические показатели отработки междукамерного целика и потолочины приведены в сводных таблицах трудоемкости, расхода основных материалов и энергии в целом по блоку.

Технико-экономические показатели системы разработки горизонтальными слоями с закладкой приведены в табл. 67, 68, 69.

Из табл. 67 видно, что потери и разубоживание руды в целом по блоку составляют соответственно 1,2 и 1,8%. Подготовительно-нарезные работы на 1000 т извлекаемых запасов руды составляют $285 : 847,4 = 0,34$ м.

Производительность труда рабочего по системе составляет 24,5 т/смену, или 6,3 м³/смену (см. табл. 68).

Расход ВВ на отбойку 1 т руды составляет 0,25 кг (см. табл. 69). Расход лесных материалов составляет 5,7 м³ на 1000 т извлекаемых запасов.

Себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк) подсчитана по табл. 70—74 и равна 1,53 руб.

Наименование выра- боток и видов работ	Видимое из- влечение		ВВ		Капсюли-де- тонаторы		Открито- водный шнур		Круглый лес		Пиломате- риалы		Буровая сталь		Твердые сплавы	
	%	т	кг/т	всего, кг	шт/т	всего, шт	м/т	всего, м	м ³ /т	всего, м ³	м ³ /т	всего, м ³	кг/т	всего, кг	кг/т	всего, кг

Подготовительные работы

Откаточный штрек	—	1 697	0,53	910	0,37	627	1,1	1 865	0,011	18,7	—	—	0,080	135,0	0,007	11,9
Блоковый вспомога- тельный	—	2 340	0,74	1 730	0,59	1 380	1,6	3 740	0,11	257,0	0,0076	17,8	0,110	257,0	0,008	18,7
Итого	4,75	4 037	0,65	2 640	0,50	2 007	1,4	5 605	0,07	275,7	0,0044	17,8	0,097	392,0	0,0076	30,6

Нарезные работы

Закладочно-вен- тиляционный восстающий	—	1 170	0,74	865	0,59	690	1,6	1 870	0,012	14,0	0,0076	8,9	0,110	129,0	0,008	9,4
Подсечной штрек	—	965	0,53	510	0,40	386	1,2	1 160	—	—	—	—	0,085	82,0	0,008	7,7
Итого	2,51	2 135	0,64	1 375	0,50	1 076	1,4	3 030	0,007	14,0	0,004	8,9	0,010	211,0	0,008	17,1

Очистные работы

Выемка нижнего слоя	—	1 670	0,226	377	0,11	183	0,56	935	0,016	26,7	—	—	0,050	83,5	0,003	5,0
Отработка камер- ных запасов	—	54 500	0,21	11 450	0,09	4 900	0,45	24 500	—	—	0,0016	87,3	0,050	2725	0,003	163,5
Выемка междука- мерного целика	—	18 280	0,22	4 025	0,089	1 627	0,50	9 140	—	8,9	0,0018	33,0	0,052	915,0	0,004	73,2
Отработка пото- лочины	—	4 118	0,21	865	0,10	412	0,48	1 975	—	8,3	0,002	8,2	0,050	206,0	0,003	12,3
Итого	92,74	78 568	0,213	16 717	0,09	7 122	0,46	36 550	0,0056	43,9	0,0016	128,5	0,050	3929,5	0,0032	254,0
Всего	100,0	84 740	0,25	20 732	0,12	10 205	0,53	45 185	0,0039	333,6	0,0018	155,2	0,053	4532,5	0,0035	301,7

Наименование работ и видов работ	Рудные рельсы		Трос		Металл скреперов		Бетониты		Цемент		Песок		Закладочный материал (сухой)		Сжатый воздух		Электроэнергия	
	кг/м	всего, кг	кг/м	всего, кг	кг/м	всего, кг	м ³ /м	всего, м ³	кг/м	всего, кг	м ³ /м	всего, м ³	м ³ /м	всего, м ³	квт × м	всего, квт × м	квт × м	всего, квт × м
Подготовительные работы																		
Откаточный штрек	1,8	3060	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	40,5	68 700	0,33	560
Блоковый восстановительный	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	61,7	142 500	0,61	1 425
Итого . . .	0,76	3060	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	52,3	211 200	0,50	1 985	
Нарезные работы																		
Закладочно-вспомогательный	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	61,7	72 200	0,61	713
Подсечной штрек	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	42,0	40 500	0,35	337
Итого . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	112 700	0,49	1 050
Очистные работы																		
Выемка нижнего слоя	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	72,7	121 000	0,13	217 012
Обработка камерных запасов	—	0,015	818	0,25	1362	0,0037	202,0	8,5	463 000	0,08	4360	0,25	13 600	15,5	845 000	1,65	90 000	
Выемка междукамерного целика	—	0,018	330	0,030	548	—	—	—	10,7	196 000	0,09	1643	0,26	4 760	16,0	293 000	1,63	29 700
Обработка поточницы	—	0,016	66	0,027	111	0,004	16,4	8,5	35 000	0,08	329	0,25	1 025	15,0	61 800	1,63	6 720	
Итого	—	0,0155	1214	0,26	2021	0,0028	218,4	10,4	815 000	0,083	6549	0,25	19 585	16,7	1 317 300	1,61	126 837	
Всего	0,036	3060	0,0143	1214	0,024	2021	0,0026	218,4	9,6	815 000	0,077	6549	0,23	19 585	19,4	1 641 200	1,53	129 872

Таблица 70

Наименование профессий	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сменная зарплата, руб.	Трудо-емкость добычи 1 т руды, чел-смен	Зарплата на 1 т руды, руб.
Бурильщик	VIII	7,68	10,13	0,0152	0,1540
Машинист погрузочной машины ПМЛ-5	VI	5,38	7,10	0,0023	0,0163
Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-5	IV	3,80	5,02	0,0023	0,0115
Машинист скреперной установки	VI	5,38	7,10	0,0075	0,0533
Крепильщик	VI	5,38	7,10	0,0082	0,0582
Рабочий по закладке	V	4,52	5,97	0,0068	0,0406
Старший рабочий пути	VI	5,38	7,10	0,00012	0,0009
Младший рабочий пути	IV	3,80	5,02	0,00012	0,0006
Итого основной зарплате	—	—	—	—	0,3354
Дополнительная зарплата	12% от основной зарплате				0,0403
Итого основной зарплате и дополнительной начисления на зарплату	8,3% от основной и дополнительной зарплате				0,3757 0,0312
Всего					0,4069
Выслуга лет	10% от основной зарплате				0,0335

Таблица 71

Наименование материалов	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
ВВ (аммонит)	кг	0,25	0,210	0,0525
Капсюли-детонаторы	шт.	0,12	0,024	0,0029
Огнепроводный шнур	м	0,53	0,022	0,0117
Круглый лес	м ³	0,0039	21,60	0,0872
Циломатериалы	»	0,0018	30,0	0,0540
Буровая сталь	кг	0,053	0,310	0,0164
Твердые сплавы	»	0,0035	27,0	0,0945
Рудничные рельсы	»	0,036	0,64	0,0230
Трос	»	0,0143	0,66	0,0094
Металл скреперов	»	0,024	0,19	0,0046
Бетониты	м ³	0,0026	16,5	0,0429
Цемент	кг	9,6	0,014	0,1344
Песок	м ³	0,077	1,52	0,1170
Закладочный материал	»	0,23	1,25	0,2875
Итого	—	—	—	0,9380
Неучтенные материалы	%	3,5	—	0,0328
Всего	—	—	—	0,9708

Таблица 72

Вид энергии	Единица измерения	Количество на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Сжатый воздух	м ³	19,4	0,001	0,0194
Электроэнергия	квт · ч	1,53	0,009	0,0138
Итого	—	—	—	0,0332

Таблица 73

Оборудование	Число	Первоначальная стоимость, руб.		Годовая норма амортизации, %	Продолжительность работы оборудования, лет	Амортизационные отчисления, руб.
		единицы	всего			
Перфоратор ПР-30К	6	72,3	433,8	50,0	2,5	543,0
Пневмоколонка ППК-1	6	44,8	268,8	50,0	2,5	336,0
Перфоратор ПТ-29	3	92,0	276,0	50,0	0,3	41,4
Погрузочная машина ПМЛ-5	1	1750,0	1750,0	34,6	1,6	970,0
Скреперная установка ЗЛСЭ-28	3	2480,0	7440,0	20,9	2,2	3420,0
Скреперная установка ЛТ-2	2	165,0	330,0	20,9	2,5	172,5
Вентилятор ВМ-200	3	193,6	580,8	50,0	0,3	87,0
Насос ЗИФ-200/40 с двигателем	1	265,0	265,0	24,2	2,5	160,0
Трубы стальные Ø 100 мм	600	1,52	912,0	13,0	2,2	261,0
Трубопровод Ø 2"	100	0,15	15,0	13,0	2,5	4,9
То же, Ø 1"	50	0,125	6,3	13,0	2,5	2,1
Итого	—	—	12277,7	—	—	5997,9
Прочее оборудование, %	5	—	614,0	8,9	2,5	136,7
Запасные части, %	4	—	492,0	8,9	2,5	109,4
Всего	—	—	13383,7	—	—	6244,0
Текущий ремонт и содержание оборудования, %	7	—	935,0	—	—	—

Амортизационные отчисления на 1 т руды составляют $6244 : 84\ 740 = 0,0736$ руб.

Расходы на текущий ремонт и содержание оборудования равны $935 : 84\ 740 = 0,0110$ руб/т.

Статья затрат	Затраты, руб.	
	на 1 т руды	всего
Зарплата:		
основная	0,3354	28 400
дополнительная	0,0403	3 420
Начисления на зарплату	0,0312	2 645
Выслуга лет	0,0335	2 840
Материалы	0,9708	82 830
Электроэнергия	0,0138	1 170
Сжатый воздух	0,0194	1 645
Амортизационные отчисления	0,0736	6 240
Текущий ремонт и содержание оборудования	0,0110	933
Итого себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк)	1,5290	130 123

§ 5. СИСТЕМА ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Расчет системы подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами производится для условий разработки железорудного месторождения, представленного крутопадающей залежью мощностью 115 м. Угол падения залежи 60° . Руда средней устойчивости крепостью 6. Среднее содержание железа в руде 56%, объемный вес руды $3,5 \text{ т/м}^3$.

Вмещающие породы сложены железистыми роговиками и сланцами крепостью 3—6. Среднее содержание железа во вмещающих породах 35%.

Приятая для расчета система подэтажного обрушения конструктивно показана на рис. 69. Блок обрабатывают панелями на три штрека скреперования. Порядок обработки панелей принят от лежащего бока к висячему. Подсечка рудного массива осуществляется вариантом системы подэтажного обрушения «закрытый веер». Руду в панелях отбивают горизонтальными и слабонаклонными веерами глубоких скважин, выбуриваемых станками НКР-100 из буровых камер. Руду доставляют скреперными установками ЛС-28.

Параметры блока и размеры конструктивных элементов системы устанавливаются опытным путем в зависимости от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, размеров месторождения, глубины разработки и величины горного давления, а также от порядка очистной выемки и интенсивности обработки месторождения.

В данном примере основные параметры блока следующие: ширина блока (по простиранию) 50 м; длина (вкрест простирания) 115 м; высота блока 80 м; высота подэтажа 40 м; высота подсечки 8 м; расстоя-

ние между штреками скреперования 10 м; расстояние между выпускными дучками 5 м; толщина днища 6 м.

Подготовка блока состоит в проведении откаточных штреков у лежачего и висячего боков и орта-заезда, проходке вентиляционно-ходовых и материальных восстающих. К парезным работам в блоке

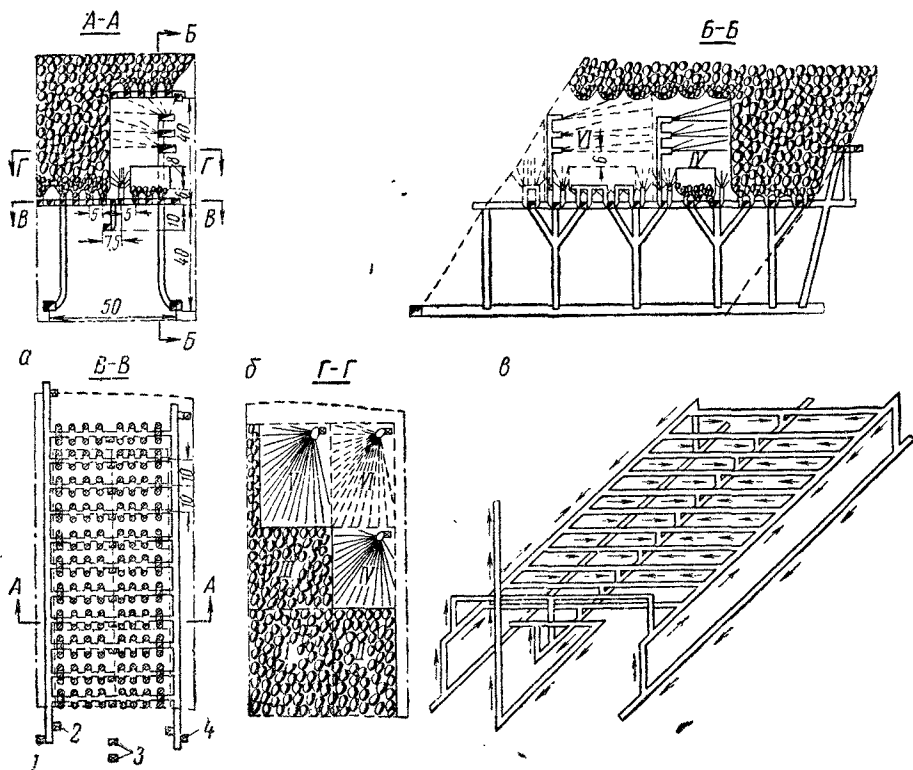


Рис. 69. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами:

1—VI — порядок отработки панелей; а — план горизонта скреперования; б — план расположения скважин; в — схема проветривания блока: 1 — материальный восстающий; 2 — рудосвалочные восстающие; 3 — вентиляционные восстающие; 4 — вентиляционно-ходовые восстающие

относятся хозяйственный и вентиляционные орты, штреки скреперования, выпускные дучки, рудосвалочные и буровые восстающие, буровые камеры. Размеры подготовительных и парезных выработок приведены в табл. 76.

Очистные работы состоят из разворота дучек в приемные воронки, подсежки массива и отбойки руды глубокими скважинами.

Расчет очистной выемки. Образование приемных воронок. Приемные воронки образуют взрыванием комплекта штанговых шпуров, пробуренных вокруг дучки снизу вверх. Число штанговых шпуров устанавливают опытным путем в зависимости

от физико-механических свойств руды. Их число равно 4. Длина шпуров 3,6 м. Общая длина шпуров при этом составит

$$L_{об} = nl = 4 \cdot 3,6 = 14,4 \text{ м.}$$

Количество руды, получаемой при образовании приемной воронки, определяется по выражению (94)

$$T_{в} = \frac{1}{3} \pi h_{в} (R^2 + r^2 + Rr) \gamma_{р} - h_{в} S \gamma_{р} = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 3,5 (2,25^2 + 0,75^2 + 2,25 \times \\ \times 0,75) \cdot 3,5 - 3,5 \cdot 1,8 \cdot 3,5 = 71,1 \text{ т.}$$

Выход руды с 1 м штангового шпура по формуле (99) составляет

$$\lambda = \frac{T_{в}}{L_{об}} = \frac{71,1}{14,4} \approx 5 \text{ т/м.}$$

Производительность труда бурильщика (с учетом перевыполнения нормы выработки на 10%) по формуле (97) равна

$$P_{о} = H_{о} k_{пер} = 86 \cdot 1,1 = 94,6 \text{ т/смену.}$$

Удельный расход ВВ при образовании воронок (диаметр патронов 65 мм, длина 500 мм и вес 1,65 кг) по формуле (101) составит

$$q_{ВВ} = \frac{\gamma L_{об} k_3}{T_{в}} = \frac{3,3 \cdot 14 \cdot 0,5}{71,1} = 0,33 \text{ кг/т.}$$

Расход средств взрывания на 1 т руды: капсюлей-детонаторов по формуле (102)

$$q_{дет} = \frac{1,1 n_{дет} N}{T_{в}} = \frac{1,1 \cdot 2 \cdot 4}{71,1} = 0,12 \text{ шт/т,}$$

огнепроводного шнура

$$l'_{ш} = \frac{i_{ш} N n_{ш}}{T_{в}} = \frac{6,25 \cdot 4 \cdot 2}{71,1} = 0,07 \text{ м/т,} \quad (268)$$

где $n_{ш}$ — количество ниток огнепроводного шнура.

Удельный расход сжатого воздуха по формулам (20) и (21) составит

$$q_{сж. в} = \frac{n_{п} q_{п} t_{б} k_1 k_2}{T_{в}} = \frac{1 \cdot 4,2 \cdot 260 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{71,1} = 21,6 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Удельный расход твердого сплава по формуле (104) составит

$$q_{спл} = \frac{\sum l q'_{спл}}{1000 T_{в}} = \frac{14,4 \cdot 2,4}{1000 \cdot 71,1} = 0,005 \text{ кг/т.}$$

Расход буровой стали на 1 т руды по формуле (105) составит

$$q_{ст} = \frac{\sum l q'_{ст}}{1000 T_{в}} = \frac{14,4 \cdot 19}{1000 \cdot 71,1} = 0,039 \text{ кг/т.}$$

Производительность труда скрепериста при доставке руды лебедкой ЛС-28 составит

$$P_{с} = k_{пер} H_{с} \gamma_{р} = 1,1 \cdot 47,5 \cdot 2,5 \approx 130 \text{ т/смену,} \quad (269)$$

где $H_{с}$ — норма выработки на доставку руды лебедкой ЛС-28. $\text{м}^3/\text{смену}$;

$\gamma_{р}$ — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м^3 .

Удельный расход электроэнергии при доставке руды по формуле (130) составит

$$W_9 = \frac{N_{дв} t_{см} k_{ис}}{\eta_{дв} \Pi_c} = \frac{28 \cdot 6 \cdot 0,7}{0,9 \cdot 130} \approx 1 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т}.$$

Подсечка рудного массива. Выше указывалось, что подсечку рудного массива в пределах каждой панели производят вариантом системы подэтажного обрушения «закрытый веер» (рис. 70).

Расчет подсечки производится для условий рудного массива в пределах одной пары дучек.

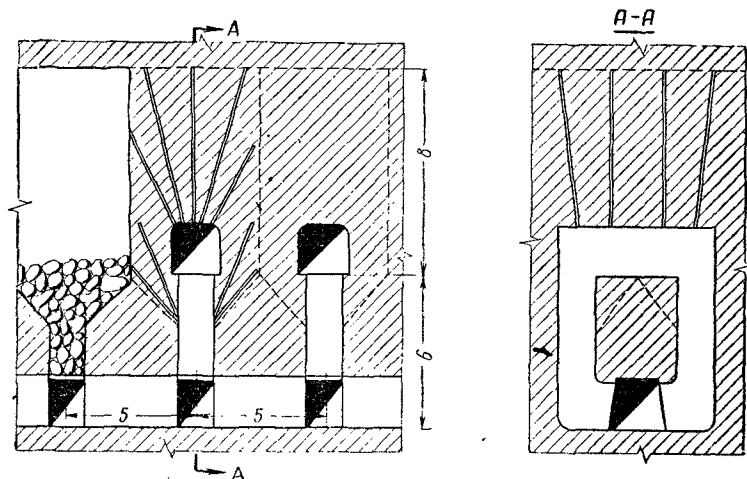


Рис. 70. Схема расположения штанговых шпуров при подсечке рудного массива вариантом «закрытый веер»

Общая длина штанговых шпуров $L_{об}$ определена графическим путем и составляет 122 м.

Количество отбиваемой руды в пределах одной зоны (на одну пару дучек) подсечного пространства определяется из выражения:

$$T_{под} = b_3 h_{под} l_3 \gamma_p - T_{ш} = 5 \cdot 8 \cdot 10 \cdot 3,5 - 100 = 1300 \text{ т},$$

где b_3 — ширина зоны (расстояние между дучками), м;

$h_{под}$ — высота подсечки (зоны), м;

l_3 — длина зоны (расстояние между штреками скреперования), м;

$T_{ш}$ — количество руды, полученной при проведении подсечного орта в пределах одной зоны, т.

Выход руды с 1 м штангового шпура по формуле (99) составит

$$\lambda = \frac{T_{под}}{L_{об}} = \frac{1300}{122} = 10,6 \text{ т}/\text{м}.$$

Производительность труда бурильщика при подсечке рудного массива по формуле (97)

$$\Pi_6 = H_6 k_{пер} = 86 \cdot 1,1 = 94,6 \text{ т}/\text{смену}.$$

Расчет производительности труда рабочих, занятых на доставке и взрывании скважин. Общий расход ВВ на образование подсежки в пределах одной зоны по формуле (125) составит

$$Q_{ВВ} = \gamma \sum l k_3 k_{в.д} = 3,3 \cdot 122 \cdot 0,75 \cdot 1,25 = 375 \text{ кг.}$$

Производительность труда взрывника, по данным практики, принимают 236 т/смену.

Удельный расход ВВ при отбойке руды на подсежке по формуле (116) составит

$$q_{ВВ} = \frac{Q_{ВВ}}{T_{\text{под}}} = \frac{375}{1300} = 0,288 \text{ кг/т.}$$

Удельный расход средств взрывания составит: капсулей-детонаторов по формуле (102)

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1 N n_{\text{дет}}}{T_{\text{под}}} = \frac{1,1 \cdot 30 \cdot 2}{1300} = 0,051 \text{ шт/т;}$$

огнепроводного шнура по формуле (268)

$$l'_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{ш}} N n_{\text{ш}}}{T_{\text{под}}} = \frac{8 \cdot 20 \cdot 2}{1300} \approx 0,24 \text{ м/т.}$$

Удельный расход сжатого воздуха при подсежке по формулам (20) и (21) составит

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{n_{\text{п}} q_{\text{п}} l_{\text{д}} k_1 k_2}{T_{\text{под}}} = \frac{1 \cdot 4,2 \cdot 2300 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{1300} \approx 10,0 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Удельный расход твердых сплавов по формуле (104)

$$q_{\text{спл}} = \frac{\sum l q'_{\text{спл}}}{1000 T_{\text{под}}} = \frac{122 \cdot 2,4}{1000 \cdot 1300} = 0,0002 \text{ кг/т.}$$

Расход буровой стали на 1 т руды по формуле (105) составит

$$q_{\text{ст}} = \frac{\sum l q'_{\text{ст}}}{1000 T_{\text{под}}} = \frac{122 \cdot 19}{1000 \cdot 1300} = 0,0023 \text{ кг/т.}$$

Производительность труда скрепериста при доставке руды из подсежки по формуле (269) составит

$$P_{\text{с}} = k_{\text{пер}} H_{\text{с}} \gamma'_{\text{р}} = 1,1 \cdot 58 \cdot 2,5 = 160 \text{ т/смену.}$$

Удельный расход электроэнергии по формуле (130) равен

$$W_{\text{э}} = \frac{N_{\text{дв}} l_{\text{см}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} P_{\text{с}}} = \frac{28 \cdot 6 \cdot 0,85}{0,9 \cdot 160} \approx 1,0 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.}$$

Обрушение руды глубокими скважинами. Руду в панелях обычно обрушают глубокими скважинами, для чего весь рудный массив каждой панели разбуривают из трех буровых камер девятью всерами глубокими скважин. Расположение последних показано на рис. 71. Л. н. с. равна 4,5 м. Взрывание зарядов глубоких скважин — короткозамедленное с применением пиротехнических реле КЗДШ-58.

Для упрощения расчета в настоящем примере определяются основные технико-экономические показатели по отношению к выемке только одного слоя. Затем результаты этих расчетов распространяются на весь обрушаемый рудный массив панели (блока).

Число глубоких скважин в одном слое (см. рис. 71, 73) при л. н. с. и расстоянии между концами скважин, равными 4,5 м, составляет 35.

Подсчет общей длины глубоких скважин в слое произведен графическим путем и приведен в табл. 75.

Из табл. 75 видно, что общая длина пробуренных в одном слое глубоких скважин равна

$$346 + 319,5 + 144 = 809,5 \text{ м,}$$

Длина скважин, подлежащих заряданию (активная длина), составляет

$$296 + 278 + 109 = 683 \text{ м.}$$

Таким образом, коэффициент заполнения скважин ВВ равен

$$k_3 = \frac{683}{809,5} = 0,85.$$

Количество руды (видимое извлечение), получаемой из одного слоя, по формуле (210) составит

$$T_{o.c} = \frac{T_{c.z}}{1-R} = \frac{23\,600 \cdot 0,9}{1-0,085} = 23\,300 \text{ т.}$$

Выход руды с 1 м скважины по формуле (113) составляет

$$\lambda = \frac{T_{o.c}}{\sum l} = \frac{23\,300}{809,5} \approx 29 \text{ т.}$$

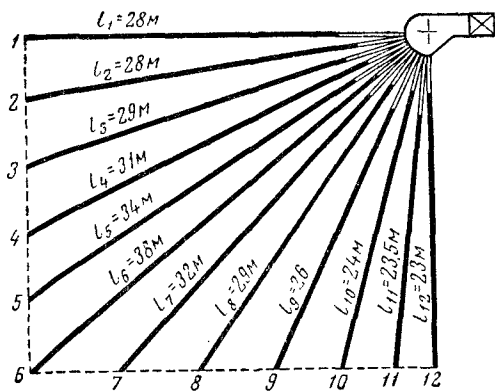


Рис. 71. Схема расположения глубоких горизонтальных скважин

Таблица 75

1-й ярус			2-й ярус			3-й ярус		
№ скважины	глубина скважины, м	длина заряда, м	№ скважины	глубина скважины, м	длина заряда, м	№ скважины	глубина скважины, м	длина заряда, м
1	28,0	24,0	1	28,0	25	1	12	9
2	28,5	23,0	2	29,0	24	2	12	8
3	29,0	25,0	3	31,0	29	3	12	10
4	31,0	26,0	4	32,5	26	4	12	8
5	34,0	29,5	5	35,5	31	5	12	10
6	38,0	32,0	6	34,5	30	6	12	8
7	32,0	30,0	7	30,0	28	7	12	10
8	29,0	24,0	8	27,0	23	8	12	8
9	26,0	23,5	9	25,0	22	9	12	10
10	24,0	20,0	10	24,0	20	10	12	9
11	23,5	20,5	11	23,0	20	11	12	10
12	23,0	18,5	—	—	—	12	12	9
Итого	346,0	296,0	—	319,5	278	—	144	109

Удельный расход ВВ при обрушении рудного массива по формулам (125) и (116) составит

$$q_{ВВ} = \frac{\gamma \sum l k_3 k_{вд}}{T_{o.c}} = \frac{6,4 \cdot 809,5 \cdot 0,85 \cdot 1,2}{23\,300} = 0,226 \text{ кг/т.}$$

Короткозамедленное взрывание зарядов глубоких скважин осуществляется по схеме «Кривбасс-2», предложенной КГРИ в 1961 г.¹ (рис. 72). При этом оптимальные интервалы замедления определены по формуле

$$t_{\text{опт}} = \frac{w}{0,08 \sqrt{f}} = \frac{4,5}{0,08 \sqrt{6}} = 22 \text{ мсек.} \quad (270)$$

Схема коммутации взрывной сети показана на рис. 73.

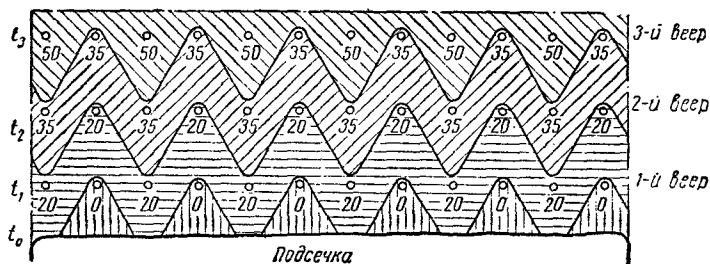


Рис. 72. Последовательность взрывания зарядов скважин во времени по схеме «Кривбасс-2»: 0,20, 35 и 50 — замедление (м/сек)

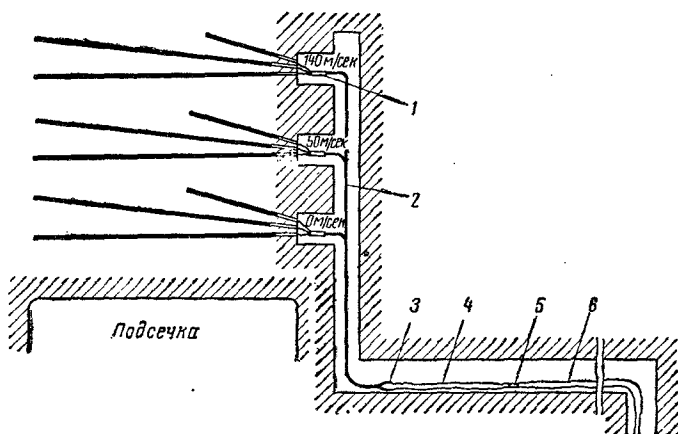


Рис. 73. Схема коммутации взрывной сети:

1 — пиротехнические реле КЗДШ-58; 2 — две нити детонирующего шнура; 3 — капсуль-детонатор; 4 — огнепроводный шнур; 5 — электрозажигательный патрончик; 6 — электросеть

Определение числа пиротехнических реле КЗДШ-58 для взрывания скважин одного слоя в соответствии со схемой «Кривбасс-2» приведено ниже.

Реле с интервалом замедления,

мсек	20	35	50	
Число реле	12	12	6	Всего 30

¹ Малахов Г. М., Лавриненко В. Ф., Дядечкин Н. И., Иванов Ю. А., Пряненко А. И. Новый метод короткозамедленного взрывания при подземной разработке руд. «Горный журнал», 1962, № 9.

Число пиротехнических реле КЗДШ-58 для создания промежуточных (между слоями) замедлений подсчитывают с учетом принятой схемы взрывания зарядов глубоких скважин. Из рис. 73 видно, что величина интервалов замедлений между взрыванием глубоких скважин II и III слоев соответственно составляет 50 и 140 мсек. Так как промежуточные замедления (для полноты взрывания сети) составляют из двух параллельных ветвей, то расход пиротехнических реле составит: а) для II слоя (интервал замедления 50 мсек) 2 реле; б) для III слоя (интервал замедления 140 мсек) 4 реле с замедлением 50 мсек и 4 реле с замедлением 20 мсек. Всего 10 пиротехнических реле КЗДШ-58.

Общее число пиротехнических реле для производства массового взрыва в пределах одного слоя руды составит

$$n_{\text{общ}} = n_1 + \frac{n_2}{3} = 30 + \frac{10}{3} \approx 34 \text{ шт.},$$

где n_1 — число пиротехнических реле на один слой;

n_2 — число пиротехнических реле для создания промежуточных замедлений между отдельными слоями;

3 — слои руды в панели.

Удельный расход пиротехнических реле с учетом 10%-ного запаса равен

$$q_{\text{КЗДШ}} = \frac{1,1n_{\text{общ}}}{T_{\text{о.с}}} = \frac{1,1 \cdot 34}{23\,300} \approx 0,002 \text{ шт./м.}$$

Удельный расход детонирующего шнура по формуле (103) составит

$$q_{\text{шн}} = \frac{\sum l n_{\text{шн}} k}{T_{\text{о.с}}} = \frac{809,5 \cdot 2 \cdot 1,25}{23\,300} \approx 0,091 \text{ м/м.}$$

Расход огнепроводного шнура на 1 т руды, необходимого для инициирования боевого узла, определяется по формуле

$$l'_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{ш}} n_{\text{тр}}}{n_{\text{с}} T_{\text{о.с}}} = \frac{10 \cdot 3}{3 \cdot 23\,300} \approx 0,0004 \text{ м/т}, \quad (271)$$

где $l_{\text{ш}}$ — длина отрезка огнепроводного шнура зажигательной трубки, м;

$n_{\text{тр}}$ — число зажигательных трубок;

$n_{\text{с}}$ — число слоев руды в панели.

Удельный расход капсулей-детонаторов составит

$$q_{\text{дет}} = \frac{1,1n_{\text{тр}}}{n_{\text{с}} T_{\text{о.с}}} = \frac{1,1 \cdot 3}{3 \cdot 23\,300} = 0,00004 \text{ шт./м.}$$

Производительность мастера глубокого бурения по формуле (121) составит

$$P_{\text{б.м}} = k_{\text{пер}} H_{\text{б.м}} \lambda = 1,1 \cdot 11,1 \cdot 29 = 354 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда помощника бурового мастера также равна 354 т/смену.

Производительность труда взрывника с учетом затрат времени на доставку ВВ, зарядание скважин и коммутацию взрывной сети определяется по расходу человеко-смен его на:

доставку ВВ

$$r'_{\text{взр}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{P'_{\text{взр}}} = \frac{4500}{500} = 9 \text{ чел./смен.}$$

Наименование работ и выработок	Число выработок	Размеры			Длина, м		Объем, м ³		Объемный вес руды, т/м ³	Промысловый запас, т
		высота, м	ширина, м	площадь, м ²	по руде	по породе	руды	порода		

Подготовитель

Орт-заезд	1	3,1	2,9	9,0	150	100	1 350	900	3,5	4 720
Откаточный штрек вся- чего бока	1	3,1	2,9	9,0	—	50	—	450	—	—
Вентиляционный ходо- вой восстающий	1	1,8	1,6	2,88	—	100	—	280	—	—
Итого по подготовитель- ным работам	—	—	—	—	150	250	1 350	—	3,5	4 720

Нарезные

Хозяйственные орты	2	2,2	2,4	5,30	300	40	1 600	212	3,5	5 600
Вентиляционные орты	2	2,0	2,0	4,00	300	46	1 200	184	3,5	4 200
Штреки скреперования	22	2,2	2,0	4,40	1100	—	4 840	—	3,5	16 920
Вентиляционные вос- стающие	12	1,8	1,6	2,88	150	—	432	—	3,5	1 510
Рудосвалочные вос- стающие	10	1,8	1,6	2,88	280	—	785	—	3,5	2 720
Материальный восстаю- щий	1	2,0	1,5	3,00	—	30	—	90	—	—
Буровые восстающие	18	1,8	1,6	2,88	450	—	1 290	—	3,5	4 530
Буровые камеры	54	3,0	3,0	9,00	216	—	1 940	—	3,5	6 800
Итого по нарез- ным работам	—	—	—	—	2796	116	12 060	—	3,5	42 280

Очистные

Заходки	176	2,2	1,5	3,30	317	—	1 047	—	3,5	3 660
Лучки	176	1,5	1,5	2,25	704	—	2 450	—	3,5	8 610
Сбойки	88	2,0	2,0	4,00	660	—	2 640	—	3,5	9 230
Разворот воронок	158	—	—	—	—	—	3 212	—	3,5	11 200
Подсечка	—	—	—	—	—	—	22 510	—	3,5	79 000
Обрушенные руды	—	—	—	—	—	—	124 000	—	3,5	434 000
Итого по очист- ным работам	—	—	—	—	1681	—	155 869	—	3,5	545 700
Всего по системе	—	—	—	—	4627	366	169 279	—	3,5	592 700

Таблица 76

Количес- венные потери		Коэффициент извлече- ния α	Извлекаемый запас с учетом потерь		Содержание металла, %			Разубоживание			Видимое извлечение		
%	m		$T_{\text{из}} - T_{\text{п}} 100, \%$	$T_{\text{из}} - T_{\text{п}}, \text{т}$	в рудном массе	в добытой руде	во извлекаемых породах γ	потери качества $p - q, \%$	коэффициент разубоживания $R = \frac{p - q}{p - r} 100, \%$	количество пус- той породы $D \cdot T_{\text{п}} R, \text{т}$	$T_{\text{в}} - \frac{T_{\text{п}}}{1 - R}, \%$	отноше- ние $T_{\text{в}} 100, \%$	% к видимому извлечению блока

ные работы

—	—	1,0	100,0	4 720	58	58,0	35	—	—	—	4 720	100	—
—	—	—	—	—	—	—	35	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	35	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	4 720	—	—	35	—	—	—	4 720	100	0,81

работы

—	—	1	100	5 600	58	58,0	35	—	—	—	5 600	100	—
—	—	1	100	4 200	58	58,0	35	—	—	—	4 200	100	—
—	—	1	100	16 920	58	58,0	35	—	—	—	16 920	100	—
—	—	1	100	1 510	58	58,0	35	—	—	—	1 510	100	—
—	—	1	100	2 720	58	58,0	35	—	—	—	2 720	100	—
—	—	—	—	—	—	—	35	—	—	—	—	—	—
—	—	1	100	4 530	58	58,0	35	—	—	—	4 530	100	—
—	—	1	100	6 800	58	58,0	35	—	—	—	6 800	100	—
—	—	1	100	42 280	58	58,0	35	—	—	—	42 280	100	7,23

работы

—	—	1	100	3 660	58	58,0	35	—	—	—	3 660	100	—
—	—	1	100	8 610	58	58,0	35	—	—	—	8 610	100	—
—	—	1	100	9 230	58	58,0	35	—	—	—	9 230	100	—
—	—	1	100	11 200	58	58,0	35	—	—	—	11 200	100	—
—	—	1	100	79 000	58	58,0	35	—	—	—	79 000	100	—
10,0	43 400	0,9	90	390 600	58	56,05	35	1,95	8,5	36 200	427 000	97,5	—
7,95	43 400	0,9205	92,05	502 300	58	56,5	35	1,50	6,5	36 200	538 700	98,7	91,96
7,50	43 400	0,9205	92,05	519 300	58	57,07	35	0,93	6,2	36 200	585 700	99,0	100,00

Наименование работ и выработок в блоке	Видимое извлечение		Производительность труда и расход рабочей силы											
	%	т	бурильщика		машиниста скрепёрной установки		машиниста погрузочной машини ПНУ-5		помощника машиниста погрузочной машини ПНУ-5		кряпальщика		бурового мастера	
			т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен
Орт-заезд (по породе)	—	2 430	20,7	117,0	—	—	47,6	51,0	47,6	51,0	29,2	83,3	—	—
Орт-заезд (по руде)	0,81	4 720	42,5	111,0	—	—	63,0	74,9	63,0	74,9	37,8	125,0	—	—
Откаточный штрек всячего бока Вентиляционно-ходовой восстано- вий	—	1 210	29,6	41,0	—	—	47,6	25,5	47,6	25,5	29,2	41,5	—	—
Итого по подгото- вительным работам	0,81	685	20,6	33,2	—	—	63,0	10,9	63,0	10,9	30,4	22,5	—	—
		4 720	15,6	302,2	—	—	28,9	162,3	28,9	162,3	17,3	272,3	—	—

Подготовительные работы

Наименование работ и выработок в блоке	Видимое извлечение		Производительность труда и расход рабочей силы											
	%	т	бурильщика		машиниста скрепёрной установки		машиниста погрузочной машини ПНУ-5		помощника машиниста погрузочной машини ПНУ-5		кряпальщика		бурового мастера	
			т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен	т/смену	час.мен
Хозяйственные орты (порода)	—	2 860	29,3	97,6	52,0	55,0	—	—	—	—	15,6	183,0	—	—
То же, по руде	—	5 600	44,6	126,0	52,0	107,0	—	—	—	—	20,2	277,0	—	—
Вентиляционные орты по породе То же, по руде	—	1 080	18,4	58,8	52,0	20,8	—	—	—	—	11,8	91,6	—	—
Штреки скреперования	—	4 200	37,0	111,8	52,0	80,6	—	—	—	—	15,3	274,0	—	—
Вентиляционные восстанавливающие	—	16 920	35,0	484,0	52,0	326,0	—	—	—	—	13,3	1270,0	—	—
Рудосвалочные восстанавливающие	—	1 510	20,0	75,5	52,0	29,0	—	—	—	—	29,5	51,0	—	—
Итого по подгото- вительным работам	—	2 720	27,0	100,0	—	—	99,0	27,5	99,0	27,5	34,0	80,0	—	—

Нарезные работы

Производительность труда и расход рабочей силы

Наименование работ и выработок в блоке	помощника бурового мастера		стай шего путевого рабочего		путевого рабочего		варышика		лопа-онника		Производи- тельность тру- да рабочего по системе		Производи- тельность забора	
	всего, чел.-мен	т/смену	всего, чел.-мен	т/смену	всего, чел.-мен	т/смену	всего, чел.-мен	т/смену	всего, чел.-мен	т/смену	всего, чел.-мен	т/смену	всего, чел.-мен	т/смену
Орт-заезд (по породе)	—	136,0	17,8	136,0	17,8	136,0	—	—	—	—	337,9	20,7	117,0	—
Орт-заезд (по руде)	—	176,0	26,8	176,0	26,8	176,0	—	—	10,7	—	439,4	42,5	111,0	—
Откаточный птрек всячего бока	—	136,0	8,9	136,0	8,9	136,0	—	—	—	—	151,3	29,6	41,0	—
Вентиляционно-ходовой восстано- витель	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	77,5	10,3	66,5	—
Итого по подгото- вительным работам	—	88,2	53,5	88,2	53,5	88,2	—	—	4,5	—	1006,1	14,0	335,5	—

Подготовительные работы

Хозяйственные орты (порода)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	335,6	14,7	195,2	—
То же, по руде	—	—	—	—	—	—	—	—	10,9	—	510,0	22,3	252,0	—
Вентиляционные орты по породе	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	171,2	9,2	117,6	—
То же, по руде	—	—	—	—	—	—	—	—	8,9	—	466,4	18,5	223,6	—
Штреки скреперования	—	—	—	—	—	—	—	—	8,15	—	2080	23,3	727,0	—
Вентиляционные восстанавливающие	—	—	—	—	—	—	—	—	9,7	—	155,5	10,0	151,0	—
Рудосвалочные восстанавливающие	—	—	—	—	—	—	—	—	11,5	—	235,0	13,5	200,0	—

Нарезные работы

Производительность труда в расход рабочей силы

Наименование работ и выработок в блоке	Индикатор извлечения		Производительность труда в расход рабочей силы												
	%	т	бурьлишка		машиниста скреперной установки		машиниста погрузочной машини ПМ-1-5		помощника машиниста погрузочной машини ПМ-1-5		крепильщика		бурового мастера		
			т/меню	чел-мен	т/меню	чел-мен	т/меню	чел-мен	т/меню	чел-мен	т/меню	чел-мен	т/меню	чел-мен	т/меню
Материальный восстающий (по- рода)	—	226	17,0	13,3	—	—	70,0	3,2	70,0	3,2	20,0	11,3	—	—	—
Буровые восстающие	—	4 530	22,0	206,0	52,0	87,0	—	—	—	—	23,9	189,0	—	—	—
Буровые камеры	—	6 800	97,6	69,6	52,0	131,0	—	—	—	—	41,4	164,0	—	—	—
Итого по нарезным работам	7,23	42 280	31,5	1342,6	50,6	836,4	1375,0	30,7	1375,0	30,7	16,2	2590,9	—	—	—
Очистные работы															
Заходки	—	3 660	35,6	103,0	105,0	21,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Дучки	—	8 610	24,5	352,0	105,0	82,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Сбойки	—	9 230	33,6	275,0	105,0	35,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Разворот воронок	—	11 200	94,6	118,0	130,0	86,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Подсечка	—	79 000	94,6	835,0	160,0	493,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Обрушение руды	—	427 000	—	—	160,0	2650,0	—	—	—	—	—	—	354	1205	—
Итого по очистным работам	91,96	538 700	319,0	1683,0	159,0	3367,0	—	—	—	—	—	—	447	1205	—
Всего по системе	100,0	585 700	177,0	3327,8	145,0	4203,4	3040,0	193,0	3040,0	193,0	204,0	2863,2	485	1205	—

Производительность труда и расход рабочей силы

Наименование работ и выработок в блоке	помощника бурового мастера		старшего путевого рабочего		путевого рабочего		вызванного		лопаточника		Производи- тельность тру- да рабочего по системе		Производи- тельность забоя	
	мес	чел-мен	мес	чел-мен	мес	чел-мен	мес	чел-мен	мес	чел-мен	мес	чел-мен	мес	чел-мен
Материальный восстанавливающий (по- рода)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	31,0	8,5	26,6
Буровые восстанавливающие	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	9,4	482,0	11,0	412,0
Буровые камеры	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	18,6	364,6	24,4	279,0
Итого по нарезным работам	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8,8	4831,3	16,3	2584,0

Очистные работы

Заходки	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	19,8	74	18,4	198,0	17,8	206,0
Дучки	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	19,9	434,0	12,3	704,0
Сбойки	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	19,8	279	14,1	589,0	16,8	550,0
Разворот порноков	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	49,8	204,0	94,6	118,0
Подсечка	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	47,5	1663,0	160,0	493,0
Обрушение руды	354	1205	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	80,0	5355,0	160,0	2650,0
Итого по очистным работам	447	1205	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	63,7	8443,0	114	4721,0
Всего по системе	485	1205	10980,0	53,5	10980,0	53,5	630	930	353	1370,0	353	41,0	14280,4	—	—	—	7640,5

Наименование выработок и работ в блоке	Расход материалов и энергии											
	Видимое извлечение		аммонита		капсюлей- детонаторов		огнепроводного шнура		достоиняющего шнура		пиротехниче- ских реле КЗДШ 58	
	%	т	кг/т	всего, кг	шт.	всего, шт.	м/т	всего, м	м	всего, м	шт./т	всего, шт.
Подготовительные работы												
Орт-завед (по породе)	—	2 430	0,63	1 530	0,60	1 450	1,78	4 320	—	—	—	—
Орт-завед (по руде)	0,81	4 720	0,41	1 930	0,38	1 790	1,74	5 360	—	—	—	—
Откаточный штрек висячего бока	—	1 910	0,55	665	0,32	629	1,55	1 870	—	—	—	—
Вентиляционно-ходовой выстакций	—	585	0,6	410	0,37	438	1,81	1 240	—	—	—	—
Итого по подготовитель- ным работам	0,81	4 720	0,96	4 535	0,92	4 327	2,72	12 970	—	—	—	—
Нарезные работы												
Хозяйственные орты (по породе)	—	2 860	0,89	2 540	0,73	2 100	1,84	5 260	—	—	—	—
Хозяйственные орты (по руде)	—	5 600	0,55	3 080	0,42	2 350	1,19	6 600	—	—	—	—
Вентиляционные орты (по породе)	—	1 080	0,89	960	0,73	790	1,81	1 980	—	—	—	—
Вентиляционные орты (по руде)	—	4 200	0,55	2 610	0,42	1 760	1,19	5 000	—	—	—	—
Питркин скреперования	—	16 920	0,56	9 470	0,39	3 900	0,95	16 010	—	—	—	—
Кентляционные выстакции	—	1 510	0,6	908	0,81	1 310	2,40	3 620	—	—	—	—
Рудосвалочные выстакции	—	2 720	0,72	1 942	0,57	1 520	1,45	3 940	—	—	—	—
Материальные выстакции	—	926	0,43	1 142	0,91	138	1,36	3 908	—	—	—	—
Буровые выстакции	—	4 530	0,6	2 720	0,75	3 400	1,40	6 330	—	—	—	—
Буровые камеры	—	6 800	0,55	3 738	0,60	4 080	1,75	11 900	—	—	—	—
Итого по нарезным ра- ботам	7,23	42 280	0,16	27 810	0,505	21 378	1,44	60 948	—	—	—	—
Очистные работы												
Заходки	—	3 660	0,76	2 780	1,59	5 660	2,14	7 620	—	—	—	—
Лучки	—	8 610	0,94	8 100	1,05	9 040	2,14	18 440	—	—	—	—
Сбойки	—	9 230	0,77	6 910	0,73	6 740	1,65	15 340	—	—	—	—
Разворот воронок	—	11 200	0,33	3 700	0,12	1 340	0,70	7 860	—	—	—	—
Годсечка	—	79 000	0,288	22 800	0,051	4 030	0,21	19 000	—	—	—	—
Обрушенные руды	—	427 000	0,226	96 520	0,00004	17	0,0004	170	0,091	38 900	0,002	851
Итого по очистным ра- ботам	91,56	538 700	0,262	140 810	0,05	26 827	0,13	68 430	0,072	38 900	0,0016	854
Всего по системе	100,00	585 700	0,235	173 155	0,09	52 532	0,24	142 348	0,066	38 900	0,0015	854

Расход материалов и энергии

Наименование выработок и работ в блоке	металлической крепи (СП-17, СП-18)		пиломатериалов		круглого леса		буровой стали		твердого сылана		сжатого воздуха		электроэнергии	
	кг/т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	кг/т	кг/т	кг/т	кг/т	м ³ /т	м ³ /т	кг/т	кВт·ч/т
Орт-заезд (по породе)	6,6	0,0016	3,9	0,026	63,2	0,11	26,7	0,0015	3,64	0,0015	64,6	157 000	0,85	2 070
Орт-заезд (по руде)	5,1	0,0013	6,1	0,017	80,4	0,081	38,2	0,0011	5,19	0,0011	32,0	151 000	0,65	3 068
Сткопный штрек всячею бока	5,7	0,0014	1,7	0,022	27,0	0,097	11,7	0,0013	1,6	0,0013	56,2	28 000	0,74	895
Вентиляционно-ходовой восстающий	—	0,0001	0,06	0,012	8,2	0,0076	5,2	0,0011	0,75	0,0011	42,0	68 000	0,62	425
Итого по подготовительным работам	10,0	0,0025	1176,0	0,098	178,8	0,17	81,8	0,0024	11,2	0,0024	85,5	403 800	1,16	5 458

Подготовительные работы

Орт-заезд (по породе)	16 120	0,0016	3,9	0,026	63,2	0,11	26,7	0,0015	3,64	0,0015	64,6	157 000	0,85	2 070
Орт-заезд (по руде)	14 070	0,0013	6,1	0,017	80,4	0,081	38,2	0,0011	5,19	0,0011	32,0	151 000	0,65	3 068
Сткопный штрек	6 900	0,0014	1,7	0,022	27,0	0,097	11,7	0,0013	1,6	0,0013	56,2	28 000	0,74	895
Вентиляционно-ходовой восстающий	—	0,0001	0,06	0,012	8,2	0,0076	5,2	0,0011	0,75	0,0011	42,0	68 000	0,62	425
Итого по подготовительным работам	47 092	0,0025	1176,0	0,098	178,8	0,17	81,8	0,0024	11,2	0,0024	85,5	403 800	1,16	5 458

Нарезные работы

Хозяйственные орты (по породе)	15,0	—	—	—	80,0	0,013	37,2	0,0014	4,0	0,0014	19,8	56 600	2,76	7 900
Хозяйственные орты (по руде)	11,6	—	—	—	123,0	0,011	61,5	0,0012	6,7	0,0012	18,4	103 000	5,13	17 650
Вентиляционные орты (по породе)	—	—	—	—	37,0	0,013	14,0	0,0014	1,51	0,0014	19,8	21 400	2,76	2 980
Вентиляционные орты (по руде)	—	—	—	—	328,0	0,011	40,2	0,0012	5,5	0,0012	18,4	77 200	3,15	13 200
Штрек скреперования	11,7	—	—	—	0,078	0,011	0,054	0,0014	23,8	0,0014	47,0	796 000	3,15	53 400
Вентиляционные восстающие	—	0,0011	—	—	1,7	0,012	18,0	0,008	12,1	0,0011	1,66	63 400	0,67	950
Рудосаляющие восстающие	—	0,014	38,0	0,003	8,0	0,013	35,4	0,002	5,84	0,002	42,0	114 000	0,67	1 820
Материальные восстающие	—	0,0011	0,3	0,014	3,0	0,009	2,0	0,0011	0,25	0,0011	45,0	9 700	0,70	158
Буровые восстающие	—	0,012	54,6	0,012	184,4	0,009	41,0	0,0011	5,0	0,0011	42,0	190 000	0,74	3 360
Буровые камеры	—	0,03	204,4	0,002	13,6	0,008	54,4	0,001	6,8	0,001	56,2	381 000	2,57	17 400
Итого по нарезным работам	7,23	0,007	299,0	0,039	1630,0	0,011	472,8	0,0014	80,55	0,0014	43,0	1 812 300	2,4	101 438

Очистные работы

Заводка	—	—	—	—	—	0,014	51,2	0,002	7,3	0,002	43,0	157 000	0,31	1 140
Дучка	—	0,0011	9,5	0,003	25,8	0,017	146,0	0,003	25,8	0,003	57,2	493 000	0,3	2 580
Сбойки	—	—	—	—	—	0,0136	126,0	0,002	18,4	0,002	35,6	328 000	0,3	2 770
Разворот воронок	—	—	—	—	—	0,010	112,0	0,005	56,0	0,005	21,0	242 000	1,0	11 200
Рудосека	—	—	—	—	—	0,012	930,0	0,002	15,8	0,002	10,0	790 000	1,0	19 000
Обрушение руды	—	—	—	—	—	0,008	3420,0	0,002	85,4	0,002	6,7	2 860 000	1,0	427 000
Итого по очистным работам	—	0,0002	9,5	0,0003	25,8	0,0090	4805,2	0,0001	208,7	0,0001	9,1	4 870 000	0,97	323 690
Всего по системе	0,67	352 992	320,3	0,0031	1834,6	0,0092	5359,8	0,0003	280,5	0,0003	12,1	7 086 200	1,08	630 586

заряжание глубоких скважин

$$r''_{\text{взр}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{\Pi''_{\text{взр}}} = \frac{4500}{880} \approx 5,1 \text{ чел-смены};$$

коммутацию взрывной сети принимаем (по данным практики) 2 чел-смены, где $\Pi'_{\text{взр}}$ и $\Pi''_{\text{взр}}$ — соответственно производительность труда взрывника на доставке и зарядании ВВ глубоких скважин, кг/смену.

Общий расход человеко-смен взрывника составит

$$r_{\text{взр}} = r'_{\text{взр}} + r''_{\text{взр}} + r'''_{\text{взр}} = 9 + 5,1 + 2 = 16,1 \text{ чел-смены.}$$

Тогда производительность труда взрывника

$$\Pi_{\text{взр}} = \frac{T_{\text{о.с}}}{r_{\text{взр}}} = \frac{23\,300}{16,1} \approx 1450 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда скрепериста при доставке обрушенной руды по формуле (269) составит

$$\Pi_{\text{с}} = k_{\text{пер}} H_{\text{с}} \gamma'_{\text{с}} = 1,1 \cdot 58 \cdot 2,5 = 160 \text{ т/смену.}$$

Удельный расход электроэнергии при доставке руды скреперной установкой ЛС-28 по формуле (130) равен

$$W_{\text{э}} = \frac{N_{\text{дв}}'_{\text{см}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} \Pi_{\text{с}}} = \frac{28 \cdot 6 \cdot 0,85}{0,9 \cdot 160} \approx 1 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.}$$

Расход сжатого воздуха станком НКР-100 на 1 т обрушенной руды по формуле (128) составит

$$q_{\text{сж.в}} = \frac{q_{\text{б.с}} t_{\text{б}} k_{\text{ис}} k_1 k_2}{T_{\text{о.с}}} = \frac{6 \cdot 2620 \cdot 0,7 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{23\,300} = 6,7 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Расход твердого сплава и буровой стали (по данным практики) принимается соответственно 0,2 и 8 г/т.

На основании выполненных выше расчетов в табл. 76, 77, 78 приведены соответственно показатели извлечения руды и общая длина подготовительно-нарезных выработок, производительность труда рабочих по профессиям и расход основных материалов и энергии.

Из табл. 76 видно, что потери руды по блоку составили 7,5% при разубоживании 6,2%.

Производительность труда рабочего по системе составляет 41 т/смену (см. табл. 77).

Расход ВВ на 1 т добытой руды (с учетом вторичного дробления) равен 0,295 кг (см. табл. 78).

Определение заработной платы на 1 т руды приведено в табл. 79, а определение стоимости материалов, сжатого воздуха и электроэнергии на 1 т руды соответственно в табл. 80 и 81.

Амортизационные отчисления с оборудования на 1 т руды приведены в табл. 82.

Подсчет себестоимости 1 т руды (франко-люк) произведен в табл. 83.

Таблица 79

Наименование профессий	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сменная зарплата, руб.	Расход человеко-смен на 1 т руды	Зарплата на 1 т руды, руб.
Бурйльщик	VIII	7,68	10,13	0,0057	0,058
Буровой мастер	VIII	7,68	10 13	0,0021	0,021
Помощник бурового мастера	VI	5,38	7,10	0,0021	0,015
Машинист скреперной установки	VI	5,38	7 10	0,0069	0,050
Машинист погрузочной машины ПМЛ-9	VI	5,38	7,10	0,00033	0,003
Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-9	IV	3,80	5,02	0,00033	0 002
Лопаточник	IV	3,80	5,02	0,00073	0,004
Крепильщик	VI	5,38	7,10	0,0049	0,035
Взрывник	VI	5,38	7,10	0,0011	0,008
Старший путевой рабочий	V	4,52	5,97	0,00009	0,0005
Путевой рабочий	IV	3,80	5,02	0,00009	0,0004
Итого основной зарплаты	—	—	—	—	0,197
Дополнительная зарплата	12% от основной зарплаты				0,024
Итого основной и дополнительной	—	—	—	—	0,221
Начисления на зарплату	7,9% от суммы основной и дополнительной зарплаты				0,018
Всего	—	—	—	—	0,239
Выслуга лет составляет 10% от основной зарплаты					0,020

Таблица 80

Наименование материалов	Количество единиц на 1 т	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Аммонит, кг	0,295	0,210	0,062
Капсюли-детонаторы, шт.	0,090	0,02	0,002
Огнепроводный шнур, м	0,240	0,02	0,005
Детонирующий шнур, м	0,066	0,09	0,006
Снецпрофиль, кг	0,620	0,16	0,099
Пиломатериалы, м ³	0,0006	26,00	0,016
Круглый лес, м ³	0,0031	21,50	0,067
Буровая сталь, кг	0,0092	0,31	0,003
Твердый сплав, кг	0,0005	27,00	0,013
Реле КЗДШ-58, шт.	0,0015	0,11	0,0002
Итого	—	—	0,273
Неучтенные материалы 3%	—	—	0,008
Всего	—	—	0,281

Таблица 81

Наименование	Количество единиц на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Сжатый воздух, м ³	12,1	0,002	0,024
Электроэнергия, кет.ч	1,08	0,008	0,009
Итого	—	—	0,033

Таблица 82

Наименование оборудования	Число единиц	Первоначальная стоимость, руб.		Годовая норма амортизации, %	Продолжительность работы оборудования, лет	Сумма амортизационных отчислений, руб.
		единицы	всего			
Перфоратор ПР-19	5	70,00	350,0	50,0	0,8	140,0
Перфоратор ПТ-29	3	94,40	283,2	50,0	0,8	114
Перфоратор ПР-35	2	75,00	150,0	50,0	0,8	60,0
Пневмоподдерживающие колонки	7	26,00	182,0	15,0	0,8	21,6
Буровой станок НКР	5	216,00	1080,0	34,0	1,0	368,0
Скреперная лебедка ЛС-28	10	1234,00	12340,0	34,6	1,0	4380,0
Скреперная лебедка ЛА-10	2	230,00	460,0	34,6	0,8	127,0
Погрузочная машина ПМЛ-9	2	1934,00	3668,0	34,6	0,4	535,7
Вентилятор ВМ-200	3	184,00	556,0	22,0	1,3	159,0
Тягальная лебедка ЛТ-2	2	125,70	251,4	34,6	1,3	113,0
Тягальная лебедка ЛПТ-1000	1	567,50	567,5	34,6	1,3	254,0
Итого	—	—	20088,1	—	—	6272,3
Прочее оборудование	5% от полной стоимости оборудования		1004,4	8,9	0,6	53,7
Запасные части	4% от полной стоимости		802,0	8,9	0,6	43,0
Всего			21894,5	—	—	6369,0
Текущий ремонт и содержание оборудования	7% от всей суммы		1535,0	—	—	—

Амортизационные отчисления на 1 т руды составят $6369 : 585\ 700 \approx 0,011$ руб.

Величина расходов по текущему ремонту и содержанию оборудования на 1 т руды будет $1535 : 585\ 700 \approx 0,0026$ руб.

Статьи затрат	Затраты, руб.	
	на 1 т руды	всего
Зарплата:		
основная	0,197	115 500
дополнительная	0,024	14 100
Начисления на зарплату	0,018	10 550
Выслуга лет	0,020	11 700
Материалы	0,281	164 500
Электроэнергия	0,009	5 270
Сжатый воздух	0,024	14 100
Амортизация	0,011	6 369
Текущий ремонт и содержание оборудования	0,0026	1 535
Итого	0,587	343 624

§ 6. КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Для расчета принят вариант комбинированной системы разработки, состоящий из этажно-камерной системы — для отработки камерных запасов и подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами для выемки междублокового целика (рис. 74). Расчет этой системы разработки производится применительно к следующим горнотехническим условиям.

Месторождение представлено столбообразной залежью железной руды с коэффициентом крепости 6—8 и средней мощностью 30 м. Угол падения залежи составляет 58°. Среднее содержание железа в руде 56,4%; объемный вес руды равен 3,6 т/м³. Руда — устойчивая и нетрещиноватая. Породы лежачего и висячего боков залежи представлены джеспилитами и маритовыми роговиками с коэффициентом крепости $f = 10—12$. Содержание железа в них составляет в среднем 30,4%.

Из рис. 74 видно, что залежь при данной системе разработки разбивается на блоки длиной по 98 м, каждый из которых делится на камеры (две — по 32 м), междуканнерный и междублоковый целики шириной соответственно 10 и 24 м.

Порядок отработки отдельных элементов блока при комбинированной системе разработки следующий. Первоначально обрабатывают (одновременно) камеры при помощи горизонтальных глубоких скважин, затем производят массовое обрушение междуканнерного целика и потолочин камер и, наконец, в последнюю очередь осуществляют выемку запасов междублокового целика. Последнюю, как указывалось выше, производят системой подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами.

Руду из блока доставляют виброконвейерами ВК-2 конструкции института Гипрорудмаш, для чего устраивают соответствующее днище блока. Применение виброконвейеров на доставке руды, как показала

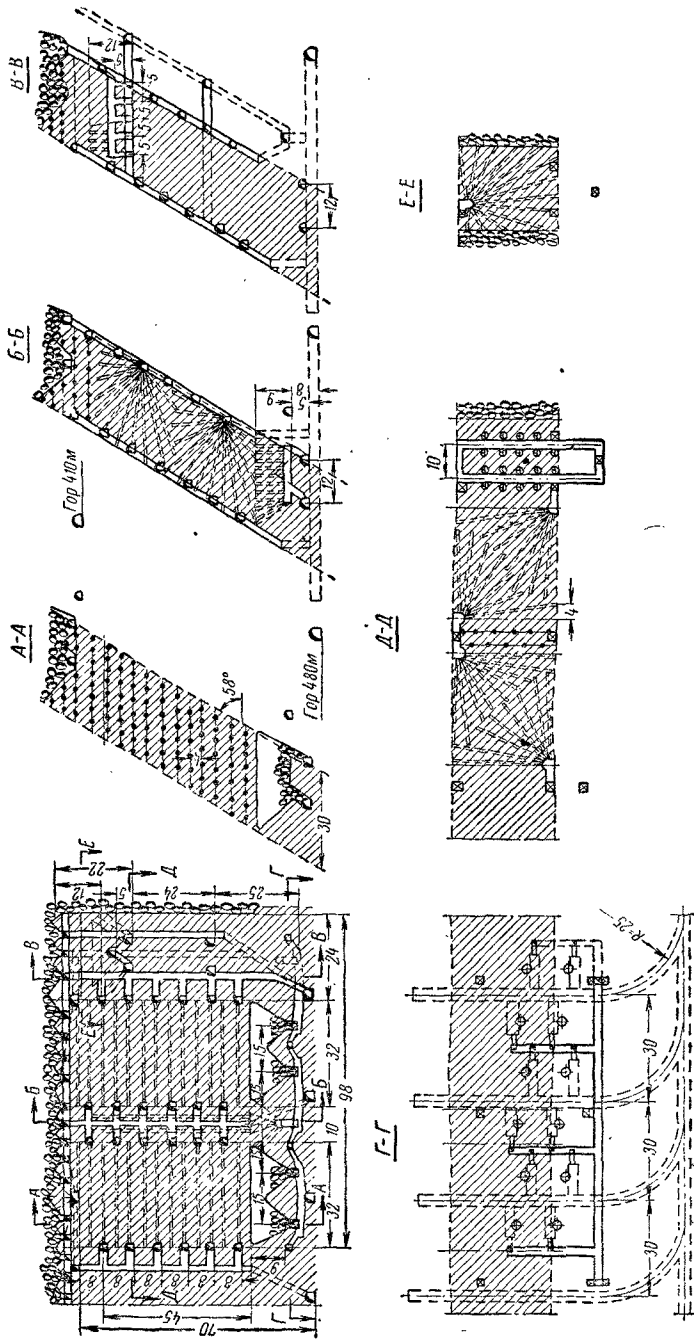


Рис. 74. Комбинированная система разработки

практика рудников Криворожского бассейна (им. XX партсъезда, им. Фрунзе и др.), обеспечивает высокую производительность труда и интенсивность отработки запасов блока, уменьшает объем нарезных выработок, не требует устройства люков на откаточном горизонте, а следовательно, и устраняет затраты, связанные с выпуском руды. Ниже приведены основные параметры системы:

Длина блока по простиранию, м	98
Длина камеры, м	32
Ширина междукammerного целика, м	10
Ширина междублокового целика, м	24
Ширина камеры, м	30
Высота блока (этажа), м	70
Высота камеры, м	45
Высота подсечки камер, м	9
Толщина потолочины, м	12
Расстояние между выпускными дучками камеры, м	15
Расстояние между штреками виброконвейеров, м	12
Высота подэтажа, м	22
Расстояние между дучками, м	5

Подготовительные и нарезные работы в блоке при комбинированной системе разработки заключаются в проведении откаточных ортов-заездов, блоковых вентиляционно-ходовых, рудоспускных и буровых восстающих, конвейерных штреков, подэтажных ортов скреперования в междублоковом целике, вентиляционного штрека (коллекторного) и выработок, необходимых для подсечки камер. Расположение указанных выработок видно на рис. 74, а размеры их приведены в табл. 84.

Подготовительные и нарезные выработки крепят различными видами крепи в зависимости от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, срока службы и их назначения. Откаточные орты-заезды крепят штанговой крепью с затяжкой кровли металлической сеткой. Штреки под виброконвейеры крепят бетоном, а подэтажных ортов скреперования (при отработке междублокового целика) — податливой арочной металлической крепью из профиля СП-18 с затяжкой блоков и кровли деревом.

Очистные работы в блоке состоят из подсечки камер, выемки камерных запасов, обрушения (совместное) междукammerного целика и потолочин камер и отработки междублокового целика.

Подсечку камер производят траншейным способом в направлении от лежащего бока к висячему. Штанговые шпурсы бурят телескопными перфораторами ПТ-36 непосредственно из подсечных ортов. В каждой камере проходят по две траншеи. Число штанговых шпуров в одном веере траншеи составляет 7 с общей их длиной 58 м.

Выход руды с 1 м штангового шнура при л. н. с., равной 2 м, по формуле (113) составляет

$$\lambda = \frac{T_c}{\sum l} = \frac{S_{\text{шп}} \omega \gamma_p}{\sum l} = \frac{81 \cdot 2 \cdot 3,6}{58} = 10,1 \text{ т/м,}$$

где $S_{\text{шп}}$ — площадь поперечного сечения траншеи, м^2 .

ω — л. н. с., м;

γ_p — объемный вес руды, т/м^3 .

Производительность труда бурильщика при норме выработки 12,8 *т/смену* по формуле (98) равна

$$P_6 = H'_6 k_{\text{пер}} \lambda = 12,8 \cdot 1,1 \cdot 10,1 = 142 \text{ т/смену.}$$

Производительность труда взрывника при взрывании штанговых шпуров (по данным практики) принимают равной 650 *т/смену*.

Доставку руды при подсечке камеры осуществляют, как указывалось выше, виброконвейерами ВК-2. Производительность труда машиниста, по данным отработки блоков на рудниках Криворожского бассейна, принимается равной в среднем 550 *т/смену*.

Расход основных материалов и энергии при подсечке камер производится так же, как и в расчете системы разработки поэтажными штреками. Результаты их подсчета приведены в сводной таблице расхода основных материалов и энергии в целом по системе разработки.

Отработка камер. Камерные запасы блока обрабатываются путем послышной отбойки руды горизонтальными скважинами пробуренными станками НКР-100 из буровых камер. Последние проходятся из буровых восстающих лежачего и висячего боков (см. рис. 74). Л. н. с. и расстояние между концами глубоких скважин принимаются, по данным практики, 4 м.

Общая длина глубоких скважин для отбойки одного слоя руды в камере составляет 455 м и подсчитывается обычно графическим путем. Количество руды, получаемой при отбойке одного слоя глубокими скважинами,

$$T_c = ML_k \omega \gamma_r = 30 \cdot 32 \cdot 4 \cdot 3,6 = 13\,800 \text{ т;}$$

где M и L_k — соответственно ширина и длина камеры, м.

Выход руды с 1 м скважины по формуле (113) составляет

$$\lambda = \frac{T_c}{\sum l} = \frac{13\,800}{455} = 30,3 \text{ т/м.}$$

Производительность труда бурового мастера и его помощника при норме выработки 12 м на одну станко-смену составит по формуле (113)

$$P_{6, \text{м}} = k_{\text{пер}} \cdot H_{6, \text{м}} \lambda = 1,1 \cdot 12 \cdot 30,3 = 400 \text{ т/смену.}$$

Глубокие скважины взрывают короткозамедленным способом с применением пиротехнических реле КЗДШ-58.

Производительность труда взрывника с учетом доставки ВВ и СВ на расстояние 400 м составляет 720 *т/смену*.

Производительность труда машиниста виброконвейера на выпуске и доставке руды принимается равной 550 *т/смену*.

Расход основных материалов и энергии при отработке камерных запасов определяется следующим образом.

Количество ВВ на отбойку и выпуск 1 т руды по формулам (125) и (116) составляет

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{\sum l \gamma k_3}{T_c} k_{\text{в.д}} = \frac{455 \cdot 8 \cdot 0,85}{13\,800} \cdot 1,30 \approx 0,30 \text{ кг/т,}$$

где γ — расход ВВ на зарядание 1 м скважины пневмозарядчиком, равный, по данным практики, 8 кг.

Расход детонирующего шнура на 1 т руды определяется из выражения (103)

$$q_{\text{шн}} = \frac{\sum l n k}{T_c} = \frac{455 \cdot 2 \cdot 1,1}{13\,800} = 0,072 \text{ м/т.}$$

Расход пиротехнических реле КЗДШ-58 на 1 т руды по формуле (102) составляет

$$q_{\text{КЗДШ}} = \frac{1,1 n_{\text{КЗДШ}} N}{T_c} = \frac{1,1 \cdot 1,0 \cdot 18}{13\,800} = 0,002 \text{ шт/т.}$$

Расход сжатого воздуха на 1 т руды при бурении глубоких скважин по формуле (128) равен

$$q_{\text{сж. в}} = \frac{n_c q_6 \cdot t_6 k_1 k_2}{T_c} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 5270 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{13800} = 6,5 \text{ м}^3/\text{т},$$

где n_c — число буровых станков;

t_6 — время бурения глубоких скважин одного слоя двумя станками НКР-100, мин,

$$t_6 = \frac{360 \sum l k_{\text{ис}}}{n_c l_{\text{H}} H_{\text{б. м}}} = \frac{360 \cdot 455 \cdot 0,85}{2 \cdot 1,1 \cdot 12} = 5270 \text{ мин.}$$

Расход твердых сплавов на 1 т руды по формуле (126) составляет

$$q_{\text{СПЛ}} = \frac{n_{\text{кор}} q_{\text{КР}}}{T_c} = \frac{\sum l q_{\text{кор}}}{l' T_c} = \frac{455 \cdot 0,29}{50 \cdot 13800} = 0,0002 \text{ кг/т},$$

где $n_{\text{кор}} = \frac{\sum l}{l'}$ — число буровых коронок, расходимых при бурении скважин в слое;

l' — количество метров скважин, пробуренных одной короной.

Расход стали буровых коронок на 1 т добытой руды определится из выражения (127)

$$q_{\text{ст}} = \frac{n_{\text{кор}} q'_{\text{кор}}}{T_c} = \frac{\sum l q'_{\text{кор}}}{l' T_c} = \frac{455 \cdot 3,5}{50 \cdot 13800} = 0,0023 \text{ кг/т},$$

где $q'_{\text{кор}}$ — вес стали одной буровой коронки, кг.

С учетом износа штанг расход буровой стали принимается равным 0,003 кг/т.

Расход электроэнергии на 1 т руды по формуле (130) составляет: при бурении глубоких скважин станком НКР-100

$$W'_3 = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{см}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} P_{\text{б. с}}} = \frac{2,8 \cdot 6 \cdot 0,85}{0,9 \cdot 400} = 0,04 \text{ квт} \cdot \text{ч/т};$$

при доставке руды виброконвейером ВК-2

$$W''_3 = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{см}} k_{\text{ис}}}{\eta_{\text{дв}} P_{\text{вк}}} = \frac{20 \cdot 6 \cdot 0,55}{0,9 \cdot 550} \approx 0,13 \text{ квт} \cdot \text{ч/т},$$

где $P_{\text{б. с}}$ и $P_{\text{вк}}$ — сменная производительность бурового станка и виброконвейера, т/смену.

Суммарный расход электроэнергии на 1 т добытой руды равен

$$W_3 = W'_3 + W''_3 = 0,04 + 0,13 = 0,17 \text{ квт} \cdot \text{ч/т}.$$

Обработку потолочин камер и междукammerного целика производят сразу после выемки камерных запасов массовым обрушением их глубокими скважинами. Расположение последних, как и при отработке камерных запасов, принимается всеобщим (см. рис. 74), причем для обрушения потолочин глубокие скважины бурят из буровых камер, расположенных в междукammerном целике у лежачего бока (нижний слой) и из откаточных ортов-заездов вышележащего (вентиляционного) горизонта (верхний слой). Разбуривание междукammerного целика производят двумя вертикальными слоями глубоких скважин из подэтажных выработок.

Л. н. с. при обрушении потолочин и междукammerного целика принимается соответственно 4 и 3—3,5 м. Расстояние между концами глубоких скважин в среднем равно 4—5 м.

Общая длина глубоких скважин, необходимых для разбуривания потолочин камер и междукамерного целика, составляет соответственно 2166 и 1680 м.

Производительность труда бурового мастера (его помощника) определяется из выражения (252):

при обрушении потолочин камер

$$n'_{б. м} = \frac{T_{о. пот}}{n_{см}} = \frac{T_{пот} \alpha'}{(1 - R') n'_{см}} = \frac{82\,900 \cdot 0,58}{(1 - 0,12) \cdot 164} = 332 \text{ м/смену.}$$

где

$$n'_{см} = \frac{\sum l'}{H_{б. м}} = \frac{2166}{13,2} = 164 \text{ смены;}$$

при обрушении междукамерного целика

$$n''_{б. м} = \frac{T_{о. мкц}}{n_{см}} = \frac{T_{мкц} \alpha''}{(1 - R'') n''_{см}} = \frac{69\,000 \cdot 0,73}{(1 - 0,12) \cdot 127} = 450 \text{ м/смену,}$$

где $n''_{см}$ — количество задолженных смен бурового мастера (помощника его) на разбуривание междукамерного целика,

$$n''_{см} = \frac{\sum l''}{H_{б. м}} = \frac{1680}{13,2} = 127 \text{ смен.}$$

Взрывание глубоких скважин при обрушении потолочин камер и междукамерного целика производят, как указывалось выше, в две стадии: вначале взрывают скважины нижнего слоя потолочин камер и междукамерного целика, затем (через 2—4 сек) — скважины верхнего слоя. Взрывание скважин в две стадии при обрушении потолочин и целиков, как показали промышленные опыты, обеспечивает более высокое извлечение руды.

Производительность труда взрывника при обрушении потолочин камер и междукамерного целика (с учетом доставки ВВ и СВ) определяется по Справочнику норм выработки на подземные горные работы.

В зависимости от длины доставки ВВ и СВ, направления глубоких скважин и показателей извлечения руды из потолочин камер и междукамерного целика она составляет:

при обрушении потолочин горизонтальными глубокими скважинами 650 м/смену; при обрушении междукамерного целика вертикальными (нисходящими и восходящими) скважинами 850 м/смену.

Производительность труда машиниста виброконвейера на выпуске и доставке руды составляет 550 м/смену.

Расход ВВ на обрушение потолочин камер и междукамерного целика с учетом вторичного дробления руды при ее выпуске по формулам (125) и (116) составит: при обрушении потолочин камер

$$q'_{ВВ} = \frac{\sum l' \cdot k_3 k_{в. д}}{T_{о. пот}} = \frac{2166 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 1,35}{54\,800} = 0,34 \text{ кг/м;}$$

при обрушении междукамерного целика

$$q''_{ВВ} = \frac{\sum l'' \cdot k_3 k_{в. д}}{T_{о. мкц}} = \frac{1680 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 1,35}{57\,200} = 0,26 \text{ кг/м,}$$

где $T_{о. пот}$ и $T_{о. мкц}$ — соответственно видимое извлечение руды из потолочины и междукамерного целика (см. табл. 84), т.

Расход детонирующего шпур на 1 т добытой руды по формуле (103):
при обрушении потолочин камер

$$q'_{\text{шп}} = \frac{n_{\text{н}} \sum l' k}{T_{\text{о. пот}}} = \frac{2 \cdot 2166 \cdot 1,1}{54 \ 800} = 0,088 \text{ м/т.}$$

при обрушении междукамерного целика

$$q''_{\text{шп}} = \frac{n_{\text{н}} \sum l'' k}{T_{\text{о. мкц}}} = \frac{2 \cdot 1680 \cdot 1,1}{57 \ 200} = 0,065 \text{ м/т.}$$

Расход пиротехнических рэле КЗДШ-58 на 1 т руды по формуле (102) составляет:
при обрушении потолочин камер

$$q'_{\text{КЗДШ}} = \frac{1,1 n_{\text{КЗДШ}} N'}{T_{\text{о. пот}}} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 90}{54 \ 800} = 0,002 \text{ шт/т.}$$

при обрушении междукамерного целика

$$q''_{\text{КЗДШ}} = \frac{1,1 n_{\text{КЗДШ}} N''}{T_{\text{о. мкц}}} = \frac{1,1 \cdot 1 \cdot 115}{57 \ 200} = 0,0022 \text{ шт/т.}$$

Расход сжатого воздуха на 1 т руды по формулам (21) и (128) составляет:
при бурении глубоких скважин в потолочинах камер

$$q'_{\text{сж. в}} = \frac{q_{\text{б. с}} t'_{\text{б}} k_1 k_2}{T_{\text{о. пот}}} = \frac{6 \cdot 50400 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{54 \ 800} = 7,9 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Время бурения глубоких скважин

$$t'_{\text{б}} = \frac{t_{\text{см}} \sum l' k_{\text{ис}}}{\Pi_{\text{б. м}}} = \frac{360 \cdot 2166 \cdot 0,85}{13,2} = 50 \ 400 \text{ мин.}$$

при бурении глубоких скважин в междукамерном целике

$$q''_{\text{сж. в}} = \frac{q_{\text{б. с}} t''_{\text{б}} k_1 k_2}{T_{\text{о. мкц}}} = \frac{6 \cdot 47 \ 000 \cdot 1,2 \cdot 1,18}{57 \ 200} = 7 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$t''_{\text{б}} = \frac{t_{\text{см}} \sum l'' k_{\text{ис}}}{\Pi_{\text{б. м}}} = \frac{360 \cdot 1680 \cdot 0,85}{13,2} = 47 \ 000 \text{ мин.}$$

Расход твердых сплавов на 1 т добытой руды по формуле (126) составляет:
при бурении глубоких скважин в потолочине

$$q'_{\text{спл}} = \frac{n_{\text{кор}} q_{\text{кор}}}{T_{\text{о. пот}}} = \frac{\sum l' q_{\text{кор}}}{l' T_{\text{о. пот}}} = \frac{2166 \cdot 0,29}{50 \cdot 54 \ 800} = 0,00023 \text{ кг/т.}$$

при бурении глубоких скважин в междукамерном целике

$$q''_{\text{спл}} = \frac{n_{\text{кор}} q_{\text{кор}}}{T_{\text{о. мкц}}} = \frac{\sum l'' q_{\text{кор}}}{l'' T_{\text{о. мкц}}} = \frac{1680 \cdot 0,29}{50 \cdot 57 \ 200} = 0,00017 \text{ кг/т.}$$

Расход буровой стали на 1 т добытой руды:
при бурении глубоких скважин в потолочинах

$$q'_{ст} = \frac{n_{кор} q'_{кор}}{T_{о. пот}} = \frac{\sum l' q'_{кор}}{l' T_{о. пот}} = \frac{2166 \cdot 3,5}{50 \cdot 54\,800} = 0,002 \text{ кг/т};$$

при бурении скважин в междукамерном целике

$$q''_{ст} = \frac{n_{кор} n'_{кор}}{T_{о. мкц}} = \frac{\sum l'' q'_{кор}}{l'' T_{о. мкц}} = \frac{1680 \cdot 3,5}{50 \cdot 57\,200} = 0,002 \text{ кг/т}.$$

Расход буровой стали с учетом износа штанг принимается равным 0,003 кг/т как при обработке потолочин камер, так и при выемке междукамерного целика.

Расход электроэнергии на бурение глубоких скважин станками НКР-100 и доставку руды виброконвейерами ВК-2 принимается равным, как и при обработке камерных запасов¹, 0,17 квт · ч/т.

Обработка междублокового целика. Как указывалось выше, междублоковый целик разрабатывают системой подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными глубокими скважинами. Междублоковый целик при этом разбивается на три подэтажа высотой по 22—25 м каждый. Подготовка подэтажа к очистной выемке заключается в проведении двух ортов скреперования (на расстоянии 10 м друг от друга), выпускных дучек, подсечного орта и бурового восстающего. Расположение указанных выработок показано на рис. 74.

Подсечка рудного массива в пределах подэтажа производится из подсечного орта траншейным способом в направлении от лежачего бока к висячему. К моменту окончания подсечки должен быть полностью разбурен массив руды глубокими скважинами. Последние бурят станком НКР-100 из буровой камеры, расположенной у висячего бока. На каждом подэтаже необходимо пробурить по 780 м глубоких скважин, взрывание которых производится одновременно со взрыванием штанговых шпуров, пробуренных в треугольнике висячего бока из подсечного орта.

Обрушенную руду доставляют скреперными лебедками ЛС-28. Для достижения более высокого извлечения руды выпуск последней ведется в первую очередь из дучек лежачего бока с постепенным включением в работу последующих (в сторону висячего бока) дучек². Дучки второго ряда (граничащие с обрушенным выработанным пространством) разворачиваются в приемные воронки сразу после обрушения рудного массива.

Все расчеты по производству траншейной подсечки, разбурированию рудного массива, его обрушению и доставке руды при обработке междублокового целика производятся так же, как и при расчете системы разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими сква-

¹ Незначительным увеличением расхода электроэнергии при бурении глубоких скважин в потолочинах и междукамерном целике, по сравнению с расходом ее при обработке камерных запасов, практически можно пренебречь.

² Выпуск руды производится в соответствии с разработанной заранее планограммой выпуска.

жинами. Поэтому они здесь не приводятся, а технико-экономические показатели по указанным выше операциям, согласно произведенным расчетам, даны в соответствующих таблицах.

Технико-экономические показатели по системе разработки определяются аналогично вышеприведенному в расчетах других систем.

Так, в первую очередь составляются сводные таблицы распределения запасов по выработкам и видам работ в блоке (табл. 84), расхода рабочей силы (табл. 85) и основных материалов и энергии (табл. 86).

Из табл. 84 видно, что потери и разубоживание руды по комбинированной системе разработки составляют соответственно 12,7 и 5,6%. Расход подготовительно-нарезных выработок на 1000 *t* извлекаемых запасов равен 4 *m*. Производительность труда рабочего по системе в целом составляет 67,2 *t/смену*, или 18,7 *m³/смену* (см. табл. 85).

Расход ВВ на 1 *t* добытой руды равен 0,34 кг, а лесных материалов — 1,1 *m³* на 1000 *t* (см. табл. 86).

Определение заработной платы на 1 *t* руды приведено в табл. 87, а определение стоимости материалов, сжатого воздуха и электроэнергии на 1 *t* руды — в табл. 88 и 89. В табл. 90 приведены амортизационные отчисления на 1 *t* руды, а в табл. 91 — калькуляция себестоимости 1 *t* руды (франко-люк).

Себестоимость 1 *t* руды (франко-люк), согласно произведенным в табл. 87—91 расчетам, составляет 0,325 руб.

Наименование выработок и видов работ в блоке	Число выработок	Размеры			Длина, м		Объем, м³		Объемный вес руды, т/м³	Промышленный запас Г, т	Количественные потери		Коэффициент извлечения α
		ширина, м	высота, м	площадь, м²	по руде	по породе	руды	породы			%	т	
Орты-засяды	4	2,9	3,1	9,0	120	240	1 080	2160	3,6	3 900	—	—	1,0
Холовой восстающий	1	1,5	1,5	2,25	—	85	—	191	—	—	—	—	—
Вентиляционный восстающий	1	1,5	1,5	2,25	—	85	—	191	—	—	—	—	—
Итого					120	410	1 080	2542	3,6	3 900	—	—	1,0

Подготовительные работы

Парезные работы

Штреки виброконвейеров	12	2,7	2,8	7,5	90	30	675	225	3,6	2 430	—	—	1,0
Дучки вентиляционные	12	1,5	1,5	2,25	36	12	81	27	—	290	—	—	1,0
Орты вентиляционные	3	1,8	2,0	3,6	45	30	162	108	3,6	580	—	—	1,0
Штрек вентиляционный	1	1,8	2,0	3,6	—	100	—	360	3,6	—	—	—	—
Дучки выпускные	52	1,5	1,5	2,25	220	18	495	40	3,6	1 780	—	—	1,0

11	2,0	2,2	4,4	190	15	836	66	3 050	—	1,0
4	2,3	2,5	5,7	130	70	740	400	2 520	—	1,0
6	1,5	1,5	2,25	520	—	1 170	—	4 200	—	1,0
56	3,0	2,0	6,0	386	—	2 020	—	7 300	—	1,0
4	2,0	1,5	3,6	100	100	360	360	1 290	—	1,0
Итого										
				1667	375	6 540	1586	23 440	—	1,0

17*

Очистные работы

2	23,0	8,0	184,0	64	—	1 180	—	42 500	—	1,0
2	30,0	45,0	1350,0	64	—	86 400	—	311 000	4,0	0,96
2	30	12,0	420,0	64	—	23 040	—	82 900	42,0	0,58
1	10,0	64,2	642,0	30	—	19 200	—	69 000	27	0,73
3	12	7,0	84,0	60	—	5 040	—	18 100	—	1,0
3	24,0	18,4	442,0	90	—	39 800	—	143 000	16,0	0,84
Итого										
				1787	785	185 280	—	666 500	12,9	0,871
Всего по блоку										
				1787	785	192 900	4128	693 840	12,7	87,3

259

Наименование выработок и видов работ в блоке	Извлекаемый запас руды с учетом потерь		Содержание железа, %			Разубоживание			Видимое извлечение		% к выданному извещению блока
	$\frac{T_{в}}{T} \cdot 100\%$	$T_{и} = T_{а}$	в рудном массиве p	в добытой руде q	в пустой породах r	потери на $p-q$	$R = \frac{p-q}{p-r} \cdot 100\%$	количество пустой породы $D = T \cdot R$	$T_{в} = \frac{T-a}{m}$	$T_{г} = 100 \cdot \frac{T_{в}}{T}$	

Подготовительные работы

Орты-заезды	100	3 900	56,4	56,4	34,0	—	—	—	3 900	100	0,61
Ходовой восстающий	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Вентиляционный восстающий	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	100	3 900	56,4	56,4	34,0	—	—	—	3 900	100	0,61

Нарезные работы

Штреки виброконвейеров	100	2 430	56,4	56,4	34,0	—	—	—	2 430	100	0,39
Дучки вентиляционные	100	290	56,4	56,4	34,0	—	—	—	290	100	0,04
Орты вентиляционные	100	580	56,4	56,4	34,0	—	—	—	580	100	0,09
Штрек вентиляционный	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Дучки выпускные	100	1 780	56,4	56,4	34,0	—	—	—	1 780	100	0,28

Орты горизонта подсежки	100	3 050	56,4	56,4	34,0	—	—	—	3 050	100	0,48
Орты горизонта скрепления	100	2 520	56,4	56,4	34,0	—	—	—	2 520	100	0,40
Буровые выстающие	100	4 200	56,4	56,4	34,0	—	—	—	4 200	100	0,68
Буровые камеры	100	7 300	56,4	56,4	34,0	—	—	—	7 300	100	1,19
Штреки и орты в междублоковом целике	100	1 290	56,4	56,4	34,0	—	—	—	1 290	100	0,20
Итого	100	23 440	56,4	56,4	34,0	—	—	—	23 440	100	3,75

Г. М. Малахов и др.

Очистные работы

Подсежка камеры	100	42 500	56,4	56,4	34,0	—	—	—	12 500	100	6,63
Выемка камеры	96	298 600	56,4	55,51	34,0	0,89	4,0	12 400	311 000	100	48,70
Выемка потолочная	58	48 200	56,4	53,71	34,0	2,69	12,0	6 600	54 800	66,2	8,5
Выемка междуканнерного целика	73	50 400	56,4	53,71	34,0	2,69	12,0	6 800	57 200	83,0	8,9
Подсежка целика	100	18 100	56,4	56,4	34,0	—	—	—	18 100	100	2,8
Выемка междублокового целика	84	120 100	56,4	54,61	34,0	1,76	8,0	10 300	130 400	91,2	20,6
Итого	87,1	577 900	56,4	55,08	34,0	1,325	5,88	36 100	614 000	92,2	95,0
Всего по блоку	87,3	665 240	56,4	55,13	34,0	1,27	5,64	36 100	641 340	92,4	100,0

Расход рабочей силы по выработкам и видам работ в блоке

Наименование выработок и видов работ	Видимое извлечение		бурового мастера		помощника бурового мастера		скрепериста		машиниста виброконвейера	
	%	м ³ породы или т руды	м ³ /смену или м/час	всего, чел-смен	м ³ /смену или м/час	всего, чел-смен	м ³ /смену или м/час	всего, чел-смен	м ³ /смену или м/час	всего, чел-смен
Орты-заседы	0,61	2 160	8,5	254,0	17,6	122,5	17,6	122,5	—	—
Ходовой возстающий	—	3 900	30,6	127,5	63,3	61,7	63,3	61,7	—	—
Вентиляционный возстающий	—	191	3,23	59,2	—	—	—	—	—	—
Итого	0,61	3 900	7,83	499,9	21,2	184,2	21,2	184,2	—	—

Подготовительные работы

Орты-заседы	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Ходовой возстающий	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Вентиляционный возстающий	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Нарезные работы

Штреки виброконвейеров	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Дучки вентиляционные	0,39	2 430	30,0	81,2	—	—	—	—	17,4	12,9
Орты вентиляционные	0,04	27	7,4	3,7	—	—	—	—	48,4	50,4
Штрек вентиляционный	0,09	290	26,4	11,0	—	—	—	—	14,8	1,8
	—	108	8,3	13,1	—	—	—	—	53,0	5,5
	—	580	29,7	19,5	—	—	—	—	14,8	7,3
	—	360	8,3	43,4	—	—	—	—	53,0	10,9
	—	—	—	—	—	—	—	—	11,8	24,3
	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Наименование пыработок	Видимое извлечение		Расход					
			ВВ		капсулей- детонаторов		огнепроводного шнура	
	%	м ³ по- роды или т руды	кг/м ³ , кг/т	всего, кг	шт/м ³ , шт/т	всего, шт.	м/м ³ , м/т	всего, м

Подготовитель

Орты-заезды	—	2 160	2,2	4 760	1,85	4 000	5,4	11 700
	0,61	3 900	0,60	2 380	0,52	2 060	1,5	5 850
Ходовой восстающий	—	191	6,62	1 265	2,84	542	7,5	1 430
Вентиляционный вос- стающий	—	191	6,62	1 265	2,84	542	7,5	1 430
Итого	0,61	3900	2,43	9670	1,83	7 144	525,0	20 410

Нарезные

Штреки виброконвейеров	0,39	233	2,18	494	1,44	324	4,36	971
		2 430	0,61	1 480	0,4	972	1,21	2 940
Дучки вентиляционные	0,04	27	1,44	39	1,19	32	5,4	146
		290	0,40	116	0,33	95	1,5	435
Орты вентиляционные	0,09	108	2,82	322	1,66	179	4,85	524
Штрек вентиляционный	—	580	0,79	458	0,46	266	1,38	800
		360	2,82	1 020	1,66	597	4,85	1 750
Дучки выпускные	—	40	1,44	57	1,19	48	5,4	216
	0,28	1 780	0,40	712	0,33	607	1,5	2 676
Орты горизонта подсечки	0,48	66	2,82	186	1,66	109	4,85	3 200
		3 050	0,79	2 410	0,46	1 400	1,38	4 202
Орты горизонта скрепе- рования	0,40	400	282,0	1 127	1,66	664	4,85	1 940
		2 520	0,79	2 004	0,46	1 168	1,38	3 480
Буровые восстающие	0,68	4 200	1,51	6 340	2,0	8 400	1,65	6 930
Буровые камеры	1,19	7 300	0,19	5 770	0,46	3 360	1,38	10 700
То же	—	360	2,82	1 020	1,66	597	4,85	1 745
Штреки и орты в между- блоковом цикле	0,2	1 290	0,79	1 020	0,46	597	1,38	1 745
Итого	3,75	23 440	1,055	24 775	0,805	18 814	1,9	44 394

Очистные

Подсечка камеры	6,63	42 500	0,28	11 900	0,025	1 065	0,2	8 500
Выемка камеры	48,70	311 000	0,30	93 300	—	—	—	—
Выемка потолочины	8,54	54 800	0,34	18 650	—	—	—	—
Выемка междукамерно- го целика	8,93	57 200	0,26	14 900	—	—	—	—
Подсечка целика	2,82	18 100	0,28	5 070	0,025	453	0,2	3 620
Выемка междублокового целика	20,02	130 400	0,30	39 200	—	—	—	—
Итого	95,64	614 000	0,30	183 020	0,0025	1 518	0,019	12 120
Итого по блоку	100	641 340	0,34	217 465	0,043	27 486	0,12	76 924

основных материалов и энергии

детонирующего шнура		реле КЗДШ-58		твердого сплава		буровой стали		сжатого воздуха	
м/м ³ , м/т	всего, м	шт/т	всего, шт.	кг/м ³ , кг/т	всего, кг	кг/м ³ , кг/т	всего, кг	м/м ³ , м ³ /т	всего, м ³

ные работы

—	—	—	—	0,005	10,8	0,04	86,5	247,0	535 000
—	—	—	—	0,0014	4,4	0,006	23,4	69,0	269 000
—	—	—	—	0,005	0,96	0,04	7,65	374,0	71 300
—	—	—	—	0,005	0,96	0,04	7,65	374,0	71 300
—	—	—	—	0,0045	17,12	0,032	125,2	243,0	946 600

работы

—	—	—	—	0,0051	1,13	0,04	9,0	114,0	25 700
—	—	—	—	0,0014	3,51	0,006	14,6	31,6	77 000
—	—	—	—	0,0051	0,14	0,04	1,1	72,7	19 600
—	—	—	—	0,0014	0,3	0,006	1,74	20,2	5 860
—	—	—	—	0,005	0,5	0,04	4,03	124,0	13 400
—	—	—	—	0,001	0,6	0,006	3,5	35,5	20 000
—	—	—	—	0,005	1,8	0,04	14,4	124,0	18 900
—	—	—	—	0,005	0,2	0,04	1,6	72,7	2 900
—	—	—	—	0,001	1,78	0,006	10,7	20,2	35 870
—	—	—	—	0,005	0,4	0,04	0,84	124,0	8 200
—	—	—	—	0,001	3,05	0,006	18,3	34,5	105 000
—	—	—	—	0,005	2,07	0,04	16,0	124,0	49 600
—	—	—	—	0,001	2,77	0,006	15,2	35,5	87 000
—	—	—	—	0,006	8,3	0,006	25,2	62,0	260 000
—	—	—	—	0,001	7,3	0,006	43,8	34,5	252 000
—	—	—	—	0,005	1,8	0,04	14,4	124,0	44 600
—	—	—	—	0,001	1,3	0,006	7,8	34,5	44 600
—	—	—	—	0,0013	29,18	0,0087	202,2	45,1	1 052 590

работы

—	—	—	—	0,001	42,5	0,04	1700,0	9,9	422 500
0,072	22 300	0,002	622	0,0002	62,2	0,003	933,0	6,5	2 020 000
0,088	482	0,002	110	0,00023	12,6	0,003	164,0	7,9	434 000
0,072	4 100	0,0022	126	0,00017	9,8	0,003	171,0	7,0	400 000
—	—	—	—	0,001	18,1	0,04	724,0	9,9	179 500
0,072	9 360	0,002	188	0,0002	26,1	0,008	392,0	6,3	823 000
0,059	36 242	0,0017	1046	0,0003	171,3	0,0064	4084,0	7,0	4 279 000
0,056	36 242	0,016	1046	0,0003	217,6	0,007	4411,4	9,8	6 278 190

Наименование выработок	Расход							
	электроэнергии		леса		металлической крепи		бетона	
	квт·ч/м³, квт·ч/т	всего, квт·ч	м³/м², м²/тп	всего, м³	рам/т	всего, рам	м³/м³, м³/тп	всего м³

Подготовитель

Орты-заезды	—	—	—	—	—	—	—	—
Ходовой восстающий	—	—	0,06	12,0	—	—	—	—
Вентиляционный восстающий	—	—	0,06	12,0	—	—	—	—
Итого	—	—	0,0016	24,0	—	—	—	—

Нарезные

Штреки виброконвейс- ров	3,9 1,05 5,24	878 2 560 142	0,06 0,017 0,05	1,7 5,1 5,0	— — —	— — —	0,24 0,065 —	54 158 —
Дучки вентиляционные	1,47 5,24	427 565	0,014 0,05	8,1 18,0	— —	— —	— —	— —
Орты вентиляционные	1,47	853	—	—	—	—	—	—
Штрек вентиляционный	5,24	1 890	—	—	—	—	—	—
Дучки выпускные	5,24 1,47 5,24	210 2 620 345	0,05 0,014 —	12,4 30,3 —	— — —	— — —	— — —	— — —
Орты горизонта под- сечки	5,24 1,47	4 700 4 700	— —	— —	— 0,25	— 100	— —	— —
Орты горизонта скрепе- рования	5,24 1,47	2 100 3 701	0,21 0,089	184,0 252,0	— —	— —	— —	— —
Буровые восстающие	—	—	0,03	138,6	—	—	—	—
Буровые камеры	—	—	—	—	—	—	—	—
То же	5,24	1 890	—	—	—	—	—	—
Штреки и орты в меж- дублоковом целике	1,47	1 900	—	111,0	—	—	—	—
Итого	7,0	23 080	0,02	655,2	0,012	278	0,009	212

Очистные

Подсечка камеры	0,13	5 530	—	—	—	—	—	—
Выемка камеры	0,17	52 800	—	—	—	—	—	—
Выемка потолочины	0,17	9 300	—	—	—	—	—	—
Выемка междукammerно- го целика	0,17	9 730	—	—	—	—	—	—
Подсечка целика	0,57	10 300	—	—	—	—	—	—
Выемка междублоково- го целика	0,57	14 400	—	—	—	—	—	—
Итого	0,167	102 060	—	—	—	—	—	—
Итого по блоку	0,20	125 140	0,0011	679,2	0,0004	278	0,0003	212

Таблица 87

Наименование профессий	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сменная зарплата, руб.	Расход человеко-смен на 1 т руды	Зарплата на 1 т руды, руб.
Бурильщик	VIII	7,68	10,13	0,00310	0,03140
Буровой мастер	VII	6,40	8,44	0,00220	0,00190
Помощник бурового мастера	V	4,52	5,97	0,00220	0,00131
Машинист погрузочной машины ПМЛ-5	VI	5,38	7,10	0,00029	0,00206
Помощник машиниста погрузочной машины ПМЛ-5	IV	3,80	5,02	0,00029	0,00146
Машинист виброконвейера	VI	5,38	7,10	0,00132	0,00937
Скреперист	VI	5,38	7,10	0,00164	0,01164
Лопаточник	VI	5,38	7,10	0,00099	0,00703
Взрывник	VI	5,38	7,10	0,00134	0,00942
Крепильщик	VI	5,38	7,10	0,00148	0,01051
Старший путевой рабочий	VI	5,38	7,10	0,00009	0,00064
Младший путевой рабочий	IV	3,80	5,02	0,00009	0,00045
Итого основной зарплаты	—	—	—	—	0,08719
Дополнительная зарплата (12% основной зарплаты)	—	—	—	—	0,01046
Итого основной зарплаты с дополнительной	—	—	—	—	0,09765
Начисления на зарплату 7,9% от суммы основной и дополнительной зарплаты	—	—	—	—	0,00770
Всего	—	—	—	—	0,10535
Выслуга лет 10% основной зарплаты	—	—	—	—	0,00872

Таблица 88

Наименование материалов	Количество единиц на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
ВВ (аммонит), кг	0,340	0,21	0,0714
Капсюли-детонаторы, шт.	0,043	0,02	0,0009
Огнепроводный шнур, м	0,120	0,022	0,0026
Реле КЗДШ-58, шт.	0,0016	0,11	0,0002
Детонирующий шнур, м	0,056	0,088	0,0049
Лесные материалы, м ³	0,0011	18,9	0,0208
Твердые сплавы, кг	0,0003	27,0	0,0081
Буровая сталь, кг	0,007	0,31	0,0022
Металлическая крель СП-28, рам	0,0004	13,2	0,0053
Бетон, м ³	0,0003	46,0	0,0138
Штанговая крель, шт.	0,004	0,26	0,0010
Сталь, кг	0,030	0,085	0,0026
Рельсы, кг	0,043	0,64	0,0275
Трос, кг	0,0058	0,66	0,0038
Металлическая сетка, м ²	0,002	2,93	0,0059
Итого	—	—	0,1710
Неучтенные материалы, %	3,5	—	0,0060
Всего	—	—	0,1770

Таблица 89

Наименование энергии	Количество единицы на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Сжатый воздух, м ³	9,8	0,001	0,0098
Электроэнергия, квт · ч	0,2	0,008	0,0016
Итого	—	—	0,0114

Таблица 90

Наименование оборудования	Количество единиц	Первоначальная стоимость, руб.		Норма амортизации, % в год	Время работы оборудования в блоке, лет,	Амортизационные отчисления, руб.
		единицы	всего			
Перфораторы:						
ПР-35	10	72,5	725,0	50,0	0,5	181,7
ПР-22	8	72,5	590,0	50,0	0,5	197,5
ПТ-29	10	92,0	920,0	50,0	0,5	230,0
ПТ-36	6	122,0	732,0	50,0	0,8	293,0
Поддерживающие колонки ППК-21	18	23,0	414,0	50,0	0,5	103,5
Машина ПМЛ-5	3	1750,0	5250,0	34,6	0,2	364,0
Скреперные лебедки:						
Л2-16	4	707,0	2828,0	20,9	0,5	295,0
ЛС-28	4	1143,0	4572,0	20,9	0,8	764,0
ЛТ-2	2	165,0	330,0	24,4	1,3	105,0
Виброконвейер ВК-2	12	2563,0	30756,0	20,9	0,8	5135,0
Вентиляторы:						
ВП-3	4	97,0	388,0	22,0	0,5	43,0
П-500	4	351,0	1404,0	22,0	0,5	155,0
Станок НКР-100	8	1350,0	10800,0	24,4	0,8	2110,0
Трубопровод						
Ø 200 мм	400	2,5	1000,0	13,0	0,5	65,0
Ø 2"	3000	0,15	450,0	18,0	1,3	76,0
Ø 1"	3000	0,125	375,0	13,0	1,3	63,0
Итого	—	—	61534,0	—	—	10181,0
Прочее оборудование, %	5	—	3076,7	8,9	0,8	219,0
Запасные части, %	4	—	2461,4	8,9	0,8	175,0
Всего	—	—	67072,1	—	—	10575,0
Текущий ремонт и содержание оборудования, %	7	—	4695,0	—	—	—

Амортизационные отчисления 1 т руды составят $10\ 575 : 64\ 310 = 0,165$ руб.

Расходы на текущий ремонт и содержание оборудования $4695 : 641\ 340 = 0,0073$ руб.

Таблица 91

Статьи затрат	Затраты, руб.	
	на 1 т руды	Всего
Зарплата:		
основная	0,0872	55 900
дополнительная	0,0105	6 750
Начисления на зарплату	0,0077	4 940
Выслуга лет	0,0087	5 580
Материалы	0,1770	11 3500
Электроэнергия	0,0016	1 025
Сжатый воздух	0,0098	6 280
Амортизационные отчисления	0,0165	10 575
Текущий ремонт и содержание оборудования	0,0073	4 695
Итого	0,3263	209 245

1. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и россыпных месторождений. Госгортехиздат, 1962.
2. Агошков М. И., Мухин И. Е. и др. Системы разработки жильных месторождений. Госгортехиздат, 1960.
3. Ассоцов В. А. Взрывные работы. Углетехиздат, 1958.
4. Бергауз Л. А. Организация заработной платы на горнорудных предприятиях. Госгортехиздат, 1959.
5. Борисенко С. Г. и др. Проходка восстающих. Госгортехиздат, 1962.
6. Болотов Б. П. Проведение восстающих выработок по крепким горным породам. Издательство Харьковского университета, 1963.
7. Горюцкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. Metallurgizdat, 1955.
8. Глазунов В. Н., Овчинников М. М. Современные способы проведения восстающих выработок. Госгортехиздат, 1963.
9. Евневич А. В. Горные транспортные машины. Госгортехиздат, 1963.
10. Жуков А. Н., Волотковский С. А. Рудничный транспорт, Metallurgizdat, 1956.
11. Именитов В. Р., Пустовалов А. И., Омарбаев Н. О. Исследование уплотнения прилегающей к забойной горной массы, отбитой взрывом. «Добыча и обогащение руд цветных металлов», 1964. № 10.
12. Иофин С. Л. Исследование эффективности систем и технологии подземной разработки полиметаллических месторождений рудного Алтая (автореферат на соискание ученой степени доктора технических наук), 1964.
13. Карелин П. Т. Рудничный транспорт. Углетехиздат, 1958.
14. Ксенофонта А. И. Сборник задач по рудничной вентиляции. Углетехиздат, 1954.
15. Малахов Г. М., Дядечкин Н. И. Определение оптимальных параметров короткозамедленного взрывания при массовом обрушении руды в условиях шахт Кривбасса. Известия вузов, «Горный журнал», 1964, № 9.
16. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков. Metallurgizdat, 1952.
17. Малахов Г. М., Безух В. Р. Упрощение расчета возможных показателей извлечения и разубоживания руды при системах с обрушением. Сборник научных трудов КГРИ, вып. X. Госгортехиздат, 1962.
18. Малахов Г. М., Безух В. Р., Петренко П. Д., Кудрявцев М. И. Методика расчета показателей извлечения руды из обрушенных блоков в условиях полиметаллических рудников. Сборник научных трудов КГРИ, вып. XI. Госгортехиздат, 1962.
19. Покровский Н. М. Сооружение и реконструкция горных выработок, ч. I. Госгортехиздат, 1962.
20. Сборник норм выработки и расценок на подземные горные работы для горнорудных предприятий Восточно-Казахстанского совнархоза, Усть-Каменогорск, 1961.
21. Справочник по горнорудному делу, т. II и III. Госгортехиздат, 1961.
22. Справочник норм выработки для шахт Криворожского бассейна. Госгортехиздат 1959.
23. Справочник по техническому нормированию подземных горных работ. Изд-во «Недра», 1964.
24. Сборник норм выработки на подземные горные работы для рудников. Магадан 1959.
25. Технико-экономический горнорудный справочник. Гостехиздат УССР, Киев, 1963.
26. Фугзан М. Д. Опыт одностадийной разработки мощных рудных месторождений с массовой отбойкой. Изд-во «Недра», 1964.
27. Шостак А. Г. Разработка железорудных месторождений в Криворожском бассейне, Metallurgizdat, 1959.

**МАЛАХОВ ГЕОРГИЙ МИХАЙЛОВИЧ,
МАРТИНОВ ВИТАЛИЙ КОСЬМОВИЧ,
ФАУСТОВ ГЕОРГИЙ ТИМОФЕВИЧ,
КУЧЕРЯВЕНКО ИВАН АНДРЕЕВИЧ**

ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Отв. ред. И. А. Ковалев
Редактор изд-ва Г. М. Ерохин
Переплет художника Ю. И. Асафова
Технические редакторы В. В. Максимова, А. Е. Матвеева
Корректор Н. А. Соколова

Подписано к набору 31/II 1966 г. Подписано к печати 15/I 1968 г. Формат 60×90^{1/16}
Печ. л. 17,25. Уч.-изд. л. 18,1. Т-01831. Тираж 3300 экз. Зак. № 6-333/1250-10. Цена 1 р. 32 к
Бумага № 1. Индекс 1—4—1.

Издательство «Недра». Москва К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Напечатано с матриц Книжной ф-ки им. Фрунзе на Типоофсетной фабрике Комитета
по печати при Совете Министров Украинской ССР. Харьков, ул. Энгельса, 11. Зак. 7-1290

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Следует читать
7	Формула (7)	$(t_{п.з} - t_3)$	$(t_{п.з} + t_3)$
31	1 сверху	$1000 \cdot 13,2$	$1000 \cdot 13 \cdot 2$
51	3 сверху	$\sqrt{\frac{33 \cdot 225 \cdot 80}{75 + 33}}$	$\sqrt{\frac{33 \cdot 2,25 \cdot 80}{75 + 33}}$
200	Таблица 54 11 сверху	Механизированная	Немеханизированная
208	Таблица 59 3 снизу	49	—

Малахов Г. М. и др. «Основные расчеты систем разработки рудных месторождений». Заказ № 7-1296.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
ГЛАВА I. Проведение горизонтальных выработок	5
§ 1. Буровзрывные работы	5
§ 2. Уборка породы (руды)	13
§ 3. Проветривание выработок	17
§ 4. Крепление выработок	21
§ 5. Определение комплексной нормы и стоимости 1 м выработки	22
§ 6. Расчет проведения орта-заседа	25
§ 7. Расчет проведения штрека горизонта выпуска руды	30
ГЛАВА II. Проходка восстающих	35
§ 1. Проходка восстающих обычным способом	36
§ 2. Расчет проходки восстающего обычным способом	47
§ 3. Проходка восстающих с отбойкой породы шпурами и сква- жинами	54
§ 4. Проходка дучек и приемных воронок	57
ГЛАВА III. Подсечка блоков	62
§ 1. Подсечка мелкошпуровым способом	63
§ 2. Подсечка блоков вариантом «камера над дучками»	65
§ 3. Подсечка блоков вариантом «закрытый веер»	67
§ 4. Траншейная подсечка	68
ГЛАВА IV. Образование отрезной щели	70
§ 1. Образование отрезной щели штанговыми шпурами	71
§ 2. Образование отрезной щели глубокими скважинами	75
ГЛАВА V. Отбойка руды при очистной выемке	80
§ 1. Отбойка руды шпурами	80
§ 2. Отбойка руды штанговыми шпурами	83
§ 3. Отбойка руды скважинами	85
§ 4. Минная отбойка руды	90
ГЛАВА VI. Выпуск руды. Выбор параметров конструктивных элементов сис- тем разработки с обрушением, исходя из условий рациональ- ного выпуска руды	95
§ 1. Выпуск руды из обособленного отверстия при горизонталь- ной поверхности контакта руды с породами	95
§ 2. Выпуск руды из смежных выпускных отверстий	9

§ 3. Определение оптимальных параметров основных конструктивных элементов систем разработки подэтажного обрушения	102
§ 4. Определение оптимальных параметров основных конструктивных элементов систем разработки этажного обрушения	108
§ 5. Система разработки подэтажного обрушения	113
§ 6. Система разработки этажного обрушения	118
ГЛАВА VII. Доставка руды	122
§ 1. Скреперная доставка руды	122
§ 2. Расчет скреперной установки	126
§ 3. Конвейерная доставка руды	133
ГЛАВА VIII. Определение основных технико-экономических показателей	138
§ 1. Распределение запасов блока по элементам и видам работ	139
§ 2. Определение показателей по рабочей силе	141
§ 3. Определение расхода основных материалов и энергии	144
§ 4. Определение себестоимости 1 т руды по системе разработки (франко-люк)	146
ГЛАВА IX. Календарное планирование	149
§ 1. Календарный план вскрытия и подготовки нового горизонта	152
§ 2. Календарный план отработки этажа	154
§ 3. Календарный план подготовки и отработки блока	158
ГЛАВА X. Примеры расчетов систем разработки	161
§ 1. Камерно-столбовая система разработки	161
§ 2. Система разработки подэтажных штреков	185
§ 3. Система разработки с магазинированием руды	203
§ 4. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой	213
§ 5. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами	230
§ 6. Комбинированная система разработки	249
Литература	273