

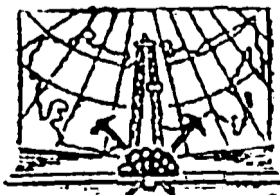
Ю. К. Нурмухамедов

ПРИМЕРЫ И ЗАДАЧИ
ПО ТЕХНОЛОГИИ
ГОРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА

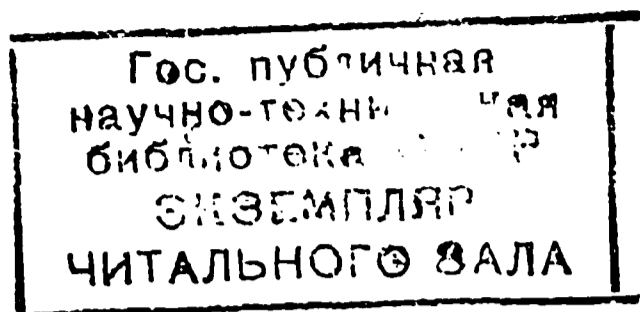
Ю. К. Нурмухамедов

ПРИМЕРЫ И ЗАДАЧИ
ПО ТЕХНОЛОГИИ
ГОРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА

*Допущено
Министерством высшего и среднего специального
образования СССР
в качестве учебного пособия для студентов
горных специальностей вузов*



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
МОСКВА 1973



24
 8585

73-31432

Нурмухамедов Ю. К. Примеры и задачи по технологиям горного производства. М., «Недра», 1973, 296 с.

Книга написана по программам курсов «Технология подземных горных работ», «Технология и комплексная механизация подземных горных работ», «Технология добычи полезных ископаемых», «Горное дело».

В книге приведены основные теоретические и расчетные сведения по каждому разделу курсов, решение типовых примеров и задачи. Примеры и задачи, изложенные в книге, охватывают: элементы залегания, проведение горных выработок, подсчет запасов, установление производственной мощности и срок службы шахты, подготовку, очистную выемку и вскрытие шахтного поля, проветривание шахт угольных и рудных месторождений в объеме, определенном учебной программой. Данное пособие должно облегчить понимание, углубление и закрепление основных положений изучаемого курса.

Книга предназначена в качестве учебного пособия для студентов горных вузов и факультетов, а также может быть полезна инженерно-техническим работникам горных предприятий.

Таблиц 44, иллюстраций 54, список литературы — 22 назв.

ПРЕДИСЛОВИЕ

В решениях XXIV съезда КПСС большое внимание уделено подготовке специалистов с высшим образованием. В выполнении этой задачи важную роль играет создание учебников и учебных пособий, отражающих в той или иной мере научно-технический прогресс в данной области знаний. Предлагаемое учебное пособие составлено применительно к действующим программам следующих курсов: «Технология подземных горных работ», «Технология и комплексная механизация подземных горных работ», «Технология добычи полезных ископаемых» (соответственно для специальностей 0506, 0634, 0209, 0201 и др.), «Горное дело» (для специальностей 0101, 0107, 0108 и др.). До сих пор не существовало учебного пособия в виде сборника примеров и задач по указанным дисциплинам. Между тем такое учебное пособие должно оказать существенную помощь в усвоении материалов теоретического курса и приобретении навыков расчета для выполнения контрольных работ, курсовых проектов или курсовых работ, предусмотренных учебным планом каждой из указанных специальностей (специализаций), а также горной части дипломных проектов. Отсутствие такого учебного пособия вызывает большие затруднения прежде всего у студентов-заочников, работающих в отдаленных районах нашей страны.

Предполагается, что студент, прежде чем пользоваться данным учебным пособием или тем или иным его разделом, изучил соответствующий раздел теоретического курса по учебнику, а поэтому теоретические предпосылки

к решению примеров даны в кратком изложении. Решение примеров ограничивается, как правило, техническими расчетами, так как изучение данного курса предшествует изучению горных и экономических дисциплин. Решение примеров носит прежде всего методический характер.

Автор приносит благодарность проф. Я. Е. Некрасовскому и коллективу кафедры РМПИ Донецкого политехнического института за ценные замечания, сделанные при рецензировании рукописи.

ГЛАВА I

ЭЛЕМЕНТЫ ЗАЛЕГАНИЯ
И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА
ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. Элементы залегания горных пород

К элементам залегания горных пород (пластов, пластообразных залежей) относятся мощность, угол падения, простирание и падение пластов.

Мощность пласта (истинная) — расстояние между почвой и кровлей пласта, измеряемое по нормали (m , рис. 1). Кроме того, различают мощность пласта *горизонтальную* (m_r) и *вертикальную* (m_v).

Угол падения пласта — угол между плоскостью пласта и горизонтальной плоскостью (α , рис. 1). Между m , m_v , m_r и α существуют следующие зависимости:

$$m_r = \frac{m}{\sin \alpha} \quad \text{и} \quad m_v = \frac{m}{\cos \alpha}. \quad (I.1)$$

Простирание пласта — направление линии пересечения плоскости пласта с горизонтальной плоскостью, а сама линия называется *линией простирания пласта* (AB , рис. 2).

Таким образом, любая горизонтальная линия, лежащая на плоскости пласта, имеющего наклон к горизонту, является линией простирания.

Линия падения — линия, лежащая в плоскости пласта перпендикулярно линии простирания.

Падение пласта — направление (азимут) проекции линии падения пласта на горизонтальную плоскость (стрелка 1—2, рис. 2).

Линия падения пласта всегда направлена вниз по наклону пласта, а противоположное направление этой линии называется направлением восстания. Направление наклона плоскости пласта, а следовательно, направление линии падения пласта всегда известно, и его принято показывать стрелкой, направленной в ту или другую сторону от линии простирания.

Если линия простирания пласта прямая или почти прямая (что имеет место, когда плоскость пласта ровная или почти ровная) (рис. 2, AB), то за направление простирания пласта принято считать одно из двух, при котором, если встать лицом по линии

простира́ния, падение́ будет с правой стороны¹. Например, если падение пласта направлено вверх (рис. 2, а), то в соответствии с правилом находим, что линия простира́ния будет направлена в сторону А, а если стрелка 1—2 (рис. 2, б) направлена вниз, то линия простира́ния в соответствии с тем же правилом будет направлена в сторону В.

Изложенное правило нахождения направления линии простира́ния может быть сформулировано и иначе: надо встать лицом по направлению линии падения пласта и тогда простира́ние будет направлено налево.

Установив таким образом направление линии простира́ния, находим его азимут A_1 (угол, отсчитываемый от северного конца магнитного меридиана по часовой стрелке до того конца линии простира́ния, где стрелкой указано

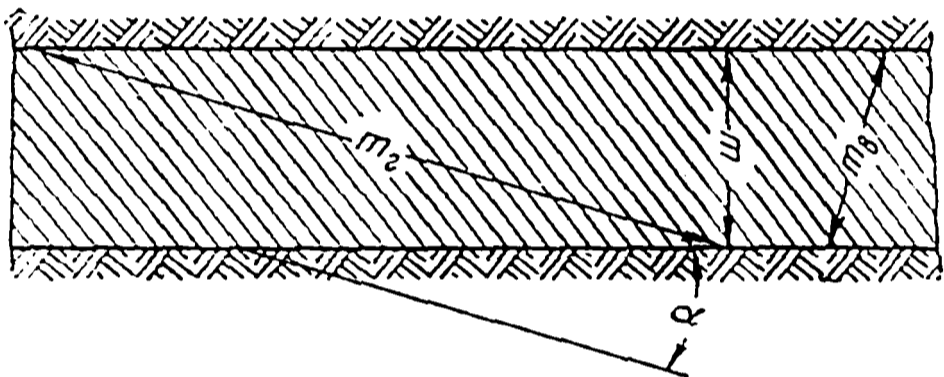


Рис. 1. Схема к определению мощностей пласта

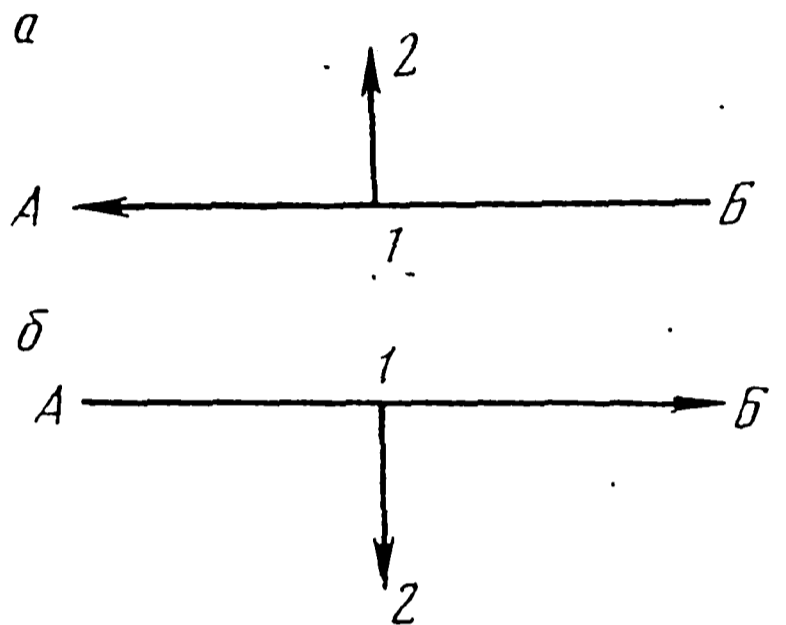


Рис. 2. Иллюстрация правила нахождения направления простира́ния

его направление) (рис. 3, угол A_1). Таким же образом отсчитываем азимут A_2 направления линии падения пласта (рис. 3, угол A_2).

Если дан азимут одного из направлений (простира́ния или падения), то задачу нахождения и нанесения обоих направлений на бумагу обычно решают графически.

Линия простира́ния в большинстве случаев представляет кривую различной формы. Если линия простира́ния представляет кривую типа $ABVГДЕ$ (рис. 4, а), то она будет иметь несколько направлений простира́ния. В таких случаях для нахождения этих направлений кривую разбивают на участки AB , BV , $VГ$, $ГД$ и $ДЕ$ так, чтобы каждый из них можно было бы считать практически прямолинейным. Тогда каждый такой участок будет иметь свое направление падения и свое направление простира́ния, устанавливаемые в соответствии с вышеприведенным правилом для прямолинейного построения. На рис. 4, а стрелками 1, 2, 3, 4 и 5 показано направление линии падения пласта на каждом участке месторождения, а стрел-

¹ Угол падения пласта в 90° , распространенный на значительную площадь месторождения, при котором это правило не действует, в природе почти не встречается.

ками 6, 7, 8, 9 и 10 — соответствующее этим участкам направление простирания. Затем для каждого направления должен быть определен азимут.

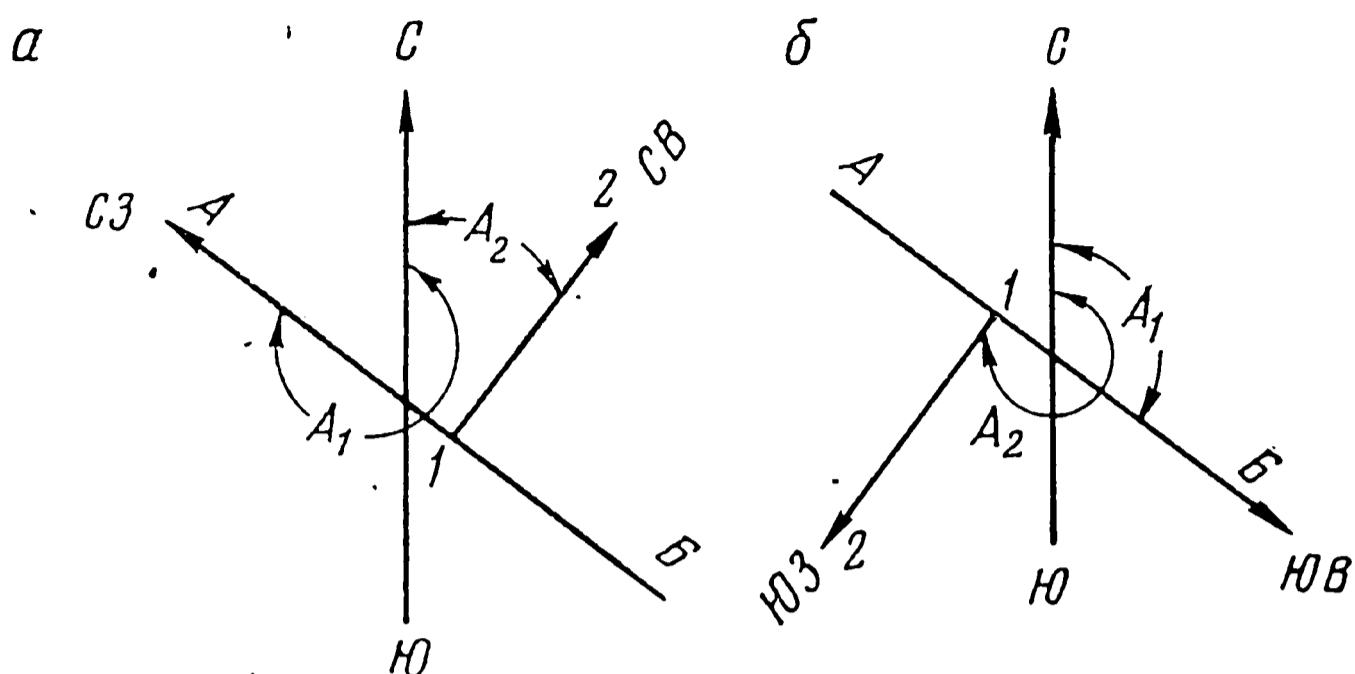


Рис. 3. Схема к определению азимутов:
а — простирания; б — падения

Таким образом, если меняется направление линии падения пласта (или направление ее проекции на горизонтальную плоскость), то меняется и направление линии простирания, и наоборот, так как угол между этими направлениями всегда 90° и лежат они в одной плоскости.

Между понятием падение пласта (как направление линии падения пласта на данном участке месторождения) и углом падения пласта в градусах (как физическим углом между двумя плоскостями) никакой связи и зависимости не существует. Действительно, как видно из рис. 4, а, изменение направления линии падения не вызывает изменения величины угла падения α , и наоборот (рис. 4, б), изменение угла падения пласта не вызывает изменения направления линии падения (или направления ее проекции на горизонтальную плоскость).

Пример 1. Мощность пласта $m = 8$ м, угол падения $\alpha = 16^\circ$. Требуется определить m_r и m_b .

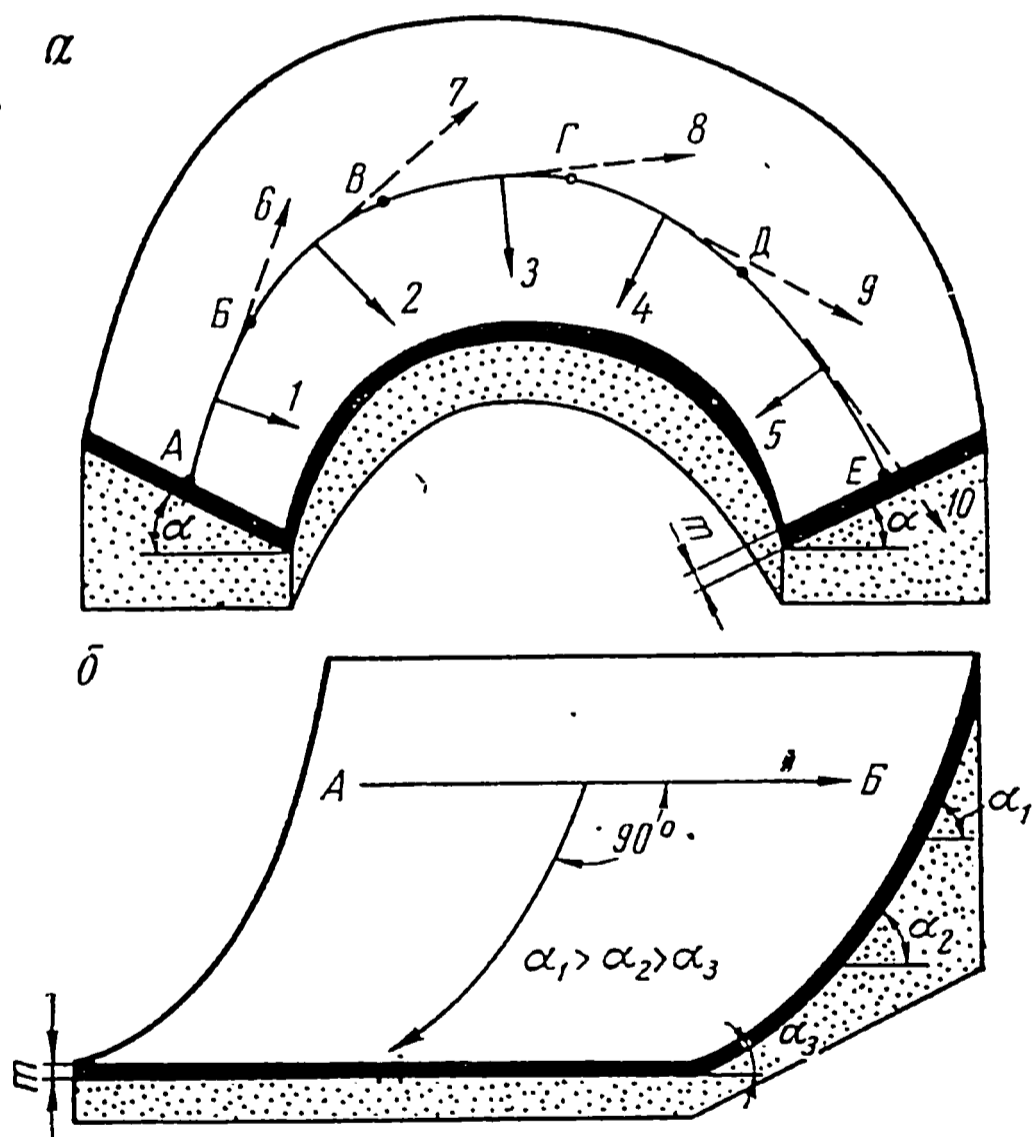


Рис. 4. Изменение направления простирания и падения пласта при криволинейном простирании:

$\alpha, \alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ — углы падения; m — мощность пласта

Решение. По формулам (I.1) находим:
горизонтальную мощность

$$m_r = \frac{8}{\sin 16^\circ} = 30 \text{ м};$$

вертикальную мощность

$$m_b = \frac{8}{\cos 16^\circ} = 8,32 \text{ м}.$$

Пример 2. По данным вертикальной скважины, известны приблизительные значения: вертикальной мощности пласта $m_b = 4 \text{ м}$ и угол падения $\alpha = 30^\circ$. Требуется найти мощность пласта m и m_r .

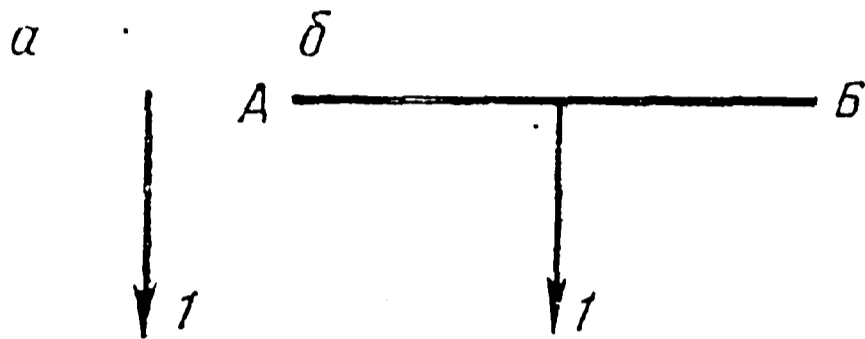


Рис. 5. Схема к примеру 4

Решение. По формулам (I.1) находим:

мощность (нормальную)

$$m = 4 \cos 30^\circ = 3,46 \text{ м};$$

горизонтальную мощность

$$m_r = \frac{3,46}{\sin 30^\circ} = 6,92 \text{ м}.$$

Пример 3. При проведении квершлага были замерены: горизонтальная мощность пласта $m_r = 8 \text{ м}$ и угол падения $\alpha = 20^\circ$. Требуется найти мощности пласта m и m_b .

Решение. Пользуясь формулами (I.1), определяем:
мощность пласта

$$m = 8 \sin 20^\circ = 2,74 \text{ м};$$

вертикальную мощность

$$m_b = \frac{274}{\cos 20^\circ} = 2,91 \text{ м}.$$

Пример 4. Проекция направления линии падения пласта на горизонтальную плоскость показана стрелкой 1 (рис. 5, а). Требуется показать направление линии простирания пласта.

Решение. 1. Проводим линию AB , перпендикулярную линии стрелки 1, это и будет линия простирания пласта.

2. Пользуясь приведенным выше правилом, находим, что простирание пласта направлено в сторону конца B линии AB (рис. 5, б).

Пример 5. На рис. 6, а даны: кривая линия простирания пласта ABV и стрелки 1 и 2, указывающие направление проекции линии падения на горизонтальную плоскость соответственно на участках AB и BV этой кривой линии. Требуется показать на чертеже обоснованные направления простирания на отдельных участках кривой ABV .

Решение. 1. Разбиваем линию ABV на два участка AB и BV , считая, что каждый из них, несмотря на волнистый характер, простирается практически более или менее прямолинейно (рис. 6, б).

2. Линии nn' и kk' , проведенные перпендикулярно направлению стрелок 1 и 2, будут линиями простирания участков соответственно AB и $BВ$. По известному правилу определяем направление простирания на линиях nn' и kk' (рис. 6, б).

Пример 6. Азимут проекции линии падения пласта на горизонтальную плоскость $A_2 = 200^\circ$. Требуется найти направление и азимут A_1 простирания пласта графическим способом.

Решение. 1. Нанеся на бумагу условную линию магнитного меридиана (С — Ю), отсчитываем при помощи транспортира данный азимут падения $A_2 = 200^\circ$, а затем под этим азимутом проводим

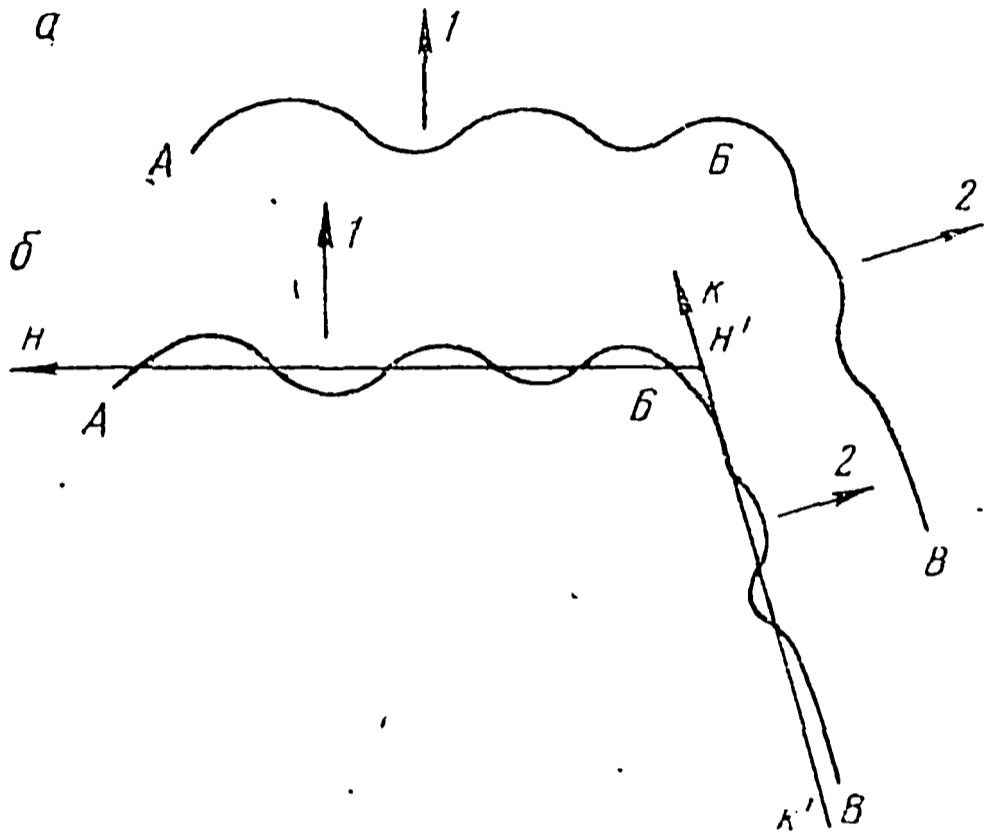


Рис. 6. Схема к примеру 5

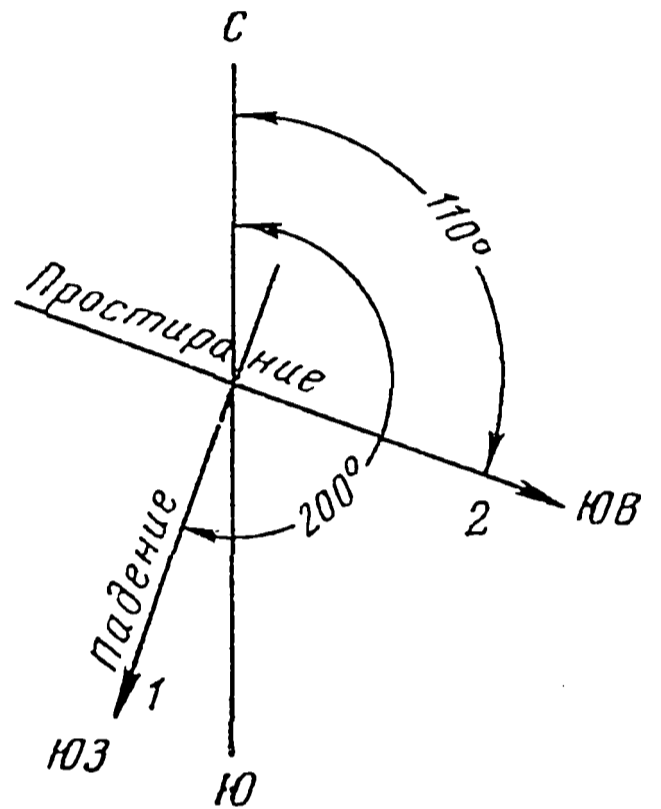


Рис. 7. Схема к примеру 6

проекцию линии падения пласта на горизонтальную плоскость (стрелка 1, рис. 7). 2. Проведя перпендикуляр к проекции линии падения, находим линию простирания пласта, а затем, определяя по известному правилу направление простирания, отмечаем его стрелкой 2 (см. рис. 7).

Задачи к § 1, разработанные по вариантам 1—5, приведены в табл. 1.

Таблица 1

Варианты задач	1	2	3	4	5
Дано	$m_\Gamma = 8$ м,	$m_B = 4$ м	$m = 3$ м,	$m_B = 4$ м,	$m_\Gamma = 10$ м,
Требуется найти	$m_B = 5$ м α и m	$\alpha = 20^\circ$ m_Γ и m	$\alpha = 25^\circ$ m_Γ и m_B	$m = 3$ м m_Γ и α	$\alpha = 10^\circ$ m_B и m
Дано	$A_1 = 210^\circ$	$A_2 = 120^\circ$	$A_1 = 140^\circ$	$A_2 = 180^\circ$	$A_1 = 270^\circ$
Требуется найти графическим способом	Направление падения	Направление простирания	Направление падения	Направление простирания	Направление падения

§ 2. Физико-механические свойства горных пород

Суммарный объем пустот (пор, трещин), заключенный в объеме породы, взятом в массиве (в натуре),

$$V_{\text{п}} = V - V_1, \quad (1.2)$$

где V — полный объем породы, взятый в массиве, м^3 ;

V_1 — объем породы в массиве, занимаемый минеральным веществом, м^3 .

Плотность породы

$$\Delta = \frac{V_1}{V} = \frac{\gamma}{\delta}, \quad (1.3)$$

где γ — объемная масса породы в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$;

δ — удельный вес породы, $\text{т}/\text{м}^3$.

Пористость объема породы, взятого в массиве,

$$n = \frac{V_{\text{п}}}{V} = 1 - \frac{\gamma}{\delta}. \quad (1.4)$$

Коэффициент пористости объема породы

$$\varepsilon = \frac{V_{\text{п}}}{V_1} = \frac{V}{V_1} - 1 = \frac{\delta}{\gamma} - 1. \quad (1.5)$$

Если объем породы, взятый в массиве, разрыхлить (раздробить, разрушить), то прежний объем пустот $V_{\text{п}}$ увеличится на величину $V_{\text{н}}$, и тогда полный объем разрыхленной породы будет равен

$$V_{\text{р}} = V_1 + V_{\text{п}} + V_{\text{н}}.$$

Следовательно, коэффициент разрыхления составит

$$K = \frac{V_{\text{р}}}{V} = 1 + \frac{V_{\text{н}}}{V}, \quad (1.6)$$

где $V_{\text{н}}$ — объем вновь образованных пустот в результате разрыхления пород, взятых в массиве.

Этот же коэффициент может быть выражен также и через объемные массы пород:

$$K = \frac{\gamma}{\gamma_{\text{н}}}, \quad (1.7)$$

где $\gamma_{\text{н}}$ — объемная (насыпная) масса разрыхленной породы, $\text{т}/\text{м}^3$.

Аналитическое выражение зависимости касательного напряжения τ от нормального напряжения σ_n в породах

$$\tau = c + \sigma_n \operatorname{tg} \rho = c + \sigma_n f_0, \quad (1.8)$$

где c — сила сцепления (предельное касательное напряжение при отсутствии нормального напряжения), которая количественно равна пределу прочности породы на срез при отсутствии нормального напряжения, $\text{кгс}/\text{м}^2$;

$\operatorname{tg} \rho = f_0$ — коэффициент внутреннего трения породы;
 ρ — угол внутреннего трения (количественно равен углу наклона прямолинейного отрезка огибающей кругов напряжения Мора к оси абсцисс).

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова

$$f = \frac{\sigma_c}{100}, \quad (I.9)$$

где σ_c — предел прочности пород на одноосное сжатие.

Опытами установлено, что прочность горных пород при сжатии R_c больше, чем при сдвиге $R_{сд}$, а при сдвиге больше, чем при растяжении R_p , т. е.

$$R_c > R_{сд} > R_p.$$

Между указанными видами прочности для простых пород существуют следующие соотношения:

$$R_c \approx (15 \div 30) R_p; \quad (I.10)$$

$$R_{сд} \approx \sqrt{\frac{R_c R_p}{3}}. \quad (I.11)$$

Пример 7. Имеется известняк с удельным весом $\delta = 2,72$ т/м³ и объемной массой $\gamma = 2,45$ т/м³. Определить плотность и коэффициент пористости известняка.

Решение. Плотность по формуле (I.3)

$$\Delta = \frac{2,45}{2,72} = 0,905, \quad \text{или } 90,5\%.$$

Пористость по формуле (I.4)

$$n = 1 - 0,905 = 0,095, \quad \text{или } 9,5\%.$$

Коэффициент пористости по формуле (I.5)

$$\varepsilon = \frac{2,72}{2,45} - 1 = 0,11, \quad \text{или } 11\%.$$

Пример 8. Имеется песчаник с объемной массой $\gamma = 2,4$ т/м³ и пористостью $n = 0,13$. Определить удельный вес и плотность песчаника.

Решение. Из формулы (I.4) получаем удельный вес песчаника

$$\delta = \frac{2,4}{1 - 0,13} = 2,76 \text{ т/м}^3.$$

Плотность песчаника по формуле (I.3)

$$\Delta = \frac{2,4}{2,76} = 0,87.$$

Коэффициент пористости по формуле (I.5)

$$\varepsilon = \frac{2,76}{2,4} - 1 = 0,15.$$

Пример 9. В результате взрывания комплекта шпуров забой кваршлага сечением вчерне $S = 11 \text{ м}^2$ подвинулся на $l = 2,2 \text{ м}$. Объем разрыхленной породы составил $V_p = 37,5 \text{ м}^3$. Определить коэффициент разрыхления песчаника, по которому проходится этот кваршлаг.

Решение. Объем породы в массиве составит $V = Sl = 11 \times 2,2 = 24,2 \text{ м}^3$.

Коэффициент разрыхления по формуле (I.6)

$$K = \frac{37,5}{24,2} = 1,55.$$

Пример 10. Найти коэффициент разрыхления угля K , если объемная масса $\gamma_n = 0,9 \text{ т/м}^3$, а объемная масса в массиве $\gamma = 1,3 \text{ т/м}^3$.

Решение. По формуле (I.7) находим

$$K = \frac{1,3}{0,9} = 1,45.$$

Пример 11. Выработанное пространство (размеры: по простиранию $l = 100 \text{ м}$, наклонная высота $h = 80 \text{ м}$, мощность пласта $m = 5 \text{ м}$, угол падения $\alpha = 70^\circ$) было заложено сухими породами с коэффициентом разрыхления $K = 1,45$. По истечении некоторого времени уплотнение закладочного массива достигло $\lambda = 40\%$, или $0,4$. Объем крепежного леса, оставленного в выработанном пространстве, составил $V_{л} = 1600 \text{ м}^3$.

Найти необходимый объем пород в массиве, добываемых для закладки выработанного пространства, и значение остаточного коэффициента разрыхления закладочного массива.

Решение. Находим общий объем выработанного пространства

$$V_B = lhm = 100 \cdot 80 \cdot 5 = 40\,000 \text{ м}^3.$$

Вычитая из V_B объем леса $V_{л}$, находим объем выработанного пространства, который заполнен породой, т. е. объем разрыхленной породы:

$$V_p = V_B - V_{л} = 40\,000 - 1600 = 38\,400 \text{ м}^3.$$

Теперь определим искомый объем породы в массиве

$$V = \frac{V_p}{K} = \frac{38\,400}{1,45} = 26\,500 \text{ м}^3.$$

Значение остаточного коэффициента разрыхления закладочного массива K_0 определяем по формуле

$$K_0 = K(1 - \lambda) + \lambda = 1,45(1 - 0,4) + 0,4 = 1,27.$$

Пример 12. При разработке длинными лавами пологого угольного пласта мощностью $m = 1,5$ м с полным обрушением кровли имело место полное подбучивание основной кровли обрушенными породами непосредственной кровли мощностью $h_n = 3$ м. Требуется определить коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли.

Решение. Сначала находим суммарную высоту выработанного и обрушенного пространства

$$h_b = m + h_n = 1,5 + 3 = 4,5 \text{ м.}$$

Искомый коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли

$$K = \frac{h_b}{h_n} = \frac{4,5}{3} = 1,5.$$

Пример 13. Уголь массой $q = 3$ т поднимается по стволу в вагонетке емкостью $V_b = 3,2$ м³. Коэффициент наполнения вагонетки $K_n = 0,96$. Требуется определить объем, занимаемый углем в вагонетке, V_y и насыпная масса угля в вагонетке γ_n .

Решение. Объем, занимаемый углем в вагонетке, находим по формуле

$$V_y = V_b K_n = 3,2 \cdot 0,96 = 3,07 \text{ м}^3.$$

Насыпная масса угля в вагонетке

$$\gamma_n = \frac{q}{V_y} = \frac{3}{3,07} = 0,98 \text{ т/м}^3.$$

Пример 14. Имеется несортированный каменный уголь с углом внутреннего трения $\rho = 28^\circ$. Определить коэффициент внутреннего трения f_0 .

Решение. Коэффициент внутреннего трения

$$f_0 = \operatorname{tg} \rho = \operatorname{tg} 28^\circ = 0,532.$$

Пример 15. Имеется крупнокуско́вой известняк с коэффициентом внутреннего трения $f_0 = 0,65$. Определить угол внутреннего трения.

Решение. Угол внутреннего трения находим по формуле

$$\rho = \operatorname{arctg} f_0 = \operatorname{arctg} 0,65 = 33^\circ.$$

Для большинства сыпучих горных пород, т. е. пород, представленных в несортированных кусках, угол внутреннего трения меньше угла естественного откоса на величину от 1 до 5°. Для хорошо сыпучих материалов эти углы практически равны.

Коэффициент трения сыпучих пород по стали (дюралю и другим металлам) φ с достаточной точностью может быть выражен формулой

$$\varphi = 0,75 f_0 = 0,75 \operatorname{tg} \rho \quad (1.12)$$

Пример 16. Несортированный уголь с коэффициентом внутреннего трения $f_0 = 0,532$ перемещается по стальному желобу. Найти коэффициент трения угля по стали.

Решение. Коэффициент трения угля по стальному желобу находим по формуле (I.12)

$$\varphi = 0,75f_0 = 0,75 \cdot 0,532 = 0,4.$$

Можно считать, что коэффициент трения сыпучих пород по дереву на 5%, по резине на 15%, по бетону на 20% больше, чем по стали.

Пример 17. Имеется песчано-глинистый сланец с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_c = 500$ кгс/см². Определить коэффициент крепости этой породы f по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

Решение. Коэффициент крепости данного песчанисто-глинистого сланца находим по формуле (I.9)

$$f = \frac{\sigma_c}{100} = \frac{500}{100} = 5.$$

Задачи к § 2, разработанные по вариантам 1—5, приведены в табл. 2 и ниже.

Таблица 2

Вариант задач	1	2	3	4	5
Дано	$\gamma = 1,4$ т/м ³ , $\Delta = 0,8$	$\delta = 3$ т/м ³ , $\gamma = 2,8$ т/м ³	$\gamma_p = 0,9$ т/м ³ , $\gamma = 1,4$ т/м ³	$\beta = 35^\circ$	$\sigma_c = 800$ кгс/см ² $\sigma_c = 1000$ кгс/см ²
Требуется найти	δ, n, ε	Δ, n, ε	K	f_0	f

1. Определить коэффициент разрыхления угля, вынутого проходческим комбайном, при следующих условиях: сечение штрека по углю в проходке $S = 14,5$ м²; комбайном пройдено $l = 10$ м; число вагонеток емкостью $V_B = 3,3$ м³, груженых этим углем, $n_B = 69$ при коэффициенте наполнения вагонетки $k_n = 0,96$.

2. Определить коэффициент трения отбитого угля по резиновой ленте, если коэффициент трения его по стальному желобу равен 0,4.

ПРОВЕДЕНИЕ ПОДЗЕМНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Проведение выработки осуществляется по проекту, который в общем случае включает установление формы и размеров поперечного сечения выработки и выбор способа проведения выработки, выбор технических средств ведения проходческих работ, решение вопросов буровзрывного комплекса, проветривания, погрузки и транспорта породы и полезного ископаемого, крепления, настилки пути, устройства водосточной канавки, организацию работ и расчетные технико-экономические показатели.

§ 3. Определение размеров поперечного сечения выработки

Размеры поперечного сечения выработки (ширина, высота, диаметр и площадь) зависят от ее назначения, габаритов транспортного и другого оборудования, способа передвижения людей, количества проходящего по выработке воздуха, принятой формы поперечного сечения и определяются двумя способами — графическим и аналитическим. Из двух значений площади поперечного сечения, полученных этими способами, принимают большее.

Сущность графического способа состоит в следующем. На бумагу в определенном масштабе наносят максимальные основные размеры принятого транспортного и другого оборудования, размещаемого по сечению выработки, зазоры и расстояния между отдельными механизмами, между оборудованием и постоянной крепью выработки, предусмотренные правилами безопасности (ПБ). Затем вокруг размещенного оборудования очерчивают периметр выработки, соответствующий принятой форме поперечного сечения, и находят площадь и другие размеры выработки в свету.

Для определения размеров поперечного сечения горной выработки в свету графическим способом необходимы следующие исходные данные:

1. Тип и размеры транспортного и другого оборудования; причем нередко кроме габаритов оборудования необходимо знать и их объемы (емкости). Например, по емкости вагонетки выбирают тип рельса для настилки пути, а по типу рельса устанавливают размеры элементов верхнего строения рельсового пути; по емкости скипа и

вагонетки устанавливают паузу (время, затрачиваемое на загрузку и разгрузку подъемных сосудов), которая входит в расчетную формулу, нужную, в конечном счете, для определения размеров сечения ствола.

2. Расстояния (высота подвески контактного провода, расстояние от контактного провода до верхняка, высота прохода для людей и ширина его на этой высоте и др.), зазоры (между оборудованием и между последним и постоянной крепью и др.) и размеры некоторых выработок в свету (минимальная высота выработки прямоугольной и трапециевидной форм и др.), предусмотренные ПБ.

3. Суточная, часовая добыча полезного ископаемого, транспортируемого по данной выработке, категория шахты по газу, допустимая скорость движения воздуха по данной выработке и проектируемая форма поперечного сечения выработки. Если емкость скипа или вагонетки, или ширина ленты конвейера, или тип электровоза в условиях задачи не даны, то их рассчитывают или выбирают по техническим характеристикам оборудования, исходя из условия обеспечения транспортирования необходимого (заданного) количества груза по данной выработке. В зависимости от категории шахты по газу выбирают тип электровоза (контактный или аккумуляторный), определяют требуемое количество воздуха, проходящего по данной выработке при предельно допустимой скорости его движения.

На основе исходных данных прежде всего находят основные исходные размеры сечения выработки, главным из которых для горизонтальных и наклонных выработок является ширина выработки в свету на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейерной установки. Затем, пользуясь графическими и аналитическими зависимостями, существующими между различными размерами сечения, определяют все остальные размеры.

Аналитический способ сводится к проверке площади поперечного сечения выработки в свету, полученной графическим способом, по скорости движения воздуха:

$$v_d \leq \frac{Q}{S_{св}}, \quad (II.1)$$

где v_d — предельная, допустимая ПБ скорость движения воздуха по выработке, м/с;

Q — количество воздуха, которое должно поступать в выработку, м³/с;

$S_{св}$ — площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки, определенная графическим способом, м².

Чаще всего Q определяется по формуле

$$Q = \frac{qA_{сз}}{60}, \quad (II.2)$$

где q — норма воздуха на 1 т суточной добычи угля для соответствующей категории шахты по газу, м³/мин;

A_c — суточная добыча, транспортируемая по выработке, т;
 z — коэффициент запаса воздуха, равный для всей шахты 1,45—1,5. Для одной выработки он меньше и определяется проектом вентиляции.

Для сверхкатегорных шахт

$$q = \frac{q_m \cdot 100}{24 \cdot 60 \cdot 0,75}$$

где q_m — фактические выделения метана на 1 т суточной добычи.

Ниже приведены расчетные формулы и порядок расчета при графическом способе определения размеров поперечного сечения выработок различной формы.

Выработки с арочной крепью

Для типовых горизонтальных и наклонных горных выработок с металлической арочной податливой крепью из специального взаимозаменяемого профиля (СВП) чаще всего принимают крепь трехзвенную (для выработок с установившимся горным давлением) и пятизвенную (для выработок с неуставившимся горным давлением). Арочная трехзвенная крепь (АКП-3) состоит из верхняка, боковых стоек и межрамных стяжек. Арочная пятизвенная крепь (АКП-5), кроме перечисленных частей, имеет еще ножки податливости, длина которых зависит от принятой величины вертикальной податливости в ножках.

Для выработок сечением в свету после осадки до 7 м² рекомендуется применять СВП-17, для выработок сечением от 7 до 10 м² — СВП-22 и сечением выше 10 м² — СВП-27, где цифры 17, 22 и 27 показывают массу 1 м соответствующего профиля. Профили устанавливают донной частью к окружающим породам.

Основные параметры крепи АКП-3, изготавливаемой на заводе, приведены в табл. 3.

Таблица 3

Тип СВП (кг/м)	Сечение выработки в свету после осадки, м ²	Площадь внутри арки до осадки, м ²	Ширина арки до осадки, м	Высота арки до осадки, м	Радиус дуги верхняка, м	Радиус дуги стойки, м	Длина прямой части стойки, м	Смещение центра радиуса дуги стойки от оси выработки, м	Периметр арки до осадки, м
17	6,0	6,4	2,95	2,68	1,45	1,65	0,8	0,177	9,62
17	6,7	7,3	3,27	2,76	1,65	1,65	1,1	0,016	10,05
22	8,0	8,5	3,57	3,01	1,65	2,11	1,0	0,326	11,27
22	9,8	10,4	4,18	3,13	2,11	2,11	1,0	0,018	12,41
27	12,2	12,8	4,75	3,44	2,32	2,62	0,9	0,246	13,91
27	13,8	14,5	5,20	3,55	2,62	2,62	0,9	0,020	14,84
27	16,4	17,3	5,44	3,97	2,74	2,74	1,2	0,020	16,04

Эти же параметры полностью применимы и для крепи АКП-5 с добавлением длины ножек податливости.

В основных горизонтальных выработках при транспортировании в вагонетках емкостью до 2 м^3 рекомендуется принять рельсы типа Р24, а при емкости выше 2 м^3 — рельсы Р33. В промежуточных и вентиляционных штреках для настилки пути могут быть приняты рельсы Р18.

Одним из основных исходных размеров сечения является ширина выработки в свету на прямолинейном участке на уровне верхней кромки подвижного состава высотой h от головки рельсов (рис. 8). Ширина выработки определяется по формулам:

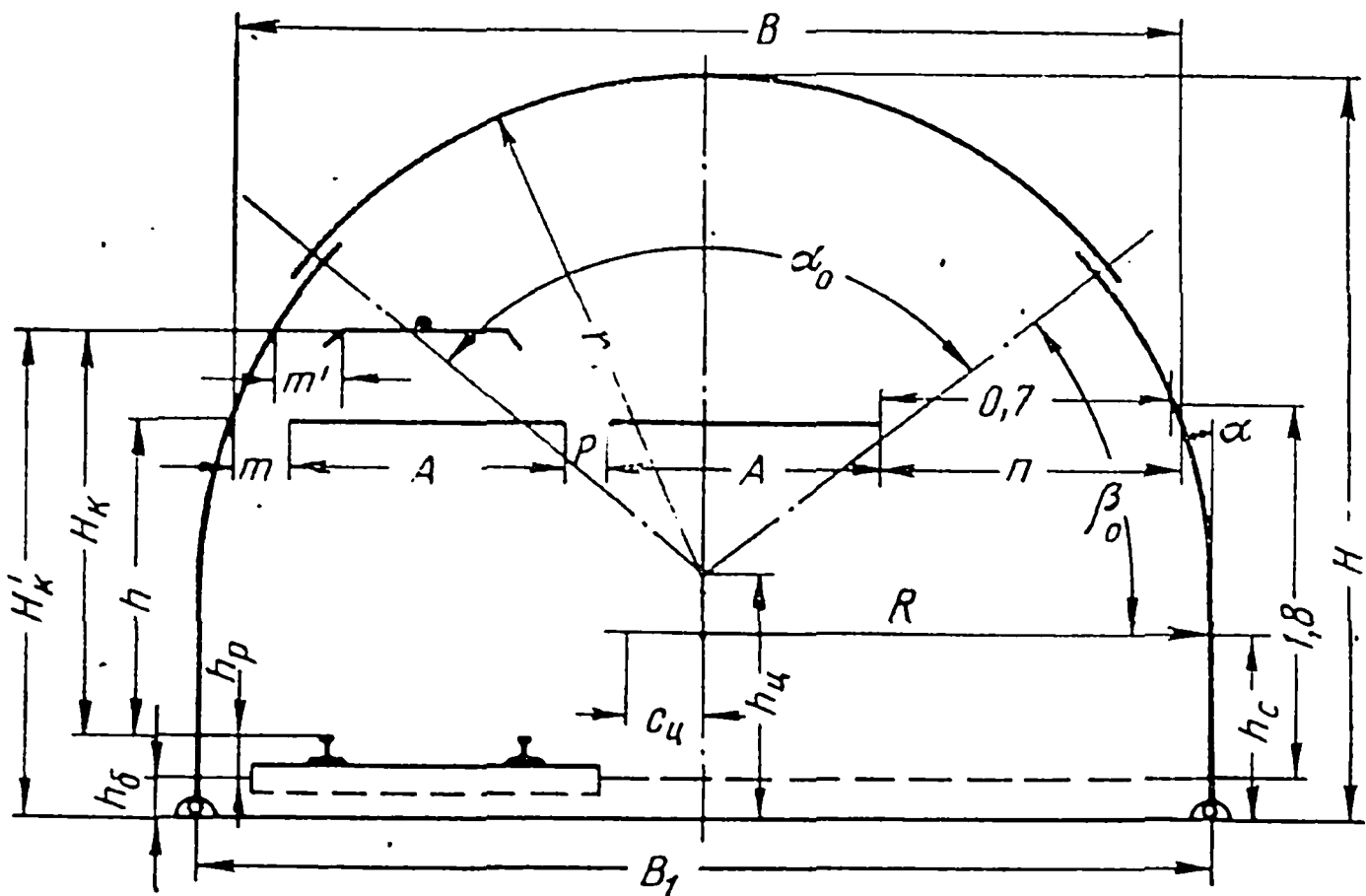


Рис. 8. Схема к определению размеров поперечного сечения выработки с арочной крепью и к примеру 18

при одном пути

$$B = m + A + n; \quad (\text{II.3})$$

при двух путях

$$B = m + A + p + A + n, \quad (\text{II.4})$$

где m — зазор между подвижным составом и крепью (он должен быть не менее 250 мм при конструкции крепи, состоящей из отдельных крепежных рам, и не менее 200 мм при сплошной бетонной, кирпичной и железобетонной крепи);

A — ширина подвижного состава в наиболее выступающих частях (принимают ширину электровоза по буксам, так как она обычно больше ширины вагонетки);

p — зазор между встречными подвижными составами (он должен быть не менее 200 мм);

n — ширина прохода для людей на уровне верхней кромки подвижного состава, которая определяется по формуле

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \operatorname{tg} \alpha, \quad (\text{II.5})$$

здесь 0,7 м — ширина прохода для людей на высоте 1,8 м от уровня балласта, а при отсутствии рельсового пути (т. е. балласта) — от подошвы выработки;

h — высота подвижного состава от уровня головки рельсов;

h_p — расстояние от балласта до уровня головки рельсов, оно равно при рельсах типа Р33 — 190 мм, при рельсах типа Р24 — 160 мм и при рельсах типа Р18 — 140 мм;

α — угол перехода прямой части стойки в кривую (он находится в пределах от 10 до 20°).

Если прямая часть стенки выработки (стойки) не менее 1,8 м или угол α очень мал, то $n = 0,7$ м.

Указанные минимальные значения зазоров относятся к прямолинейным участкам пути. На закруглениях и поворотах эти зазоры увеличиваются в зависимости от радиуса кривой, длины и жесткой базы электровоза. В выработке, оборудованной конвейером, зазоры должны быть: с одной стороны — не менее 700 мм, с другой — не менее 400 мм. Если в выработке, кроме конвейерной установки, имеется рельсовый путь, то зазор между корпусом подвижного состава и выступающей частью конвейерной установки должен быть не менее 400 мм.

Высота подвески контактного провода от подошвы выработки (см. рис. 8)

$$H'_k = H_k + h_p + h_b, \quad (\text{II.6})$$

где H_k — высота подвески контактного провода от головки рельсов (должна быть не менее 2000 мм);

h_b — толщина балластного слоя;

$h_p + h_b$ — высота верхнего строения пути: 390 мм при толщине балластного слоя 200 мм и рельсах типа Р33, 350 мм при толщине балластного слоя 190 мм и рельсах типа Р24 и 320 мм при толщине балластного слоя 180 мм и рельсах Р18.

На уровне высоты подвески контактного провода предусматривается зазор m' между крепью и токоприемником не менее 200 мм.

Для крепи АКП-3 исходной величиной является лишь длина прямой части стойки h_c , представляющая также и высоту от подошвы выработки до центра радиуса дуги стойки, значение которой берется из табл. 3.

После нанесения на бумагу в определенном масштабе установленных величин h , B , H'_k , h_c и допустимых зазоров между крепью и токоприемником, а также между крепью и корпусом подвижного состава графически определяют величину радиуса дуги стойки с таким расчетом, чтобы она обеспечивала наличие указанных зазоров. Также графически находят величину смещения центра радиуса дуги стойки от оси выработки s_c и центральный угол дуги стойки β_0 . Все остальные размеры поперечного сечения выработки определяют по расчетным формулам.

Радиус дуги верхняка

$$r = R - \frac{c_{\text{ц}}}{\cos \beta_0} + h_{\text{ф}}, \quad (\text{II.7})$$

где R — радиус дуги стойки, определенный графически;

$h_{\text{ф}}$ — высота фланца: 23 мм для СВП-17, 26 мм для СВП-22 и 29 мм для СВП-27.

Высота от подошвы выработки до центра радиуса дуги верхняка

$$h_{\text{ц}} = h_{\text{с}} + c_{\text{ц}} \operatorname{tg} \beta_0; \quad (\text{II.8})$$

центральный угол дуги верхняка

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2\beta_0; \quad (\text{II.9})$$

ширина выработки в свету на уровне ее подошвы

$$B_1 = 2(R - c_{\text{ц}}); \quad (\text{II.10})$$

высота выработки в свету от уровня ее подошвы

$$H = h_{\text{ц}} + r; \quad (\text{II.11})$$

площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки

$$S_{\text{св}}^{\bullet} = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_{\text{с}} - h_{\text{с}}) - c_{\text{ц}}^2; \quad (\text{II.12})$$

площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) S_{\text{св}}^{\bullet}; \quad (\text{II.13})$$

периметр выработки в свету

$$P = 1,57(R + r) + 2(h_{\text{с}} - h_{\text{с}}) + B_1. \quad (\text{II.14})$$

Чтобы сохранить минимальные размеры поперечного сечения выработки в свету на весь срок ее службы, необходимо при проведении выработки увеличить сечение, учитывая, что под влиянием горного давления оно уменьшится. Поэтому при определении размеров поперечного сечения выработки вчерне, кроме толщины крепи и затяжек, следует предусмотреть указанное увеличение. В соответствии с этим определяется:

ширина выработки вчерне на уровне высоты подвижного состава

$$B^{\bullet} = B + 2(h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \Delta b), \quad (\text{II.15})$$

где $h_{\text{сп}}$ — высота профиля: 93 мм для СВП-17, 110 мм для СВП-22 и 123 мм для СВП-27;

$h_{\text{зт}}$ — толщина одинарной затяжки ($h_{\text{зт}} = 0,03 \div 0,05$);

Δb — горизонтальное сдвижение пород бока на уровне высоты подвижного состава, которое уменьшается до нуля на уровне балластного слоя;

высота выработки вчерне

$$H^{\bullet} = H + h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \Delta h, \quad (\text{II.16})$$

где Δh — вертикальное смещение пород кровли.

Значениями Δb и Δh задаются на основе данных практики (замеров) или установленных норм.

Площадь поперечного сечения выработки вчерне с достаточной для практики точностью может быть определена по формуле

$$S_{\text{ч}} = S_{\text{св}} + (P - B_1) \left(h_{\text{сп}} + h_{\text{эт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right). \quad (\text{II.17})$$

При проходке выработки буровзрывным способом имеют место в какой-то степени переборы пород, которые, как полагают, увеличивают сечение вчерне на 3—5%. Поэтому фактическое сечение выработки в проходке

$$S = (1,03 \div 1,05) S_{\text{ч}}. \quad (\text{II.18})$$

При комбайновой проходке $S = S_{\text{ч}}$.

Пример 18. Определить размеры поперечного сечения двухпутевого полевого откаточного штрека на прямолинейном участке при откатке грузов в вагонетках емкостью 4 м^3 контактными электровозами 14КР-900. Крепь АКП-3 из СВП-27. Шахта II категории по газу.

Решение. Поскольку ширина ($A = 1,35 \text{ м}$) и высота ($h = 1,55 \text{ м}$) электровоза больше, чем у вагонетки, расчет будем вести с учетом габаритов электровоза. Так как емкость вагонетки больше 2 м^3 , для настилки путей принимаем рельсы типа Р33 с толщиной балластного слоя $h_6 = 0,2 \text{ м}$.

Ширину штрека в свету на высоте верхней кромки подвижного состава от уровня головки рельсов ($h = 1,55 \text{ м}$) определяем по формуле (II.4)

$$B = 0,25 + 2 \cdot 1,35 + 0,2 + 0,73 = 3,88 \text{ м}.$$

Принимая $n = 0,73 \text{ м}$, учитываем уширение выработки со стороны прохода людей, вызываемое кривизной стойки. Высота подвески контактного провода от подошвы выработки определяем по формуле (II.6)

$$H'_k = 2,0 + 0,19 + 0,2 = 2,39 \text{ м}.$$

Высоту прямой части стойки принимаем $h_c = 1 \text{ м}$ (по данным табл. 3). Нанеся на миллиметровую бумагу в определенном масштабе числовые значения h , B , H'_k , h_c , h_6 и зазора ($0,2 \text{ м}$) между крепью и токоприемником, графически определяем: радиус дуги стойки $R = 2,4 \text{ м}$, величину смещения центра радиуса дуги стойки от оси выработки $s_{\text{ц}} = 0,15 \text{ м}$ и центральный угол дуги стойки $\beta_0 = 45^\circ$.

Радиус дуги верхняка находим по формуле (II.7)

$$r = 2,4 - \frac{0,15}{\cos 45^\circ} + 0,029 = 2,21 \text{ м}.$$

Высоту от подошвы выработки до центра радиуса дуги верхняка определяем по формуле (II.8)

$$h_{\text{ц}} = 1 + 0,15 \text{ tg } 45^\circ = 1,15 \text{ м}.$$

Ширину в свету на уровне подошвы выработки рассчитываем по формуле (II.10)

$$B_1 = 2(2,4 - 0,15) = 4,5 \text{ м.}$$

Высоту выработки в свету от подошвы определяем по формуле (II.11)

$$H = 1,15 + 2,21 = 3,36 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки находим по формуле (II.12)

$$S'_{св} = 0,785 [(2,4)^2 + (2,21)^2] + 4,5(1 - 0,2) - (0,15)^2 = 11,97 \text{ м}^2.$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки определяем по формуле (II.13)

$$S_{св} = 0,95 \cdot 11,97 = 11,37 \text{ м}^2.$$

Периметр выработки в свету находим по формуле (II.14)

$$P = 1,57(2,4 + 2,21) + 2(1 - 0,2) + 4,5 = 13,34 \text{ м.}$$

Ширину выработки вчерне на уровне высоты подвижного состава определяем по формуле (II.15)

$$B' = 3,88 + 2(0,123 + 0,05 + 0,02) = 4,27 \text{ м.}$$

Высоту выработки вчерне определяем по формуле (II.16)

$$H' = 3,36 + 0,123 + 0,05 + 0,03 = 3,56 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения выработки вчерне находим по формуле (II.17)

$$S_{ч} = 11,97 + (13,34 - 4,5) \left(0,123 + 0,05 + \frac{0,02 + 0,03}{2} \right) = 13,68 \text{ м}^2.$$

Площадь поперечного сечения выработки в проходке определяем по формуле (II.18)

$$S = 1,04 \cdot 13,68 = 14,23 \text{ м}^2.$$

Пропускную способность штрека по воздуху при предельно допустимой скорости движения воздуха 8 м/с находим из выражения (II.1)

$$Q = 11,37 \cdot 8 = 90,96 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Пропускную способность штрека по транспортированию грузов за сутки находим из выражения (II.2)

$$A_c = \frac{60 \cdot 90,96}{1,25 \cdot 1,45} = 3000 \text{ т.}$$

Когда таким образом получено сечение выработки, обычно принимают ближайшее большее типовое сечение или обосновывают экономическую целесообразность изготовления крепей с данными параметрами по индивидуальному заказу.

Если искомое сечение выработки обязательно должно быть типовым, то нет необходимости прибегать к трудоемкому графическому способу, а надо воспользоваться более упрощенным приемом, который заключается в следующем. По исходным данным (тип выработки, колея и число путей, емкость вагонетки, тип электровоза, тип СВП) для проектирования сечения выработки находят ширину выработки в свету на уровне высоты верхней кромки подвижного состава. Затем подбирают типовое сечение шириной, равной или больше расчетной, а также отвечающее другим требованиям.

Выработки с трапециевидной формой поперечного сечения

При этой форме поперечного сечения применяется рамная крепь, которая может быть деревянной, металлической, железобетонной или смешанной. При форме правильной трапеции (рис. 9) угол наклона стоек к подошве $\beta = 80^\circ$. В штреках, проводимых смешанным забоем, с углом падения пласта больше 55° одну из стоек располагают по кровле пласта, а при угле падения до 10° верхняк располагают по кровле пласта, т. е. наклонно. Таким образом, в обоих случаях одна из стоек будет короче другой.

Деревянную крепь рекомендуют применять в выработках со сроком службы до 5 лет.

Пример 19. Определить размеры поперечного сечения однопутевого откаточного штрека на прямолинейном участке при угле падения пласта 20° для откатки грузов в вагонетках емкостью $3,3 \text{ м}^3$ контактными электровозами типа 1К10-900. Крепь из неполных деревянных крепежных рам с диаметром стойки (верхняка) $d = 0,2 \text{ м}$. Шахта I категории по газу.

Решение. Высота штрека в свету от головки рельса до верхняка в соответствии с ПБ $h_1 = 2,2 \text{ м}$ (см. рис. 9).

Поскольку емкость вагонетки больше 2 м^3 , для настилки пути будем применять рельсы типа Р33 при толщине балластного слоя $h_6 = 0,2 \text{ м}$ и высоте от балласта до уровня головки рельса $h_p = 0,19 \text{ м}$. Высота электровоза 1К10-900 от уровня головки рельса $h = 1,5 \text{ м}$, ширина $A = 1,35 \text{ м}$.

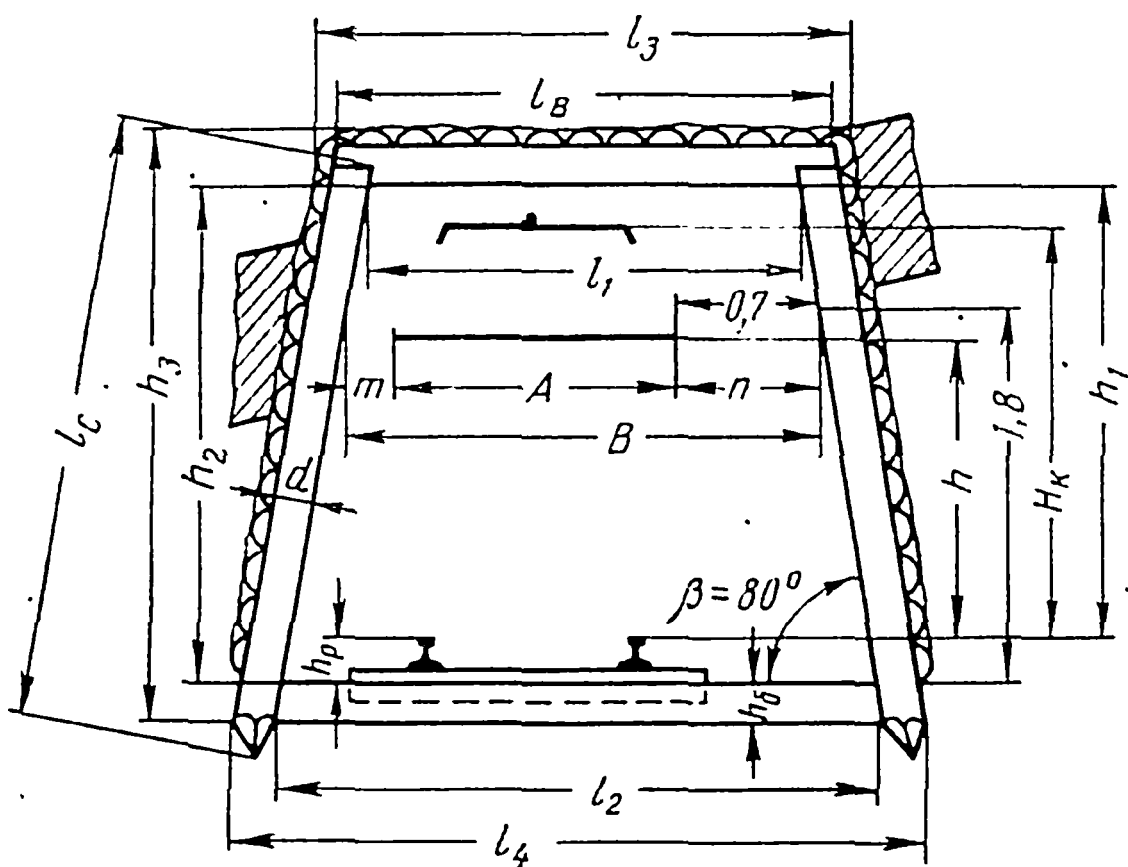


Рис. 9. Схема к определению размеров поперечного сечения выработки трапециевидной формы и к примеру 19

Ширину штрека в свету на высоте верхней кромки подвижного состава определяем по формуле (II.3)

$$B = 0,25 + 1,35 + 0,72 = 2,32 \text{ м.}$$

Ширину прохода для людей на уровне верхней кромки подвижного состава находим по формуле (II.5)

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,5 - 0,19) \operatorname{ctg} 80^\circ = 0,72 \text{ м.}$$

Далее определяем следующие показатели:

ширину штрека в свету по верхняку

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} \beta = 2,32 - 2(2,2 - 1,5) \operatorname{ctg} 80^\circ = 2,07 \text{ м;}$$

ширину штрека в свету по балласту

$$l_2 = B + 2(h + h_p) \operatorname{ctg} \beta = 2,32 + 2(1,5 + 0,19) \operatorname{ctg} 80^\circ = 2,91 \text{ м;}$$

высоту от уровня балласта до верхняка

$$h_2 = h_1 + h_p = 2,2 + 0,19 = 2,39 \text{ м;}$$

площадь поперечного сечения штрека в свету

$$S_{\text{св}} = \frac{l_1 + l_2}{2} h_2 = \frac{2,07 + 2,91}{2} 2,39 = 5,95 \text{ м}^2;$$

ширину штрека вчерне по кровле

$$l_3 = l_1 + 2(d + \delta) = 2,07 + 2(0,2 + 0,05) = 2,57 \text{ м,}$$

где δ — толщина затяжки, равная 0,05 м;

ширину штрека вчерне по подошве до осадки

$$\begin{aligned} l_4 &= l_2 + 2(h_6 \operatorname{ctg} \beta + d + \delta + 0,025) = \\ &= 2,91 + 2(0,2 \operatorname{ctg} 80^\circ + 0,2 + 0,05 + 0,025) = 3,53 \text{ м,} \end{aligned}$$

где 0,025 — величина боковой осадки на уровне подошвы выработки; высоту штрека вчерне до осадки

$$h_3 = h_2 + h_6 + d + \delta + 0,1 = 2,39 + 0,2 + 0,2 + 0,1 = 2,89 \text{ м,}$$

где 0,1 — величина вертикальной осадки при деревянной крепи; площадь поперечного сечения штрека вчерне до осадки

$$S_{\text{ч}} = \frac{l_3 + l_4}{2} h_3 = \frac{2,57 + 3,53}{2} 2,89 = 8,81 \text{ м}^2;$$

площадь поперечного сечения штрека в проходке

$$S = (1,03 \div 1,05) S_{\text{ч}} = 1,04 \cdot 8,81 = 9,16 \text{ м}^2;$$

длину верхняка

$$l_{\text{в}} = l_1 + 2d + e = 2,07 + 2 \cdot 0,2 + 0,03 = 2,5 \text{ м.}$$

где e — округление до величины, кратной 100 мм;

длину стойки

$$l_c = \frac{h_2 + h_6}{\sin \beta} + 0,25 + \frac{d}{2} + e = \frac{2,39 + 0,2}{\sin 80^\circ} + 0,25 + \frac{0,2}{2} + 0,02 = 3 \text{ м},$$

где 0,25 — глубина лунки;
периметр штрека

$$P = l_1 + l_2 + \frac{2h_2}{\sin \beta} = 2,07 + 2,91 + \frac{2 \cdot 2,39}{\sin 80^\circ} = 9,83 \text{ м}.$$

Пропускную способность штрека по воздуху при предельно допустимой скорости его движения $v_d = 8 \text{ м/с}$ находим из выражения (II.1)

$$Q = 8 \cdot 5,95 = 47,6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Пропускная способность штрека по транспортированию грузов за сутки по формуле (II.2)

$$A_c = \frac{60 \cdot 47,6}{1 \cdot 1,45} = 1960 \text{ т}.$$

Пример 20. Исходные данные те же, что и для примера 19, кроме угла падения $\gamma = 70^\circ$. Требуется определить размеры поперечного сечения штрека в свету и элементов крепежной рамы.

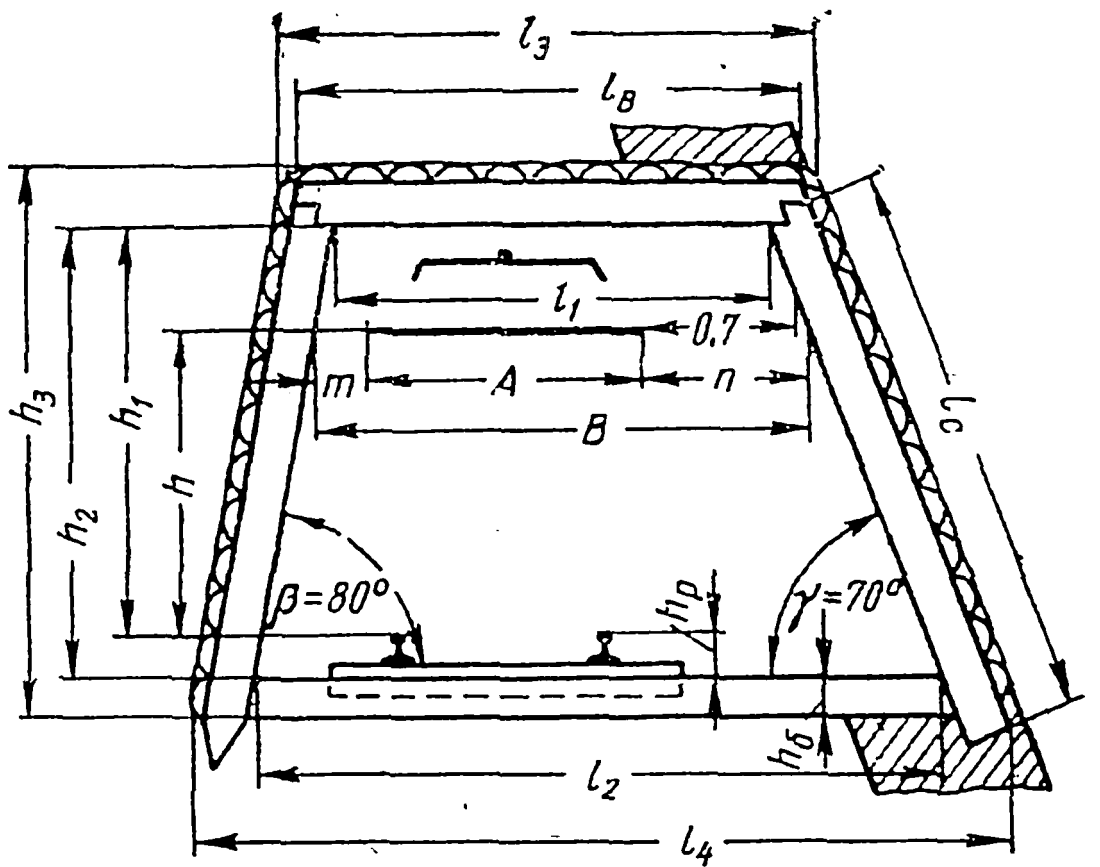


Рис. 10. Схема к примеру 20

Решение. Свободный проход для людей обычно оставляется со стороны кровли пласта. Схема к расчету приведена на рис. 10. Ширина штрека в свету на высоте верхней кромки подвижного состава по формуле (II.3)

$$B = 0,25 + 1,35 + 0,74 = 2,34 \text{ м},$$

где $n = 0,7 + (1,8 - 1,5 - 0,19) \operatorname{ctg} 70^\circ = 0,74 \text{ м}$.

Ширина штрека в свету по верхняку

$$\begin{aligned} l_1 &= B - (h_1 - h) (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma) = \\ &= 2,34 - (2,2 - 1,5) (\operatorname{ctg} 80^\circ + \operatorname{ctg} 70^\circ) = 1,96 \text{ м}. \end{aligned}$$

Ширина штрека в свету на уровне балласта

$$\begin{aligned} l_2 &= B + (h + h_p) (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma) = \\ &= 2,34 + (1,5 + 0,19) (\operatorname{ctg} 80^\circ + \operatorname{ctg} 70^\circ) = 3,25 \text{ м}. \end{aligned}$$

Площадь поперечного сечения штрека в свету

$$S_{\text{св}} = \frac{l_1 + l_2}{2} (h_1 + h_p) = \frac{1,96 + 3,25}{2} (2,2 + 0,19) = 6,22 \text{ м}^2.$$

Периметр штрека

$$P = l_1 + l_2 + (h_1 + h_p) \left(\frac{1}{\sin \beta} + \frac{1}{\sin \gamma} \right) =$$

$$= 1,96 + 3,25 + (2,2 + 0,19) \left(\frac{1}{\sin 80^\circ} + \frac{1}{\sin 70^\circ} \right) = 10,18 \text{ м.}$$

Длина верхняка

$$l_B = l_1 + 2d + e = 1,96 + 2 \cdot 0,2 + 0,04 = 2,4 \text{ м.}$$

Длина стойки, расположенной по кровле пласта (правая сторона),

$$l_c = \frac{h_p + h_2 + h_6}{\sin \gamma} + 0,2 + \frac{d}{2} + e =$$

$$= \frac{0,19 + 2,2 + 0,2}{\sin 70^\circ} + 0,2 + \frac{0,2}{2} + 0,05 = 3,1 \text{ м.}$$

Длина стойки с левой стороны

$$l_c = \frac{h_1 + h_p + h_6}{\sin \beta} + 0,25 + \frac{d}{2} + e =$$

$$= \frac{2,2 + 0,19 + 0,2}{\sin 80^\circ} + 0,25 + \frac{0,2}{2} + 0,02 = 2,9 \text{ м.}$$

Сравнивая результаты расчетов по примерам 19 и 20, видим, что площадь трапеции, когда углы при ее основаниях не равны ($\beta \neq \gamma$), при прочих равных условиях, больше площади равнобоковой трапеции.

Выработки с наклонным верхняком

При угле падения пласта $\alpha \leq 10^\circ$ верхняк располагают наклонно (по кровле пласта). В этом случае размеры поперечного сечения выработки проще всего определить графическим способом. Для

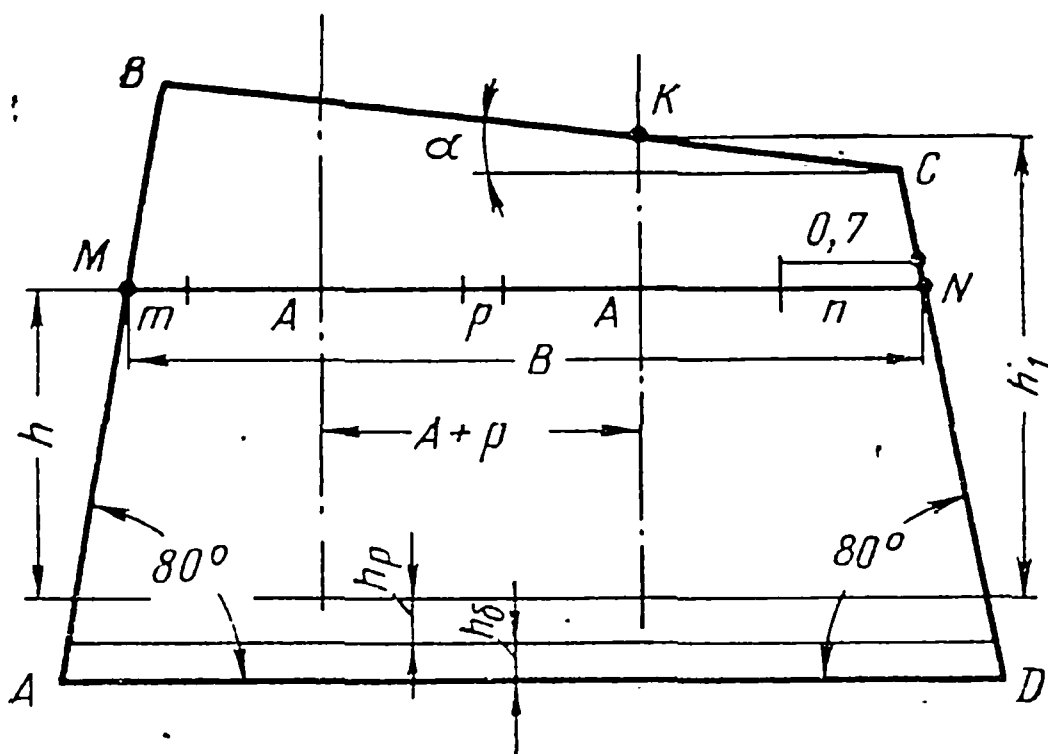


Рис. 11. Схема к определению поперечного сечения выработки с наклонным верхняком

этого (обозначения ниже приведенных букв h_p , h_6 , B , h , h_1 , m , A , p , n прежние) от уровня подошвы выработки AD (рис. 11), как обычно, откладывают в масштабе h_6 , h_p и проводят ось пути или оси путей, зная, что при двухколейных путях расстояние между осями путей равно $A + p$. Затем откладывают величины h и B (свободный проход для людей принято оставлять со стороны опущенного конца

верхняка). После этого под углом наклона стоек 80° проводят прямые AB и DC так, чтобы они прошли через точки M и N , расположенные на уровне h . Далее проводя линию BC под углом α так, чтобы она прошла через точку K , расположенную на высоте h_1 от уровня головки рельсов. Получают сечение выработки в свету с периметром $ABCD$.

Учитывая толщину крепи и затяжки, получают площадь поперечного сечения и линейные размеры выработки вчерне.

Точка K в соответствии с ПБ должна лежать на оси одноколейного пути и на высоте h_1 не менее 1,9 м при откатке аккумуляторными электровозами и не менее 2,24 м при откатке контактными электровозами. При двух колеях точка K должна лежать на оси пути со стороны опущенного конца верхняка и на высоте, соответствующей применяемому типу электровоза.

Выработки прямоугольной формы в качестве откаточных встречаются довольно редко.

Выработки с коробовым (трехцентровым) сводом

В типовых сечениях выработок с трехцентровым сводом для унификации горных выработок высота вертикальных стен от уровня головки рельсов до уровня пяты свода h_1 (рис. 12) принята одина-

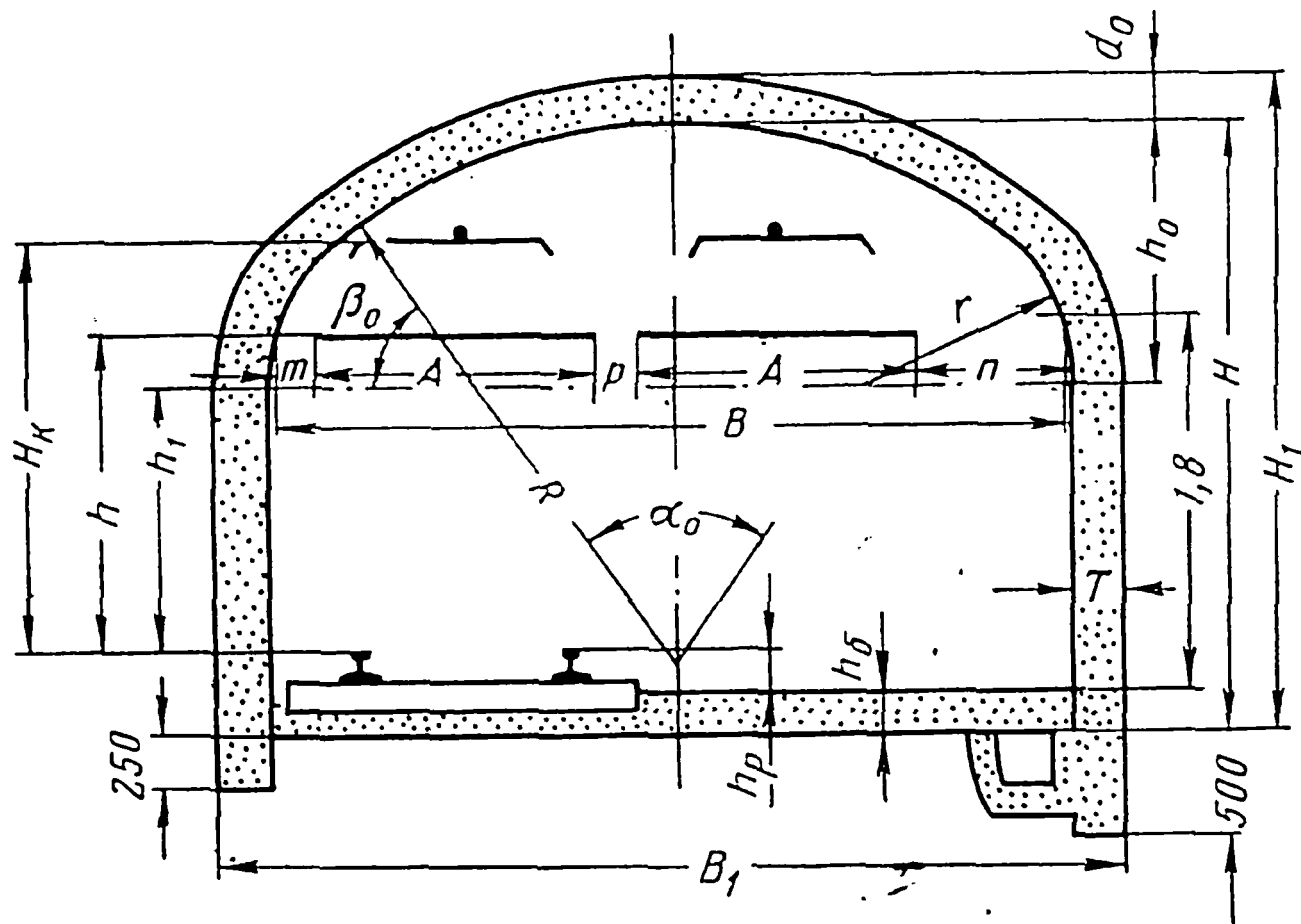


Рис. 12. Схема к определению поперечного сечения выработки с коробовым (трехцентровым) сводом и к примеру 21

ковой независимо от типа применяемого электровоза: при колее 600 мм в однопутевой выработке $h_1 = 1,65$ м, в двухпутевой — $h_1 = 1,5$ м; при ширине колеи 900 мм — соответственно 1,55 и 1,3 м. На уровне этой высоты лежат центры радиусов r боковых дуг свода. Угол, образуемый крайними положениями радиусов боковых дуг

свода, $\beta_0 = 56^\circ 19'$; угол, образуемый крайними положениями радиусов осевой дуги свода, определяем по формуле (II.9)

$$\alpha_0 = 180 - 2 \cdot 56^\circ 19' = 67^\circ 22'.$$

Пример 21. Определить размеры поперечного сечения двухпутевой выработки с коробовым сводом (см. рис. 12) на прямолинейном участке при откатке грузов в вагонетках емкостью $3,3 \text{ м}^3$ контактными электровозами типа 1К14-2. Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова находится в пределах $f = 4 \div 6$.

Решение. Поскольку емкость вагонетки больше 2 м^3 , для настилки пути выбираем рельсы РЗЗ при колее 900 мм. Следовательно, $h_p = 190 \text{ мм}$ и $h_3 = 200 \text{ мм}$. В соответствии с вышеприведенной рекомендацией $h_1 = 1,3 \text{ м}$. Для электровоза 1К14-2 $h = 1,55 \text{ м}$ и $A = 1,35 \text{ м}$.

Ширина выработки в свету на уровне верхней кромки подвижного состава по формуле (II.4)

$$B = 0,2 + 1,35 + 0,2 + 1,35 + 0,74 = 3,84 \text{ м.}$$

Здесь

$$0,74 = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \text{ctg } 72^\circ = 0,7 + (1,8 - 1,55 - 0,19) \cdot \text{ctg } 72^\circ,$$

где 72° — угол подъема свода от его пяты.

Радиус боковых дуг свода

$$r = 0,262B = 0,262 \cdot 3,84 = 0,996 \text{ м.}$$

Радиус осевой дуги свода

$$R = 0,692B = 0,692 \cdot 3,84 = 2,66 \text{ м.}$$

Высота свода при коробовой форме его

$$h_0 = \frac{B}{3} = \frac{3,84}{3} = 1,28 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету

$$S_{\text{св}} = B(h_1 + h_p + 0,26B) = 3,84(1,3 + 0,19 + 0,26 \cdot 3,84) = 9,55 \text{ м}^2.$$

Высота выработки в свету

$$H = h_1 + h_p + h_3 + h_0 = 1,3 + 0,19 + 0,2 + 1,28 = 3 \text{ м.}$$

Периметр выработки в свету

$$P = 2(h_1 + h_p) + 2,33B = 2(1,3 + 0,19) + 2,33 \cdot 3,84 = 11,93 \text{ м.}$$

Толщина крепи (по данным «Сборника типовых сечений горных выработок», Центрогипрошахт, 1965 г.): стенок $T = 0,25 \text{ м}$, свода $d_0 = 0,2 \text{ м}$ из бетона марки 150; заглубление фундаментов стен со стороны водоотливной канавки 500 мм и с противоположной стороны 250 мм.

Ширина выработки вчерне

$$B_1 = B + 2T = 3,84 + 2 \cdot 0,25 = 4,34 \text{ м.}$$

Высота выработки вчерне

$$H_1 = H + d_0 = 3 + 0,2 = 3,2 \text{ м.}$$

Площадь сечения выработки вчерне

$$S_v = B (h_1 + h_p + h_s + 0,26B_r) = \\ = 4,34 (1,3 + 0,19 + 0,2 + 0,26 \cdot 4,34) = 12,23 \text{ м}^2.$$

Пропускную способность выработки по воздуху при предельно допустимой скорости его движения $v_d = 8 \text{ м/с}$ определяем из выражения (II.1)

$$Q_v = 8 : 9,55 = 76,4 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Полигональная форма поперечного сечения выработки, появившаяся в связи с созданием конструкции крепи из сборных универсальных ребристых плит разных типов (УРПМ, УТЭ и др.), не утверждена как типовая и встречается редко.

Вертикальные стволы круглого сечения

Наклонный ствол обычно имеет одну из вышерассмотренных форм поперечного сечения, примеры на определение размеров которых мы уже решали.

Вертикальному стволу обычно придается круглая форма. Размеры сечения ствола определяют графическим способом исходя из размеров и расположения подъемных сосудов, расстрелов, проводников, зазоров между сосудами, между последними и крепью и других зазоров, предусмотренных ПБ, а также из размещения лестничного отделения, ставов различных труб и кабелей.

Принимаемый типоразмер подъемных сосудов должен соответствовать величине груза, который необходимо поднять из шахты за один раз.

Часовая производительность подъемной установки определяется по формуле

$$A_{\text{ч}} = \frac{K_p A}{N_t} \text{ т/ч,} \quad (\text{II.19})$$

где K_p — коэффициент резерва подъема, учитывающий возможность увеличения добычи по сравнению с проектной, а также неравномерность поступления грузов к стволу (в угольной промышленности $K_p = 1,5$ для последнего проектируемого горизонта, в рудной промышленности $K_p = 1,15 \div 1,25$);

A — годовая проектная мощность шахты;

N — число рабочих дней подъемной установки в году (при шести днях работы подъема в неделю по выдаче полезного ископаемого $N = 300$, при пяти днях $N = 260$);

t — число часов работы подъемной установки по выдаче полезного ископаемого в сутки (исходя из трехсменной работы $t = 15$ ч).

Масса одновременно поднимаемого полезного груза:
для угольных шахт

$$Q_y = \frac{4 \sqrt[4]{H} + \theta}{3600} A_{ч,т}; \quad (II.20)$$

для рудных шахт

$$Q_p = 0,0057 \sqrt[4]{H} A_{ч,т}, \quad (II.21)$$

где H — высота подъема; $H = h_{ст} + h_3 + h_{п}$, где $h_{ст}$ — глубина ствола от устья ствола до уровня подошвы околоствольного двора; h_3 — высота загрузки скипа у подземного бункера берется в пределах от 15 до 20 м; для клеток $h_3 = 0$; $h_{п}$ — высота приемной площадки, при скиповом подъеме берется в пределах от 20 до 32 м, при неопрокидных клетях от 6 до 12 м или $h_{п} = 0$, если приемная площадка устроена на уровне устья ствола; θ — пауза в секундах — время, затрачиваемое на загрузку и разгрузку подъемных сосудов.

Установлены следующие величины пауз: при емкости скипа до 5 м³ пауза 7 с, а при емкости больше 5 м³ число секунд паузы равно числу емкости скипа в куб. метрах. Одноэтажные клетки с вагонеткой емкостью: 1,3 м³ — пауза 12 с, 2,5—4 м³ — пауза 15 с, 5,6—8 м³ — пауза 18—20 с. Двухэтажные клетки: при тех же емкостях вагонеток пауза соответственно равна 30, 35 и 40 с при постоянном радиусе навивки и 45, 50 и 55 с при переменном радиусе навивки.

Пример 22. Определить диаметр ствола в свету при следующих исходных данных: годовая производственная мощность шахты $A = 1,2$ млн. т угля; высота подъема $H = 366$ м (при этом $h_{ст} = 323$ м, $h_3 = 17$ м и $h_{п} = 26$ м); число рабочих дней подъема в году $N = 300$; число часов работы подъема в сутки $t = 15$ ч; коэффициент резерва подъема $K_p = 1,5$. Крепь ствола — монолитный бетон, в стволе предусмотрено лестничное отделение. Шахта III категории по газу.

Решение. Часовая производительность подъемной установки по формуле (II.19)

$$A_{ч} = \frac{1,5 \cdot 1\,200\,000}{300 \cdot 15} = 400 \text{ т/ч.}$$

Масса одновременно поднимаемого полезного груза при одноканатном подъеме по формуле (II.20)

$$Q_y = \frac{4 \sqrt[4]{366} + 10}{3600} 400 = 9,61 \text{ т.}$$

Принимаем стандартный скип с секторным затвором емкостью 11 м³, что соответствует грузоподъемности 10 т угля. Размеры скипа в плане (см. приложение 8): длина $a = 2230$ мм, ширина $b = 1740$ мм,

минимальное расстояние между проводниками в свету $l_n = 1860$ мм, ширина скипа по роликам $c_p = 1980$ мм (рис. 13).

Устанавливаем по данным приложения 11 размеры оборудования ствола: расстрелы из двутавра № 27б с шириной полки $e = 124$ мм; проводники из железнодорожных рельсов типа Р38 высотой $h = 135$ мм; глубина врубki в полке двутавра под проводник $h_1 = 5$ мм. Лестницы деревянные шириной 600 мм. Для монтажа лестничного отделения, водоотливных труб и кабелей в сечении ствола выделяется площадь сегмента высотой в свету $c = 1,5$ м.

Зазор между выступающими частями скипов и крепью 150 мм, зазор между скипами и расстрелами, не несущими проводники, 50 мм. Выбираем сетку расстрелов из числа типовых (см. рис. 13).

При этих данных расстояние между осями расстрелов в скиповых отделениях

$$l = l_n + 2(h - h_1) + e = 1,86 + 2(0,135 - 0,05) + 0,124 = 2,244 \text{ м.}$$

Наносим в масштабе на план сетку расстрелов и размещаем скипы с соблюдением вышеуказанных зазоров. Затем в масштабе наносим на план высоту сегмента, служащего для монтажа лестничного отделения, водоотливных труб и кабелей. Вокруг размещенного в плане оборудования описываем окружность. Центр окружности ищем по точкам, отстоящим от выступающих частей оборудования на расстоянии не менее 150 мм. Согласно принятому масштабу диаметр ствола в свету $D' = 5,3$ м. Принимаем типовое сечение ствола диаметром в свету $D' = 5,5$ м.

Сечение ствола в свету

$$S_{св} = \frac{\pi D'^2}{4} = \frac{3,14 (5,5)^2}{4} = 23,75 \text{ м}^2.$$

Приняв толщину бетонной крепи $T = 300$ мм, находим сечение ствола в черне

$$S_{ч} = \frac{\pi (D' + 2T)^2}{4} = \frac{3,14 (5,5 + 2 \cdot 0,3)^2}{4} = 29,21 \text{ м}^2.$$

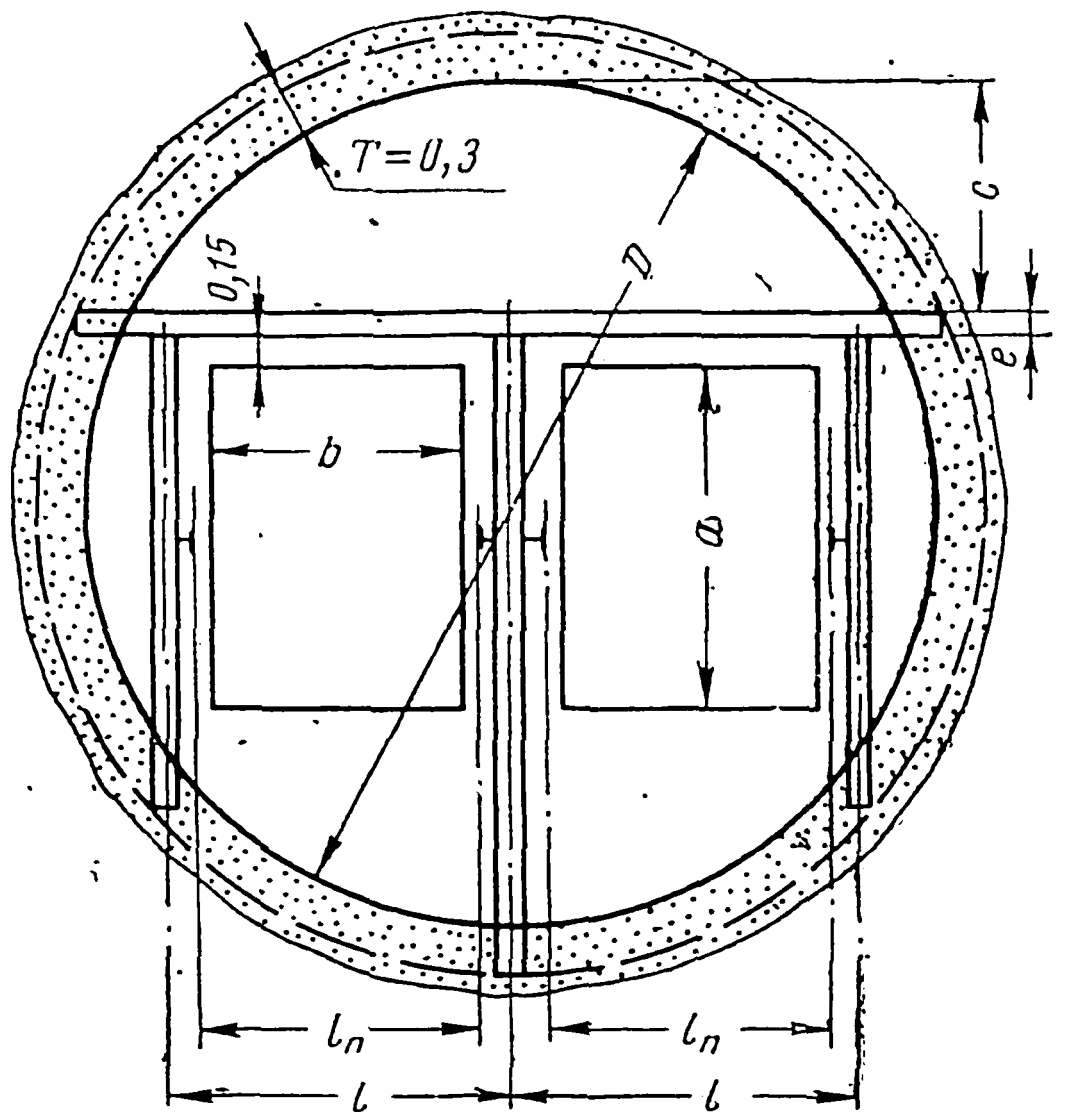


Рис. 13. Схема к определению поперечного сечения круглого ствола и к примеру 22

Исходные данные	Штрек		Квершлаг		Ствол		Бремс-берг	Ходок с механизированным подъемом людей
	№ 1		№ 2		скиповой	неопрокидные клетки		
	№ 1	№ 2	№ 1	№ 2				
Емкость вагонетки, м ³	3,3	3,3	3,3	3,3	—	3,3	—	На 15 человек
Число рельсовых путей и ширина колец, мм	2; 900	1; 900	2; 900	2; 900	—	—	—	1; 900
Категория шахты по газу	III	III	I	I	II	II	II	II
Тип электровоза	A10-2	A5-2	1K10-2	A10-1	—	—	—	—
Форма сечения выработки	С наклонным верхняком	Трапецевидная с горизонтальным верхняком	Трапецевидная с горизонтальным верхняком	Арочная	Круглая	Круглая	Трапецевидная	
Конструкция и материал крепи	Рама, верхняк — металлическая балка высотой 10 см, стойки ЖБ толщиной 20 см	Рама из круглого леса диаметром 20 см	Рама, верхняк — металлическая балка высотой 18 см, стойки ЖБ диаметром 20 см	АКП-3 (СВП-22)	Монолитный бетон толщиной 0,25 см	Монолитный бетон толщиной 0,25 см	Рама из круглого леса толщиной 20 см	
Габариты конвейерной установки, м:								
ширина	—	—	—	—	—	—	1,45	—
высота	—	—	—	—	—	—	1,0	—
Угол падения пласта, градус	8	65	—	—	—	—	15	15
Мощность пласта, м	1,2	0,9	—	—	—	—	1,2	1,2
Транспортируемая (поднимаемая) добыча по выработке в сутки, т	1500	1000	2500	1000	5000	3000	—	—
Глубина подъема, м	—	—	—	—	400	350	—	—

Примечание. Во всех случаях толщину затяжки принимать в пределах 0,03—0,05 м.

Проверяем сечение ствола на скорость движения воздушной струи по формуле

$$v = \frac{qKAz}{N60S_{св}\mu} = \frac{1,5 \cdot 1,5 \cdot 1\,200\,000 \cdot 1,45}{300 \cdot 60 \cdot 23,75 \cdot 0,85} = 10,78 \text{ м/с,}$$

где $q = 1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 т суточной добычи — норма воздуха для шахт III категории по газу;

μ — коэффициент армировки, берется в пределах от 0,75 до 1,0 (коэффициент $\mu = 1$ при отсутствии армировки).

Допустимая по ПБ скорость движения воздушной струи по стволу, служащему только для подъема и спуска грузов, $v_d = 12 \text{ м/с}$. Так как $v < v_d$ ($10,87 < 12$), то сечение ствола, определенное по условиям размещения подъемного оборудования, удовлетворяет также условиям вентиляции.

Задачи к § 3 по определению размеров поперечного сечения выработок в свету и вчерне. Основные исходные данные приведены в табл. 4.

§ 4. Разработка паспорта буровзрывного комплекса работ

Выемка пород с коэффициентом крепости пород $f \leq 4$ (по шкале проф. М. М. Протодьяконова) производится, как правило, проходческими и нарезными комбайнами и сбоечно-буровыми машинами. Сбоечно-буровая машина «Стрела-68» может пробурить выработку по породам крепостью до $f = 7$ диаметром до 1 м при угле наклона $30-85^\circ$. В настоящее время ведутся работы по созданию комбайнов для более крепких пород (пока проходят промышленные испытания проходческие комбайны типа ТОР-69 и «Ясиноватец-1» для пород крепостью до $f = 8$ при сечении выработки до $10,8 \text{ м}^2$). Выемка пород при $f > 4$ производится буровзрывным способом.

К разработке паспорта буровзрывных работ (ПБР) приступают тогда, когда известны: горно-геологические, гидрогеологические условия и физико-механические свойства пород, форма и размеры поперечного сечения и положение (в пространстве) выработки. При составлении ПБР решаются следующие вопросы.

Обоснование применяемого ВВ (взрывчатого вещества) и СВ (средств взрывания). Характеристика, область и условия применения некоторых ВВ и СВ приведены в табл. 5 и 6.

При проходке подземных выработок применяют ВВ только в патронированном виде (табл. 7).

Патроны большего или меньшего диаметра, длины и массы, чем приведенные в табл. 7, могут быть изготовлены по заказу промышленности.

В табл. 8 приведены начальный и конечный диаметры шпуров.

На угольных шахтах применяют электрическое взрывание, а на рудных шахтах, наряду с электрическим взрыванием, находят применение огневое и электроогневое взрывание, особенно при наличии

Таблица 5

Тип ВВ	Работоспособность, см ³	Бризантность, мм	Плотность, г/см ³	Коэффициент крепости пород f , для которых рекомендуется ВВ
--------	------------------------------------	------------------	------------------------------	---

Предохранительные ВВ для шахт, опасных по газу и пыли

ПЖВ-20	265—290	13—15	1—1,15	3—6
АП-4ЖВ	285—310	13—15	1—1,15	6—12
АП-5ЖВ	320—330	14—16	1—1,15	6—12

Непредохранительные ВВ для подземных работ, кроме шахт, опасных по газу и пыли

Аммониты № 6; 6ЖВ; В-3	360—380	14—16	1—1,15	8—12
Аммониты № 7; 7ЖВ	350—370	13—15	1—1,1	7—8
Скальные аммониты	450—480	22—27	1—1,1	10—20
Аммоналы	400—430	16—19	1—1,1	8—12
Динамит 62%-ный труднозамерзающий	380—420	15—20	1,4—1,45	15—20
Детониты	420—450	16—20	1—1,2	9—15

Примечания:

1. Все ВВ, приведенные в таблице, водостойчивы.
2. ПЖВ-20 применяется в забоях по углю и породе в шахтах всех категорий по газу и пыли.
3. АП-4ЖВ и АП-5ЖВ применяются в забоях только по породе в шахтах всех категорий по газу и пыли.
4. Прессованный скальный аммонит № 2 плотностью 1,5—1,6 г/см³ применяется в забоях по породе при $f=16 \div 25$.

Таблица 6

Тип электродетонатора	Действие	Интервал замедления	Число серий замедления	Область применения
ЭД-8с; ЭД-8-56с	Мгновенное	—	—	В шахтах всех категорий по газу и пыли
ЭД-8П-59; ЭД-9-60; ЭД-8-ПМ	»	—	—	То же
ЭДКЗ-25 (ЭДКЗ-1, 2, 3, 4, 5, 6); ЭДКЗ-15В (ЭД-3Н)	Короткозамедленное	25 и 15 мс	Соответственно 6 (25, 50, 75, 100, 150, 250 мс) и 30	»
ЭДКЗ-25П (ЭДКЗ-ПМ-25); ЭДКЗ-15П (ЭДКЗ-ПМ-15)	То же	25 и 15 мс	Соответственно 4 и 8 мс	»
ЭДКЗ-7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15	Замедленное	0,25—2 с	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10,0 с	В негазовых шахтах

Примечание. Все типы электродетонаторов имеют одинаковые показатели: сопротивление 2—4,2 Ом (кроме ЭД-8с, у которого сопротивление 1,6—3,6 Ом), безотказный воспламеняющий ток 1,0 А и безопасный воспламеняющий ток 0,18 А.

Таблица 7

Взрывчатые вещества	Масса патрона, г	Длина патрона, см, при диаметре, мм				
		32	36	40	45	
Предохранительные	200	23—25	18—19	15—16	12—13	
	250	29—30	23—24	19—20	15—16	
	300	35—36	28—29	22—23	17—18	
Непредохранительные: порошкообразные	200	22—23	17—18	14—15	11—12	
	250	28—29	22—23	18—19	14—15	
	300	34—35	26—27	21—22	16—17	
	прессованные	250	20—21	16—17	13—14	10—11
		400	33—34	26—27	21—22	16—17
Динамит 62%-ный труднозамерзающий	550	—	—	—	24	

Таблица 8

Диаметр патронов ВВ, мм	Диаметр коронок (резцов), мм, при способе бурения шпуров	
	вращательном	ударном и вращательно-ударном
32	39/37	40/38
36	43/41	44/42
40	47/45	48/46
45	52/50	53/51

Примечание. В числителе приведен начальный диаметр, а в знаменателе—конечный диаметр.

сильных блуждающих токов. При огневом взрывании используют детонаторы гремучертуттетриловые № 8М, 8УТМ и азидотетриловые № 8А и 8Б, а также огнепроводный шнур пластикатный ОШП (подводное взрывание), двойной асфальтированный ОШДА (мокрые забои) и ОША (сухие забои). При электроогневом взрывании используют электровоспламенители, электрозажигательные патрончики в сочетании с огнепроводным шнуром и капсулями-детонаторами.

Расчет зарядов ВВ. Ориентировочную величину удельного расхода ВВ (труднозамерзающего 62%-ного динамита) в патронах диаметром 32 мм при одной обнаженной плоскости берут из табл. 9 или определяют по одной из приведенных ниже эмпирических формул. В конечном счете эта величина обязательно уточняется путем опытных взрывов в данном забое.

Для установления удельных расходов другого ВВ в патронах диаметром 32 мм следует удельные расходы, принимаемые по табл. 9,

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Удельный расход ВВ, кг/м ³ , при сечении в проходке, м ²							
	горизонтальных и наклонных выработок				вертикальных стволов			
	4—6	7—9	10—12	13—16	21—30	31—40	41—50	51 и более
18—20	2,12	2,06	1,99	1,92	2,8	2,6	2,4	2,3
13—15	1,79	1,71	1,65	1,59	2,35	2,15	1,95	1,9
8—10	1,45	1,37	1,30	1,23	1,9	1,7	1,5	1,4
5—6	1,1	1,03	0,99	0,95	1,45	1,33	1,23	1,2
3—4	0,86	0,82	0,79	0,76	1,15	1,03	0,98	0,95
2—1,5	0,66	0,62	0,58	0,55	0,8	0,68	0,58	0,55

умножить на коэффициент, равный $\frac{400}{p}$, где p — работоспособность определяемого ВВ. Если удельный расход ВВ берется в патронах большего, чем 32 мм, диаметра, надо дополнительно умножить на коэффициент: 0,94 при диаметре 36 мм; 0,88 при диаметре 40 мм; 0,8 при диаметре 45 мм. При двух плоскостях обнажения необходимо применять также коэффициент 0,6—0,72.

Удельный расход ВВ можно определить по видоизмененной формуле проф. М. М. Протодьяконова

$$q = 0,5e \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 c_{п.о} \text{ кг/м}^3, \quad (\text{II.22})$$

где $e = \frac{525}{p}$ — коэффициент работоспособности ВВ, где p — работоспособность применяемого ВВ, см³ (берется из табл. 5);

S — площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²;

$c_{п.о}$ — коэффициент, учитывающий количество плоскостей обнажения (при одной $c_{п.о} = 1$, при двух $c_{п.о} = 0,6 \div 0,72$).

Удельный расход ВВ может быть установлен также по формуле проф. Н. М. Покровского

$$q = 0,1fbv_3e \text{ кг/м}^3, \quad (\text{II.23})$$

где b — коэффициент структуры породы (приведен ниже);

v_3 — коэффициент зажима взрываеваемой породы (при двух плоскостях обнажения $v_3 = 1,2 \div 1,5$; при одной $v_3 = \frac{6,5}{\sqrt{S}}$;

для забоев вертикальных стволов $v_3 = \frac{12,1}{\sqrt{S}}$);

$$e = \frac{400}{p}.$$

Характеристика пород

	b
Вязкие, упругие породы, пористые породы	2,0
Дислоцированное, неправильное залегание с мелкой трещиноватостью	1,4
Сланцевые залегания с меняющейся крепостью пород; напластование, перпендикулярное направлению шпура . . .	1,3
Массивно-хрупкие породы	1,1
Мелкослоистые, но плотные породы, утечки газов нет . . .	0,8

Определение числа шпуров. Для установления числа шпуров на забой могут быть использованы следующие формулы:

$$N = \frac{qS\eta l_{\text{п}}}{k_3 q_{\text{п}}}; \quad (\text{II.24})$$

если шпур заряжается не патронами, а порошком ВВ, то формула будет иметь вид

$$N = 1,27 \frac{qS\eta}{d_{\text{шп}}^2 \Delta_{\text{ВВ}} k_3}; \quad (\text{II.25})$$

по М. М. Протодьяконову

$$N = S \frac{380}{p} \cdot \frac{0,001}{a_{\text{п}}^2} \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 c_{\text{п.о.}}, \quad (\text{II.26})$$

- где η — коэффициент использования глубины шпура (к. и. ш.), принимаемый при подсчете количества ВВ на заходку (цикл), а также при наличии двух обнаженных плоскостей и других благоприятных условий равным 1; обычно значение коэффициента берется в пределах 0,88—0,92;
- $l_{\text{п}}$ и $q_{\text{п}}$ — длина и масса патрона ВВ, применяемого для заряжания шпуров, см и г (берется из табл. 7);
- k_3 — коэффициент заполнения шпура (к. з. ш.), представляющий собой отношение длины заряда к длине шпура; в шахтах, опасных по газу и пыли в забоях по породе, $k_3 \leq 0,7 \div 0,72$; в забоях вертикальных стволов $k_3 \leq 0,75 \div 0,9$. Забойка при этом должна плотно заполнить всю оставшуюся часть шпура;
- $d_{\text{шп}}$ — диаметр шпура, м (берется по данным табл. 8);
- $\Delta_{\text{ВВ}}$ — плотность порошка ВВ (в шпуре), кг/м³; достаточно высокая плотность достигается путем осторожного уплотнения порошка в шпуре, желательно не менее 1000—1150 кг/м³;
- $d_{\text{п}}$ — диаметр патрона ВВ, применяемого для заряжания, м.
- Остальные обозначения прежние.

Установление глубины шпура. Глубина шпура есть проекция длины шпура на ось выработки, т. е.

$$l = l_{\text{ш}} \sin \alpha_{\text{ш}},$$

откуда $l_{\text{ш}} = l : \sin \alpha_{\text{ш}}$.

(II.27)

Длина заходки (подвигание забоя за цикл)

$$l_{ц} = l_{ш} \sin \alpha_{ш} \eta, \quad (II.28)$$

где $l_{ш}$ — длина шпура — расстояние, измеряемое по его оси от устья до забоя шпура, м;

$\alpha_{ш}$ — угол наклона шпура к плоскости забоя.

При врубах с наклонными шпурами $\alpha_{ш} = 70 \div 80^\circ$, у отбойных шпуров $\alpha_{ш} = 86 \div 87^\circ$, у вспомогательных — $\alpha_{ш} \approx 90^\circ$. При указанных значениях $\alpha_{ш}$ разница между длиной шпура $l_{ш}$ и ее проекцией на продольную ось выработки l (которую принято называть глубиной шпура) очень мала. Глубина врубовых шпуров независимо от величины α на 0,1—0,2 м длиннее остальных.

При наличии двух и более обнаженных плоскостей все шпуры по глубине практически одинаковы. Глубина шпуров, принятая по той или иной рекомендации, уточняется в результате опытных взрывов в данном забое.

Укажем на следующие две из таких рекомендаций.

1. При заданной (принятой) продолжительности цикла глубину шпуров рекомендуется определять по формуле

$$l = \frac{T_{ц} - B}{\frac{N}{m_б H_б \sin \alpha_{ш}} + \frac{\varphi_1 S \eta}{m_{п} H_{п}} + \frac{\varphi_2 \eta}{L m_{к} H_{кр}}} \text{ м}, \quad (II.29)$$

где $T_{ц}$ — принятая продолжительность цикла; обычно рекомендуется принимать такую продолжительность цикла, при которой число циклов в сутки было бы целым числом;

B — общее время, идущее на зарядание, взрывание и проветривание забоя; оно определяется по формуле

$$B = \frac{N t_з}{n_з} + t_{пр},$$

где $t_з$ — время на зарядание одного шпура (0,033—0,083 ч);

$n_з$ — число рабочих, занятых на зарядании шпуров (имеющих единую книжку мастера-взрывника);

$t_{пр}$ — время для проветривания забоя после взрывания шпуров (по ПБ не более 0,5 ч);

$m_б$ и $m_{п}$ — число одновременно работающих машин соответственно бурильных и погрузочных или число рабочих, занятых соответственно на бурении и погрузке;

$m_{к}$ — число крепильщиков;

L — расстояние между рамами крепи, м;

$H_б, H_{п}, H_{кр}$ — нормы выработки за час соответственно по бурению (м), погрузке (м³ в целике), креплению (число рам или арок). Эти нормы берут из действующих сборников норм выработки на горные работы и реже рассчитывают на основании практических данных;

φ_1 и φ_2 — коэффициенты, учитывающие совмещение операций во времени — соответственно погрузки с бурением и крепления с бурением и погрузкой. Обычно $\varphi_1 = 1$. Что касается значений φ_2 , то благодаря научной организации труда (НОТ) проходчиков и применению современной механизации процесса установки крепи (временной и постоянной) добиваются полного совмещения (во времени) крепления с бурением и погрузкой, и тогда $\varphi_2 = 0$. Вспомогательные операции, как правило, совмещаются с основными.

Остальные обозначения прежние.

2. Глубину шпуров в зависимости от крепости пород и площади забоя в проходке с одной обнаженной плоскостью при врубе с наклонными шпурами обычно рекомендуется ориентировочно принимать по данным табл. 10.

Таблица 10

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Глубина шпуров, м, для выработок сечением, м ²			
	горизонтальных и наклонных		вертикальных стволов	
	6—12	13—16	25—35	36—65
3—6	2—2,5	2,5—3	3—3,5	3,5—4
Более 6	1,5—2	2—2,5	2,5—3	3—3,5

Министерство угольной промышленности СССР рекомендует для основных горизонтальных и наклонных выработок, проводимых буровзрывным способом, принимать величину подвигания забоя за цикл по группам забоев в следующих пределах:

Группа забоев	K_n	$l_{ц}$, м
I	$> 0,8$	2—2,5
II	0,5—0,8	2,5—3
III	0,2—0,5	2,5—3
IV	$< 0,2$	3—3,5

Здесь $K_n = \frac{S_2}{S}$ — коэффициент подрывки породы; S_2 — площадь забоя по породе, м²; S — общая площадь забоя, м². Для забоев, проводимых только по породе, $K_n = 1$, для забоев только по углю $K_n = 0$.

Для забоев IV группы с коэффициентом крепости пород присечки $f = 4$ буровзрывной способ, как правило, не рекомендуется, так как в этих забоях более эффективно применение проходческих комбайнов. Но иногда по ряду причин буровзрывной способ и здесь находит применение.

Число циклов в смену или в сутки и их продолжительность целесообразно определять исходя из принятой (по той или иной рекомендации) величины подвигания забоя за цикл.

Таким образом, при известной (принятой по той или иной рекомендации) рациональной глубине шпуров (величине подвигания забоя за цикл) необходимая продолжительность цикла может быть определена по формуле

$$T_{ц} = l \left(\frac{N}{m_{\sigma} H_{\sigma} \sin \alpha_{ш}} + \frac{\varphi_1 \eta S}{m_{п} H_{п}} + \frac{\varphi_2 \eta}{L m_{к} H_{кр}} \right) + B, \quad (\text{II.30})$$

где все обозначения прежние.

Расположение шпуров. Соотношение между числом врубовых (с наклонными шпурами) $N_{вр}$, вспомогательных $N_{вс}$ и отбойных $N_{от}$ шпуров принято писать в виде $N_{вр} : N_{вс} : N_{от} = 1 : b : v$, которое читается так: на один врубовый шпур приходится b вспомогательных и v отбойных шпуров. На практике встречаются соотношения $1 : 0,5 : 2$; $1 : 1,5 : 2$ и др. Окончательное соотношение в каждом конкретном случае устанавливается в результате опытных взрывов.

Обозначив сумму через $m = 1 + b + v$, находим формулу для определения числа шпуров в каждой группе:

$$N_{вр} = \frac{N \cdot 1}{m}; \quad N_{вс} = \frac{N b}{m} \quad \text{и} \quad N_{от} = \frac{N v}{m}. \quad (\text{II.31})$$

Расстояние от устья отбойных (окоцуривающих) шпуров до стенки выработки обычно составляет $0,1—0,25$ м, но оно также может быть ориентировочно определено по формуле

$$a_{от} = l_{ш. от} \cos \alpha_{ш} \text{ м.} \quad (\text{II.32})$$

Промежуток между устьями отбойных шпуров, расположенных на расстоянии $a_{от}$ от стенок выработки некруглой формы, ориентировочно определяют по формуле

$$a_{п} = \frac{P}{N_{от}} = \frac{4,16 \sqrt{S}}{N_{от}} \approx \frac{4 \sqrt{S}}{N_{от}} \text{ м.} \quad (\text{II.33})$$

Ориентировочное расстояние между устьем врубовых шпуров и осью выработки находят по формуле

$$a_{вр} = l_{ш. вр} \cos \alpha_{ш} + \frac{b}{2} \text{ м,} \quad (\text{II.34})$$

где $P = 4,16 \sqrt{S}$ — периметр выработки в проходке, м;

$l_{ш. от}$, $l_{ш. вр}$ — длина шпуров соответственно отбойных и врубовых;

b — расстояние между забоями врубовых шпуров, берется в пределах $0,1—0,4$ м;

$\alpha_{ш}$ — угол наклона шпуров, град.

Расстояние между устьями остальных шпуров часто берется в пределах $0,35—0,7$ м, а реже больше или меньше. Место заложения шпуров в каждом конкретном случае определяют графически

(на схеме). В забое стволов круглого сечения шпуры располагают по концентрическим окружностям. Тип вруба, как правило, воронкообразный, и врубовые шпуры располагают на первой от центра окружности, радиусом примерно

$$r_{вр} = (0,3 \div 0,4) R \text{ м}, \quad (\text{II.35})$$

где R — радиус ствола в проходке, м.

Радиус окружности оконтуривающих шпуров

$$r_1 = R - c \text{ м}, \quad (\text{II.36})$$

где c — расстояние между окружностью оконтуривающих шпуров и стенкой ствола ($c = 0,15 \div 0,25$ м).

Число окружностей, расположенных в промежутке между окружностями оконтуривающих и врубовых шпуров,

$$n_{пр} = \frac{R - (r_{вр} + c)}{\Delta_p} - 1, \quad (\text{II.37})$$

где Δ_p — расстояние между окружностями (при диаметре патрона ВВ 45 мм и более берется в пределах 1,0—1,3 м).

Радиус первой промежуточной окружности (расположенной после окружности оконтуривающих шпуров)

$$r_2 = r_1 - \Delta_p.$$

Аналогично радиус второй промежуточной окружности $r_3 = r_2 - \Delta_p$, радиус третьей промежуточной окружности $r_4 = r_3 - \Delta_p$ и т. д.

Расстояние между шпурами по окружности

$$a = \frac{2\pi (r_1 + r_2 + \dots + r_{вр})}{N}. \quad (\text{II.38})$$

Число шпуров по каждой окружности соответственно

$$N_1 = \frac{2\pi r_1}{a}; \quad N_2 = \frac{2\pi r_2}{a}; \quad \dots; \quad N_{вр} = \frac{2\pi r_{вр}}{a}. \quad (\text{II.39})$$

Определение расхода ВВ на заходку (цикл). Этот расход определяется по формуле

$$Q = qSl_{ц} = qSl\eta \text{ кг}. \quad (\text{II.40})$$

Масса заряда в среднем на один шпур

$$q_{ш} = Q : N \text{ кг}. \quad (\text{II.41})$$

Масса шпурового заряда по группам шпуров не одинакова и ориентировочно составляет

$$q_{вр} = (1,1 \div 1,2) q_{ш}; \quad q_{вс} \approx q_{ш}; \quad q_{от} = (0,9 \div 0,95) q_{ш}, \quad (\text{II.42})$$

где $q_{вр}$, $q_{вс}$, $q_{от}$ — масса шпурового заряда соответственно врубовых, вспомогательных и отбойных шпуров, кг.

В каждый шпур помещают, как правило, целое число патронов, хотя возможны заряды с полупатроном.

Число патронов на один шпур:

$$n'_п = \frac{q_{вр}}{q_п}; \quad n''_п = \frac{q_{вс}}{q_п}; \quad n'''_п = \frac{q_{от}}{q_п}. \quad (II.43)$$

При этом целое число патронов достигается округлением величины $q_{вр}$, $q_{вс}$ и $q_{от}$ до числа, кратного массе патрона ВВ.

В связи с возможным упомянутым округлением величин $q_{вр}$, $q_{вс}$ и $q_{от}$ может измениться величина Q , найденная по формуле (II.40), а поэтому окончательный фактический расход ВВ на цикл (заходку) следует определять по формуле

$$Q_ф = q_п (n'_п N_{вр} + n''_п N_{вс} + n'''_п N_{от}) + (0,25 \div 0,35) q, \quad (II.44)$$

где $(0,25 \div 0,35) q$ — слагаемое, учитывающее расход ВВ на проведение водосточной канавки, q — удельный расход ВВ на 1 м³ породы в массиве.

Длина забойки шпуров

$$l_{зб} = l_{ш} - (0,95 \div 1) n_п l_п \text{ м.} \quad (II.45)$$

Здесь $l_{ш}$ и $n_п$ — соответственно длина шпуров и число патронов той группы шпуров, длина забойки которой определяется в каждом конкретном случае.

Выбор схемы соединения электродетонаторов. В паспорте буровзрывных работ должен быть указан способ соединения электродетонаторов. Выбор его производится на основании расчета величины тока, поступающего в каждый электродетонатор:

при последовательном соединении

$$\left. \begin{aligned} I = i = \frac{E}{R + nr} \quad \text{и} \quad i = I \geq i_0; \\ \text{при параллельном соединении} \\ I = \frac{E}{R + \frac{r}{n}} \quad \text{и} \quad i = \frac{I}{n} \geq i_0, \end{aligned} \right\} \quad (II.46)$$

где I — величина тока в электровзрывной сети, А;

E — напряжение источника тока, В;

r — расчетное сопротивление одного электродетонатора, Ом ($r = 2$ Ом для константановых мостиков накаливания и $r = 4,2$ Ом для нихромовых);

n — число электродетонаторов в цепи или группе, обычно $n = N$ (число шпуров);

i — ток, поступающий в каждый электродетонатор, А;

i_0 — минимальная величина тока на один электродетонатор, необходимая для безотказного взрывания, А ($i_0 \geq 2,5$ А при источнике переменного тока и $i_0 \geq 2$ А при источнике постоянного тока);

R — сопротивление всех проводов, Ом;

$$R = \rho \frac{l}{S_{\text{пр}}} \text{ Ом}, \quad (\text{II.47})$$

где ρ — удельное сопротивление материала провода (для меди 0,0175, для алюминия 0,0286, для железа 0,1324);

l — длина провода, м;

$S_{\text{пр}}$ — сечение провода (магистрального не менее 0,75 мм²).

Как известно, последовательное соединение проще и при небольшом числе шпуров в забое находит широкое применение. В стволах большого сечения обычным является параллельное соединение электродетонаторов. Смешанное соединение в этих условиях почти не встречается.

Режим работы при проведении горных выработок. Режим работы подготовительных забоев в соответствии с рекомендацией МУП СССР во всех случаях принят одинаковым: прерывная рабочая неделя с двумя общевыходными днями, три семичасовые рабочие смены в сутки и трехчасовой перерыв для профилактического осмотра и ремонта оборудования, а иногда (в случае необходимости) этот перерыв может быть использован (частично или полностью) также для настилки постоянного пути, переноски плит-разминок, съездов, доставки в забой элементов крепи, рельсов, шпал, рештакбов, цепей и других материалов, запасных частей и оборудования. Число рабочих дней в месяце 21,7, но при расчете месячной скорости проведения выработки принят 21. При этих условиях число рабочих дней в году 260. Нормы выработки, рассчитанные при продолжительности рабочей смены 6 ч, следует умножить на поправочный коэффициент, определяемый отношением $T_c : 6$, где T_c — установленная продолжительность рабочей смены в часах. При семичасовой рабочей смене этот коэффициент равен $7 : 6 = 1,17$.

Коэффициент перевыполнения нормы выработки K_n , на который умножается последняя, рекомендуется принимать в пределах $1 < K_n < 1,3$. Вместо нормы выработки можно принять фактически достигнутую производительность труда в соответствующих горно-геологических и организационно-технических условиях.

Пример 23. Составить паспорт буровзрывных работ на проведение двухпутевой горизонтальной откаточной выработки по породе со средним коэффициентом крепости $f = 7$ при следующих условиях: шахта II категории по метану; пересекаемые породы практически сухие; сечение сводчатое с площадью в свету 12,1 м² и периметром 13,5 м; размеры в проходке: площадь забоя $S = 15,5$ м², высота от подошвы до вершины свода 3,62 м, ширина понизу 5,12 м; крепь АКП-3 из профиля СВП-27 с частичной затяжкой; расстояние между осями соседних арок $L = 0,75$ м; откатка аккумуляторными электровозами типа А14-2-900.

Решение. 1. Принимаем следующее проходческое оборудование: погрузочная машина ПНБ-3м; подвесной ленточный конвейер — перегружатель, под который подается состав из вагонеток

УВГ-2,5, состав рассчитан на прием всей породы цикла; маневровая тележка МТ-1; вентилятор СВМ-6; трубы вентиляционные диаметром 600 мм; навесное бурильное оборудование 4КНБ с четырьмя бурильными машинами.

2. В качестве ВВ (учитывая, что шахта относится ко II категории по метану) выбираем аммонит АП-5ЖВ; электродетонаторы ЭД-8-Э и ЭДКЭ; конструкция заряда колонковая.

3. Удельный расход ВВ находим по формуле (II.22)

$$q = 0,5 \cdot \frac{525}{320} \left(\sqrt{0,2 \cdot 7} + \frac{1}{\sqrt{15,5}} \right)^2 \cdot 1 = 1,72 \text{ кг/м}^3.$$

4. Определяем число шпуров по формуле (II.24)

$$N = \frac{1,72 \cdot 15,5 \cdot 0,9 \cdot 0,28}{0,7 \cdot 0,3} = 36.$$

5. Из расчета 4 цикла в сутки продолжительность цикла будет равна $T_{\text{ц}} = 21 : 4 = 5,25$ ч. Норма выработки за час с учетом коэффициентов перехода на семичасовую рабочую смену, перевыполнения нормы выработки и других поправочных коэффициентов, предусмотренных в сборниках типовых норм выработки (ТНВ), составляет: по бурению $H_{\text{б}} = 11,5$ м, по погрузке породы на конвейер (перегрузочная) $H_{\text{п}} = 8 \text{ м}^3$ (в массиве), по креплению $H_{\text{к}} = 0,386$ рам. Так как с навесного бурильного оборудования одновременно работают 4 сверла, то $m_{\text{б}} = 4$. Число рабочих, занятых на погрузке породы, $m_{\text{п}} = 2$. В связи с тяжелой конструкцией металлической крепи (СВП-27) и большим сечением выработки на такое крепление обычно посылают более 5 человек. Число рабочих, занятых на креплении, $m_{\text{к}} = 4$ чел. Коэффициент совмещения $\varphi_1 = 1$; $\varphi_2 = 0,43$, к. и. ш. $\eta = 0,9$; время заряжания шпура $t_{\text{зр}} = 0,067$ ч; на зарядании шпуров занято одновременно 6 человек, имеющих единую книжку мастера-взрывника. Время на проветривание забоя после взрыва $t_{\text{п}} = 0,4$ ч.

Подставляя эти данные в формулу (II.29), находим глубину шпуров

$$l = \frac{5,25 - \left(\frac{36 \cdot 0,067}{6} + 0,4 \right)}{\frac{36}{4 \cdot 11,5 \cdot \sin 85^\circ} + \frac{1 \cdot 15,5 \cdot 0,9}{2,8} + \frac{0,43 \cdot 0,9}{0,75 \cdot 4 \cdot 0,386}} = 2,24 \text{ м.}$$

Длина шпуров по формуле (II.27):

врубных (угол наклона шпуров $\alpha_{\text{ш}} = 75^\circ$, длина врубных шпуров должна быть больше других на 0,18 м)

$$l_{\text{ш. вр}} = \frac{2,24}{\sin 75^\circ} + 0,18 = 2,55 \text{ м;}$$

отбойных (оконтуривающих) при угле наклона шпуров $\alpha_{\text{ш}} = 85^\circ$

$$l_{\text{ш. от}} = \frac{2,24}{\sin 85^\circ} = 2,27 \text{ м;}$$

вспомогательных при угле наклона шпуров почти $\alpha_{ш} = 90^\circ$
 $l_{ш.вс} = 2,25$ м.

6. Принимаем вертикальный клиновой вруб. Учитывая большую площадь забоя для распределения общего количества шпуров по группам, выбираем следующее соотношение: $N_{вр} : N_{вс} : N_{от} = 1 : 1,5 : 2$. Исходя из принятого соотношения определяем число шпуров в каждой группе по формуле (II.31):

$$N_{вр} = \frac{36 \cdot 1}{1 + 1,5 + 2} = 8 \text{ шпуров}; \quad N_{вс} = \frac{36 \cdot 1,5}{1 + 1,5 + 2} = 12 \text{ шпуров};$$

$$N_{от} = \frac{36 \cdot 2}{1 + 1,2 + 2} = 16 \text{ шпуров.}$$

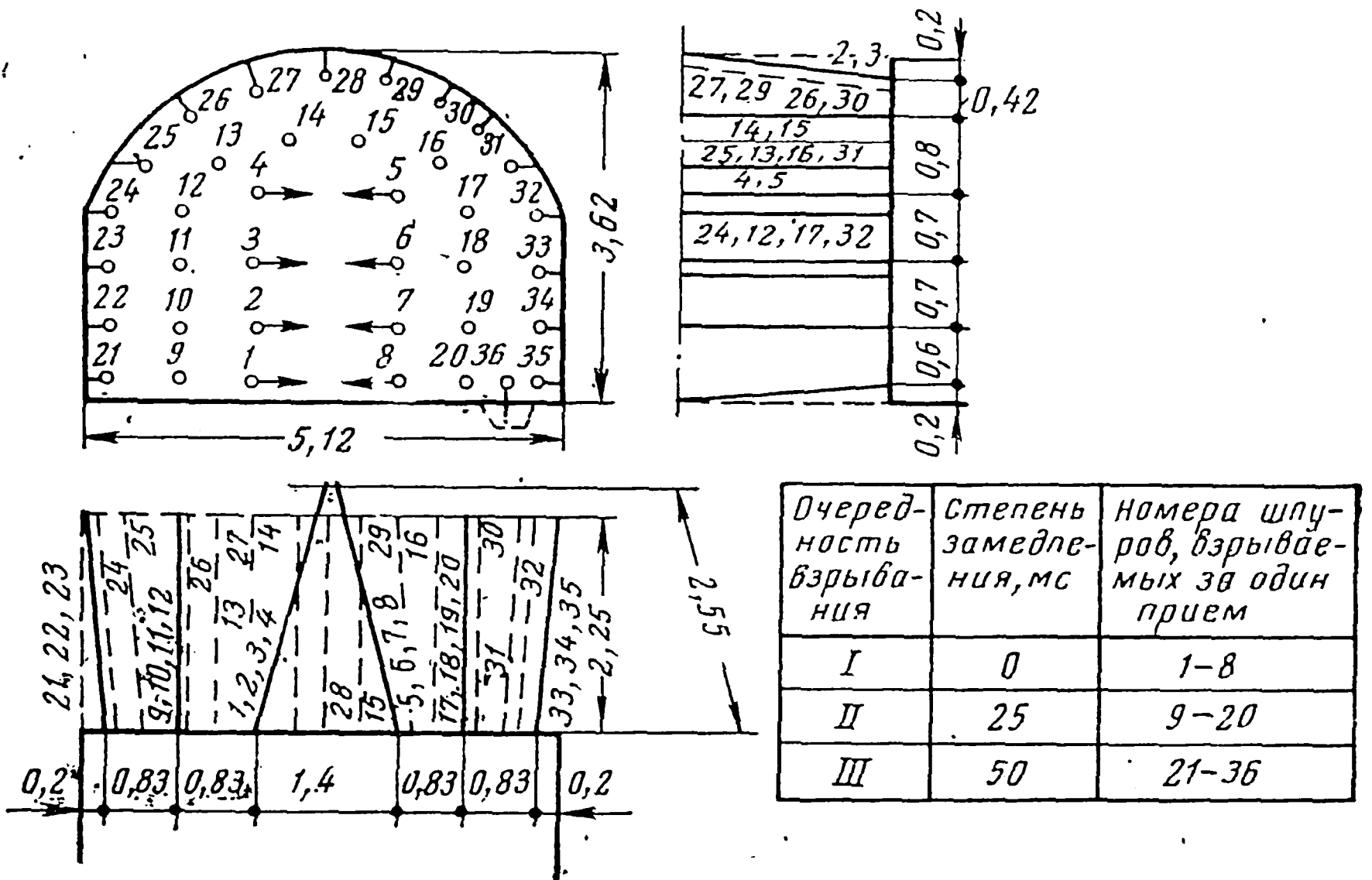


Рис. 14. Схема расположения шпуров и очередность взрывания (к примеру 23)

Расстояние от стенки выработки до устья оконтуривающих шпуров по формуле (II.32)

$$a_{от} = 2,27 \cdot \cos 85^\circ = 0,2 \text{ м.}$$

Расстояние от устья врубовых шпуров до оси выработки при расстоянии между забоями этих шпуров 0,14 м по формуле (II.34)

$$a_{вр} = 2,5 \cdot \cos 75^\circ + \frac{0,14}{2} = 0,7 \text{ м.}$$

Схема расположения шпуров по забою показана на рис. 14.

7. Расход ВВ на заходку (цикл) по формуле (II.40)

$$Q = 1,72 \cdot 15,5 \cdot 2,24 \cdot 1 = 60 \text{ кг.}$$

Масса заряда в среднем на шпур по формуле (II.41)

$$q_{ш} = 60 : 36 = 1,653 \text{ кг.}$$

Масса заряда ВВ в шпуре по формуле (II.42): врубовом $q_{вр} = 1,2 \times \times 1,653 = 2 \text{ кг}$; вспомогательном $q_{вс} = 1,653 \text{ кг}$; оконтуривающем $q_{от} = 0,91 \cdot 1,653 = 1,5 \text{ кг}$.

Число патронов ВВ диаметром 36 мм и массой 0,3 кг на один шпур по формуле (II.43): врубовый $n'_п = 2 : 0,3 = 6,66$, исходя из условия целого числа патронов, принимаем 7; вспомогательный $n''_п = = 1,653 : 0,3 = 5,55$, принимаем 6; оконтуривающий $n'''_п = = 1,5 : 0,3 = 5$.

Фактический расход ВВ на цикл по формуле (II.44)

$$Q_{ф} = 0,3 (7 \cdot 8 + 6 \cdot 12 + 5 \cdot 16) + 0,35 \cdot 1,72 = 63 \text{ кг.}$$

Длина забойки шпуров по формуле (II.45):

$$\text{врубовых } l_{зб. вр} = 2,5 - 0,95 \cdot 7 \cdot 0,28 = 0,7 \text{ м;}$$

$$\text{вспомогательных } l_{зб. вс} = 2,25 - 0,95 \cdot 6 \cdot 0,28 = 0,65 \text{ м;}$$

$$\text{оконтуривающих } l_{зб. от} = 2,27 - 0,95 \cdot 5 \cdot 0,28 = 0,92 \text{ м.}$$

Таким образом, коэффициент заполнения шпуров находится в пределах 0,6—0,72, что удовлетворяет требованиям Единых правил безопасности при взрывных работах (ЕПБ).

8. Устанавливаем рекомендуемый способ соединения электродетонаторов. Принимаем взрывную машинку ПИВ-100м. Находим величину тока при последовательном соединении по формуле (II.46)

$$I = i = \frac{600}{4,67 + 4,2 \cdot 36} = 3,86 \text{ А,}$$

так как $i > 2,5 \text{ А}$, то рекомендуется последовательное соединение.

$$\text{Здесь } R = \frac{0,0175 \cdot 200}{0,75} = 4,67 \text{ Ом.}$$

Очередность взрывания шпуров показана на рис. 14.

9. Далее вычисляем следующие показатели буровзрывных работ: подвигание забоя за цикл по формуле (II.28) $l_{ц} = 2,24 \cdot 0,9 = = 2 \text{ м}$; объем взорванной породы в массиве $V = Sl_{ц} = 15,5 \cdot 2 = = 31 \text{ м}^3$; расход ВВ на 1 м длины выработки $Q : l_{ц} = 63 : 2 = = 31,5 \text{ кг}$; фактический удельный расход ВВ на 1 м³ породы в массиве $63 : 31 = 2,03 \text{ кг}$.

Показатели буровзрывных работ (к примеру 23) следующие:

Число шпуров, взрывааемых за цикл, шт.	36
Глубина шпуров, м	2,24
Тип ВВ	Аммонит АП-5ЖВ
Фактический расход ВВ на цикл, кг	63
Фактический удельный расход ВВ на 1 м ³ породы в массиве, кг	2,03
Тип СВ	Электродетонаторы ЭД-8-Э и ЭДКЗ
Расход СВ на цикл, шт.	36

Пример 24. Составить паспорт буровзрывных работ на проведение вертикального ствола при следующих условиях: диаметр ствола в свету 7 м, в проходке 8 м; коэффициент крепости пород $f = 8$; приток воды 5 м³/ч.

Решение. 1. Применяется следующее проходческое оборудование: бурильная установка БУКС-1м с четырьмя одновременно работающими бурильными молотками; погрузочный комплекс 2КС-2У/40, состоящий из двухгрейферной породопогрузочной машины емкостью каждого грейфера 0,65 м³; оборудование для самопрокидывающихся бадей БПС-3-6,5; оборудование для возведения постоянной крепи; электрооборудование связи, сигнализации, блокировки и освещения; оборудование водоотлива, проходческого полка; оборудование поверхности. Продолжительность рабочей смены 7 ч. Число циклов в сутки 2, продолжительность каждого цикла 10,5 ч. Бурение и погрузка породы во времени не совмещаются. В качестве ВВ принят скальный аммонит $p = 450$ см³.

2. Площадь забоя ствола в проходке

$$S = \frac{\pi D^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 8^2}{4} = 50 \text{ м}^2.$$

3. Удельный расход ВВ по формуле (II.23)

$$q = 0,1 \cdot 8 \cdot 1,1 \cdot 1,76 \cdot 0,89 = 1,38 \text{ кг/м}^3.$$

4. Число шпуров по формуле (II.26)

$$N = 50 \frac{380}{450} \cdot \frac{0,001}{0,002} \left(\sqrt{0,2 \cdot 8} + \frac{1}{50} \right)^2 = 42.$$

5. Время на зарядание одного шпура 0,06 ч, на этом процессе занято шесть проходчиков, имеющих единую книжку мастера-взрывника; на проветривание забоя после взрыва отводится 0,4 ч. Число одновременно работающих бурильных молотков 4; одновременно работают два грейфера; каждый грейфер обслуживают два проходчика. Норма выработки за час с учетом поправочных коэффициентов, связанных с переходом на семичасовую смену, и перевыполнения нормы выработки составляет: по бурению 13,25 м, по погрузке 3,61 м³ (в массиве).

Подставив эти данные в формулу (II.29), получим глубину шпура

$$l = \frac{10,5 - \left(\frac{42 \cdot 0,06}{6} + 0,4 \right)}{\frac{42}{4 \cdot 13,25} + \frac{0,9 \cdot 50}{2,2 \cdot 3,61}} = 2,47 \text{ м.}$$

Длину шпуров определим по формуле (II.27):

$$\text{врубовых } l_{\text{ш. вр}} = \frac{2,47}{\sin 75^\circ} + 0,14 = 2,7 \text{ м;}$$

$$\text{вспомогательных } l_{\text{ш. вс}} = \frac{2,47}{\sin 80^\circ} = 2,51 \text{ м;}$$

$$\text{оконтуривающих } l_{\text{ш. от}} = \frac{2,47}{\sin 84^\circ} = 2,49 \text{ м.}$$

6. Расположение шпуров:

радиус окружности ооконтуривающих шпуров найдем по формуле (II.36)

$$r_1 = 4 - 0,25 = 3,75 \text{ м};$$

радиус окружности врубовых шпуров — по формуле (II.35)

$$r_{вр} = 0,34 \cdot 4 = 1,36 \text{ м};$$

число промежуточных окружностей при $\Delta_p = 1,2 \text{ м}$ — по формуле (II.37)

$$n_{пр} = \frac{4 - (1,36 + 0,25)}{1,2} - 1 = 1;$$

радиус промежуточной окружности

$$r_2 = r_1 - \Delta = 3,75 - 1,2 = 2,55 \text{ м}.$$

Таким образом, число всех концентрических окружностей 3. Расстояние между шпурами по окружности рассчитаем по формуле (II.38)

$$a = \frac{2 \cdot 3,14 (3,75 + 2,55 + 1,36)}{42} = 1,14 \text{ м}.$$

Число шпуров по формуле (II.39):

$$\text{врубoвых } N_{вр} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 1,36}{1,14} = 7,5, \text{ принимаем } 8;$$

$$\text{вспомогательных } N_{вс} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,55}{1,14} = 14.$$

Тогда $N_{от} = 42 - 8 - 14 = 20$.

Схема расположения шпуров показана на рис. 15.

7. Расход ВВ на цикл по формуле (II.40)

$$Q = 1,38 \cdot 50 \cdot 2,47 \cdot 1 = 170 \text{ кг}.$$

Масса заряда ВВ в среднем на шпур по формуле (II.41)

$$[q_{ш} = 170 : 42 = 4,06 \text{ кг}.$$

Масса заряда в шпуре по формуле (II.42): врубовом $q_{вр} = 1,1 \times 4,06 = 4,46 \text{ кг}$; вспомогательном и отбойном $q_{вс} = q_{от} = 0,98 \times 4,06 = 3,98 \text{ кг}$.

Число патронов ВВ на один шпур при массе патрона $q_{п} = 0,4 \text{ кг}$ по формуле (II.43): врубовый $n'_п = 4,66 : 0,4 = 11,65$, принимаем 12; вспомогательный и отбойный $n''_п = n'''_п = 3,98 : 0,4 = 9,95$, принимаем по 10.

Фактический расход ВВ на цикл по формуле (II.44)

$$Q_{ф} = 0,4 (8 \cdot 12 + 14 \cdot 10 + 20 \cdot 10) = 175 \text{ кг}.$$

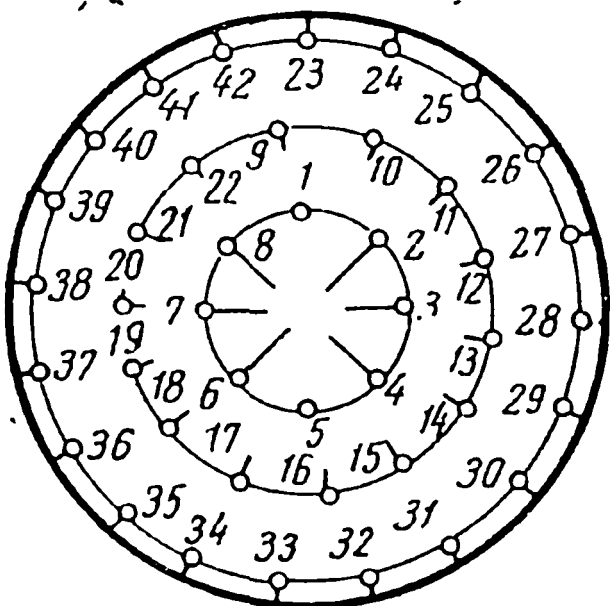
Длина забойки в шпурах по формуле (II.45):

$$\begin{aligned} \text{врубных } l_{зб.вр} &= 2,7 - 1 \cdot 12 \cdot 0,16 = 0,78 \text{ м;} \\ \text{вспомогательных } l_{зб.вс} &= 2,51 - 1 \cdot 10 \cdot 0,16 = 0,91 \text{ м;} \\ \text{оконтуривающих } l_{зб.от} &= 2,49 - 1 \cdot 10 \cdot 0,16 = 0,89 \text{ м.} \end{aligned}$$

Во всех шпурах длина забойки составляет не менее $\frac{1}{3}$ длины шпуров, что удовлетворяет требованиям ЕПБ.

8. Взрывание электрическое от сети переменного тока напряжением 220 В. Найдем величину тока при параллельном соединении по формуле (II.50)

$$I = \frac{220}{1 + \frac{4,2}{41}} = 200 \text{ А и } i = \frac{200}{41} = 5 \text{ А.}$$



Очередность взрыва-ния	Степень замедле-ния, мс	Номера шпу-ров, взрывае-мых за один прием
I	0	1-8
II	25	9-22
III	50	22-42

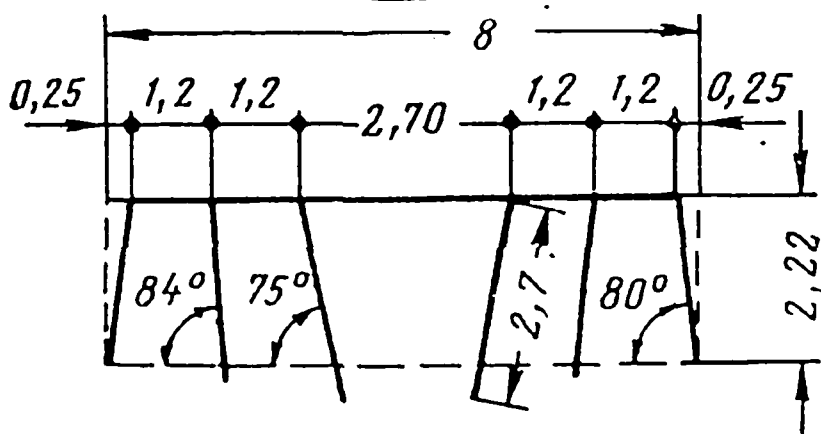


Рис. 15. Схема расположения шпуров и очередность взрыва-ния (к примеру 24)

Здесь $R = 0,0175 \frac{400 \cdot 2}{16} = 0,875 \text{ Ом}$, принимаем $R = 1 \text{ Ом}$. Так как $i > 2,5 \text{ А}$, то рекомендуется параллельное соединение.

9. Затем вычисляем следующие показатели буровзрывных работ: подвигание забоя за цикл по формуле (II.40) $l_{ц} = 2,47 \cdot 0,9 = 2,22 \text{ м}$; объем взорванной породы в массиве $V = 50 \cdot 2,22 = 111 \text{ м}^3$; фактический удельный расход ВВ $q_{ф} = 175 : 111 = 1,58 \text{ кг/м}^3$; расход ВВ на 1 м ствола $175 : 2,22 = 78,9 \text{ кг}$; расход электродетонаторов $42 : 111 = 0,38 \text{ шт/м}^3$.

Показатели буровзрывных работ (к примеру 24) следующие:

Число шпуров, взрываемых за цикл, шт.	42
Глубина шпуров, м	2,47
Тип ВВ	Прессованный скальный аммонит
Фактический расход ВВ на цикл, кг	175

Фактический удельный расход ВВ на 1 м ³ породы в массве, кг	1,58
Тип СВ	Электродетонаторы ЭД-8-Э и ЭДКЗ
Расход СВ на цикл, шт.	42

При проведении выработки смешанным узким забоем буровзрывным способом проходится только часть площади забоя, занимаемая породой с $f > 4$. Другая часть, занимаемая пластом угля, выбуривается специальной выбуривающей установкой. Эта установка, состоящая из штанги со спиралью и буровой коронки, прикрепляется к навесному оборудованию буропогрузочной машины или бурильной установки. В настоящее время буровые коронки изготавливаются диаметром 0,4; 0,5; 0,57; 0,65; 0,75 м. Глубина выбуриваемой скважины ограничивается максимальным ходом автоподатчика навесного оборудования и составляет примерно 3 м. Путем наращивания штанги эта глубина может достигать 6 м. Выбуривание угля сопровождается обильным орошением водой. Число рядов выбуриваемых скважин по мощности пласта зависит от мощности последнего. При мощности пласта до 0,8 м, судя по диаметру коронок, изготавливаемых в настоящее время, можно иметь лишь один ряд скважин. Чтобы не образовались межскважинные целики угля, диаметры скважин перекрываются на 30 мм.

По данным практики, время на выполнение всех видов работ (включая время на подготовительно-заключительные операции) по выбуриванию скважины по углю диаметром 0,75 м, отнесенное к 1 м скважины, составляет 0,042—0,06 ч. К выбуриванию пласта угля приступают после окончания бурения шпуров по породе.

Сложна и трудоемка выемка угля при проведении выработок смешанным узким забоем буровзрывным способом, особенно по пластам, где ПБ запрещают взрывные работы по углю. Выбуривание пласта угля, независимо от категории по газу (метану), является большим прогрессом, так как оно значительно упрощает всю технологию проведения такой выработки.

В рассматриваемом случае глубина шпуров по породе равна их длине, так как здесь имеется вторая обнаженная плоскость. По этой же причине к. и. ш. $\eta = 1$, и угол наклона шпуров к плоскости забоя практически равен $\alpha = 90^\circ$. Поэтому данные показатели, входящие в формулу (II.29), в нижеприведенной формуле (II.48) опущены.

Глубина скважины для выбуривания угля, а также длина шпуров по породе принимается, как правило, одинаковой и определяется по формуле

$$l = \frac{T_{ц} - \left(\frac{N t_3}{n_3} + t_n \right)}{\frac{N}{m_6 H_6} + \frac{\varphi_1 S}{m_n H_n} + \frac{\varphi_2}{L m_k H_k} + \frac{n_c n_p}{H_b}} \text{ м,} \quad (\text{II.48})$$

где $n_c = \frac{b}{d - 0,03}$ — число скважин в ряду (оно должно быть только целым числом);

b — ширина выработки по углю, м;

d — диаметр скважины (коронки), м;

$n_p = \frac{m + m_n}{d - 0,03}$ — число рядов скважин по мощности пласта (оно должно быть только целым числом);

m — мощность пласта, м;

m_n — суммарная мощность пачек угля, оставляемых в кровле и почве пласта (обычно $m_n = 0,06 \div 0,08$ м);

H_b — норма выработки за час по выбуриванию скважин, м.

Остальные обозначения те же, что к формуле (II.29).

Нормы выработки по погрузке, приведенные в ТНВ, даны для угля и породы отдельно. Поэтому при совместной погрузке угля и породы целесообразно установить единую норму выработки на погрузку горной массы, учитывающую долю угля и породы пропорционально площади забоя, занимаемой ими в отдельности.

Пример 25. Составить паспорт буровзрывных работ на проведение откаточного штрека при следующих условиях: шахта III категории по метану; штрек проводится смешанным забоем с совместной выемкой угля шириной 3,6 м ($f = 1,5$) и породы ($f = 5$). (Считаем, что раздельная выемка угля и породы нецелесообразна, так как уголь энергетический с повышенной зольностью.) Мощность пласта $m = 0,8$ м; угол падения 12° ; сечение типовое сводчатое с площадью забоя в свету $7,9$ м², в проходке $10,6$ м²; линейные размеры забоя в проходке: ширина понизу $3,9$ м, высота $3,18$ м, крепь АКП-3 с расстоянием между осями соседних арок 1 м с частичной затяжкой, тип рельса РЗЗ.

Решение. 1. Принимаем погрузочную машину 2ЛНБ-2Э с навесным оборудованием для бурения шпуров по породе (с двумя бурильными машинами, работающими одновременно) и выбуривания пласта угля с диаметром коронки $0,75$ м.

2. В качестве ВВ принят аммонит ПЖВ-20, в качестве СВ — ЭДКЗ. Конструкция заряда колонковая.

3. Сечение штрека по породе определяем по формуле

$$S_2 = S - mb = 10,6 - 0,8 \cdot 3,6 = 7,72 \text{ м}^2.$$

4. Удельный расход ВВ по формуле (II.22)

$$q = 0,5 \frac{525}{290} \left(\sqrt{0,2 \cdot 5} + \frac{1}{7,27} \right)^2 0,6 = 1 \text{ кг/м}^3.$$

5. Требующееся число шпуров по породе по формуле (II.24)

$$N = \frac{1 \cdot 7,27 \cdot 0,28}{0,7 \cdot 0,3} = 10 \text{ шт.}$$

6. Предусмотрено 4 цикла в сутки, каждый продолжительностью $T_{ц} = 24 : 4 = 5,25$ ч. Число скважин в ряду $n_c = b : (d - 0,03) =$

$= 3,6 : (0,75 - 0,03) = 5$; число рядов скважин $n_p = (m - m_n) : (d - 0,03) = (0,8 - 0,08) : (0,75 - 0,03) = 1$.

Бурение шпуров и скважин во времени не совмещается с погрузкой горной массы, т.е. $\varphi_1 = 1$; коэффициент совмещения крепления с бурением шпуров и скважин, а также с погрузкой горной массы $\varphi_2 = 0,24$. Нормы выработки за час с учетом поправочных коэффициентов, предусмотренных ТНВ, а также коэффициента перевыполнения нормы выработки составляют: по бурению шпуров $H_6 = 11$ м, а число одновременно работающих бурильных машин $m_6 = 2$; по

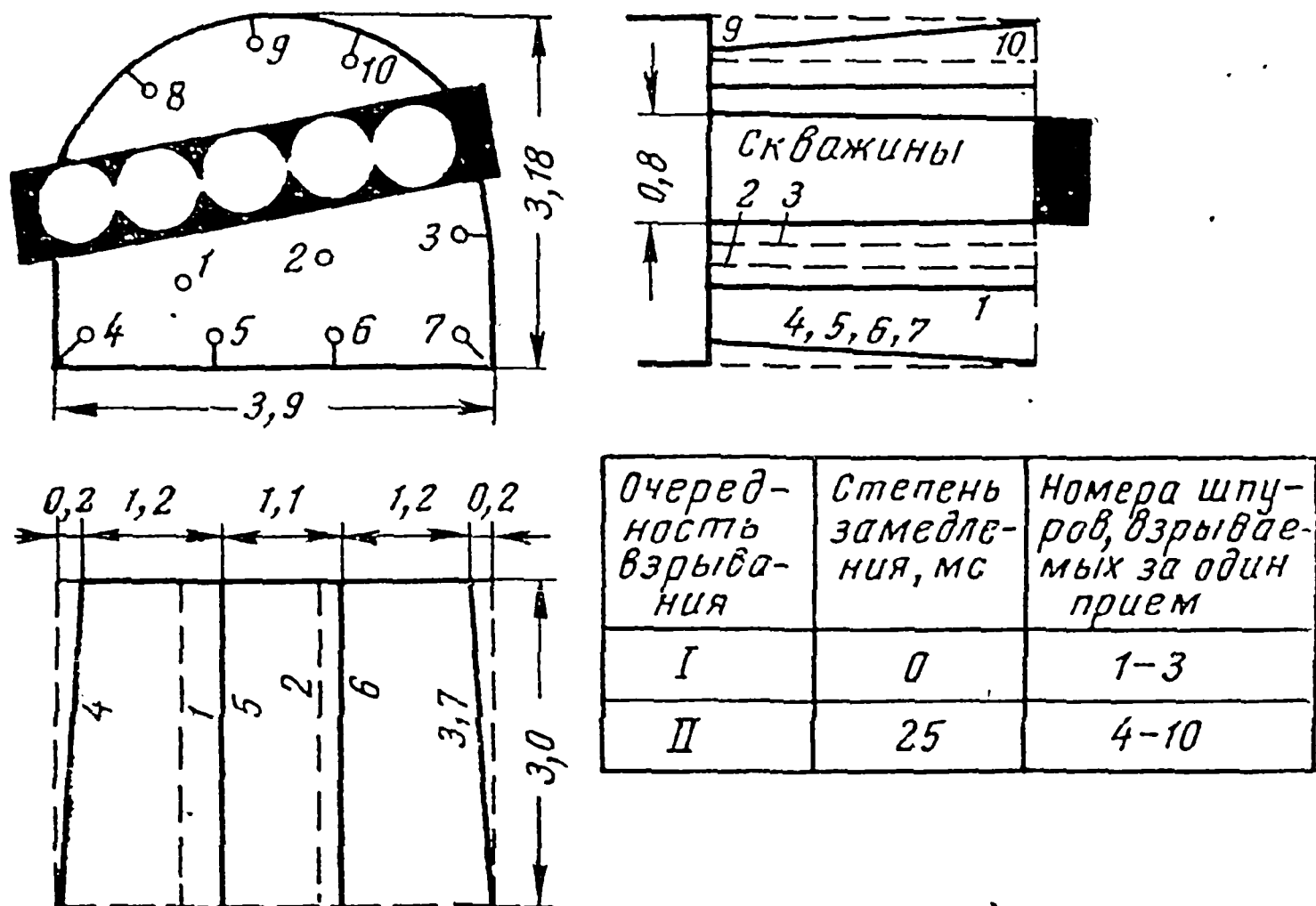


Рис. 16. Схема расположения скважин по углу и шпуров по породе и очередность взрыва-ния (к примеру 25)

погрузке горной массы $H_n = 8$ м³, на ней занято $m_n = 2$ чел.; по креплению $H_k = 0,26$ рам и занято $m_k = 4$ чел.; по выбуриванию пласта угля $H_b = 21$ м.

Подставив эти и другие данные в формулу (II.48), получим глубину шпуров (скважин)

$$l = \frac{5,25 - \left(\frac{10 \cdot 0,067}{4} + 0,33 \right)}{\frac{10}{2 \cdot 11} + \frac{10,6}{2 \cdot 8} + \frac{0,24}{4 \cdot 0,26} + \frac{5 \cdot 1}{21}} = 3 \text{ м.}$$

7. Количество ВВ на цикл по формуле (II.40)

$$Q = 1 \cdot 7,72 \cdot 3 \cdot 1 = 23,16 \text{ кг.}$$

Масса заряда ВВ в шпуре по формуле (II.41) $q_{ш} = 23,16 : 10 = 2,32$ кг.

Число патронов ВВ диаметром 36 мм, массой 0,3 кг и длиной 0,28 м на один шпур $n_n = 2,32 : 0,3 = 7,74$, принимаем 8.

Исходные данные	Полевой штрек	Штрек с раздельной выемкой угля и породы	Квершлаг	Ствол
Коэффициент крепости: угля	—	1,5		
породы	6	5	12	8
Мощность пласта угля, м	—	1,1	—	—
Угол падения, градус	—	12	—	—
Категория шахты по газу	I	III	Негазовая	
Число рельсовых путей и колея	1; 900	2; 900	2; 750	—
Число циклов в сутки	3	3	3	2
Продолжительность цикла, ч	7	7	7	10,5
Форма сечения выработки	Арочная	Трапецевидная	Сводчатая	Круглая
Размеры выработки в проходке:				
площадь, м ²	7,5	11,5	9,1	$D = 7,6$ м, в свету 7м
ширина, м	3,28	4,4	3,5	
высота, м	2,9	2,6	2,6	
Конструкция и материал крепи	Арка АКП-3 (СВП-22)	Рама, верхняя — металлическая балка, стойки ЖБ трубчатые	Крезь отсутствует	Быстро-твердеющий бетон
Расстояние между осями соседних рам, м	0,75	0,7	—	—
Погрузочная машина	2ПНБ-2Э с навесным оборудованием для бурения шпуров по породе и выбуривания скважин по углю		ППМ-4	КС-2У/40
Бурильная машина	Бурильных машин		БУР-2 или КЦМ-4	БУКС-1м
Обменно-транспортное оборудование	Подвесной конвейер-перегрузатель (на монорельсах) и накладно-вкладной съезд для состава вагонеток УВГ-2,5		Накладно-вкладной съезд для вагонеток	Бадьи БПС-3-6,5

Фактический расход ВВ на цикл $Q_{\text{ф}} = 0,3 \cdot 10 \cdot 8 = 24$ кг.

Объем вынутой породы за цикл $V = S_2 l = 7,72 \cdot 3 = 23,16$ м³.

Фактический удельный расход $q_{\text{ср}} = 24 : 23,16 = 1,04$ кг/м³.

Длина забойки шпуров $l_{36} = 3 - 0,45 \cdot 0,28 \cdot 8 = 0,87$ м, что удовлетворяет требованиям ЕПБ.

8. Если принять 10 шпуров, то можно без расчета величины тока рекомендовать последовательное соединение электродетонаторов.

Расход СВ на 1 м³ породы в массиве $10 : 23,16 = 0,432$ шт.

Схема расположения шпуров и скважин показана на рис. 16.

Показатели буровзрывных работ (к примеру 25) следующие:

Число шпуров, взрывааемых за цикл, шт.	10
Глубина шпуров, м	3
Тип ВВ	ПЖВ-20
Фактический расход ВВ на цикл, кг	24
Фактический удельный расход ВВ на 1 м ³ породы в массиве, кг	1,04
Тип СВ	Электродетонаторы ЭДКЗ
Расход СВ на цикл, шт.	10
Объем выбуренного угля за цикл, м ³	8,64

Задачи к § 4 по разработке паспорта буровзрывных работ при проведении горных выработок. Основные исходные данные приведены в табл. 11.

§ 5. Проведение подготовительных выработок проходческими комбайнами

Проведение горизонтальных и наклонных (до $\pm 15^\circ$) выработок в породах до $f = 4$ осуществляется комбайнами типа ПК-7 (4ПУ), ПК-3м, ПК-9, ПК-6, «Караганда 7/15», ШБМ-2 и др.

Проведение выработок проходческими комбайнами основано на выполнении комплекса взаимосвязанных технологических процессов. Основной формой организации труда является комплексная суточная бригада, выполняющая все работы, связанные с проведением подготовительных выработок. В основу организации работ положено: максимальное совмещение выполнения операций и процессов с работой комбайна, бесперебойная работа транспорта, овладение рабочими бригады (звена) смежными профессиями, четкое распределение обязанностей между членами бригады (сменного звена), работа по принципу взаимопомощи и взаимозаменяемости, бесперебойное снабжение забоя материалами, запасными частями и т. д.

При определении скорости проведения выработки комбайном за цикл (смену) прежде всего исходят из агрегатной нормы выработки в метрах, которая учитывает все виды работ (включая время на нормативный отдых), связанных с проведением (выемкой и уборкой горной массы) и креплением выработки за исключением настилки постоянного рельсового пути и устройства водосточной канавки. Если предусмотрены настилка постоянного рельсового пути и устройство водосточной канавки, то эти работы учитываются отдельными нормами выработки.

Агрегатную норму выработки в смену на проведение подготовительных выработок проходческими комбайнами рассчитывают по формуле

$$H_a = \frac{T_{см} - \sum t_{п.з} - T_{л.н}}{\left(\sum t_o + \sum t_b\right) \left(1 + \frac{k_o}{100}\right) + \sum t_{п.т}} \text{ м.} \quad (\text{II.49})$$

где $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч (при расчете норм выработки, помещенных в ТНВ (изд. 1970 г.), принята $T_{см} = 6$ ч. При другой продолжительности рабочей смены нормы выработки по ТНВ надо умножить на коэффициент $T_{уст} : 6$; например, при 7 ч этот коэффициент равен $7 : 6 = 1,17$);

$\sum T_{п.з}$ — суммарный норматив времени на подготовительно-заключительные операции, мин ($\sum T_{п.з}$ не более 40 мин на смену);

$T_{л.н}$ — норматив времени на личные надобности во всех случаях, мин ($T_{л.н}$ не более 10 мин на смену);

$\sum t_o$ — суммарный норматив времени на основные операции, отнесенный к 1 м выработки, мин;

$\sum t_b$ — суммарный норматив времени на вспомогательные операции, не перекрываемые работой комбайна, отнесенный к 1 м выработки, мин;

k_o — коэффициент, учитывающий нормативную надбавку времени на отдых, процент от суммарного норматива времени на основные и вспомогательные операции ($k_o = 11\%$);

$\sum t_{п.т}$ — суммарный норматив времени на неперекрываемые технологические перерывы, продолжительности которых зависит от объема работ, отнесенный к 1 м выработки, мин.

Значения вышеперечисленных величин берут из табл. 12 и 13.

Нормативная трудоемкость по обслуживанию проходческих комбайнов определяется по формуле

$$H_1 = \frac{\sum t}{\sum T} \text{ чел.-смен,} \quad (\text{II.50})$$

где $\sum t$ — суммарные затраты времени на все основные и вспомогательные операции (перекрываемые и неперекрываемые), отнесенные к 1 м выработки, чел.-мин;

$\sum T$ — суммарные затраты времени на основные, неперекрываемые вспомогательные операции и технологические перерывы, зависящие от объема работ и отнесенные к 1 м выработки, мин.

Значения величин берут из табл. 12 и 13. Готовые агрегатные нормы выработки, нормативные трудоемкости по обслуживанию комбайнов, нормы времени по операциям рабочих процессов, а также нормы выработки по другим видам работ приведены в соответствующих сборниках ТНВ, а поэтому обычно не приходится прибегать к расчетам по формулам (II.49) и (II.50).

Пример 26. Определить возможную сменную скорость проведения штрека по углю комбайном типа ПК-9р и число проходчиков сменного звена при следующих условиях: сечение штрека в свету 12 м^2 ,

Операции	Тип ком- байна	Проведение выработок	Расстояние между рамами крепи, м					
			0,5—0,7		0,71—0,9		0,91 и более	
			Норматив времени на 1 м выработки					
			МИН	ЧЕЛ-МИН	МИН	ЧЕЛ-МИН	МИН	ЧЕЛ-МИН
Основные $\sum t_0$	ПК-7 ПК-3м	По углю	21,2	21,2	21,2	21,2	21,2	21,2
		По смешанно- му забою	39,2	39,2	39,2	39,2	39,2	39,2
		По породе	57,2	57,2	57,2	57,2	57,2	57,2
	ПК-9	По углю	13,8	13,8	13,8	13,8	13,8	13,8
		По смешанно- му забою	24,7	24,7	24,7	24,7	24,7	24,7
		По породе	35,4	35,4	36,4	35,4	35,4	35,4
Вспомога- тельные $\sum t_B$	ПК-7 ПК-3м	По углю	5,2	223,74	5,2	207,74	5,2	193,74
		По смешанно- му забою	6,93	251,97	6,93	235,97	6,93	221,97
		По породе	8,75	281,29	8,75	265,29	8,75	251,29
	ПК-9	По углю	5,2	205,94	5,2	189,94	5,2	175,94
		По смешанно- му забою	6,93	216,87	6,93	200,87	6,93	186,87
		По породе	8,75	227,89	8,75	211,89	8,75	197,89
Итого $\sum t_0 + \sum t_B$	ПК-7 ПК-3м	По углю	26,4	244,94	26,4	228,94	26,4	214,94
		По смешанно- му забою	46,13	291,17	46,13	275,17	46,13	261,17
		По породе	65,95	338,49	65,95	322,49	65,95	308,49
	ПК-9	По углю	19,0	219,74	19,0	203,74	19,0	189,74
		По смешанно- му забою	31,63	241,57	31,63	225,57	31,63	211,57
		По породе	44,15	263,29	44,15	247,29	44,15	233,29
$\sum t_{п. т}$			17,0	—	13,7	—	12,0	—

Операции	Средняя рабочая скорость подачи комбайна, м/мин	Расстояние между рамами крепи, м					
		до 0,7		0,71—0,9		0,91 и более	
		Норматив времени на 1 м выработки					
		мин	чел-мин	мин	чел-мин	мин	чел.-мин
Основные $\sum t_o$	До 0,018	71,5	71,5	71,5	71,5	71,5	71,5
	0,0181—0,026	45,5	45,5	45,5	45,5	45,5	45,5
	0,0261—0,034	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3
	0,0341—0,042	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4
	0,0421 и более	21,8	21,8	21,8	21,8	21,8	21,8
Вспомогательные $\sum t_b$		16,57	298,69	16,57	261,69	6,57	250,19
Итого $\sum t_o + \sum t_b$	До 0,018	88,07	370,19	88,07	333,19	88,07	321,69
	0,0181—0,026	62,07	344,19	62,07	307,19	62,07	295,69
	0,0261—0,034	49,87	331,99	49,87	294,99	49,87	283,49
	0,0341—0,042	42,97	325,09	42,97	288,09	42,97	276,59
	0,0421 и более	38,37	320,49	38,37	283,49	38,37	271,99
$\sum t_{п.т.}$		10,0	—	10,0	—	10,0	—

в проходке 14 м², коэффициент крепости угля 1,7. Крезь АКП-3, расстояние между осями арок 0,75 м с частичной затяжкой. Для погрузки угля используется подвесной конвейер-перегрузатель в вагонетки емкостью 3,3 м³, водосточная канавка сечением 0,13 м² крепится сборными железобетонными желобами. Настилаются два пути рельсами типа РЗЗ, колея 900 мм. Продолжительность рабочей смены 7 ч.

Решение 1. Подсчитываем агрегатную норму выработки на 7-часовую смену по формуле (II.49)

$$N_a = \frac{420 - 40 - 10}{(13,8 + 5,2) \left(1 + \frac{11}{100}\right) + 13,7} = 10,63 \text{ м.}$$

Агрегатная норма выработки рассчитана для выработки сечением вчерне 8,6—9,5 м². При сечении вчерне 11,0 м² применяется поправочный коэффициент 0,9. Таким образом, норма выработки составит 10,63 · 0,9 = 9,57 м в смену.

2. Нормативная трудоемкость по обслуживанию проходческих комбайнов типа ПК-9р по формуле (II.50)

$$N_T = \frac{203,74}{13,8 + 5,2 + 13,7} = 6,23 \text{ чел-смен.}$$

Числовые значения величин, входящих в эти формулы, взяты из табл. 12.

Поскольку в состав работ, учитываемых агрегатной нормой, не входят настилка постоянного пути и устройство водосточной канавки, то затраты труда на выполнение этих работ рассчитываем в следующем порядке.

3. Канавку решено проводить этим же комбайном. Объем работы на смену по проведению канавки по породе составит $9,57 \cdot 0,13 = 1,24 \text{ м}^3$.

Норма выработки на комбайн при работе по породе ориентировочно равна 73 м^3 в смену.

Трудоемкость работы составит $1,24 : 73 = 0,017$ чел-смен.

4. Объем работы по креплению канавки $9,57 \text{ м}$ в смену. Норма выработки составит $22,5 \cdot 1,17 = 26,4 \text{ м}$ в смену, где $1,17$ — коэффициент, учитывающий переход на 7-часовую смену.

Трудоемкость работы по креплению канавки составит $9,57 : 26,4 = 0,363$ чел-смен.

5. Объем работ по настилке рельсового пути $9,57 \text{ м}$. Норма выработки при настилке двухколейного постоянного пути $0,5 \cdot 1,17 \times \times 7,1 = 4,14 \text{ м}$ в смену.

Трудоемкость работ по настилке рельсового пути составит $95,7 : 4,14 = 2,31$ чел.-смен.

Т а б л и ц а 14

Исходные данные	Штрек по углию	Полевой штрек	Бремсберг по углию
Тип комбайна	ПК-9р	ШБМ-2	ПК-7 (4ПУ)
Коэффициент крепости	2	4	1,5
Угол падения пласта (пород), градус	10	10	10
Форма сечения выработки	Трапецевидная	Арочная	Трапецевидная
Размеры выработки вчерпё:			
сечение, м^2	12,1	7,5	5,9
ширина, м:			
поверху	3,9	} 3	2,34
понизу	4,8		3,04
высота, м	2,8	2,66	2,2
Конструкция и материал крепи	Рама, верхняя — металлическая балка, стойки ЖБ трубчатые	Арка АКП-3 (СВП-17)	Рама, дерево
Расстояние между рамами, м	0,7	0,7	0,6
Скорость подачи ШБМ-2, м/мин	—	0,0261—0,034	—
Число путей и колея, мм	2; 900	1; 900	—
Сечение водосточной канавки, м^2	0,14	0,13	0,12
Обменно-транспортное оборудование	Подвижной конвейер-перегрузатель		Конвейер

6. Трудоемкость работы по обмену партии груженых вагонеток на порожние и трудоемкость других неучтенных работ принимаем равной 0,9 чел-смен.

7. Суммарная трудоемкость работ по проведению штрека составит $6,23 + 0,017 + 0,363 + 2,31 + 0,9 = 9,82$ чел-смен.

Число проходчиков принимаем 9 чел. в смену. Тогда коэффициент выполнения нормы выработки составит $9,82 : 9 = 1,09$.

Производительность труда по расчету составит $9,57 : 9 = 1,06$ м на одного рабочего.

В § 8 рассмотрен пример проведения бремсберга комбайном ПК-3м.

Задачи к § 5 по определению возможной скорости проведения выработки проходческими комбайнами в смену, суммарной трудоемкости работ и числа рабочих в сменном звене проходчиков.

Основные исходные данные приведены в табл. 14.

§ 6. Расчет прочных размеров крепи

Расчет крепежной рамы трапецевидной формы

Порядок расчета следующий:

1. Определяется нагрузка на крепежную раму горизонтальных выработок по формулам:

при прочных породах кровли

$$Q_{кр} = \frac{4a^2\gamma L}{3f} \text{ кгс;} \quad (\text{II.51})$$

при менее прочных породах

$$Q_{кр} = \frac{8a^2\gamma L}{3f} \text{ кгс;} \quad (\text{II.52})$$

при слабых породах $f \leq 4$ (при наличии бокового давления)

$$Q_{кр} = 2ab_1\gamma L \text{ кгс,} \quad (\text{II.53})$$

где $b_1 = \frac{a+h \left(\text{ctg} \frac{90^\circ + \varphi}{2} + \text{ctg} 80^\circ \right)}{f}$ — высота свода естественного равновесия при слабых породах, м;

a — половина ширины выработки поверху в проходке (полупролет в проходке), м; равна примерно $1,25 a_c$; здесь a_c — полупролет в свету крепи поверху;

L — расстояние между осями соседних рам, м;

γ — объемная масса пород кровли в массиве, кг/м³;
 h — высота выработки, вчерне, м;
 ϕ — угол внутреннего трения пород равный 59° 19'; 63° 26'; 71° 34' и 75° 58' соответственно при коэффициентах крепости 1,5; 2; 3 и 4.

Аналогично определяется нагрузка на раму для наклонных выработок, только в формулы (II.51), (II.52) и (II.53) вводится множитель $\cos \alpha_B$, где α_B — угол наклона выработки.

2. Вычисляется максимальный изгибающий момент верхняка: при параболической форме нагрузки, определяемой формулой (II.51) или (II.52),

$$M = \frac{5}{16} Qa \text{ кгс} \cdot \text{см}; \quad (\text{II.54})$$

при равномерно распределенной нагрузке, определяемой формулой (II.53),

$$M = \frac{1}{4} Qa \text{ кгс} \cdot \text{см}. \quad (\text{II.55})$$

3. Далее определяется необходимый момент сопротивления

$$W = \frac{M}{K_H} \text{ см}^3, \quad (\text{II.56})$$

где K_H — допускаемое напряжение на изгиб материала верхняка, кгс/см² (для сосны 60—80 кгс/см², дуба 80—100 кгс/см², металла 1300—1600 кгс/см²).

По моменту сопротивления (табл. 15) подбирается номер профиля верхняка, а при деревянной крепи определяется его диаметр по формуле

$$d = 2,154 \sqrt[3]{W} \text{ см}. \quad (\text{II.57})$$

Для определения диаметра деревянного верхняка пользуются формулой (упрощенной) проф. М. М. Протодяконова

$$d = 0,11l \sqrt[3]{\frac{L}{fK_H}} \text{ см},$$

где l — длина верхняка.

Принимают ближайший больший диаметр стандартного круглого леса в см: 16, 18, 20, 22.

Диаметр деревянной стойки или номер профиля металлической стойки принимают обычно таким же, как и для верхняка.

Для уменьшения объема расчетов проверку деревянных стоек по допускаемому напряжению на сжатие с учетом продольного изгиба, а металлических стоек — на продольный изгиб при решении учебных задач можно не производить. Диаметр железобетонных труба-

Балки и рельсы	Высота профиля, мм	Площадь сечения, см ²	Масса 1 м, кг	Наибольший момент сопротивления, см ³	Наименьший радиус инерции, см
<i>Двутавр</i>					
№ 12	120	17,8	14	72,7	1,62
№ 14	140	21,5	16,9	104	1,79
№ 16	160	26,1	20,5	141	17,89
№ 18	180	30,6	24,1	185	2
№ 20 а	200	35,5	27,9	237	2,06
№ 20 б	200	39,5	31,1	250	2,12
<i>Рельсы</i>					
Р18	90	23,1	18	56,1	1,33
Р24	107	32,7	24	87,6	1,57
Р33	128	42,8	33	155,9	1,97

тых стоек подбирают по требуемому рабочему сечению, которое определяют по формуле

$$F = \frac{Q_{кр}}{2 \sin \beta K_c \varphi} \text{ см}^2, \quad (\text{II.58})$$

где β — угол наклона стойки к подошве выработки ($\beta = 80 \div 85^\circ$);
 K_c — допускаемое напряжение на сжатие трубчатой железобетонной стойки, кгс/см² ($K_c = 30 \div 40$ кгс/см²);
 φ — коэффициент уменьшения величины K_c из-за продолжительного изгиба ($\varphi = 0,4 \div 0,7$).

Железобетонные трубчатые стойки с наружным диаметром 150 мм имеют рабочее сечение 112 см², а диаметром 200 мм — 150 см².

Профиль металлической арочной крепи из СВП можно принимать в соответствии с рекомендациями, приведенными в § 3, без специального расчета.

Расчет крепи с вертикальными стенами и сводчатым перекрытием

Толщина бетонного свода в замке определяется по упрощенной формуле С. С. Давыдова

$$d_0 \approx 0,06 \sqrt{\frac{B}{h_0}} \left(1 + \sqrt{\frac{B}{f}} \right) \text{ м}, \quad (\text{II.59})$$

где B — ширина выработки в свету, м;
 h_0 — высота свода в свету (при $f \geq 3$ $h_0 = B/3$, при $f < 3$ $h_0 = B/2$).

Полученные значения d_0 округляют.

Толщина стен устанавливается из выражения

$$T = (1,18 \div 1,5) d_0 \text{ мм}. \quad (\text{II.60})$$

Толщина фундамента при стенах из бетона

$$T_{\phi} = (1 \div 1,5) T \text{ мм}; \quad (\text{II.61})$$

из кирпича или бетонита

$$T_{\phi} = T + 125 \text{ мм}. \quad (\text{II.62})$$

Фундамент закладывают на глубину 500 мм со стороны канавки и на 250 мм с противоположной стороны.

Расчет бетонной крепи вертикальных выработок

Общепризнанной формулы для определения величины нагрузки на крепь вертикального ствола, проводимого в обычных условиях, не существует. Поэтому рекомендуется пользоваться официальными нормативами нагрузок P_H на крепь протяженных участков ствола в нестойких породах для диаметра в свету 6 м (табл. 16).

Т а б л и ц а 16

Глубина ствола, м	Средняя нагрузка на крепь P_H , тс/м ²			
	Монолитная бетонная или тюбинговая крепь при последовательной и параллельной схемах проходки, при углах падения пород, градус		Монолитная крепь из твердеющего бетона при совмещенной схеме проходки со створчатой опалубкой, при углах падения пород, градус	
	до 30	более 30	до 30	более 30
До 400	5	6	7	9
400—800	7	9	11	13
800—1200	8	10	13	15

Нагрузка на крепь для стволов диаметром в свету $D_c \geq 6$ м соответственно увеличивается или уменьшается по сравнению с нагрузкой P_H на 5% на каждый метр приращения диаметра ствола:

$$P = [1 + 0,05 (D_c - 6)] P_H \text{ тс/м}^2. \quad (\text{II.63})$$

В местах сопряжений (до 20 м выше и ниже сопряжений) средняя нагрузка P_c на крепь принимается в 1,5 раза выше, чем на протяженных участках ствола, т. е.

$$P_c = 1,5P \text{ тс/м}^2. \quad (\text{II.64})$$

При пересечении стволом трещиноватых и глинистых пород, смываемых водой до и после закрепления ствола, а также угольных пластов средняя нагрузка на крепь удваивается по сравнению с исходной нагрузкой P_H и поправками.

Расчетная максимальная нагрузка на крепь ствола P_{\max} определяется по средним нагрузкам P с учетом коэффициента неравномерности распределения нагрузки ν по контуру крепи

$$P_{\max} = P(1 + 3\nu) \text{ тс/м}^2. \quad (\text{II.65})$$

Значения ν принимаются по табл. 17.

Т а б л и ц а 17

Угол падения пород, градус	Местоположение участков ствола	
	на расстоянии более 20 м от сопряжения	на расстоянии менее 20 м от сопряжения
$0 < \alpha \leq 10$	0,4	0,8
$10 < \alpha \leq 30$	0,6	0,8
$\alpha > 30$	0,7	0,9

Толщину бетонной крепи вертикального ствола определяют по формуле

$$d = R_c \left(\sqrt{\frac{K_c}{K_c - 2P_{\max}}} - 1 \right) \text{ см}, \quad (\text{II.66})$$

где R_c — радиус ствола в свету, см;

K_c — допускаемое напряжение на сжатие материала крепи, кгс/см² (для бетонитов 25—35 кгс/см², кирпича 12—15 кгс/см², бетона 35—45 кгс/см², чугунных тубингов 700—1000 кгс/см²);

P_{\max} — максимальное наружное давление на крепь, кгс/см².

Толщину крепи из монолитного бетона (марка 150) в стволах диаметром в свету до 9 м рекомендуется принимать:

в стойких породах (без расчета) — 0,2 м;

в нестойких породах в зависимости от угла падения пластов и глубины ствола:

при пологом и наклонном на глубине до 500 м — 0,2 м;

при пологом и наклонном на глубине от 500—1200 м — 0,25 м;

при крутом падении на глубине до 500 м — 0,25 м;

при крутом падении на глубине от 500—1200 м — 0,3 м.

Если толщина крепи по расчету превышает указанные выше значения, то принимается расчетная величина.

При других марках бетона или при применении других материалов толщина крепи будет другая, и ее следует рассчитывать. Если расчетная толщина бетонной крепи в коренных породах оказывается больше 0,4 м, то желательно уменьшить ее за счет применения более прочных материалов. Этот вопрос решается технико-экономическим расчетом.

Пример 27. Определить прочные размеры крепи откаточного штрека трапециевидной формы. Размеры штрека в проходке на участке с двумя проходками для людей: ширина поверху (по кровле)

$2a = 3,7$ м, понижу $l = 4,58$ м, высота $h = 2,58$ м, сечение $S = 10,6$ м; коэффициент крепости пород кровли $f = 5$; объемная масса пород в массиве $\gamma = 2,5$ т/м³. Расчет вести на сосновый круглый лес. Затяжки сосновые из обанолов толщиной 3—4 см. Расстояние между осями соседних рам $L = 0,7$ м.

Решение 1. Так как породы менее прочные, нагрузку на крепь определяем по формуле (II.52)

$$Q = \frac{8 (1,85)^2 2500 \cdot 0,7}{3 \cdot 5} = 3200 \text{ кгс.}$$

2. Устанавливаем максимальный изгибающий момент (распределение нагрузки по параболе) по формуле (II.54)

$$M = \frac{5}{16} 3200 \cdot 185 = 185\,000 \text{ кгс} \cdot \text{см.}$$

3. Подсчитываем необходимый момент сопротивления верхняка из круглой сосны по формуле (II.56)

$$W = \frac{185\,000}{70} = 2644 \text{ см}^3.$$

Диаметр верхняка определяем по формуле (II.57)

$$d = 2,154 \sqrt[3]{2644} = 29 \text{ см.}$$

Полученный диаметр верхняка намного превышает максимальный диаметр стандартного леса (22 см), предназначенного для крепления горных выработок. Вычисляя диаметр верхняка при различном значении L , убеждаемся, что только при креплении сплошную ($L = 0,2$ м) получаем диаметр верхняка, равный 20 см. В последнем случае расход леса на крепление штрека будет огромен. Поэтому, оставляя $L = 0,7$, вычислим момент сопротивления верхняка из металла по формуле (II.56)

$$W = \frac{185\,000}{500} = 123,3 \text{ см}^3.$$

В качестве верхняка принимаем двутавр № 16 (по данным табл. 16). Находим потребное рабочее сечение железобетонной трубчатой стойки по формуле (II.58)

$$F = \frac{3200}{2 \cdot \sin 80^\circ \cdot 40 \cdot 0,5} = 81 \text{ см}^2;$$

принимаем железобетонную трубчатую стойку диаметром 15 см, у которой рабочее сечение равно 112 см².

Пример 28. Подобрать профиль крепи АКП-3 для выработки, рассмотренной в примере 23, у которой сечение в свету 12,1 м².

Решение. Типовой проект сечения горных выработок с металлической арочной крепью (см. § 3) для выработок сечением в свету свыше 10 м² предусматривает профиль СВП-27, что и принимаем.

Пример 29. Рассчитать прочные размеры бетонной крепи с вертикальными стенками, со сводчатым перекрытием выработки, проводимой в породах с $f = 7$. Ширина выработки в свету $B = 3,8$ м.

Решение 1. Так как $f > 3$, то свод крепи будет коробовый с высотой (подъемом) в свету, равной

$$h_0 = \frac{B}{3} = \frac{3,8}{3} = 1,27 \text{ м.}$$

2. Расчетную толщину свода в замке определяем по формуле (II.59)

$$d_0 \approx 0,06 \sqrt{\frac{3,8}{1,27}} \left(1 + \sqrt{\frac{3,8}{7}} \right) = 0,18 \text{ м.}$$

3. Толщина стен по формуле (II.60)

$$T = 1,34 \cdot 0,18 = 0,24 \text{ м.}$$

4. Толщину фундамента находим по формуле (II.61)

$$T_{\phi} = 1,25 \cdot 0,24 = 0,3 \text{ м.}$$

Пример 30. Определить толщину монолитной бетонной крепи на протяженном участке вертикального ствола, рассмотренного в примере 24. Диаметр в свету 7 м, коэффициент крепости пород $f = 8$, приток воды $5 \text{ м}^3/\text{ч}$, угол падения пород более 30° , глубина ствола 500 м. Схема проходки ствола параллельная.

Решение. Для указанных условий при диаметре ствола в свету 6 м нормативная нагрузка на крепь ствола, по данным табл. 16, составляет $9 \text{ тс}/\text{м}^2$ ($0,9 \text{ кгс}/\text{см}^2$), а при диаметре 7 м она определяется по формуле (II.63):

$$P = [1 + 0,05 (7 - 6)] \cdot 0,9 = 0,945 \text{ кгс}/\text{см}^2.$$

Максимальная расчетная нагрузка на протяженных участках ствола с учетом коэффициента неравномерности распределения нагрузки по контуру крепи (по данным табл. 17) определяется по формуле (II.65)

$$P_{\max} = 0,945 (1 + 3 \cdot 0,7) = 2,93 \text{ кгс}/\text{см}^2.$$

Определяем толщину бетонной крепи (марки 150) на протяженных участках ствола по формуле (II.66)

$$d = 350 \left(\sqrt{\frac{40}{40 - 2 \cdot 2,93}} - 1 \right) = 29 \text{ см принимаем } d = 30 \text{ см.}$$

Задачи к § 6 по расчету прочных размеров крепи горных выработок. Основные исходные данные приведены в табл. 18.

Исходные данные	Квершлаг промежуточный	Уклон	Квершлаг капитальный	Ствол вертикальный
Коэффициент крепости пород	4	3	5	8
Объемная масса, кг/м ³	2400	2400	2500	2800
Угол внутреннего трения, градус	74	72	79	83
Угол наклона выработки, градус	0	15	0	90
Угол падения пород, градус	—	—	—	35
Форма сечения выработки	Трапецевидная		Сводчатая	Круглая
Размеры выработки, м:				
в черне:				
ширина поверху	2,6	3,2		
высота	2,42	2,4		
в свету ширина (диаметр)	—	—	3,9	7
Конструкция и материал крепи	Рама, дерево	Рама, верхняя — металлическая балка, стойки ЖБ трубчатые	Бетон	Быстротвердеющий бетон
Расстояние между рамами, м	0,5	0,6	—	—
Глубина ствола, м	—	—	—	500

§ 7. Проветривание забоя выработки при ее проходке

Количество воздуха, которое необходимо подавать непосредственно в забой выработки, определяется по следующим формулам.

По газовыделению

$$Q_3 = \frac{100q}{c} \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{II.67})$$

где q — количество метана (углекислоты), выделяющегося в призабойном пространстве, м³/мин;

c — допустимое процентное содержание метана (углекислоты) в исходящей струе: 0,5% углекислоты, 1% метана (если этот воздух потом поступает в другие забои, то содержание метана в нем не должно превышать 0,5%).

По числу людей

$$Q_3 = nq_n \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{II.68})$$

где q_n — норма воздуха на одного человека, м³/мин ($q_n = 6$ м³/мин);

n — наибольшее число людей, одновременно работающих в забое.

По расходу ВВ. Нагнетательное проветривание:
а) горизонтальных и наклонных выработок

$$Q_3 = \frac{2,3}{t_{\text{п}}} \sqrt{K_{\text{в}} A b (S_{\text{св}} L)^2} \text{ м}^3/\text{мин}; \quad (\text{II.69})$$

вертикальных стволов

$$Q_3 = \frac{7,8}{t_{\text{п}}} \sqrt{\frac{K_{\text{в}} A (S_{\text{св}} L)^2}{\rho^2}} \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{II.70})$$

где $t_{\text{п}}$ — принятое время проветривания, которое не должно превышать 30 мин;

$K_{\text{в}}$ — коэффициент, учитывающий влияние притока воды на уменьшение концентрации ядовитых газов ВВ (для сухих выработок $K_{\text{в}} = 1$; для обводненных горизонтальных выработок $K_{\text{в}} = 0,6$, влажных $K_{\text{в}} = 0,8$; дополнительно для стволов при притоке воды до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ $K_{\text{в}} = 0,3$ и при притоке более $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ $K_{\text{в}} = 0,15$);

A — количество одновременно взрываемого ВВ (расход ВВ на цикл), кг;

b — газовость ВВ, л/кг ($b = 100$ л/кг при взрывании по углю и 40 л/кг — по породе);

$S_{\text{св}}$ — сечение выработки в свету, м^2

L — длина (глубина) проветриваемой выработки, м.

Если L больше критической длины $L_{\text{к}}$, на протяжении которой происходит разбавление газов ВВ до безопасной концентрации, то в формулы (II.69) и (II.70) вместо L подставляется $L_{\text{к}}$:

$$L_{\text{к}} = 12,5 \frac{AK_{\text{т}}}{S_{\text{св}}}, \quad (\text{II.71})$$

где $K_{\text{т}}$ — коэффициент турбулентной диффузии ($K_{\text{т}} = 0,9$ при $S_{\text{св}} \leq 8 \text{ м}^2$ и $0,7$ при $S_{\text{св}} > 8 \text{ м}^2$);

$\rho_{\text{у}}$ — коэффициент утечки воздуха, определяемый по формуле $\rho_{\text{у}} = 1 + 0,0001 \Delta_{\text{в}} L_{\text{т}}$ или

$$\rho_{\text{у}} = \left(\frac{1}{3} k d \frac{L_{\text{т}}}{m_3} \sqrt{R} + 1 \right)^2. \quad (\text{II.72})$$

Здесь $\Delta_{\text{в}}$ — процент потери воздуха на 100 м воздухопровода [при хорошей сборке труб не более 3% при допустимой норме до 7% для труб типа М (гибких) и не более 5% при допустимой норме до 15% для металлических труб];

$L_{\text{т}}$ — длина воздухопровода;

k — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости (для металлических труб $k = 0,001 \div 0,007$ в зависимости от качества соединения звеньев трубопровода; для труб типа М и МУ $k = 0,0008 \div 0,00157$);

d — диаметр трубы, м;

m_3 — длина одного звена трубопровода, м;

R — аэродинамическое сопротивление всего трубопровода,

$$R = 6,5\alpha \frac{L_T}{d^5}, \quad (\text{II.73})$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления.

Изготавливают трубы: металлические диаметром 0,4; 0,5; 0,6; ..., 1,0 м, длиной звена от 2,5 до 4 м; коэффициент аэродинамического сопротивления α от 0,00045 (при диаметре 0,3 м) до 0,00024 (при диаметре 1 м); матерчатые типа М и МУ (из прорезиненной ткани) диаметром 0,3; 0,4; 0,5; . . . ; 0,8 м, длиной звена 5, 10 и 20 м; $\alpha = 0,0004$; текстуритовые диаметром от 0,5 до 0,8 м, длиной звена 5 и 10 м; α от 0,00016 (при $d = 0,5$ м) до 0,00013 (при $d = 0,8$ м).

Формулы для расчета количества воздуха и других параметров при всасывающем и комбинированном способах проветривания забоев мы здесь не приводим, так как эти способы применяются редко.

За количество воздуха, которое необходимо подавать в забой, принимается максимальное из полученных по каждому фактору значений, и оно согласно ПБ должно удовлетворять следующему условию

$$\frac{Q_3}{60S_{св}} \geq 0,15 \text{ м/с}. \quad (\text{II.74})$$

где 0,15 м/с — минимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха по выработке.

Если это условие не соблюдается, необходимое количество воздуха принимают равным

$$Q_3 = 9S_{св} \text{ м}^3/\text{с}. \quad (\text{II.75})$$

Производительность и депрессию вентилятора устанавливают с учетом потерь воздуха по формулам

$$Q_B = p_y Q_3 \text{ м}^3/\text{мин} \text{ и } h = p_y R Q_3^2 \text{ кгс/м}^2 \text{ (мм вод. ст.)}. \quad (\text{II.76})$$

По полученным величинам Q_B и h подбирают вентилятор по справочникам вентиляторов местного проветривания.

В табл. 19 и 20 приведены основные данные из технических характеристик некоторых типов вентиляторов местного проветривания.

Вентиляторы типа ВМ имеют электрические двигатели, а типа ВМП — пневматические двигатели. Оба типа обеспечивают возможность регулирования их производительности.

Для проветривания особенно длинных тупиковых выработок большого сечения и стволов при их проходке целесообразно применять центробежные вентиляторы, так как они отличаются более высокими аэродинамическими показателями по производительности и напору.

Если один вентилятор не может обеспечить подачу в выработку необходимого количества воздуха или депрессия (напор), развиваемая вентилятором, недостаточна для преодоления сопротивления

Таблица 19

Тип вентилятора	Диаметр рабочего колеса, мм	Производительность, м ³ /мин	Давление, кгс/м ²	Мощность электродвигателя, кВт	Давление сжатого воздуха, кгс/см ²	Масса, кг	К. п. д. вентилятора	Основные размеры, мм		
								длина	ширина	высота

Вентиляторы с электрическим двигателем

ВМ-3	300	20—90	20—83	1,5	—	—	0,65	526	422	425
ВМ-4	400	60—150	30—135	4,0	—	—	0,70	665	496	525
ВМ-5	500	90—270	45—212	13,0	—	—	0,71	965	660	670
ВМ-6	600	160—470	120—275	24,0	—	—	0,72	1048	720	746
ВМ-8	800	210—650	150—360	38,0	—	—	0,73	1514	960	950

Вентиляторы с пневматическим двигателем

ВМП-3	300	45	125	—	5	—	—	450	D = 450	—
ВМП-4	400	40—150	60—250	—	5	50	—	556	D = 500	—
ВМП-5	500	80—280	60—260	—	5	75	—	660	D = 680	—

Таблица 20

Тип вентилятора	Диаметр рабочего колеса, мм	Производительность, м ³ /мин	Давление, кгс/м ²	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, кг	К. п. д. вентилятора	Основные размеры, мм		
							длина	ширина	высота
ВЦО-0,6	600	50—462	600	50	608	0,76	1600	1450	1500
ВЦО-1	1000	55—960	450	100	2702	0,76	3015	2865	2285
ВЦО-1,2	1200	150—1860	600	220	2703	0,70	4000	2530	2445
ИГД АН СССР	1000	50—845	420	50	2600	0,72	1785	2126	2492
ВЦП-16	1600	480—2700	250—900	—	7000	0,86	4525	2940	3830
ВЦПД-8	800	240—1380	250—900	125	1098	0,86	4310	3785	1760
В-1	320	70—100	250—210	7	182	—	663	1062	580
В-2	400	130—190	400—360	20	470	—	1000	1430	795
В-35	350	80—125	260—240	11	318	—	578	1285	700

вентиляционных труб, то принимают два вентилятора одного типоразмера на один трубопровод.

Сугубо ориентировочная рекомендация для выбора диаметра воздухопровода приведена в табл. 21.

Воздухопроводы диаметром 0,4 м рекомендуют для выработок длиной 50—100 м.

Пример 31. В забое горизонтальной откаточной выработки по породе с конечной длиной 200 м, сечением в свету 12,1 м² работают 8 чел.

Длина воздухопровода, м	Диаметр труб, м, при расходе воздуха у забоя, м ³ /с								
	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5
100—500	0,5	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
501—1000	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
1001—1500	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7
1501—2000	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7
2001—2500	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7	0,7

в смену, количество одновременно взрываемого ВВ 60 кг. Способ проветривания — нагнетательный; время проветривания — 25 мин; при удалении продуктов взрыва ВВ включается орошение ($K_v = 0,7$); трубопровод типа М (матерчатый прорезиненный); место установки вентилятора — 25 м от сопряжения; расстояние от забоя до конца трубопровода 5 м. Требуется выбрать средства проветривания.

Решение. 1. Находим критическую длину выработки по формуле (II.71)

$$L_k = 12,5 \frac{60 \cdot 40 \cdot 0,7}{12,1} = 1735 \text{ м.}$$

Видим, что $L < L_k$.

Определяем необходимое количество воздуха по расходу ВВ по формуле (II.69)

$$Q_3 = \frac{2,3}{25} \sqrt{0,7 \cdot 60 \cdot 40 (12,1 \cdot 200)^2} = 197,5 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

2. Необходимое количество воздуха по числу людей по формуле (II.68) составит

$$Q_3 = 8 \cdot 6 = 48 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Наибольшее количество воздуха получается по расходу ВВ, и оно удовлетворяет также условию (II.74)

$$\frac{197,5}{60 \cdot 12,1} > 0,15 \text{ м/с.}$$

Таким образом, для дальнейших расчетов необходимое количество воздуха, которое надо подавать в забой выработки после взрыва ВВ, принимаем $Q_3 = 197,5 \text{ м}^3/\text{мин}$, или $3,3 \text{ м}^3/\text{с}$.

3. По табл. 21 определяем диаметр трубопровода ($d = 0,6 \text{ м}$), состоящего из труб типа М, и вычисляем его длину:

$$L_T = L - 5 + 25 = 200 - 5 + 25 = 220 \text{ м.}$$

Коэффициент утечки воздуха находим по формуле (II.72)

$$p_y = \left(\frac{1}{3} \cdot 0,00152 \cdot 0,6 \frac{220}{20} \sqrt{6,5 \cdot 0,0004 \frac{220}{(0,6)^5} + 1} \right)^2 = 1,1.$$

Аэродинамическое сопротивление всего трубопровода по формуле (II.73)

$$R = 6,5 \cdot 0,0004 \frac{220}{(0,6)^5} = 7,36 \text{ кц.}$$

4. Производительность и напор вентилятора определяем по формулам (II.76)

$$Q_v = 1,1 \cdot 197,5 = 217,25 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 3,62 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$h = 1,1 \cdot 7,36 (3,62)^2 = 105 \text{ кгс/м}^2 \text{ (мм вод. ст.)}.$$

По данным табл. 20 принимаем вентилятор ВМ-5.

Пример 32. Выбрать вентилятор и диаметр вентиляционной трубы для проветривания забоя ствола при следующих условиях проходки: глубина (длина) ствола 450 м; сечение в свету 38,5 м²; время проветривания 25 мин; приток воды 8 м³/ч, чему соответствует коэффициент обводненности $K_v = 0,3$. В забое работают 8 человек, на возведении крепи занято 7, всего 15. Расход ВВ на одно взрывание 110 кг. Трубопровод — металлический, забойный конец которого наращен трубами из гибкого материала.

Решение. 1. Необходимое количество воздуха, которое поступает в забой после взрыва ВВ, находим по формуле (II.70)

$$Q_3 = \frac{2,3}{25} \sqrt[3]{\frac{0,3 \cdot 100 (38,5 \cdot 450)^2}{1,225}} = 595 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 9,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Здесь $p_y = 1 + 0,0001 \Delta L_T = 1 + 0,0001 \cdot 5 \cdot 450 = 1,225$; длина трубопровода равна почти 450 м, а диаметр трубопровода принят 0,8 м.

2. Необходимое количество воздуха по числу людей в забое определяем по формуле (II.68) $Q_3 = 6 \cdot 15 = 90 \text{ м}^3/\text{мин}$, или 1,5 м³/с.

Для последующих расчетов принимаем наибольшее из полученных значений, т. е. $Q_3 = 595 \text{ м}^3/\text{мин}$, или 9,9 м³/с, и оно удовлетворяет условию (II.74) $\frac{9,9}{38,5} > 0,15 \text{ м/с}$.

3. Производительность и напор вентилятора определяем по формулам (II.76):

$$Q_v = 1,225 \cdot 595 = 730 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 12,17 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$h = 1,225 \cdot 6,5 \cdot 0,0003 \frac{450}{(0,8)^5} \cdot (9,9)^2 = 323 \text{ мм вод. ст.}$$

Принимаем вентилятор ВЦО-1 (по данным табл. 20) и трубопровод диаметром 0,8 м.

Задачи к § 7 по расчету параметров проветривания тупиковых забоев горных выработок. Основные исходные данные приведены в табл. 22.

Исходные данные	Квершлаг	Штрек	Ствол
Способ проходки	Буровзрывной	Комбайно- вый	Буровзрывной
Способ проветривания	Нагнетательный		
Конечная длина (глубина) выработки, м	400	200	400
Количество ВВ, взрываемого одновременно, кг	55	—	90
Сечение выработки в свету, м ²	12	11,5	28,3
Время на проветривание, мин	25	—	25
Число людей в наиболее людную смену	9	7	14
Коэффициент K_B	0,7	0,7	0,3
Метановыделение, м ³ /мин	—	1,5	—

§ 8. Организация проходческих работ

К расчетам по организации проходческих работ приступают тогда, когда составлена схема проходки, выполнены необходимые расчеты по определению размеров поперечного сечения выработки, прочных размеров крепи, параметров буровзрывных работ, выбрана механизация процессов проходки, установлен режим работы по проходке (число и продолжительность циклов в смену, в сутки), выбраны средства проветривания и известен перечень рабочих процессов цикла.

В цикл работ по проведению горизонтальных и наклонных выработок входят следующие процессы:

а) в выработках, проводимых буровзрывным способом: бурение и зарядание шпуров, взрывание зарядов, проветривание забоя после взрыва, погрузка и транспортирование горной массы до обменного пункта, крепление (временной и постоянной крепью), настилка пути, наращивание конвейера и вентиляционных труб, устройство водоотводной (водосточной) канавки и др.;

б) в выработках, проводимых комбайном: выемка, погрузка и транспортирование горной массы до обменного пункта, крепление, настилка пути, устройство канавки, наращивание конвейера и вентиляционных труб и др.

Проходка вертикальных стволов включает три комплекса работ: выемку породы (собственно проходка), возведение постоянной крепи и армирование ствола. Эти комплексы работ могут выполняться последовательно и параллельно.

В цикл работ по выемке породы входят следующие процессы: бурение и зарядание шпуров, взрывание зарядов, проветривание забоя, погрузка и выдача породы, установка временной крепи, водоотлив и др.

При последовательной схеме проходки ствола каждый комплекс работ выполняется по отдельным графикам, а при параллельной схеме — по графикам, совмещенным (во времени, а иногда и в пространстве) с графиком работ по выемке породы.

График циклической проходки выработки состоит из графика организации работ (основной график), графика выходов рабочих (составляется на основе графика организации работ) и таблицы технико-экономических показателей (сводка расчетных и других данных о проходке).

Расчеты для составления графика циклической организации работ, основанные на вышеперечисленных исходных данных, ведутся в следующем порядке:

1. Определяется объем работ V на цикл по каждому процессу в отдельности в соответствующих единицах.

2. Принимаются по сборникам типовых норм выработки (ТНВ) соответствующая данному процессу основная норма выработки и поправочные коэффициенты к ней, с помощью которых учитывают влияние горнотехнических и организационных условий работы в данном забое, отличающихся от таковых в типовом забое, для которого выведена основная норма выработки. В результате умножения основной нормы выработки на все поправочные коэффициенты к ней получается окончательная норма выработки H , которую принимают для дальнейших расчетов. Вместо нормы выработки по ТНВ можно и даже рекомендуется принимать фактическую и устойчивую производительность труда, достигнутую в условиях работы, аналогичных условиям работы в рассматриваемом забое, поскольку фактическая производительность выше нормы выработки по ТНВ.

3. Подсчитывается трудоемкость работы по каждому процессу по формуле

$$n_i = \frac{V}{H} \text{ чел.-смен.} \quad (\text{II.77})$$

4. Находят общее число человеко-смен на цикл по формуле

$$\sum n_i = n_1 + n_2 + n_3 + \dots + n_n. \quad (\text{II.78})$$

5. С учетом перевыполнения норм выработки явочный штат (штат на работе) комплексной бригады (звена) на цикл $n_{я}$ принимают несколько меньше, чем подсчитанное по формуле (II.78) число человеко-смен, и он должен быть целым числом. После чего находят величину коэффициента выполнения норм выработки по формуле

$$K_{н} = \frac{\sum n_i}{n_{я}}. \quad (\text{II.79})$$

Расчетное значение $K_{н}$ обычно находится в пределах $1 < K_{н} \leq \leq 1,3$.

6. Определяется расчетная производительность труда на выход по формуле

$$P = \frac{l_{ц}}{n_{я}} \text{ м}, \quad (\text{II.80})$$

где $l_{ц}$ — подвигание забоя за цикл, м.

7. Для построения графика организации работы бригады (звена) необходимо определить продолжительность выполнения каждого процесса проходческого цикла по формуле

$$t = \frac{n_i T_{ц} \alpha}{n_{пр} K_{и}}, \quad (\text{II.81})$$

где $n_{пр}$ — число рабочих, участвующих в выполнении данного процесса проходческого цикла;

$$\alpha = \frac{T_{ц} - T_1}{T_{ц}} \text{ — коэффициент, учитывающий время } T_1; \quad (\text{II.82})$$

$$T_1 = t_3 + t_{п} + t_{сп} + t_{пд} + t_{р}. \quad (\text{II.83})$$

Здесь t_3 — время на зарядание шпуров, формула для определения которого приведена в § 4;

$t_{п}$ — время на проветривание забоя после взрыва ВВ, оно должно быть не более 30 мин;

$t_{сп}$, $t_{пд}$ — время соответственно на спуск и подъем людей, инструментов и ВВ, связанное с условием взрывания ВВ при проходке вертикальных стволов;

$t_{р}$ — время резерва, если оно предусмотрено.

Таким образом, T_1 представляет сумму затрат времени на выполнение процессов ненормируемых и не перекрываемых нормируемыми работами, а также время резерва, если оно предусмотрено. При комбайновой проходке $T_1 = 0$ или $T_1 = t_{р}$, если резерв предусмотрен.

Остальные обозначения прежние.

8. Правильность определения продолжительности выполнения процессов проходческого цикла проверяют по условию

$$T_{ц} = \frac{\sum t n_{пр}}{n_{я}} + T_1. \quad (\text{II.84})$$

После этого составляют график организации работ с учетом возможных совмещений отдельных рабочих процессов во времени.

Так как при бригадной системе организации работ все ее члены начинают и кончают работу одновременно, составление графика выходов не обязательно.

Для работы по проведению выработок организуются комплексные бригады. Эти бригады могут быть суточными (сквозными), состоящими из сменных звеньев, и сменными (если цикл или целое число циклов завершается в течение смены). Предпочтение отдается суточной бригаде. Члены комплексной бригады (сменного звена) выполняют совместно все процессы проходческого цикла и работают по

принципу взаимопомощи и взаимозаменяемости, а потому должны владеть всеми смежными профессиями.

При расчетах пользуются типовыми нормами выработки и времени (ТНВ), которые периодически пересматриваются и дополняются. На основе типовых сборников комбинаты и другие хозяйственные объединения разрабатывают свои нормы применительно к местным условиям. На горноподготовительные работы для угольных шахт выпущен сборник в 1968 г. и дополнение к нему в 1970 г. Аналогичные ТНВ для шахт и рудников черной и цветной металлургии выпущены в 1968 г. Сборник единых норм выработок и расценок на горнопроходческие работы при строительстве угольных шахт и карьеров был выпущен Госстроем СССР в 1966 г. и переиздан (с дополнениями и изменениями) в 1971 г.

В указанных сборниках нормы выработки рассчитаны на 6-часовую смену. При решении числовых примеров в соответствии с рекомендацией МУП СССР была принята 7-часовая рабочая смена. Поэтому норма выработки, рассчитанная на 6-часовую смену, умножается на поправочный коэффициент $7 : 6 = 1,17$.

Пример 33. Составить график циклической организации работ на проведение двухпутевой откаточной выработки по породе с $f = 7$ буровзрывным способом при следующих условиях: шахта II категории по газу; пересекаемые породы почти сухие; форма поперечного сечения сводчатая площадью в свету $12,1 \text{ м}^2$; размеры в проходке: сечение $15,5 \text{ м}^2$, высота $3,62 \text{ м}$, ширина понизу $5,12 \text{ м}$; крепь АКП-3 из СВП-27 с частичной затяжкой, расстояние между осями соседних арок $0,75 \text{ м}$; сечение водосточной канавки $0,12 \text{ м}^2$; тип погрузочной машины ПНБ-3м с навесным оборудованием для бурения 4КНБ (с четырьмя одновременно работающими бурильными машинами); погрузочная машина грузит на подвесной конвейер-перегрузатель; бурение и погрузку обслуживает звено из 2 рабочих. Количество шпуров 36, из них: 8 врубовых длиной по $2,55 \text{ м}$, 12 вспомогательных длиной по $2,25 \text{ м}$ и 16 отбойных длиной $2,27 \text{ м}$; к. и. ш. $0,9$, глубина шпуров $2,24 \text{ м}$. Число циклов в сутки — 4 продолжительностью по $5,25 \text{ ч}$; число рабочих смен в сутки 3, по 7 ч каждая. Приняты рельсы Р33; колея 900 мм ; диаметр прорезиненных вентиляционных труб 600 мм ; бурение шпуров с погрузкой пород во времени не совмещается.

Решение. 1. Определяем объем и трудоемкость работ на цикл.
Бурение шпуров. Объем работы по бурению

$$8 \cdot 2,55 + 12 \cdot 2,25 + 16 \cdot 2,27 = 83,64 \text{ м.}$$

Норма выработки на 4 бурильные машины $4 \cdot 41 \cdot 1,17 = 192 \text{ м}$.

Потребное количество нормо-смен на одного рабочего по формуле (II.77) $83,64 : 192 = 0,437$. Так как состав звена 2 чел., то трудоемкость работ составит $0,437 \cdot 2 = 0,874 \text{ чел.-смен}$.

Погрузка породы на конвейер. Подвигание забоя за цикл $2,24 \times 0,9 = 2 \text{ м}$.

Объем породы, подлежащей погрузке за цикл в массиве, $2 \cdot 15,5 = 31 \text{ м}^3$.

Норма выработки $21,9 \cdot 1,17 \cdot 1,15 = 29,5 \text{ м}^3$ на звено из двух рабочих.

Потребное количество нормо-смен на одного рабочего $31 : 29,5 = 1,05$.

Так как звено состоит из 2 чел., то трудоемкость равна $1,05 \cdot 2 = 2,1$ чел.-смен.

Крепление выработки. Объем работ по креплению $2 : 0,75 = 2,67$ арки.

Норма выработки $1,65 \cdot 1,17 \cdot 0,9 = 1,74$ арки.

Потребное количество человеко-смен по формуле (II.77) $2,67 : 1,74 = 1,54$.

Настилка пути. Объем работы 2 м пути.

Норма выработки $6,5 \cdot 1,17 \cdot 0,5 = 3,8$ м.

Потребное количество человеко-смен по формуле (II.77) $2 : 3,8 = 0,527$.

Проведение водосточной канавки. Объем работы $2 \cdot 0,12 = 0,25 \text{ м}^3$.

Норма выработки $3,6 \cdot 1,17 = 4,2 \text{ м}^3$. Потребное количество человеко-смен $0,24 : 4,2 = 0,06$.

Наращивание вентиляционных труб. Объем работы 2 м. Норма выработки $134 \cdot 1,17 = 157$ м. Потребное количество человеко-смен $2 : 157 = 0,013$.

Заряжание шпуров и взрывание зарядов. Заряжанием шпуров будут заниматься проходчики, имеющие единую книжку мастера-взрывника, и мастер-взрывник. В этих условиях трудоемкость работы по заряжанию определяют ориентировочно в пределах 10% всей суммы человеко-смен, т. е. $0,1 \cdot (0,874 + 2,1 + 1,54 + 0,527 + 0,06 + 0,013) = 0,51$ чел.-смен.

Количество человеко-смен на неучтенные работы (обычно принимается до 5% суммарного количества человеко-смен на цикл) — 0,026. Находим суммарное количество человеко-смен на цикл по формуле (II.78) $0,874 + 2,1 + 1,54 + 0,527 + 0,06 + 0,013 + 0,51 + 0,026 = 5,65$.

Приняв на цикл 5 чел., находим коэффициент перевыполнения норм выработки по формуле (II.79) $K_n = 5,65 : 5 = 1,13$.

2. Рассчитываем производительность труда проходчика на выход и продолжительность проходческих процессов.

Производительность труда проходчика на выход по формуле (II.80) $2 : 5 = 0,5$ м.

Определяем коэффициент, учитывающий затраты времени на заряжание и взрывание шпуров и проветривание, по формуле (II.82)

$$\alpha = \frac{5,25 - (36 \cdot 0,05 + 0,35)}{5,25} = 0,85.$$

Как рассчитывается время на проведение выработок, покажем на примере расчета продолжительности бурения шпуров по формуле (II.81)

$$t_{\sigma} = \frac{0,874 \cdot 5,25 \cdot 0,85}{2 \cdot 1,13} = 1,75 \text{ ч.}$$

Результаты расчетов продолжительности проходческих процессов и других параметров проходки сведены в табл. 23.

Т а б л и ц а 23

Вид работ, процесс	Число чел.-смен	Число рабочих, занятых на данной работе	Продолжительность цикла, ч	α	Коэффициент выполнения нормы	Продолжительность процесса, ч
Бурение шпуров	0,874	2	5,25	0,85	1,13	1,75
Заряжание шпуров	—	—	—	—	—	0,45
Взрывание и проветривание	—	—	—	—	—	0,35
Уборка породы	2,1	2—5	5,25	0,85	1,13	2,81
Крепление	1,54	3	5,25	0,85	1,13	2,13
Настилка пути	0,527	2	5,25	0,85	1,13	1,04
Наращивание вентиляционных труб	0,013	2	5,25	0,85	1,13	0,27
Устройство канавки	0,06	1	5,25	0,85	1,13	0,24

Как видно из данных таблицы, число проходчиков, участвовавших в креплении в разное время цикла, колебалось от 2 до 5, а среднее значение его может быть принято 3,4.

Проверим правильность определения продолжительности выполнения процессов проходческого цикла по формуле (II.84)

$$T_{\sigma} = \frac{1,75 \cdot 2 + 2,81 \cdot 3,4 + 2,13 \cdot 3 + 1,04 \cdot 2 + 0,27 \cdot 2 + 0,24 \cdot 1}{5} + 0,8 = 5,25 \text{ ч.}$$

График организации работ, составленной по данным табл. 23, приведен на рис. 17.

Пример 34. Составить график циклической организации работ по проходке ствола (по выемке породы) при следующих условиях: диаметр ствола в свету 7 м, в проходке 8 м; коэффициент крепости породы $f = 8$; приток воды, $< 5 \text{ м}^3/\text{ч}$; материал постоянной крепи — быстротвердеющей бетон; число шпуров 42, из них: 8 врубовых длиной 3 м, 14 вспомогательных длиной 2,88 м и 20 оконтуривающих длиной 2,9 м; к. и. ш. = 0,9; глубина шпуров 2,78 м; диаметр патронов ВВ 45 мм; глубина ствола 400 м. Для проходки применяется проходческий комплекс 2КС-2У, в который входят двухгрейферные породопогрузочные машины 2КС-2К/40, БУКС-1м с четырьмя одновременно работающими бурильными молотками и щит-оболочка, при наличии которого отпадает необходимость возведения временной

крепи. В сутки 3 смены продолжительностью по 7 ч и 2 цикла продолжительностью по 10,5 ч.

Бурение и погрузка породы во времени не совмещаются.

Решение. 1. Определяем объем и трудоемкость работ на цикл.

Бурение шпуров. Объем работы по бурению $8 \cdot 3 + 14 \cdot 2,88 + 20 \cdot 2,9 = 122,8$ м

Норма выработки на БУКС-1м $48,6 \cdot 1,17 = 57$ м.

Так как бурение обслуживает звено из 2 чел., трудоемкость по формуле (II.77) составит $2 \frac{122,8}{57} = 2,16$ чел.-смен.

Процесс, операция	Продолжительность, ч	Часы смены							
		1	2	3	4	5	6	7	8
Бурение шпуров	1,75	■		■		■		■	
Заряжание шпуров	0,45			■					
Взрывание и проветрив.	0,35			■					
Уборка породы	2,81			■		■		■	
Крепление	2,13	■		■		■		■	
Настилка пути	1,04				■				
Наращивание вентил.груд	0,27						■		
Устройство канавки	0,24				■				

Рис. 17. График организации работ — 1,33 цикла в смену (к примеру 33)

Погрузка породы. Площадь забоя в проходке $\frac{3,14 \cdot (8)^2}{4} = 50$ м².

Объем работы по погрузке $50 \cdot 2,78 \cdot 0,9 = 125$ м³ породы в массиве.

Норма выработки на 2 грейфера $2 \cdot 11 \cdot 1,17 \cdot 0,85 = 21,85$ м³.

Трудоемкость по формуле (II.77) $125 : 21,85 = 5,73$ чел.-смен.

Суммарная трудоемкость работ $2,16 + 5,73 = 7,89$ чел.-смен.

На цикл по выемке породы принимаем 7 чел., и тогда коэффициент выполнения норм составит $7,89 : 7 = 1,13$.

Производительность труда проходчиков по проходке на выход по формуле (II.80) $\frac{2,78 \cdot 0,9}{7} = 0,36$ м.

2. Ненормируемые и не перекрываемые работами по бурению и погрузке процессы:

	Продолжительность, ч
Заряжание шпуров	0,45
Подъем людей	0,2
Взрывание и проветривание	0,38
Спуск людей	0,2
Итого	$T_1 = 1,2$

Определяем коэффициент, учитывающий ненормируемые процессы, по формуле (II.82)

$$\alpha = \frac{10,5 - 1,2}{10,5} = 0,887.$$

По формуле (II.81) определяем продолжительность работ: по бурению

$$\frac{2,16 \cdot 10,5 \cdot 0,887}{7 \cdot 1,13} = 2,55 \text{ ч};$$

по погрузке

$$\frac{5,73 \cdot 10,5 \cdot 0,887}{7 \cdot 1,13} = 6,75 \text{ ч}.$$

Процесс, операция	Продолжительность, ч	Часы цикла											
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	10,5	
Бурение шпуров	2,55	■											
Спуск взрывника и ВВ	0,2			■									
Заряжание шпуров	0,42			■									
Подъем людей	0,2				■								
Взрывание и проветривание	0,38				■								
Спуск людей	0,2					■							
Уборка породы	6,75					■							

Рис. 18. График организации работ по проходке ствола (к примеру 34)

Правильность расчетов проверяем по формуле (II.84)

$$\frac{2,55 \cdot 7 + 6,75 \cdot 7}{7} + 1,2 = 10,5 \text{ ч},$$

т. е. продолжительность работ равна длительности цикла; следовательно, расчет количества человеко-часов сделан правильно.

График организации работ, составленный по вышеприведенным расчетным данным, показан на рис. 18.

Пример 35. Рассчитать технологические параметры и составить график организации работ проведения бремсберга по углю комбайном ПК-3м при следующих исходных данных: сечение трапециевидное площадью в проходке 7 м^2 , в свету $4,9 \text{ м}^2$; угол падения пласта 10° ; вид крепи — рама из железобетонных стоек и металлического верхняка с расстоянием между рамами 1 м ; транспортирование угля от комбайна конвейером. Крепежные и другие материалы, запасные части, рештаки и другие доставляются в забой тем же конвейером путем реверсирования. Водосточная канавка сечением $0,12 \text{ м}^2$ проходится по породе с коэффициентом крепости $f = 3$ комбайном одновременно с бремсбергом. Настилка рельсового пути не предусматривается. Проветривание осуществляется вентилятором местного проветривания; диаметр прорезиненных вентиляционных труб 600 мм .

Решение. 1. Агрегатную норму выработки и нормативную трудоемкость за смену принимаем по табл. 3 из ТНВ (издание 1970 г.), что составляет соответственно $7,51 \text{ м}$ и $5,7 \text{ чел.-смен}$.

Теперь покажем, как пользоваться соответствующими формулами для получения тех же табличных данных.

Агрегатную норму выработки находим по формуле (II.49)

$$H_a = \frac{360 - 40 - 10}{(21,2 + 5,2) \left(1 + \frac{11}{100}\right) + 12} = 7,51 \text{ м в смену.}$$

Трудоемкость по обслуживанию проходческого комбайна определяем по формуле (II.50)

$$H_T = \frac{214,99}{26,4 + 12} = 5,7 \text{ чел.-смен.}$$

Числовые значения в этих формулах взяты из табл. 13.

Таким образом, мы видим, что, имея необходимые нормативы времени по операциям рабочих процессов, агрегатную норму выработки и нормативную трудоемкость можно определить по этим формулам.

Однако при наличии ТНВ, где даны нужные нормы и трудоемкости работ, нет необходимости прибегать к этим расчетам.

2. Агрегатная норма выработки (табл. 3, ТНВ) рассчитана при проведении подготовительных выработок сечением вчерне 8,6—9,5 м² с арочным металлическим креплением и при продолжительности смены 6 ч. Эту норму выработки надо умножить на поправочные коэффициенты: 1,1 — при сечении вчерне до 7,5 м², 0,95 — при креплении железобетонными стойками с металлическим верхняком, 1,17 — при продолжительности смены 7 ч. Произведение этих поправочных коэффициентов составит $1,1 \cdot 0,95 \cdot 1,17 = 1,22$. Таким образом, устанавливаемая норма выработки будет равна $7,51 \cdot 1,22 = 9,15$ м в смену.

3. В установленную норму выработки не входит, как указывалось выше, устройство (проведение и крепление) водосточной канавки. При расчете комплексной нормы выработки эта работа учитывается отдельно.

Объемы работ на смену по устройству водосточной канавки:

по проведению канавки — $0,12 \cdot 9,15 = 1,1$ м³;

по креплению канавки 9,15 м.

Расчет комплексной нормы выработки приведен в табл. 24.

Нормативная трудоемкость на 1 м составит $6,162 : 9,15 = 0,673$ чел.-смен. Норма выработки на одного члена звена в смену $9,15 : 6,0 = 1,52$ м.

Расчетный коэффициент перевыполнения нормы выработки определяем по формуле (II.79)

$$K_m = 6,162 : 6 = 1,03.$$

График организации работ по проходке бремсберга приведен на рис. 19.

Вид работ	Единица измерения	Норма выработки			Объем работ на смену	Нормативная трудоемкость работ, чел.-смен
		по ТНВ	производство поправочных коэффициентов	установленная		
Проведение бремсберга	м	7,51	1,22	9,15	9,15	5,7
Проведение водосточной канавки комбайном по породе	м ³	—	—	21	1,1	0,055
Крепление водосточной канавки	м	22,5	—	22,5	9,15	0,407
Итого	—	—	—	—	—	6,162
Принято	—	—	—	—	9,15	6,0

Процесс, операция	Единица измерения	Объем работ за смену	Часы смены							Продолжительность, мин		
			1	2	3	4	5	6	7			
Подготовительно-заключительные	—	—	6							6	40	
Работа комбайна	м	9,15	1	1		1	1		1	1	194	
Обслуживание комбайна	—	—									48	
Обслуживание конвейера	—	—	1	1		1	1		1	1	194	
Крепление рамы	рамы	9,15	3	3	6	3	3	6	3	3	6	336
Наращивание конвейера	м	9,15			5			5			5	48
Устройство водосточной канавки	м	9,15		1		1			1		1	96
Прочие вспомогательные работы	—	—	1		1	1		1	1		1	144

Рис. 19. График организации работ на смену (к примеру 35)

Все нормативы времени по операциям рабочих процессов, необходимые для определения продолжительности выполнения отдельных операций и видов работ, отражаемых на графике, обычно находят в ТНВ или получают в результате специальных хронометражных наблюдений. Например, в приведенном примере продолжительность выемки угля комбайном за смену составляет $21,2 \cdot 9,15 = 194$ мин, где 21,2 — норматив времени на выемку угля на 1 м выработки в минутах (ТНВ, изд. 1970 г., табл. 21), 9,15 — проходка бремсберга за смену в метрах.

В данном примере принято, что комбайн примерно через каждые 32 мин непрерывной работы по выемке угля останавливается примерно на 8 мин для замены зубков, смазки и т. д. (см. рис. 19). Расстановкой рабочих занимается машинист комбайна.

Цифры на графике (см. рис. 19) показывают примерную расстановку и численный состав работающих по процессам и видам работ в различные периоды времени.

Задачи к § 8 по определению числа людей в сменном звене, составлению графика организации работ и др. Основные исходные данные приведены в табл. 25.

Таблица 2

Исходные данные	Штрек	Квершлаг	Ствол
Способ выемки угольного пласта	Выбуривание	—	—
Выдача угля и породы	Раздельная	—	—
Коэффициент крепости:			
угля	1,5	—	—
породы	5	7	8
Мощность пласта угля, м	1,5	—	—
Категория шахты по газу	III	Негазовая	
Форма сечения выработки	Трапецевидная	Арочная	Круглая
Размеры сечения выработки:			
в черне			
площадь, м ²	13,2	14,5	44,3
ширина поверху, м	4,15	—	—
ширина понизу, м	5,0	5,0	—
высота (диаметр), м	2,85	3,4	7,6
в свету площадь, м ²	9,62	12,0	38,4
Число и длина скважин по углю, м	12 и 3	—	—
Диаметр скважины, м	0,75	—	—
Число и глубина шпуров, м	10 и 3	36 и 2,44	37 и 2,34
Число и длина шпуров, м:			
врубовых	—	8 и 2,56	8 и 2,52
вспомогательных	—	12 и 2,5	12 и 2,42
отбойных	—	16 и 2,51	18 и 2,45
Подвигание забоя за цикл, м	3	2,2	2,1
Число циклов в сутки	3	3	2
Продолжительность цикла, ч	7	7	10,5
Сечение водосточной канавки, м ²	0,14	0,14	—
Число рельсовых путей и колея	2 и 900 мм	—	—
Конструкция и материал крепи	Рама, верхняя — металлическая балка, стойки ЖБ	Арка АКП-3 (СВП-27)	Быстротвердеющий бетон
Расстояние между рамами, м	0,7	0,75	—
Диаметр и материал вентиляционных труб	600 мм, прорезищепные	—	800 мм, металлические
Погрузочная машина	2ПНБ-2 с навесным оборудованием для бурения шпуров (2 бурильные машины) и выбуривания скважин по углю	—	КС-2У/40
Бурильная машина	—	—	БУКС-1м

§ 9. Проведение выработки широким забоем

Выше мы рассматривали случаи проведения выработки, когда вынимаемая горная масса (уголь, или порода, или порода и уголь) удаляется из забоя (обычно выдается на поверхность).

Теперь рассмотрим случай проведения выработки смешанным широким забоем, т. е. выработки, где ширина забоя по углю больше ширины проводимой выработки, найденной по условию размещения откаточных сосудов. Этот способ называется также способом проведения выработки с раскоской.

Расширять забой выработки по углю нужно для того, чтобы вместо вынимаемого и выдаваемого на поверхность угля поместить породу, получаемую от подрывки почвы, или кровли, или почвы и кровли пласта. Преимущества проведения выработки широким забоем в определенных условиях общеизвестны из теоретического курса.

Необходимая ширина забоя по углю определяется по формуле

$$l_y = \frac{(S - am)k}{m} + a + d + б \text{ м}, \quad (\text{II.85})$$

где S — общая площадь поперечного сечения выработки вчерне, м^2 ;
 a — ширина выработки в том месте, где она пересекает пласт угля, м (для трапециевидной формы сечения значение a можно принимать равным средней ширине трапеции);

m — мощность пласта, м ;

k — коэффициент разрыхления пород от подрывки с учетом объема материала крепи (при креплении забоя по углю деревом), оставленного в выработанном пространстве, а также с учетом опускания (прогиба) кровли в этом пространстве;

d — ширина косовичника, м (обычно $d = 1,3 \div 2 \text{ м}$);

$б$ — ширина бермы штрека, м (в случае ее оставления $б = 1 \div 1,5 \text{ м}$).

Значение k зависит главным образом от степени плотности закладки на месте ее возведения; по данным промышленных испытаний пневматической закладки комплексом КШХ-1, этот коэффициент составил 1,43, а при других способах закладки (скреперной и ручной) он достигает 2 и более.

Первое слагаемое в формуле (II.85) $\frac{(S - am)k}{m}$ представляет собой ширину закладываемой породой полосы.

При подсчитанной по формуле (II.85) длине забоя по углю l_y число циклов в смену, которое может быть достигнуто при работе механизированного комплекса с комбайном «Маяк» в угольном забое, определяется по формуле

$$n_y = \frac{T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}} - t_3 - t_{\text{пр}} - t_{\text{рез}}}{\left(\frac{1}{v_{\text{п}}} + t_{\text{в}}\right) l_y + t_{\text{обс}} + t_{\text{пер}}}, \quad (\text{II.86})$$

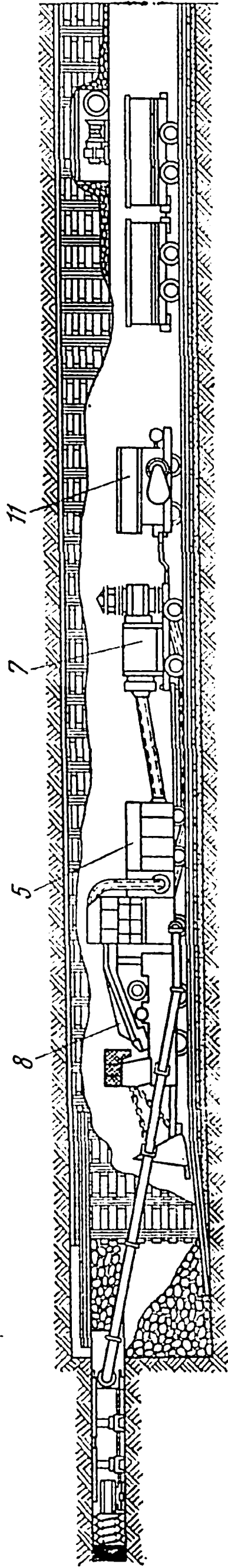
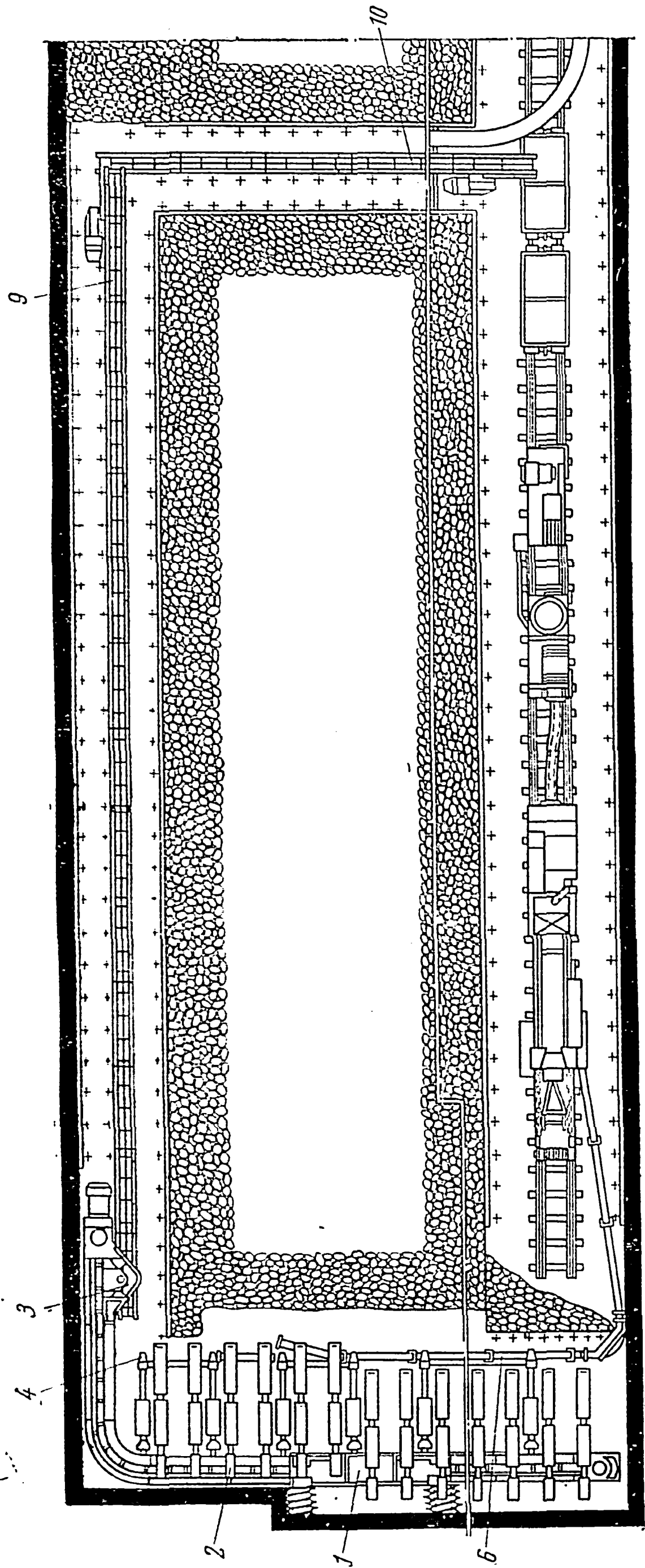


Рис. 20. Технологическая схема проведения шпуров широким забоем комплексом КШХ-1

а сменное подвигание забоя по углю — по формуле

$$l_{\text{см}} = r n_{\text{ц}} \text{ м}, \quad (\text{II.87})$$

где $T_{\text{см}}$ — длительность смены (обычно $T_{\text{см}} = 420$ мин);

$t_{\text{п.з}}$ — время на подготовительно-заключительные операции (обычно $t_{\text{п.з}} = 15 \div 25$ мин);

t_3 — время на зарядание и взрывание шпуров в породном забое выработки, мин. Длительность зарядания зависит от числа рабочих, имеющих единую книжку мастера-взрывника и участвующих в зарядании шпуров, и от числа шпуров, которое, как показывают практика и расчеты, обычно не превышает 10—11 шт.;

$$t_3 = \frac{N t_{\text{шп}}}{n_{\text{р}}}, \quad (\text{II.88})$$

N — число шпуров;

$t_{\text{шп}}$ — время на зарядание одного шпура, мин;

$n_{\text{р}}$ — число рабочих, участвующих в зарядании шпуров;

$t_{\text{пр}}$ — время на проветривание забоя, мин (в этих условиях, обычно $t_{\text{пр}} = 10 \div 15$ мин, но не более 30 мин);

$t_{\text{рез}}$ — время резерва на демонтаж, транспортирование и монтаж скребкового конвейера, установленного на косовичнике или берме штрека;

$v_{\text{п}}$ — скорость подачи комбайна «Маяк», м/мин (обычно $v_{\text{п}} = 0,25$ м/мин);

$t_{\text{в}}$ — время на вспомогательные операции, отнесенное к 1 м длины забоя по углю, мин;

$t_{\text{обс}}$ — время на обслуживание комбайна и замену зубков, мин;

$t_{\text{пер}}$ — время на перемещение комбайна и всего комплекса в связи с зарубкой в начале каждого цикла работы в угольном забое, мин;

r — полезная ширина захвата комбайна, м. Практикой установлено, что она составляет 0,8—0,9 конструктивной ширины захвата комбайна.

При применении комплекса КШХ-1 опережение забоя по углю относительно забоя по породе является величиной постоянной, а следовательно, сменное подвигание забоя по углю равно сменному подвиганию забоя по породе.

Механизированный комплекс КШХ-1 предназначен для проведения выработки широким забоем на пластах мощностью 0,8—1,4 м с углом падения до 18° и состоит из: узкозахватного (ширина захвата 1 м) комбайна «Маяк» 1 (рис. 20), специального углового жесткого конвейера КСП4 2, 3, механизированной передвижной крепи «Пионер» 4, дробильно-закладочной машины «Титан» 5, с пневмозакладочным трубопроводом 6, воздуходувки КШХН 7, породопогрузочной машины ППМ-4 8, ленточного перегружателя УПЛ (который на рисунке не показан), передаточных скребковых конвейеров СКР-20 или других типов 9, 10 и гидростанции крепи «Пионер» 11.

Комбайн «Маяк» с двумя шнековыми рабочими органами работает с рамы конвейера КСП-4 по челноковой схеме. Самозарубка выполняется в лоб забоя без проведения ниш, а выемка угля ведется по всей мощности пласта с плавной регулировкой рабочих органов; погрузка угля производится на забойный конвейер. Производительность комбайна до 80 т/ч, скорость подачи 0,25 м/мин, мощность двигателя 75 кВт.

Конвейер КСП-4 с угловой секцией обеспечивает транспортирование угля по раскоске и косовичнику (или берме штрека) под углом 90° без пересыпа. Производительность конвейера 65 т/ч, скорость цепи 0,97 м/с, мощность двигателя 40 кВт.

Крепь «Пионер» состоит из четырех секций, соединенных общей базовой балкой, роль которой выполняет жесткий став конвейера КСП-4, направляющих балок и гидрооборудования крепи. Каждая секция состоит из четырех стоек одинарной раздвижности грузоподъемностью 20 т, домкрата передвижки, рамы, двух перекрытий и насосной станции ЭНС. Кроме поддержания призабойного пространства, крепь «Пионер» выполняет одновременно (без разборки) функции передвижки конвейера КСП-4, закладочного трубопровода и подачи на забой комбайна «Маяк» при зарубке.

Дробильно-закладочная машина «Титан» состоит из одновалковой дробилки, обеспечивающей дробление породы от подрывки до класса 75 мм, и закладочного устройства.

Диаметр и длина секций закладочного трубопровода 165 и 2000 мм. Производительность машины «Титан» — до 60 т породы в час, мощность двигателя 50 кВт.

Передвижная воздуходувка КШХН производительностью 70 м³/мин воздуха при давлении до 0,7 кгс/см² имеет мощность двигателя 100 кВт.

Комплекс КШХ-1 снабжен системами пылеотсоса и пылеподавления. Комплекс прошел промышленные испытания на шахтах Донбасса: «Колосниковская» № 1, им. Лутугина, «Восточная», № 42 «Кураховка» и шахта № 1 «Ново-Гродовка».

Выполненный ДонУГИ и Донгипроуглемашем анализ собранных данных показал, что применение комплекса КШХ-1 по сравнению с применяемой на шахтах технологией проведения штреков широким забоем обеспечивает снижение трудоемкости в принятом диапазоне условий в 1,4—1,9 раза при полной механизации основных трудоемких процессов.

Пример 36. Штрек предполагается проводить широким забоем с применением механизированного комплекса КШХ-1 при следующих исходных данных: $m = 0,8$ м, $\alpha = 10^\circ$, раскоска нижняя; подрывается порода почвы пласта с коэффициентом крепости пород $f = 5$; размеры поперечного сечения выработки в черне: высота $h = 2,9$ м, ширина поверху $b = 4$ м, ширина понизу $c = 5$ м, средняя ширина выработки $a = 4,5$ м, берма штрека отсутствует, ширина косовичника $d = 1,5$.

При решении задачи используются (или служат ориентиром) фак-

тические данные, полученные в результате работы комплекса КШХ-1 в шахтах. Требуется рассчитать основные технологические параметры, необходимые при проведении штрека.

Решение. 1. Прежде чем найти длину забоя по углю, подсчитываем площадь поперечного сечения выработки в черне

$$S = \frac{b+c}{2} h = \frac{4+5}{2} 2,9 = 13,0 \text{ м}^2.$$

Поперечное сечение штрека по породе составит

$$S_2 = S - at = 13 - 4,5 \cdot 0,8 = 9,8 \text{ м}^2.$$

2. Находим длину забоя по углю по формуле (II.85)

$$l_y = \frac{(13 - 4,5 \cdot 0,8)}{0,8} 1,5 + 4,5 + 1,5 = 24 \text{ м.}$$

3. Принимаем в качестве ВВ ПЖВ-20 в патронах диаметром $d_n = 36$ мм, или 0,036 м, имеющее работоспособность $p = 290 \text{ см}^3$. Находим число шпуров в породном забое по формуле (II.26)

$$N = 9,8 \frac{380}{290} \cdot \frac{0,001}{(0,036)^2} \left(\sqrt{0,2 \cdot 5} + \frac{1}{\sqrt{9,8}} \right)^2 0,6 = 10 \text{ шт.}$$

Материалом для забойки служит вода в ампулах; время на зарядание одного шпура $t_{\text{шп}} = 3$ мин; на зарядании шпуров занято $n_3 = 3$ проходчика. Тогда общее время на зарядание всех шпуров находим по формуле (II.88)

$$t_3 = \frac{10 \cdot 3}{3} = 10 \text{ мин.}$$

4. Число циклов в смену по выемке угля определяется по формуле (II.86)

$$n_y = \frac{420 - 20 - 10 - 15 - 30}{\left(\frac{1}{0,25} + 0,06 \right) 24 + 14 + 5} = 3.$$

Сменное подвигание забоя по углю по формуле (II.87)

$$l_{\text{см}} = 0,85 \cdot 3 = 2,6 \text{ м.}$$

Следовательно, длина шпуров по породе и сменное подвигание штрека будет такое же, т. е. $l_{\text{шп}} = 2,6 \text{ м.}$

Месячная скорость проведения выработки при 21 рабочем дне в месяц и при 3 рабочих сменах в сутки $v = 2,6 \cdot 3 \cdot 21 = 164 \text{ м.}$

5. В каждый шпур может быть заряжено 7 патронов ВВ диаметром 36 мм, длиной 0,27 м и массой 0,3 кг. Общая масса заряда в шпуре составит

$$q_{\text{ш}} = 0,3 \cdot 7 = 2,1 \text{ кг.}$$

Длина шпура, занятая зарядом, будет равна $0,27 \cdot 7 = 1,89 \text{ м.}$

Длина забойки шпуров $l_{36} = 2,6 - 1,89 = 0,71 \text{ м,}$ что при длине шпура 2,6 м находится в пределах, допустимых ПБ.

Расход ВВ на один цикл в смену получаем из выражения (II.41)

$$Q = 2,1 \cdot 10 = 21 \text{ кг.}$$

Удельный расход ВВ на 1 м³ породы в целике

$$q = \frac{Q}{Sl_{ш}} = \frac{21}{9,8 \cdot 2,6} = 0,82 \text{ кг/м}^3.$$

Принимаем электродетонаторы ЭД-8-Э и ЭДКЗ в количестве 10 шт. на цикл.

Общая длина шпуров, пробуриваемых за смену по породе,

$$l_{ш} = 2,6 \cdot 10 = 26 \text{ м.}$$

6. Объем породы от подрывки с одного цикла в разрыхленном состоянии находим по формуле

$$V = Sl_{ш}k = 9,8 \cdot 2,6 \cdot 1,5 = 38,2 \text{ м}^3.$$

7. Количество угля, вынутого из раскоски за смену, подсчитываем по формуле

$$l_y l_{см} m \gamma c_0 = 24 \cdot 2,6 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 66 \text{ т.}$$

8. Число крепежных рам на длину штрека, равную сменному подвиганию забоя, принимаем 3, а следовательно, расстояние между рамами составит $2,6 : 3 = 0,87$ м. Каждая крепежная рама состоит из двух трубчатых железобетонных стоек и металлического верхняка.

9. Штрек двухпутевой, колея 900 мм.

Поскольку нормы выработки и времени для отдельных машин, входящих в комплекс КШХ-1 в сборнике типовых норм выработки (изд. 1970 г.) отсутствуют, то данные, необходимые для составления графика организации работ по проведению штрека широким забоем на один цикл в смену, приняты нами на основе фактически достигнутых результатов работы комплекса на шахтах, а также расчетов с учетом данных технических характеристик этих машин, приведенных выше. Например, при работе на шахтах дробильно-закладочная машина «Титан» с воздуходувкой КШХН обеспечила производительность до 45 м³/ч разрыхленной породы. Учитывая этот показатель, мы приняли норму 34 м³/ч разрыхленной породы, т. е. меньше, чем максимально достигнутая производительность.

Бурильное оборудование с двумя одновременно работающими бурильными машинами вращательного действия типа БУЭ-2 устанавливается на погрузочной машине ППМ-4.

Проведение штрека широким забоем комплексом КШХ-1 на шахте осуществлялось по графику в 4 рабочие смены суточной бригадой проходчиков и электрослесарей в составе 24—32 чел. (в среднем 28 чел.). В связи с переходом на 7-часовую рабочую смену норма выработки

увеличилась в 1,17 раза, а следовательно, соответствующее число людей в бригаде составит в среднем $28 : 1,17 = 24$ чел. Из них 3 чел. будут работать в период трехчасового перерыва, отводимого в конце суток для профилактического осмотра и ремонта оборудования, а также для доставки в забой запасных частей, крепежных и других материалов. Таким образом, в рабочую смену будет работать звено в среднем из 7 чел., из которых 3 чел. обслуживают угольную

Процесс, операция	Объем работ на цикл	Продолжительность, мин	Часы смены							
			0	1	2	3	4	5	6	7
<i>Забой по углю</i>										
Подготовительно-заключительные	—	20	20							
Обслуживание комбайна, замена зубков и наращивание конвейера	—	45	15			15			15	
Самозарубка комбайна	—	15	5			5			5	
Выемка и доставка угля в раскосе, т	64	288		96			96			96
Резерв на демонтаж и транспортирование конвейера СКР-20	—	30								30
<i>Забой по породе</i>										
Подготовительно-заключительные	—	20	20							
Обслуживание машин и установка бурильного оборудования	—	20	20							
Бурение шпуров, м	26	96		96						
Заряжание, взрывание и проветривание, шпуров	10	25			25					
Уборка и закладка породы, м ³	38,2	68				68				
Крепление штрека, рамы	3	240					240			
Крепление косовичника, рамы	4	115					115			
Устройство водосточной канавки, м	2,6	40	40							
Настилка пути, м	2,6	112	2	112						

Рис. 21. График организации работ — один цикл в смену (к примеру 36)

часть комплекса, включая наблюдение за погрузкой угля, и 4 чел. — породную часть комплекса, включая крепление штрека, настилку пути и т. д.

Производительность труда проходчика на выход $l_{ш} : n_{п} = 2,6 : 7 = 0,372$ м готового штрека, а члена суточной бригады на выход

$$\frac{l_{ш} n_{см}}{24} = \frac{2,6 \cdot 3}{24} = 0,325 \text{ м,}$$

где $n_{п} = 7$ — число проходчиков сменного звена;

$n_{см} = 3$ — число рабочих смен в сутки;

24 — среднее число членов бригады проходчиков и электрослесарей.

Подсчитанные объемы работ на цикл в смену, длительность выполнения операций и т. д., а также график организации работ по проведению штрека широким забоем на один цикл в смену приведены на рис. 21.

Задачи к § 9. Решить задачи с применением комплекса КШХ-1 при следующих исходных данных (табл. 26).

Т а б л и ц а 26

Выработка	Мощность пласта, м	Угол падения, градус	Сечение вчерне, м ²	Коэффициент крепости
Штрек	1,0	10	10,5	6
Бремсберг	0,9	8	7,3	6
Ходок бремсберга	0,9	8	7,0	6

Недостающие исходные данные принимать самостоятельно, руководствуясь знаниями, приобретенными при изучении теоретического курса.

ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ,
УСТАНОВЛЕНИЕ ГОДОВОЙ
ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ
И СРОКА СЛУЖБЫ ШАХТЫ

§ 10. Подсчет запасов полезного ископаемого
шахтного поля

Границы шахтного поля. На разрезе вкрест простирания месторождения при угле падения пластов более 5° верхнюю техническую границу шахтного поля принято показывать горизонтальной линией (пунктир с точкой) 1—2 (рис. 22, а), пересекающей все пласты свиты и проходящей по горизонту годного угля, находящегося на глубине h_r от поверхности. Нижняя техническая граница показывается также горизонтальной линией 3—4, параллельной линии 1—2, при угле падения до 5° — вертикальными линиями 5—6 и 7—8 (рис. 22, в).

При проектировании, во избежание искажения размеров, план шахтного поля *АВВГ* (рис. 22, б) принято изображать в плоскости пласта, удалив мысленно всю вышележащую толщу пород.

Приведенные ниже подсчеты запасов в основном относятся к месторождениям с более или менее постоянными элементами залегания. При переменных элементах подсчет запасов ведется по тому или иному методу, изложенному в курсе по маркшейдерскому делу.

Балансовые запасы шахтного поля подсчитывают по формулам: при одном пласте

$$Z_6 = SHp \text{ т}; \quad (\text{III.1})$$

при свите пластов

$$Z_6 = SH \sum p \text{ т}, \quad (\text{III.2})$$

где S — размер шахтного поля по простиранию, м;

H — размер шахтного поля по падению, м;

p — производительность пласта, т/м²;

$\sum p = p_1 + p_2 + \dots + p_i = (m_1 + m_2 + \dots + m_i) \gamma$ — суммарная производительность свиты пластов мощностью m_1, m_2, \dots, m_i .

Производительность пласта определяется по формуле $p = m\gamma$, где m — мощность пласта, м; γ — объемная масса угля (руды), т/м³. Объемную массу угля (в целике) можно брать в пределах: каменного (всех марок) 1,3—1,4, антрацита 1,45—1,65, бурого 1,2—1,35. Колебание объемной массы объясняется различием вещественного состава

и других природных качеств угля, количеством и толщиной мелких породных прослоек в пласте, отдельная выемка которых из-за малой толщины прослоек невозможна. Чем больше в пласте породных прослоек и других тяжелых примесей (пирит и др.), тем при прочих равных условиях больше объемная масса угля и наоборот.

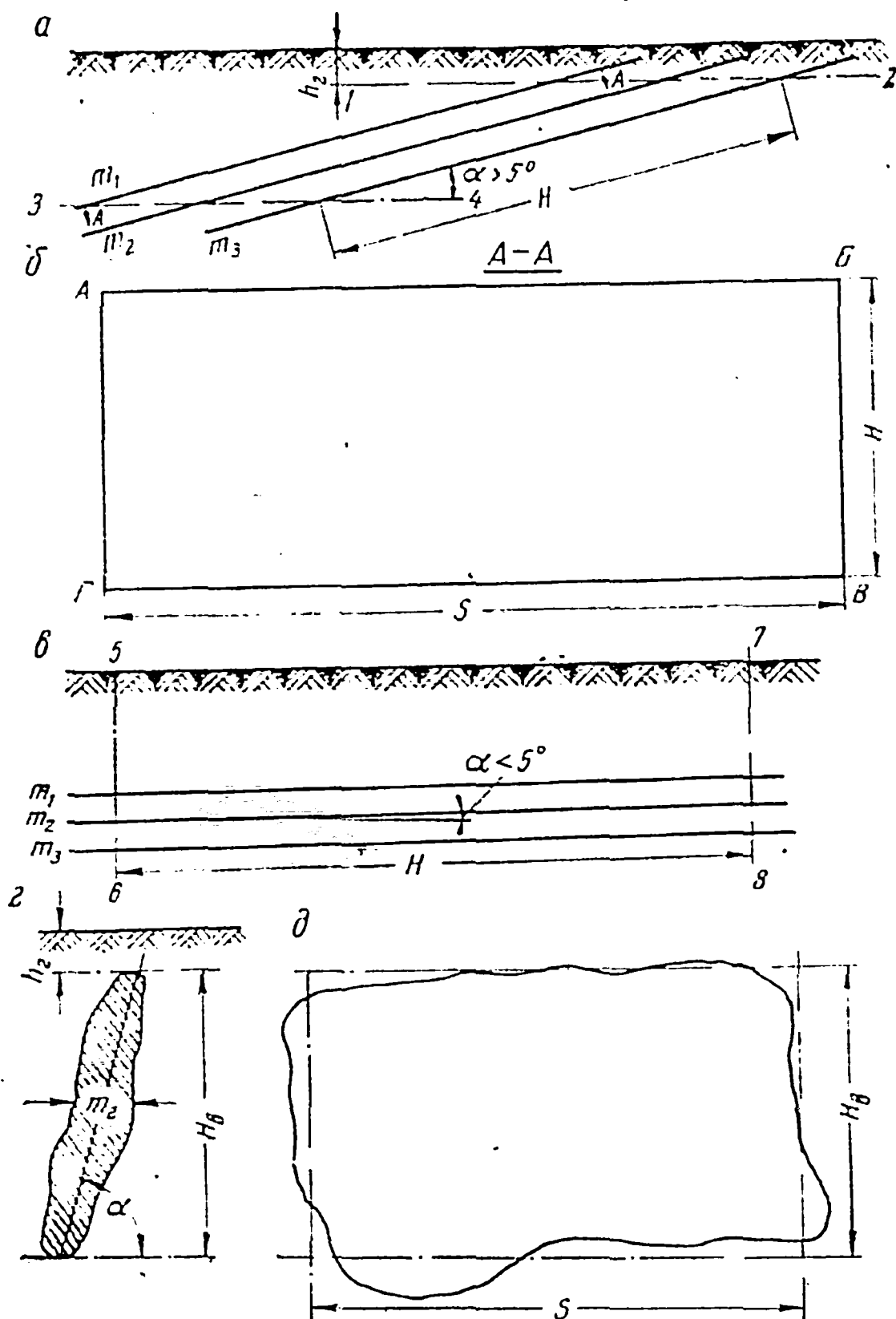


Рис. 22. Схемы к подсчету запасов шахтного поля

В толще пород выше горизонта годного угля содержатся небольшие запасы угля, называемые запасами на выходах пластов (хвосты или выходы пластов), которые не входят в балансовые запасы, так как они некондиционны по качеству.

При разработке тонких и средней мощности пластов угля (главным образом пологих и наклонных) между размерами S и H существует эмпирическая зависимость

$$S = H \left(\frac{\alpha}{7,8} + 1 \right), \text{ или } H = \frac{S}{\frac{\alpha}{7,8} + 1}, \quad (\text{III.3})$$

где α — угол падения пластов, градус.

Этой зависимостью пользуются тогда, когда один из размеров шахтного поля не дан. Она лишь ориентирует на порядок величины искомого размера, который потом окончательно устанавливают с учетом других факторов. Существуют и другие эмпирические формулы.

Если в формулы (III.1) и (III.2) подставить значение S или H из формулы (III.3), то получим соответственно:

при одном пласте

$$Z_6 = H^2 \left(\frac{\alpha}{7,8} + 1 \right) p \text{ и } Z_6 = \frac{S^2 p}{\frac{\alpha}{7,8} + 1}; \quad (\text{III.4})$$

при свите пластов

$$Z_6 = H^2 \left(\frac{\alpha}{7,8} + 1 \right) \sum p \text{ и } Z_6 = \frac{S^2 \sum p}{\frac{\alpha}{7,8} + 1}. \quad (\text{III.5})$$

Имеются и другие эмпирические формулы такого же характера. Для большинства рудных тел характерно наклонное и крутое падение, и при подсчете балансовых запасов вместо размера рудного тела по падению принимают размер его проекции на вертикальную плоскость H_B (см. рис. 22, g и d); и тогда, естественно, вместо средней мощности по нормали надо брать усредненную мощность по горизонтали m_r (см. рис. 22, g), т. е.

$$Z_6 = S H_B m_r \gamma \text{ т.} \quad (\text{III.6})$$

Объемная масса руды в целике колеблется в широких пределах в зависимости главным образом от процентного содержания металла в руде. Размеры S и H_B отдельного рудного тела по сравнению с размерами пластовых месторождений в подавляющем большинстве случаев невелики.

Промышленные запасы шахтного поля (запасы, которые выдаются на поверхность в виде добычи) определяются по формуле

$$Z_{\text{п}} = Z_6 c \text{ т,} \quad (\text{III.7})$$

где c — общий коэффициент извлечения запасов шахтного поля, который равен

$$c = \frac{Z_{\text{п}}}{Z_6} = 1 - 0,01 \Pi. \quad (\text{III.8})$$

Здесь Π — общие потери полезного ископаемого по шахте в процентах от балансовых запасов шахты. Они складываются из потерь в общешахтных целиках $\Pi_{\text{о.ц}}$ и эксплуатационных потерь $\Pi_{\text{э}}$, т. е.

$$\Pi = \Pi_{\text{о.ц}} + \Pi_{\text{э}} \%. \quad (\text{III.9})$$

Потери в общешахтных целиках есть потери, оставляемые: около стволов, под водоемами (реки, озера, карстовые воды и т. п.), под железной дорогой союзного значения, под промышленными сооружениями и дворцами культуры, театрами и т. п., а также вблизи геологических нарушений и др. Размеры таких целиков и запасы

в них точно подсчитываются по специальной инструкции. Из возможного числа такого рода целиков почти всегда (за исключением случаев разработки мощных крутых пластов угля и руд) имеют место целики около стволов, потери в которых при решении задач можно ориентировочно принимать в среднем равными 1% балансовых запасов (обычно они колеблются от 0,4 до 3% в зависимости от числа, мощности, угла падения пластов, глубины разработки и размеров шахтного поля).

Эксплуатационными потерями считаются потери, оставляемые в целиках нетронутыми (в целиках около горных выработок и между камерами) в виде пачек в кровле и почве пласта и между слоями (при разработке мощного пласта слоями) и т. д., а также в виде отбитого угля (руды), остающегося неубранным около стоек крепи под конвейерами и т. д. и теряющегося при транспортировании по выработкам. При проектировании шахты эксплуатационные потери также более или менее точно подсчитываются, и проектная величина этих потерь зависит от применяемых системы разработки и способов выемки.

При решении задач общие эксплуатационные потери можно ориентировочно принимать в пределах 5—12% при разработке тонких и средней мощности пластов, а также мощных пологих пластов слоями (меньшее значение относится к тонким пластам), 20—40% при разработке мощных крутых пластов без закладки и 7—10% при работе с полной закладкой. При этом потери в виде отбитого угля, составляющие часть общих эксплуатационных потерь, во всех случаях рекомендуется принимать в среднем не более 2% запасов, подготовленных к очистной выемке.

Как было сказано выше, при разработке мощных крутых пластов угля и руд потери в околоствольных целиках равны нулю ($\Pi_{о.ц} = 0$) и тогда

$$c = 1 - 0,01\Pi_{э}. \quad (\text{III.10})$$

Промышленные запасы руды находят по формуле

$$Z_{п} = \frac{Z_{б}c}{1-\rho}. \quad (\text{III.11})$$

где c — коэффициент извлечения запасов руды (при решении задач ориентировочно принимается 0,88—0,93);

ρ — коэффициент разубоживания руды (при решении задач ориентировочно принимается от 0,0 до 0,12).

Если известны годовая добыча A и расчетный срок службы T_p шахты, то можно определить:

промышленные запасы

$$Z_{п} = AT_p; \quad (\text{III.12})$$

балансовые запасы

$$Z_{б} = \frac{Z_{п}}{c} = \frac{AT_p}{c}. \quad (\text{III.13})$$

Площадь шахтного поля будет равна

$$F = HS = \frac{Z_6}{\rho} \quad \text{и} \quad F = HS = \frac{Z_6}{\sum p} \quad (\text{III.14})$$

Далее, задавшись (подбирая) одним из размеров шахтного поля, находим другой размер по формуле (III.3).

Пример 37. Подсчитать Z_6 и Z_n при исходных данных: $m = 2$ м, $\alpha = 12^\circ$, $\gamma = 1,35$ т/м³, $S = 5500$ м; $H = 2400$ м, $\Pi_3 = 9\%$. Обозначения букв прежние.

Решение. 1. По формуле (III.1) $Z_6 = 5500 \cdot 2400 \cdot 2 \cdot 1,35 = 35,6$ млн. т.

2. По формуле (III.9) находим общий коэффициент потерь запасов по шахте $\Pi = 1\% + 9\% = 10\%$.

3. По формуле (III.8) находим общий коэффициент извлечения запасов по шахте $c = 1 - 0,01 \cdot 10 = 0,9$.

4. По формуле (III.7) $Z_n = 35,6 \cdot 0,9 = 32$ млн. т.

Пример 38. Подсчитать Z_6 и Z_n при следующих данных: свита угольных пластов $m_1 = 2,1$ м; $m_2 = 1,1$ м; $m_3 = 1,4$ м; $\gamma = 1,3$ т/м³; $S = 6000$ м; $H = 2700$ м; $\Pi_3 = 9\%$; $\alpha = 13^\circ$.

Решение. 1. По формуле (III.2) $Z_6 = 6000 \cdot 2700 \cdot (2,1 + 1,1 + 1,4) \cdot 1,3 = 97$ млн. т.

2. По формуле (III.9) $\Pi = 1\% + 9\% = 10\%$.

3. По формуле (III.8) $c = 1 - 0,01 \cdot 10 = 0,9$.

4. По формуле (III.7) $Z_n = 97 \cdot 0,9 = 87,3$ млн. т.

Пример 39. Подсчитать Z_6 и Z_n для следующих условий: свита пологих пластов $m_1 = 1,3$ м; $m_2 = 0,8$ м; $m_3 = 1,0$ м; $m_4 = 1,2$ м; $\gamma = 1,3$ т/м³; $\alpha = 12^\circ$; коэффициент извлечения запасов шахтного поля $c = 0,93$; размер шахтного поля по простиранию $S = 6000$ м.

Решение. 1. Размер шахтного поля по падению находим по формуле (III.3)

$$H = \frac{6000}{\frac{12}{7,8} + 1} = 2400 \text{ м.}$$

Чтобы несколько увеличить запасы шахтного поля, окончательно принимаем $H = 2600$ м.

2. По формуле (III.2) $Z_6 = 6000 \cdot 2600 (1,3 + 0,9 + 1,2) \cdot 1,3 = 89,2$ млн. т.

3. По формуле (III.7) $Z_n = 89,2 \cdot 0,92 = 80,3$ млн. т.

Пример 40. Подсчитать Z_6 и Z_n при следующих средних значениях данных о рудном теле: горизонтальная мощность рудного тела $m_r = 12$ м; $\alpha = 51^\circ$, $S = 1200$ м; $H_b = 375$ м; $\gamma = 3,5$ т/м³; $\Pi_3 = 8\%$; $\rho = 0,1$.

Решение. 1. По формуле (III.6) находим $Z_6 = 1200 \cdot 375 \cdot 12 \times 3,5 = 18,75$ млн. т.

2. Коэффициент извлечения руды по формуле (III.10) $c = 1 - 0,01 \cdot 8 = 0,92$.

3. По формуле (III.11)

$$Z_{\text{п}} = \frac{18,75 \cdot 0,92}{1 - 0,1} = 19,4 \text{ млн. т.}$$

Пример 41. Определить $Z_{\text{с}}$ и $Z_{\text{п}}$ при следующих средних значениях данных о рудном теле: $m_{\text{r}} = 12$ м; $\alpha = 51^\circ$; $S = 1200$ м; $H_{\text{в}} = 375$ м; $\gamma = 3,5$ т/м³; $c = 0,9$; $\rho = 0,08$.

Решение. 1. По формуле (III.6) $Z_{\text{с}} = 1200 \cdot 375 \cdot 12 \cdot 3,5 = 18,75$ млн. т.

2. По формуле (III.11)

$$Z_{\text{п}} = \frac{18,75 \cdot 0,9}{1 - 0,08} = 18,75 \text{ млн. т.}$$

Пример 42. Подсчитано, что $\sum p = 5$ тс/м²; кроме того, дано: $S = 6000$ м; $c = 0,9$ и $\alpha = 10^\circ$. Требуется определить $Z_{\text{с}}$, $Z_{\text{п}}$ и H .

Решение. 1. По формуле (III.5)

$$Z_{\text{с}} = \frac{6000^2 \cdot 5}{\frac{10}{7,8} + 1} = 79 \text{ млн. т.}$$

2. По формуле (III.7) $Z_{\text{п}} = 79 \cdot 0,9 = 71,1$ млн. т.

3. По формуле (III.3)

$$H = \frac{6000}{\frac{10}{7,8} + 1} = 2630 \text{ м.}$$

Пример 43. Дано: $A = 1500$ тыс. т, $T_{\text{р}} = 45$ лет; $\alpha = 10^\circ$, $c = 0,9$ и $\sum p = 4,5$ тс/м². Требуется определить: $Z_{\text{п}}$, $Z_{\text{с}}$, H и S .

Решение. 1. По формуле (III.12) $Z_{\text{п}} = 1\,500\,000 \cdot 45 = 67,5$ млн. т.

2. По формуле (III.13) $Z_{\text{с}} = \frac{67,5}{0,9} = 75$ млн. т.

3. По формуле (III.14) $HS = \frac{75}{4,5} = 16\,666\,666$ м².

4. Задавшись сначала $S = 6200$ м, по формуле (III.3) определяем $H = \frac{6200}{\frac{10}{7,8} + 1} = 2720$ м. Это значение находится в пределах

соотношений, обычно существующих между H и S .

§ 11. Проектная мощность и срок службы шахты

Между проектной годовой мощностью шахты A (кратко: годовая мощность шахты), расчетным сроком ее службы (существования) $T_{\text{р}}$ и величиной промышленных запасов $Z_{\text{п}}$ имеется следующая зависимость:

$$A = \frac{Z_{\text{п}}}{T_{\text{р}}}. \quad (\text{III.15})$$

Фактический срок службы равен

$$T_{\phi} = T_p + t_1 + t_2, \quad (\text{III.16})$$

где t_1 — срок освоения годовой проектной мощности новой шахты. Согласно нормам технологического проектирования (НТП) устанавливается: не более 1 года при A до 0,6 млн. т, не более 2 лет при A от 0,6 до 1,2 млн. т и не более 3 лет при A от 1,2 до 3 млн. т. При $A > 3$ млн. т., а также для шахт глубиной более 800 м срок освоения проектных мощностей определяется при проектировании;

t_2 — срок затухания добычи к концу отработки запасов; он строго не регламентирован, но должен составлять не более 20% продолжительности отработки последнего горизонта, т. е. при пологом падении пластов не более 2—3 лет и при крутом не более 1—2 года.

Принят следующий типовой ряд значений годовой мощности угольных шахт: 0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,4; 3; 3,6 млн. т, а на участках с весьма благоприятными горно-геологическими условиями — 4,5—6 млн. т и более. При надлежащем обосновании допускается принятие промежуточной мощности.

При технико-экономическом обосновании расчетный срок службы шахты T_p рассматривается как производная величина мощности шахты и размеров ее поля. При этом для угольной шахты рекомендуют ориентироваться на расчетные сроки: 50—60 лет при $A > 1,8$ млн. т, 40—50 лет при $1,2 \leq A \leq 1,8$ млн. т и 25—40 лет при A до 1,2 млн. т в год.

Согласно НТП на месторождении с небольшими запасами или в особых условиях (например, в районах вечной мерзлоты и в районах, удаленных от железных дорог) допускается проектирование шахт с годовой мощностью и сроком службы значительно меньше типовых, т. е. в этих условиях может быть: $A < 900$ тыс. т и $T_p < 25$ лет.

При установлении годовой мощности и срока службы угольной шахты обычно различают два случая: 1) запасы участка месторождения ограничены (известны) и 2) запасы участка месторождения неограничены. В первом случае из ряда типовых мощностей шахт подбирают такую (а иногда промежуточную), произведение которой на срок службы, взятый в пределах, рекомендуемых НТП для данной мощности, было бы равно данному (известному) количеству запасов. При небольших запасах или в особых условиях годовая мощность и срок службы шахты могут быть меньше типовых. Во втором случае расчет начинается с установления нагрузки на очистной забой (лаву) и выемочный участок, а затем, определив число участков и пластов свиты, разрабатываемых одновременно, подсчитывают годовую мощность. Далее, округлив годовую добычу, полученную в результате подсчета до ближайшего большего значения типовой мощности и умножив последнюю на срок службы, взятый в пределах рекомендуемых НТП для этой типовой мощности, получают необходимое количество запасов. Для расчета годовой мощности, очевидно, требуется

предварительный выбор схем вскрытия и подготовки шахтного поля и систем разработки.

Поскольку при составлении НТП, которыми мы пользуемся наряду с директивными и другими материалами, учитывают выводы и рекомендации, выработанные в результате научных исследований по установлению пределов изменения оптимальных значений целого ряда параметров шахт и участков, в том числе параметров, входящих в формулу (III.15), то можем быть уверены в том, что выбранные или рассчитанные нами параметры и другие величины в большинстве случаев находятся в пределах (обычно очень широких) их оптимальных значений.

Для рудных шахт при разработке: на небольших глубинах (до 100 м) и при легких условиях разработки расчетные сроки службы 3—7 лет при $A = 35—100$ тыс. т, 8—18 лет при $A = 500—1000$ тыс. т и 20—25 лет при $A > 1000$ тыс. т в год; на большой глубине и при тяжелых условиях разработки расчетные сроки 4—15 лет при $A = 35—100$ тыс. т, 10—25 лет при $A = 500—1000$ тыс. т., 25—30 лет и более при $A > 1000$ тыс. т в год. Величины t_1 и t_2 для рудных шахт ориентировочно принимают в тех же пределах, что и для угольных.

Суточная добыча шахты

$$A_c = \frac{A}{N} \text{ т,} \quad (\text{III.17})$$

где N — число рабочих дней шахты в году, во всех случаях рекомендуется принимать $N = 260$.

Пример 44. Определить T_p , T_ϕ и другие параметры при следующих данных: $A = 1,5$ млн. т; $\Pi = 9\%$; $Z_0 = 68$ млн. т.

Решение. 1. По формуле (III.8) находим значение $c = 1 - 0,01 \cdot 9 = 0,91$.

2. По формуле (III.7) находим $Z_n = 68 \cdot 0,91 = 61,88$ млн. т.

3. Общие потери по шахте составят $68 - 61,88 = 6,12$ млн. т.

Считая, что потери в околоствольных целиках равны 1%, находим эти потери $68 \cdot 0,01 \cdot 1 = 0,68$ млн. т.

Следовательно, эксплуатационные потери составят $6,12 - 0,68 = 5,44$ млн. т.

4. По формуле (III.15) находим $T_p = \frac{61,88}{1,5} = 41,2$ года, что соответствует нормам технологического проектирования (НТП).

5. Приняв (в соответствии с НТП) $t_1 = 2,5$ года и $t_2 = 2,3$ года, по формуле (III.16) находим $T_\phi = 41,2 + 2,5 + 2,3 = 46$ лет.

6. Суточная добыча шахты после освоения проектной мощности по формуле (III.17) составит

$$A_c = \frac{4\,500\,000}{260} = 5775 \text{ т.}$$

Пример 45. Определить параметры шахты T_p , T_ϕ , H и др. при следующих условиях: $\Pi_3 = 9\%$; $Z_n = 80$ млн. т; $A = 1,8$ млн. т; $S = 6000$ м; $m_1 = 1,1$ м; $m_2 = 0,95$ м; $m_3 = 0,85$ м; $m_4 = 1,22$ м; $\alpha = 10^\circ$.

Решение. 1. Из формулы (III.15) $T_p = \frac{80}{1,8} = 44,4$ года, что соответствует НТП. Приняв (в соответствии с нормами технологического проектирования) $t_1 = 2,6$ года и $t_2 = 2$ года, по формуле (III.16) находим $T_\phi = 44,4 + 2,6 + 2 = 49$ лет.

2. Приняв потери в околоствольных целиках равными 1%, по формуле (III.9) находим общие потери по шахте $P = 1 + 9 = 10\%$. Общий коэффициент извлечения запасов по шахте по формуле (III.8) $c = 1 - 0,01 \cdot 10 = 0,9$.

3. По формуле (III.13) $Z_0 = \frac{80}{0,9} = 89$ млн. т.

4. Из формулы (III.2) находим

$$H = \frac{89\,000\,000}{6000(1,1 + 0,95 + 0,85 + 1,22) \cdot 1,35} = 2670 \approx 2700 \text{ м.}$$

Для данных условий определим H по эмпирической зависимости (III.3)

$$H = \frac{6000}{\frac{10}{7,8} + 1} = 2630 \text{ м.}$$

Находим, что в данном случае эмпирическая зависимость дает практически ту же величину H , что и формула (III.2).

Пример 46. Определить T_p и T_ϕ для следующих условий рудной шахты: глубина разработки 250 м; $Z_n = 13$ млн. т; $A = 0,6$ млн. т.

Решение. 1. Расчетный срок службы по формуле (III.15) равен

$$T_p = \frac{13}{0,6} = 21,7 \text{ года.}$$

2. Исходя из годовой мощности шахты $A = 0,6$ млн. т, принимаем $t_1 = 1,3$ года и $t_2 = 1$ год и по формуле (III.16) находим $T_\phi = 21,7 + 1,3 + 1 = 24$ года.

Пример 47. Подлежат разработке мощные крутые пласты ($m_1 = 8$ м, $m_2 = 10$ м, $\alpha = 65^\circ$). Балансовые запасы шахтного поля по этим пластам составляют 64 млн. т. Разработка ведется без закладки, а стволы заложены в лежащем боку пластов (за пределами шахтного поля). Общие эксплуатационные потери угля по шахте составляют $P_0 = 25\%$. Годовая мощность шахты $A = 1,2$ млн. т. Требуется определить Z_n , T_p , T_ϕ и др.

Решение. 1. Значение коэффициента извлечения запасов по шахте находим по формуле (III.10) $c = 1 - 0,01 \cdot 25 = 0,75$.

2. По формуле (III.7) $Z_n = 64 \cdot 0,75 = 48$ млн. т.

3. Общие эксплуатационные потери по шахте составят $64 - 48 = 16$ млн. т.

4. По формуле (III.15) находим $T_p = \frac{48}{1,2} = 40$ лет.

В соответствии с НТП устанавливаем, что $t_1 = t_2 = 1$ году и тогда по формуле (III.16) находим $T_\phi = 40 + 1 + 1 = 42$ года.

Задачи к § 10 и 11 по подсчету запасов шахтного поля и по определению проектной мощности и сроку службы шахты. Задачи разработаны в пяти вариантах (три по углю и два по руде) и приведены в табл. 27.

Таблица 27

Исходные данные	Обозначение	Каменноугольная шахта			Рудная шахта	
		1	2	3	1	2
Длина шахтного поля по простиранию, м	S	5500	5500	5000	1500	1300
То же, по падению, м	H	2500	Найти	600	1200	462
Высота рудного тела по вертикали, м	H_B	—	—	—	—	Найти
Угол падения пластов (рудного тела), градус	α	10	10	60	8	60
Мощность рудного тела по нормали, м	m	—	—	—	8	—
То же, по горизонтали, м	m_r	—	—	—	—	11
Мощность угольных пластов, м	$\left\{ \begin{array}{l} m_1 \\ m_2 \\ m_3 \\ m_4 \end{array} \right.$	1,4	1,1	7	—	—
		0,9	1,1	7	—	—
		1,1	0,9	5	—	—
		1,2	—	—	—	—
Объемная масса угля (руды) в целике, т/м ³	γ	1,3	1,35	1,35	3,5	4,0
Потери угля (руды), %:	$\left\{ \begin{array}{l} P \\ P_{\text{э}} \\ P_{\text{о.ц}} \end{array} \right.$	Найти	Найти	25	9	10
		9	8,5	25	9	10
		1	1,5	0	0	0
Коэффициент разубоживания руды	ρ	—	—	—	0,05	0,08
Годовая проектная мощность шахты, млн. т	A	—	1,5	1,5	—	0,85—0,9
Балансовые запасы, млн. т	Z_6	Найти	Найти	Найти	Найти	Найти
Промышленные запасы, млн. т		Z_p	»	»	»	»
Расчетный срок службы шахты, лет	T_p	—	»	»	—	»
Фактический срок службы шахты, лет	$T_{\text{ф}}$	—	»	»	—	»
Потери, т:	—	»	»	»	»	»
		»	»	»	»	»
		»	»	0	0	0
Глубина разработки от поверхности, м	—	—	—	—	150	410

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДЛИНЫ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ И УСТАНОВЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ И БУТОВЫХ ПОЛОС ОКОЛО ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 12. Определение длины лавы при выемке пологих и наклонных пластов тонких и средней мощности

Тип применяемой выемочной машины (комбайн, струг и др.), механизированной и индивидуальной крепей и других машин и механизмов выбирают в зависимости от мощности и угла падения (наклона) пласта и других конкретных горно-геологических условий. При этом из числа подходящих для применения в данных условиях типов машин и комплексов выбирают новейший, наиболее совершенный тип.

Так как по истечении ближайших лет серийное изготовление широкозахватных выемочных машин будет прекращено и их заменят узкозахватными машинами¹, в книге будет рассмотрено применение только последних в благоприятных горно-геологических условиях.

Созданные конструкции самозарубающихся выемочных машин и специальных нишевыеемочных машин на практике пока (за редким исключением) оказались недостаточно работоспособными. Поэтому ниши (верхняя и нижняя) чаще проходятся отдельно буровзрывным способом или отбойными молотками (если на шахте имеется пневматическая энергия).

Таким образом, длина лавы l при применении выемочной машины, как правило, состоит из машинной части (длина лавы, вынимаемая добычной машиной) l_m и суммарной длины ниш l_n (длина верхней ниши + длина нижней ниши). Длина каждой ниши зависит от типа выемочной машины (табл. 28). При успешной работе комбайнов с самозарубающимся исполнительным органом $l_n = 0$.

Длину лавы принято определять по техническим, организационным и экономическим факторам и проверять возможность пропуска требуемого для проветривания лавы количества воздуха с максимально допустимой по ПБ скоростью движения струи ($v \leq 4$ м/с).

Длина лавы, рассчитанная по любому из этих факторов, является ориентировочной, так как числовые значения многих величин, входящих в ту или иную расчетную формулу, представляют собой приближенно средние значения этих величин.

¹ Оборудование для механизации очистных работ угольных шахт. Под ред. Б. Ф. Братченко. М., «Недра», 1972.

Тип комбайна	Мощность пла- ста, м	Угол па- дения, градус	Ширина захвата, м	Мощность двигателя, кВт	Производитель- ность, т/мин	Длина ниши, м	Рабочая маневро- вая скорость, м/мин
<i>Указываемые комбайны для пологих пластов</i>							
УК-2	0,55—1,0	0—15	0,8	65/120	1,5—4,5	6/6	0—3,5/—
БК-101	0,75—1,0	0—20	0,63	85	2—2,5	7/3	0—3,5/—
1К-101	0,75—1,2	0—20	0,63—0,8	75/105	2—2,5	9/7	0—4,5/9,5
МК-67	0,7—1,3	0—20	0,8	75/105	2—2,5	3/4	0—4,5/—
БК-67р	0,95—1,4	0—20	0,63—0,8	75/105	2,6—3,5	7/3	0—4,5/—
2К-52	1,1—2,0	0—15	0,63; 0,8	75/105	2,1—2,7	4/4	0—4(6)/—
«Урал-2м»	1,5—2,5	0—20	1,0	80	2,1	4/нет	0—2,8/8,1
КШ-1КГ	1,4—3,0	0—15	0,5; 0,63	75/105	3	2/5	0—3/10,5
КШ2	1,8—3,2	0—15	0,5; 0,63	75/105	До 4,0	нет/1,5	0—3/10,5
КШ3	1,8—3,5	0—15	0,5; 0,63	150/210	До 4,5	нет/1,0	0—3/10,5
1К-58м	1,8—3,5	0—20	0,5; 0,63	150	До 5	1/нет	—0—4/—
<i>Указываемые комбайны для крутых пластов</i>							
КТ	0,43—0,83	>45	0,9	29/32	0,8—1,0	= }	0—1,95/—
«Темп»	0,6—2,2	>45	0,9; 1,0	33/50	До 2,5		
<i>Широкозахватные комбайны</i>							
КЦГГ	0,55—0,75	0—20	1,55—1,6	93	1,1—1,6	5/5	0—2,8/0—8,1
«Донбасс-1Г»	0,8—1,8	0—25	1; 1,8; 2	75/105	0,8—2,0	6/6,4	0—5,3/0—0,5
«Кировец»	0,55—0,9	0—20	1; 1,65; 1,8	93	0,6—1,5	6/4	0—1,4/7—10,2
К-56м	1,9—2,5	До 15	2,2—2,8	93	До 2,2	—	1,82
<i>Струги</i>							
УСБ-67	0,9—2,0	До 20	До 0,15	32·4=128	2,8—5,3	6,5/6,5	36,78
УСТ-2А	0,55—1,0	До 25	0,06	22·3=66	До 2,4	6,5/5,5	28,8

П р и м е ч а н и я:

1. В числителе приведены данные для верхней ниши, в знаменателе — для нижней.
2. Для комбайнов КТ и «Темп» мощность пневмодвигателя дана в л. с.
3. Для стругов приведена толщина снимаемой стружки за один проход струга.

Расчет длины лавы по технико-организационным факторам

Длина лавы по этим факторам зависит главным образом от производительности выемочной машины, принятого режима организации работ и величины затрат времени на выполнение отдельных рабочих операций.

1. Длина лавы l в случае применения узкозахватного комбайна определяется по челноковой и односторонней схемам. Причем прогрессивной и рекомендуемой схемой работы комбайна является челноковая. Необходимость применения односторонней схемы работы в обоих случаях должна быть обоснована специальными технико-экономическими расчетами или конструктивными особенностями машин и комплексов:

по челноковой схеме

$$l = \frac{[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - t_{к.о} n_{ц}] K}{\left(\frac{1}{v_{п}} + t_{зрмз} + t_{в}\right) n_{ц}} + l_{н}; \quad (IV.1)$$

по односторонней схеме

$$l = \frac{[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - t_{к.о} n_{ц}] K}{\left(\frac{1}{v_{п}} + \frac{1}{v_{м}} + t_{зрмз} + t_{в}\right) n_{ц}} + l_{н}; \quad (IV.2)$$

где $T_{см}$ — продолжительность добычной смены, при расчетах рекомендуется принимать $T_{см} = 7$ ч, или 420 мин;

$t_{п.з}$ — время на подготовительно-заключительные операции; по нормировочнику норматив времени на эти операции для всех современных узкозахватных комбайнов $t_{п.з} = 15 \div \div 18$ мин в смену;

$t_{пр}$ — время на взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы ($t_{п} = 5 \div 7$ мин);

$n_{см}$ — число добычных смен в сутки; все три семичасовые смены рекомендуется принимать, как правило, добычными, $n_{см} = 3$;

$t_{к.о}$ — время на концевые операции (подготовку комбайна к выемке следующей полосы); зависит от схемы взаимодействия крепи, конвейера и комбайна комплекса, обусловленной нередко их конструктивными особенностями, и, по данным нормировочника, колеблется в широких пределах. Для ориентировочных расчетов можно рекомендовать в среднем $t_{к.о} = 20 \div 30$ мин на один цикл;

$n_{ц}$ — целое число циклов (вынимаемых полос угля) в сутки или в смену, если расчет ведется отдельно на одну смену, т. е. когда $n_{см} = 1$. Если же расчет ведется на сутки (т. е. когда $n_{см} = 3$), то число циклов, приходящееся на одну смену, необязательно должно быть целым числом, но желательно. При расчете по формулам (IV.1) и (IV.2)

число циклов в сутки подбирают (задаются) с таким расчетом, чтобы полученная длина лавы находилась бы в пределах, если не оптимального значения, то по крайней мере не меньше длины, допускаемой по условиям вентиляции (см. ниже);

K — коэффициент, учитывающий, что в процессе работы комбайна или любой другой машины, работающей в комплексе с ним, могут иметь место по организационным или техническим причинам простои и потери рабочего времени комбайна. Значение K рекомендуется принимать равным 0,80—0,96;

v_n — скорость подачи выемочной машины (комбайна); у подавляющего большинства комбайнов скорость подачи можно регулировать от 0 до 3—4 м/мин, а у отдельных комбайнов эта скорость достигает 4,5—5 м/мин (см. табл. 28). Выбор скорости подачи, кроме всего прочего, зависит от крепости угля (сопротивляемости угля резанию). При расчетах, когда не указана группа средних скоростей подачи комбайна для данного угля, скорость подачи рекомендуется принимать, как правило, не ниже среднего значения скорости подачи, приведенной в характеристике комбайна;

t_3 — время на замену одного зубка (резца), мин (в среднем $t_3 = 1$ мин);

r — ширина захвата комбайна или вынимаемой полосы угля, м;

m — вынимаемая мощность пласта (слоя), м;

z — расход зубков на 1 м³ угля в целике, шт/м³; он берется в пределах $z = 0,02 \div 0,005$ шт/м³ в зависимости от крепости угля и качества материала армировки зубков; при очень крепких углях $z = 0,08 \div 0,1$ шт/м³;

t_b — время на различного рода вспомогательные операции, не перекрываемые работой комбайна по выемке, отнесенное к 1 м длины лавы; это время различно для разных комбайнов и комплексов ($t_b = 0,08 \div 0,3$ мин на 1 м выемки);

l_n — суммарная длина верхней и нижней ниш, м; она разная для различных типов комбайнов, но для ориентировочных расчетов можно принять в среднем $l_n = 8 \div 10$ м. Более точное значение для каждого типа комбайна можно брать из табл. 28;

v_m — маневровая скорость комбайна, м/мин; она берется из характеристики комбайна. Для подавляющего большинства комбайнов v_m находится в пределах от 8,1 до 10,5 м/мин.

По формулам (IV.1) и (IV.2) рассчитывается длина лавы как с индивидуальной, так и с механизированной крепью, так как нормально все работы по креплению (передвижка при механизированной крепи) или связанные с креплением (передвижкой) осуществляются без остановки комбайна, т. е. они перекрываются работой комбайна.

2. Длина лавы в случае применения струговой установки (струга УСБ-67, УСТ) определяется при работе струга по схеме: челноковой по формуле

$$l = \frac{\left[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - \frac{n_{стр} r_{стр}}{a} t_{д} - t_{к.о} n_{стр} \right] K}{\left(\frac{1}{v_p} + t_{в} \right) n_{стр}} + l_{н}, \quad (IV.3)$$

односторонней по формуле

$$l = \frac{\left[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - \frac{n_{стр} r_{стр}}{a} t_{д} - t_{к.о} n_{стр} \right] K}{\left(\frac{2}{v_p} + t_{в} \right) n_{стр}} + l_{н}, \quad (IV.4)$$

где $r_{стр}$ — толщина стружки, м (она берется из характеристики данного типа струга, причем максимально допустимая толщина стружки соответствует мягким углям);

$t_{д}$ — время на одну перестановку домкратов, мин ($t_{д} = 2 \div 4$ мин, причем меньшее значение — при большей мощности пласта);

a — шаг передвижки домкратов, прижимающих конвейер к забою, м ($a = 0,6$ м);

v_p — рабочая скорость движения струга, м/мин (для УСБ-67 $v_p = 36,78$ м/мин, УСТ — $v_p = 28,8$ м/мин);

$n_{стр}$ — число снимаемых стружек за сутки, оно определяется из выражения $n_{стр} = u : r_{стр}$, где u — планируемое продвижение лавы в сутки, м.

Остальные обозначения прежние.

Если включение струга для обратного движения производится машинистом дистанционно, то $t_{к.о} = 1 \div 1,5$ мин, а при автоматическом режиме включение происходит без вмешательства человека и $t_{к.о}$ зависит от режима работы автоматики.

Время на все вспомогательные операции рекомендуется принимать в пределах от 0,07 до 0,1 мин на 1 м длины лавы; по нормировочнику для струговой установки установлено $t_{п.з} = 25$ мин.

При использовании нишенарезных машин или комбайнов с самозарубающимся исполнительным органом время на взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы, входящее в формулы (IV.1) — (IV.4), (IV.32), $t_{пр} = 0$. Суммарная длина ниш зависит от их числа (одна или две) и от длины каждой ниши, которая для нишенарезной машины типа АВН находится в пределах от 5 до 15 м, а для типа НМ-1 составляет 15 м; при самозарубке $l_{н} = 0$.

3. Длина лавы в случае применения широкозахватных комбайнов определяется по формулам:

для комбайнов типа «Донбасс-1Г», «Кировец»

$$l = \frac{[(T_{см} - t_{п.з}) n_{см} - t_p - t_{пр}] K}{\frac{1}{v_{п}} + \frac{2t_y}{d} + \frac{3}{v_{м}} + t_3 F_z + t_{в}} + l_{н}; \quad (IV.5)$$

для комбайнов типа КЦТГ

$$l = \frac{[(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}} - t_{\text{пр}}) n_{\text{см}} - t_{\text{р}} - t_{\text{к.о}} n_{\text{ц}}] K}{\left(\frac{1}{v_{\text{п}}} + t_{\text{п.з}} + t_{\text{в}}\right) n_{\text{ц}}} + l_{\text{н}}, \quad (\text{IV.6})$$

где $t_{\text{у}}$ — время на установку упорной стойки, мин (обычно $t_{\text{у}} = 5 \div 6$ мин);

d — полезная длина каната, м (при диаметре каната 18,5 мм $d = 30$ м, а при диаметре 21,5 мм $d = 20$ м);

F — площадь подрубки кольцевым баром и штангой с насаженными на ней дисками на 1 м длины лавы, м² ($F = 3r + m$);

$t_{\text{р}}$ — время на развороты комбайна, грузчика, монтаж и демонтаж другого оборудования, связанные с разворотом, мин (для комбайна «Донбасс-1» $t_{\text{р}} = 130 \div 135$ мин, для комбайна «Кировец» $t_{\text{р}} = 80$ мин, для комбайна КЦТГ $t_{\text{р}} = 132$ мин);

$t_{\text{н.з}}$ — время на осмотр и замену резцов и клеваков комбайна КЦТГ на 1 м длины лавы; находят из выражения $t_{\text{н.з}} = \frac{0,337}{m} - 0,051$ мин.

Для комбайна типа «Донбасс-1Г» $t_{\text{в}} = 0,2 \div 0,3$ мин, для комбайна КЦТГ $t_{\text{в}} = 0,4 \div 0,6$ мин. Причем для обоих типов комбайнов значение $t_{\text{в}}$, близкое к нижнему пределу, берется при выемке пласта большей мощности, и наоборот.

Остальные обозначения прежние.

При применении комбайнов (узкозахватных и широкозахватных) и стругов как с индивидуальной, так и с механизированной крепью длина лавы в расчетах по технико-организационному фактору при наклонном падении и прочих равных условиях обычно принимается несколько меньше, чем при пологом падении. Это объясняется главным образом тем, что при наклонном падении выполнение отдельных операций (как основных, так и вспомогательных) усложняется и требует больше времени на 1 м длины лавы. Кроме того, в некоторых случаях появляются новые (дополнительные) операции, в том числе связанные с применением предохранительных канатов и разного рода приспособлений (устройств) для удержания механизированных крепей от смещения (сползания) вниз по падению.

Механизированные крепи типов ОМКТ, ОКП, КМ-81 и др., длина которых в настоящее время ограничена условиями работы гидро-систем и мощностью конвейерных приводов, в ближайшее время могут быть модернизированы для работы в более длинных лавах или будут созданы новые конструкции. Следовательно, длина механизированной крепи указанных типов скоро не будет служить фактором, ограничивающим длину лавы, найденную по условиям полного использования производительности выемочной машины.

4. Определение длины лавы исходя из суточной нагрузки на лаву, установленной по коэффициенту машинного времени.

В формулах (IV.1)—(IV.6) числитель представляет собой время, используемое выемочной машиной только для добычи в течение суток

(время работы выемочной машины в течение суток), а знаменатель — затраты времени на 1 м длины лавы по всем основным и вспомогательным (не перекрываемым работой выемочной машины) операциям.

Отношение времени работы выемочной машины в течение суток к длительности суток (24 ч или 1440 мин) принято называть коэффициентом машинного времени и выражать формулой

$$K_M = \frac{n_{cm} T_{cm} K_1 K_2}{1440}, \quad (IV.7)$$

где K_1 — коэффициент надежности работы данного типа выемочной машины (комбайна, струга). Для комбайна обычно в среднем $K_1 = 0,7 \div 0,8$, хотя фактически он нередко бывает значительно больше и несколько меньше этих пределов. Вообще значение K_1 зависит от степени совершенства конструкции и качества изготовления отдельных узлов и всей выемочной машины в целом, от того, работает ли она в предназначенных для нее условиях, налажен ли за ней надлежащий уход (своевременная смазка, замена изношенных частей и т. д.);

K_2 — коэффициент, учитывающий простои выемочной машины по организационно-техническим причинам (для комбайна обычно принимают $K_2 = 0,8 \div 0,96$).

Поскольку значения K_1 и K_2 , как мы видим, зависят главным образом от воли, знания и опыта людей, конструирующих, изготавливающих и эксплуатирующих выемочную машину, а также от работы всего добычного комплекса, постольку эти значения с течением времени имеют тенденцию к росту, а следовательно, и значение K_M имеет ту же тенденцию.

Общая суточная нагрузка (добыча) на лаву A_L состоит из двух слагаемых: A_M — добыча, получаемая при помощи выемочной машины, и A_H — добыча из ниш и выражается формулой

$$A_L = A_M + A_H = q_p n_{cm} T_{cm} 60 K_M c_o + l_H n_{ц} r m \gamma c_o \text{ т}, \quad (IV.8)$$

где c_o — коэффициент извлечения отбитого угля в лаве ($c_o = 0,98$).

Эта же общая суточная нагрузка на лаву может быть представлена формулой

$$A_L = (l_M + l_H) n_{ц} r m \gamma c_o = l n_{ц} r m \gamma c_o \text{ т}. \quad (IV.9)$$

Приравняв выражение (IV.8) к выражению (IV.9), найдем общую длину лавы

$$l = \frac{q_p n_{cm} T_{cm} \cdot 60 K_M}{n_{ц} r m \gamma} + l_H = \frac{1260 q_p K_M}{n_{ц} r m \gamma} + l_H \text{ м}, \quad (IV.10)$$

где l_M — машинная длина лавы (длина лавы, где выемка угля производится выемочной машиной);

q_p — расчетная производительность применяемой выемочной машины, т/мин (ее значение в зависимости от сопротивляемости угля резанию и других факторов берется из табл. 29);

Тип комбайна (электродвигатель)	Вынима- емая мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Расчетная производительность, т/мин, при сопротивляемости резанию, кгс/см ²			
			120	180	200	240
1К-101 (ЭДКОМ4-2м)	1,0—1,2	0,63	3,5	2,2	1,8	1,3
	1,0—1,2	0,80	3,5	2,5	2,2	1,7
МК-67 (ЭДК5-Р-МК)	0,8—1,0	0,8	3,1	3,1	2,7	2,5
2К-52 (ЭДКО4-2м)	1,1	0,63	3,3	3,3	3,0	2,4
	1,4	0,63	4,5	3,4	3,0	2,4
	1,8	0,63	5,2	3,6	3,0	2,4
2К-52 (ЭКВ-400)	1,1	0,63	3,3	3,3	3,3	3,3
	1,4	0,63	4,5	4,5	3,5	3,5
	1,8	0,63	5,2	4,2	3,9	3,6
КШГ-1кг (ЭДКО4-2м)	1,8	0,63	4,8	3,0	2,5	2,1
	2,6	0,63	5,1	3,0	2,5	2,1
	3,2	0,63	5,1	3,0	2,5	2,1
К-58м (ЭДКО5-Р)	2,2	0,5	3,8	3,3	2,7	2,4
	2,6	0,5	4,4	3,3	2,7	2,4
	3,0	0,5	5,1	3,3	2,7	2,4

$n_{см}$ — число добычных смен в сутки ($n_{см} = 3$) при продолжительности рабочей смены $T_{см} = 7$ ч).

При этом следует заметить, что сопротивляемость угля резанию распределяется следующим образом: 60% (большинство) всех ныне разрабатываемых пластов имеет сопротивляемость резанию до 150 кгс/см, 29% — 151—200 кгс/см и 11% — > 240 кгс/см.

Коэффициент машинного времени K_m для данного этапа освоения добычных комплексов, по рекомендациям МУП СССР, имеет следующие значения:

а) для наиболее освоенных механизированных комплексов типа ОМКТМ и КМ-87Д $K_m = 0,4 \div 0,5$;

б) для всех остальных механизированных комплексов $K_m = 0,35 \div 0,45$;

в) для узкозахватных комбайнов и струговых установок с индивидуальной крепью $K_m = 0,3 \div 0,4$;

Разумеется, что приведенные значения K_m следует рассматривать как ориентировочные (средние), которые по мере дальнейшего научно-технического прогресса и усовершенствования организации работ в лаге будут повышаться.

В табл. 29 в качестве примера приведены результаты укрупненных расчетов возможной производительности некоторых серийных комбайнов при работе на хрупких углях различной сопротивляемости резанию. При работе комбайнов на вязких углях той же сопротивляемости резанию возможная производительность может быть уменьшена на 30%. Для типов выемочных комбайнов, отсутствующих в табл. 29, но по техническим характеристикам близких к техническим характеристикам машин, включенных в нее, для ориентировочных расчетов можно брать возможную производительность соответствующих машин из этой таблицы.

Расчет длины лавы по фактору вентиляции

1. Длину лавы, предварительно рассчитанную по технико-организационному фактору по формулам (IV.1)—(IV.6), достаточно проверить по фактору вентиляции по приближенной формуле

$$l = \frac{60vbm_0\varphi K_{в.п}}{n_{ц}rqt_{п}\gamma c_0 e} \text{ м}, \quad (\text{IV.11})$$

где v — максимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха, м/с ($v = 4$ м/с);

b — минимальная ширина призабойного пространства лавы, м;

m_0 — общая мощность пласта (слоя), м;

$m_{п}$ — полезная мощность пласта (слоя), м (обычно принимают $m_0 = m_{п} = m$);

φ — коэффициент, учитывающий уменьшение поперечного сечения призабойного пространства находящейся в нем крепи (для индивидуальной крепи $\varphi = 0,9 \div 0,95$, а для механизированной крепи ориентировочно $\varphi = 0,85 \div 0,9$);

$K_{в.п}$ — коэффициент, учитывающий движение воздуха по прилегающему к лаве выработанному пространству; при управлении кровлей полным обрушением $K_{в.п} = 1,2 \div 1,3$, при плавном опускании $K_{в.п} = 1,15 \div 1,17$, при частичной закладке — 1,1 и при полной закладке — 1,05;

e — коэффициент, учитывающий, какая часть метана общей метанообильности участка проходит через призабойное пространство лавы (в среднем $e = 0,4 \div 0,6$);

q — норма воздуха на 1 т суточной добычи лавы, м³/мин; для шахт I, II и III категорий по метану принимают соответственно 1,0; 1,25 и 1,5 м³/мин; для сверхкатегорных шахт норма воздуха определяется из выражения

$$q = \frac{q_{м}}{14,4d} \text{ м}^3/\text{т}, \quad (\text{IV.12})$$

$q_{м}$ — относительная метанообильность участка, м³/т;

d — допустимое содержание метана в исходящей из лавы струе, % ($d = 1\%$).

Если окажется, что длина лавы по фактору вентиляции меньше, чем по другим факторам, то нужно принять длину лавы по фактору вентиляции. Однако это не позволит максимально использовать возможную производительность выемочной машины и приведет к снижению нагрузки на лаву. Поэтому необходимо предусматривать меры по снижению количества метана, поступающего из выработанного пространства в призабойную зону, а также предварительную дегазацию разрабатываемого пласта и другие меры.

2. Если суточная нагрузка на лаву и соответствующая ей длина лавы предварительно определены по формулам (IV.8) и (IV.10),

допустимая по фактору вентиляции длина лавы определяется по приближенной формуле

$$l = \frac{864vb\varphi d K_{в.п} K_M}{n_{ц} r \gamma c_0 K q_l (1 - \varepsilon_1 c_1 - \varepsilon_2 c_2)} \text{ м}, \quad (\text{IV.13})$$

где K_M — коэффициент машинного времени, зависящий от типа применяемого добычного комплекса (значения K_M приведены выше);

q_l — относительная метанообильность лавы, м³/т (если проветривание подготовительных забоев производится последовательно с очистным забоем, то $q_l = q_{уч}$ м³/т, где $q_{уч}$ — относительная метанообильность участка, м³/т). При значительном развитии подготовительных работ на участке и большом содержании метана в воздухе, исходящем из забоев подготовительных выработок, воздух выводят на вентиляционный штрек по специальной выработке (минуя лаву). В этом случае можно принять $q_l = (0,75 \div 0,9) q_{уч}$;

ε_1 — доля от общей относительной метанообильности лавы, обусловленная выделением метана из разрабатываемого пласта через обнаженные поверхности и из отбитого угля; когда под рукой нет более точных данных газовой съемки о величине этой доли, то для ориентировочных подсчетов можно принимать $\varepsilon_1 = 0,4 \div 0,5$;

ε_2 — доля от общей относительной метанообильности лавы, обусловленная выделением метана из выработанного пространства в призабойное ($\varepsilon_2 = 1 - \varepsilon_1$);

c_1 и c_2 — коэффициенты эффективности дегазации соответственно разрабатываемого пласта и выработанного пространства.

Дегазация разрабатываемого пласта применяется обычно в сверхкатегорных шахтах, при большом значении ε_1 и большой природной газоносности пласта. Коэффициент эффективности дегазации пласта достигает 0,5, когда расстояние между дегазационными скважинами 10—15 м (обычно $c_1 = 0,1 \div 0,3$); для шахт I, II и III категорий $c_1 = 0$, т. е. дегазацию разрабатываемого пласта можно не производить, так как это мероприятие очень дорогое.

В зависимости от применяемых способов дегазации и их комплексности коэффициент эффективности дегазации может иметь значение $c_2 = 0 \div 1$. Если мероприятие по дегазации выработанного пространства ограничивается изменением применяемых систем разработки и схем проветривания, то коэффициент эффективности дегазации часто имеет следующие три значения: $c_2 = 0$; 0,8 и 1,0 в зависимости от применяемой системы разработки и схемы проветривания; K — коэффициент, характеризующий естественную дегазацию источников выделения метана в период отсутствия добычных работ, определяется по формуле

$$K = K_M [(1 - K_M) \varepsilon_1 + 1]. \quad (\text{IV.14})$$

Проверка длины лавы по производительности конвейера

Требуемая производительность конвейера определяется в момент работы:

комбайна за 1 ч по формуле

$$q_T \geq 60v_{\text{п}} r m \gamma c_0 k \text{ т/ч}; \quad (\text{IV.15})$$

струга за 1 мин по формуле

$$q_T \geq r_{\text{ст.р}} v_{\text{р}} m \gamma c_0 k \text{ т/мин}, \quad (\text{IV.16})$$

где k — коэффициент, учитывающий необходимый резерв производительности конвейера для одновременного транспортирования угля из ниш ($k = 1,1 \div 1,12$).

Остальные обозначения прежние.

Конвейер с требуемой производительностью должен иметь длину, равную окончательно принятой длине лавы.

Длина забойного конвейера, приводимая в его технической характеристике, соответствует лишь определенному углу наклона конвейерного става, называемому расчетным. Почти для всех забойных скребковых конвейеров расчетный угол равен $10-12^\circ$ (чаще 10°). При изменении угла наклона в ту или в другую сторону от расчетного меняется и длина конвейера. Ориентировочно длину конвейера можно определить по формуле

$$l_k = \frac{102N\eta}{1,1v_{\text{ц}} [2q_0f' \cos \beta + q_1 (w' \cos \beta \pm \sin \beta)]} \text{ м}, \quad (\text{IV.17})$$

где N — суммарная мощность двигателей конвейера, кВт;

η — к. п. д. привода конвейера ($\eta = 0,8 \div 0,85$);

$v_{\text{ц}}$ — скорость движения цепи скребкового конвейера, м/с;

q_0 — масса 1 м цепи со скребками, кг;

q_1 — загрузка желоба конвейера, кг,

$$q_1 = \frac{q_T}{3,6v_{\text{ц}}}; \quad (\text{IV.18})$$

β — угол наклона конвейерного става (плюс перед синусом принимается при доставке материала вверх, минус — вниз); когда линия очистного забоя расположена по линии падения пласта (слоя), угол наклона конвейера равен углу падения пласта, т. е. $\beta = \alpha$;

f' и w' — коэффициенты сопротивления движению соответственно цепи и угля. При прямолинейном стае: одноцепные $f' = 0,35 \div 0,4$; $w' = 0,5 \div 0,7$; двухцепные $f' = 0,45 \div 0,8$; $w' = 0,3 \div 0,5$.

Пример 48. Определить длину конвейера типа СП63 для углов наклона $\beta = 0^\circ, 10^\circ$ и 15° при следующих исходных данных: $q_T = 250$ т/ч; $v_{\text{ц}} = 0,95$ м/с; $q_0 = 18,6$ кг; $N = 135$ кВт; $f' = 0,55$; $w' = 0,4$; $\eta = 0,85$.

Схема подготовки и система разработки

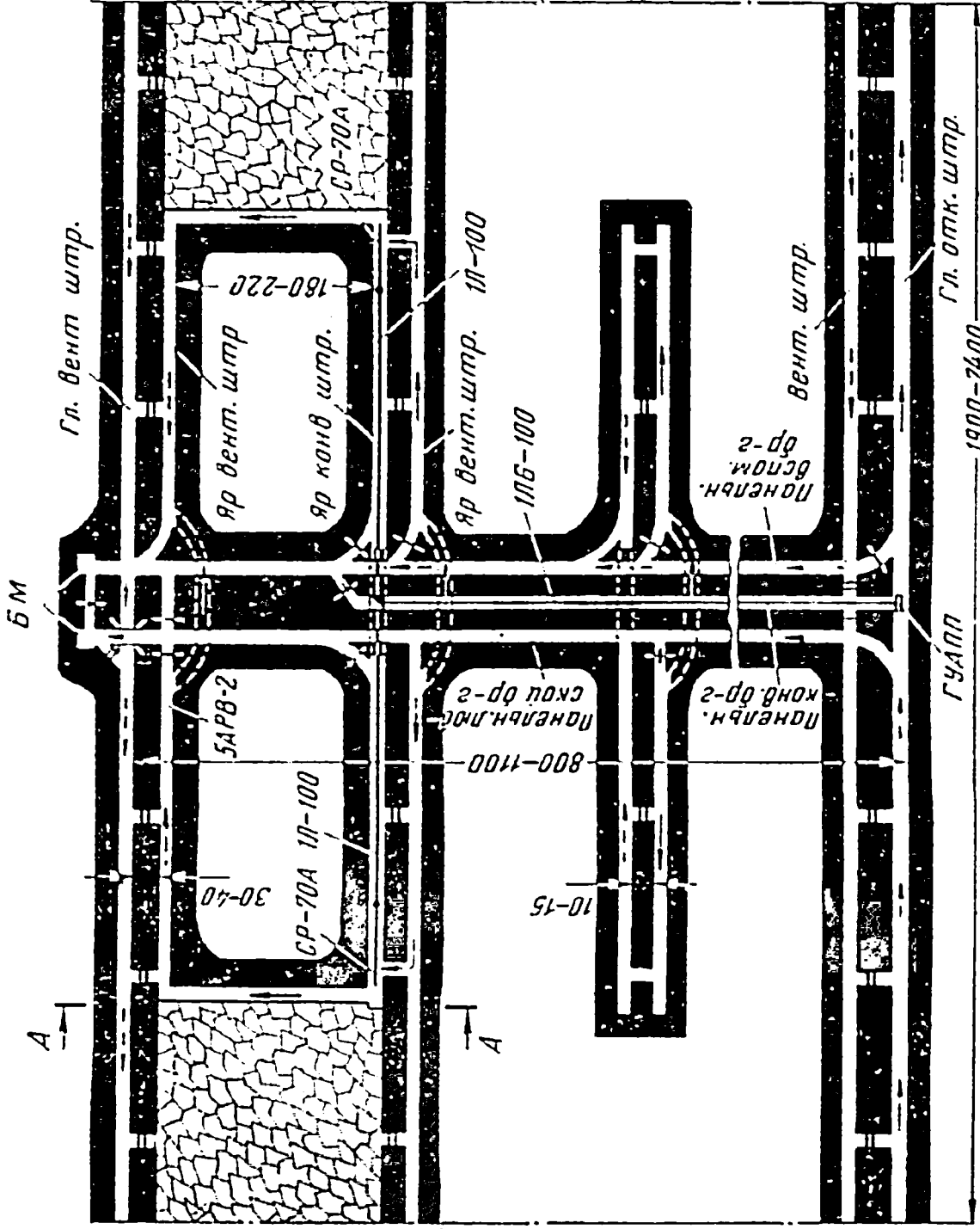
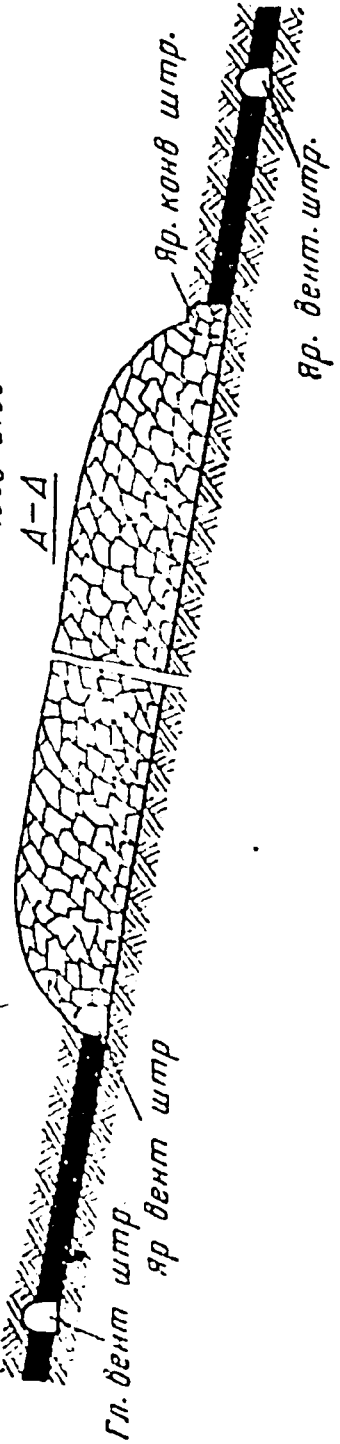
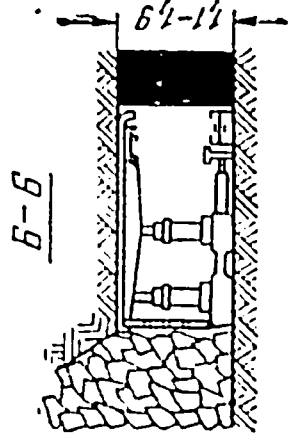
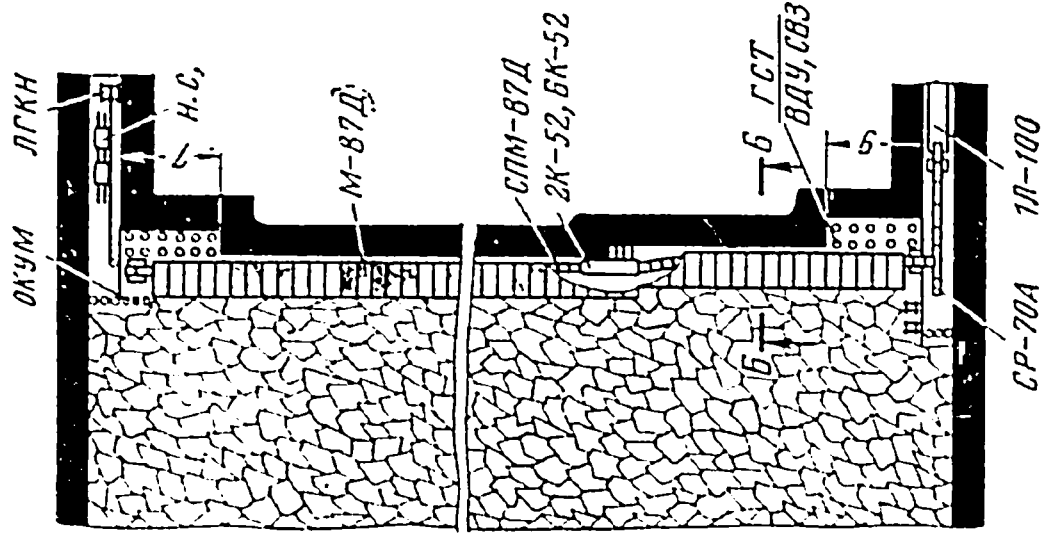


Схема очистного забоя



Планограмма работ

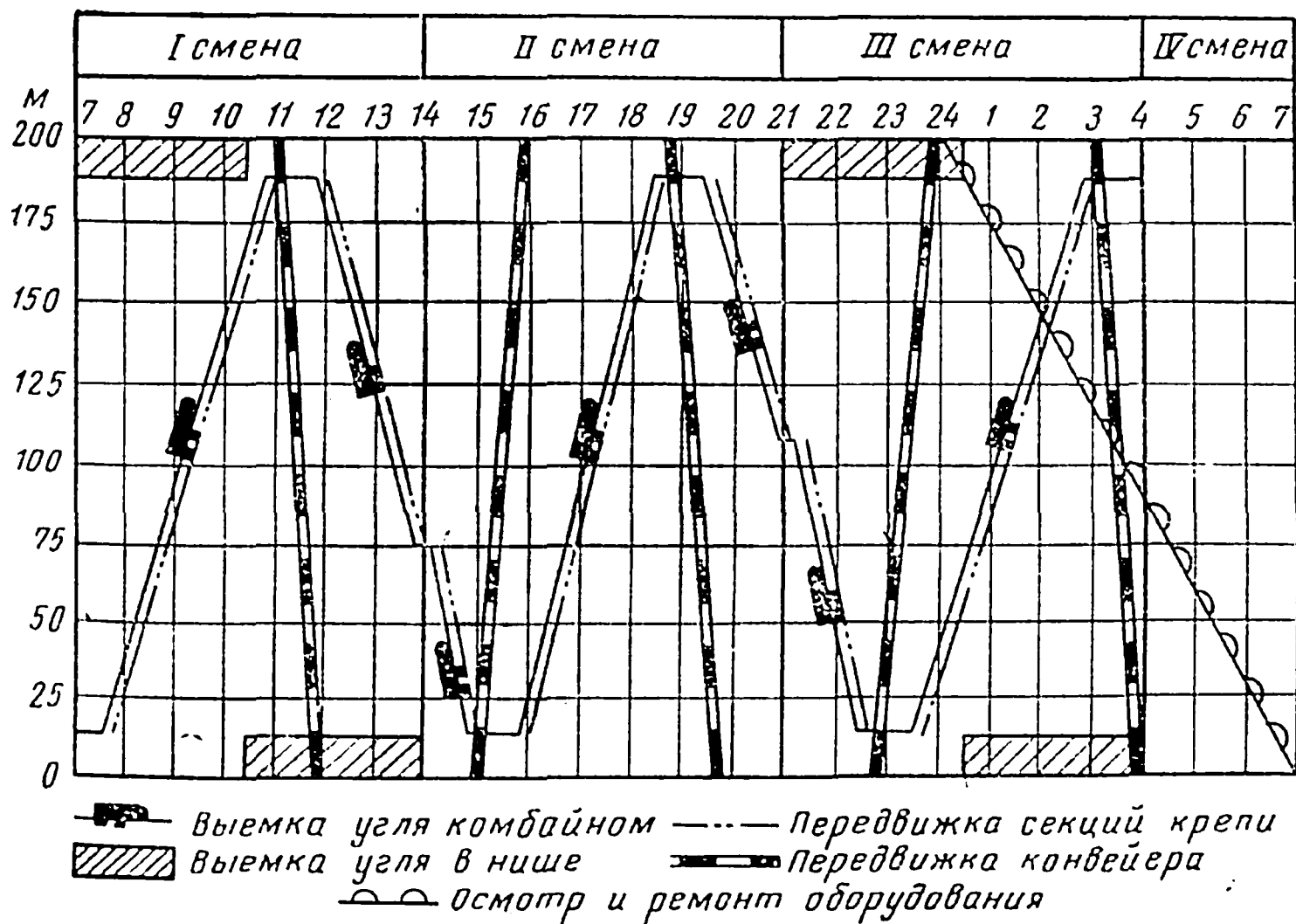


Рис. 23. Типовая технологическая схема (к примеру 49)

Решение. 1. Загрузку желоба конвейера находим из выражения (IV.18)

$$q_1 = \frac{250}{3,6 \cdot 0,95} = 73,2 \text{ кг.}$$

2. Длину конвейера определяем по формуле (IV.17):
при $\beta = 0^\circ$

$$l_k = \frac{102 \cdot 135 \cdot 0,85}{1,1 \cdot 0,95 [2 \cdot 18,6 \cdot 0,55 \cos 0^\circ + 73,2 (0,4 \cos 0^\circ - \sin 0^\circ)]} = 225 \text{ м;}$$

при $\beta = 10^\circ$

$$l_k = \frac{102 \cdot 135 \cdot 0,85}{1,1 \cdot 0,95 [2 \cdot 18,6 \cdot 0,55 \cos 10^\circ + 73,2 (0,4 \cos 10^\circ - \sin 10^\circ)]} = 309 \text{ м;}$$

при $\beta = 15^\circ$

$$l_k = \frac{102 \cdot 135 \cdot 0,85}{1,1 \cdot 0,95 [2 \cdot 18,6 \cdot 0,55 \cos 15^\circ + 73,2 (0,4 \cos 15^\circ - \sin 15^\circ)]} = 382 \text{ м.}$$

Установка конвейера в горизонтальном или почти горизонтальном положении в очистном забое имеет место, когда угол падения пласта $\alpha = 0^\circ$ или когда разработка ведется длинными столбами по падению (восстанию). При угле наклона выше определенного предела применение конвейера нецелесообразно, так как материал будет с него скатываться, коэффициент заполнения желоба резко уменьшается и, как следствие, падает производительность конвейера. Угол наклона, при котором применение скребкового конвейера целесообразно, можно ориентировочно определить из выражения $\text{tg } \beta < w'$.

Пример 49. Определить длину лавы, оборудованной комплексом КМ-87Д, при следующих данных: мощность пласта (слоя) $m = 1,5$ м;

угол падения $\alpha = 10^\circ$; полезная ширина захвата комбайна (2К-52Ш) $r = 0,63$ м; объемная масса угля $\gamma = 1,3$ т/м³; продолжительность смены $T_{см} = 7$ ч (420 мин); число добычных смен в сутки $n_{см} = 3$; комбайн работает по челноковой схеме; число циклов (полос угля) в сутки предварительно принимаем $n_{ц} = 6$. Метанообильность участка $q_m = q_{уч} = q_l = 10$ м³/т, чему соответствует норма воздуха $q = 1,25$ м³/т; сопротивляемость угля резанию 200 кгс/см; $v_n = 2$ м/мин (рис. 23). Подробнее о технологических схемах см. в приложении 25.

Р е ш е н и е. 1. Сначала длину лавы находим по технико-организационному фактору по формуле (IV.1)

$$l = \frac{[(420 - 15 - 5) 3 - 20 \cdot 6] 0,9}{(0,5 + 1 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot 0,01 + 0,2) 6} + 8 = 237 \text{ м.}$$

2. При заданном коэффициенте машинного времени длину лавы находим по формуле (IV.10)

$$l = \frac{1260 \cdot 3 \cdot 0,45}{6 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot 1,3} + 8 = 239 \text{ м.}$$

Значение q_n берется из табл. 29.

3. По фактору вентиляции длину лавы определяем по формуле (VI.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3,3 \cdot 1,5 \cdot 0,85 \cdot 1,2}{6 \cdot 0,63 \cdot 1,25 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,5} = 269 \text{ м.}$$

4. Для определения длины лавы по фактору вентиляции при заданной нагрузке на лаву примем дополнительные исходные данные. Так как нет специальных указаний о наличии сближенных пластов и спутников, способствующих увеличению количества метана в выработанном пространстве, принимаем $\varepsilon_2 = 0,5$ и тогда $\varepsilon_1 = 1 - \varepsilon_2 = 0,5$, кроме того, $c_1 = 0$ и $c_2 = 0,5$.

Предварительно вычислим значение K по формуле (IV.14)

$$K = 0,45 [(1 - 0,45) 0,5 + 1] = 0,574.$$

Теперь длину лавы по фактору вентиляции находим по формуле (IV.13)

$$l = \frac{864 \cdot 4 \cdot 3,3 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,45}{6 \cdot 0,63 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,574 \cdot 10 (1 - 0,5 \cdot 0 - 0,5 \cdot 0,5)} = 252 \text{ м.}$$

Окончательно длину лавы принимаем равной 237 м.

5. Находим требуемую производительность лавного конвейера в момент работы комбайна по формуле (IV.15)

$$q_r \geq 60 \cdot 2 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 1,1 = 158 \text{ т/ч.}$$

Принимаем конвейер СПМ-87Д с часовой производительностью до 300 т и максимальной длиной до 250 м.

Пример 50. Определить длину лавы, оборудованной комплексом типа «Донбасс», при следующих данных: $m = 1$ м; $\alpha = 15^\circ$; комбайн типа МК-67 работает по челноковой схеме; $r = 0,8$ м; $\gamma = 1,3$ т/м³;

сопротивляемость углю резанию 200 кгс/см; $T_{\text{см}} = 420$ мин; $n_{\text{см}} = 3$; число циклов $n_{\text{ц}} = 6$; $q_{\text{уч}} = q_{\text{л}} = 25$ м³/т (рис. 24).

Р е ш е н и е. 1. Сначала определим длину лавы по формуле (IV.1)

$$l = \frac{[(420 - 15 - 5) 3 - 25 \cdot 6] 0,9}{\left(\frac{1}{1,5} + 1 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 0,01 + 0,109\right) 6} + 7 = 190 \text{ м.}$$

2. Длину лавы при $K_{\text{м}} = 0,4$ находим по формуле (IV.10)

$$l = \frac{1260 \cdot 2,7 \cdot 0,4}{6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1,3} + 7 = 225 \text{ м.}$$

3. Для определения длины лавы по фактору вентиляции при заданной нагрузке на лаву примем дополнительные исходные данные: $\varepsilon_1 = 0,48$; $\varepsilon_2 = 1 - 0,48 = 0,52$; $c_1 = 0,3$ и $c_2 = 1$.

Предварительно вычислим K по формуле (IV.14):

$$K = 0,4 [(1 - 0,4) 0,48 + 1] = 0,515.$$

Длину лавы находим по формуле (IV.13)

$$l = \frac{864 \cdot 4 \cdot 3,3 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,4}{6 \cdot 0,8 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,515 \cdot 25 (1 - 0,48 \cdot 0,3 - 0,52 \cdot 1)} = 175 \text{ м.}$$

Несмотря на осуществление всех мероприятий по дегазации, получили максимальную длину лавы 175 м. Однако такой напряженный режим работы вентиляции не надежен. Поэтому необходимо снизить заданную нагрузку на лаву за счет уменьшения числа циклов в сутки до $n_{\text{ц}} = 5$, оставляя в силе все мероприятия по дегазации, и тогда новая длина лавы составит

$$l = \frac{175 \cdot 6}{5} = 210 \text{ м.}$$

4. Находим норму воздуха

$$q = \frac{25}{14,4 \cdot 1} = 1,73 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Длину лавы по фактору вентиляции определяем по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3,3 \cdot 1 \cdot 0,85 \cdot 1,2}{6 \cdot 0,8 \cdot 1,73 \cdot 1 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,45} = 190 \text{ м.}$$

Результаты расчетов длины лавы по двум факторам совпали, следовательно, можно принять ее равной 190 м.

5. Находим требуемую производительность конвейера в момент работы комбайна по формуле (IV.15)

$$q_{\text{т}} \geq 60 \cdot 1,5 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 1,1 = 101 \text{ т/ч.}$$

Принимаем конвейер СП-64 производительностью до 155 т и максимальной длиной до 200 м.

Пример 51. Определить длину лавы, оборудованной струговой установкой УСБ-67 с индивидуальной крепью, при следующих

Схема подготовки и система разработки

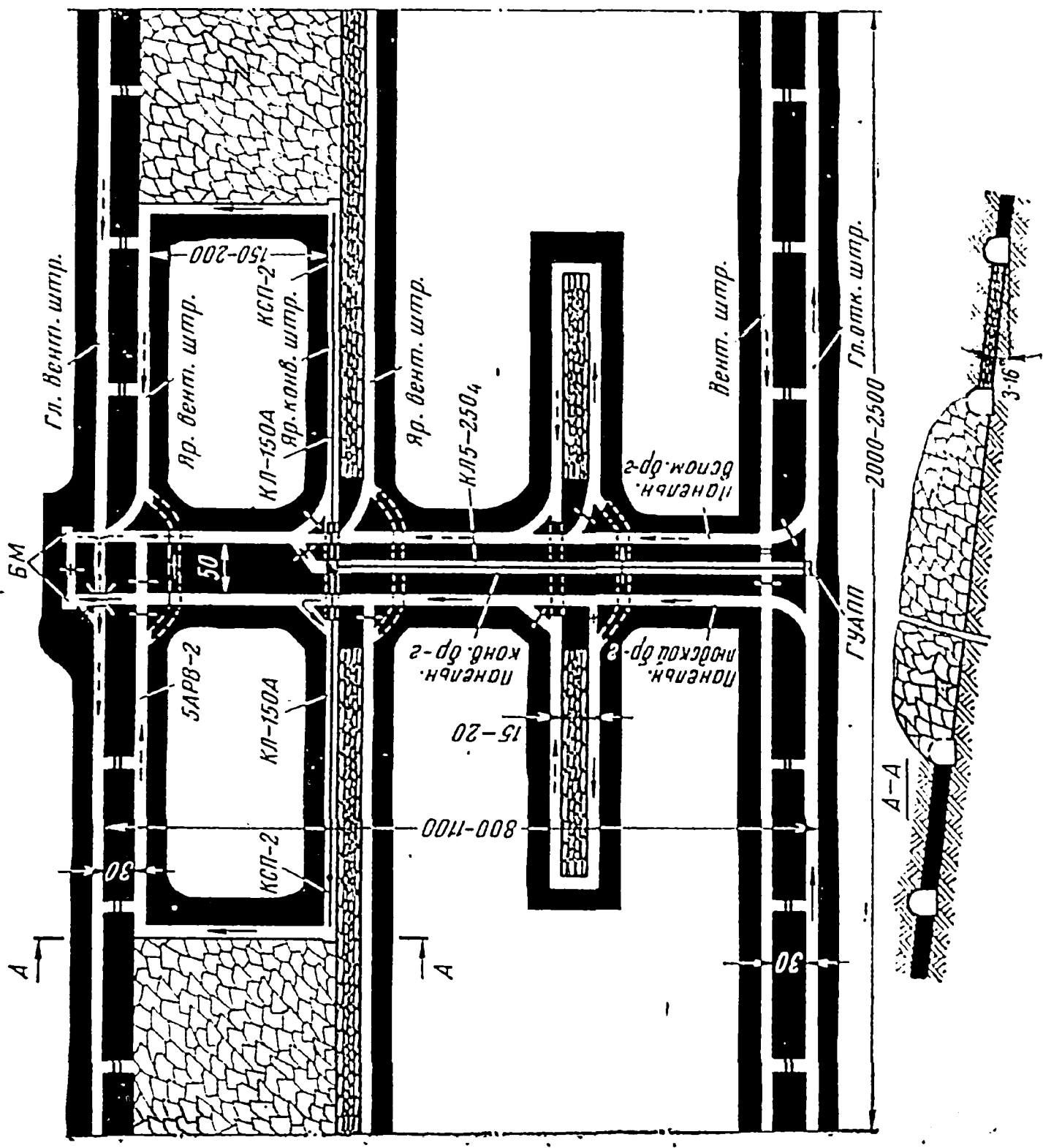
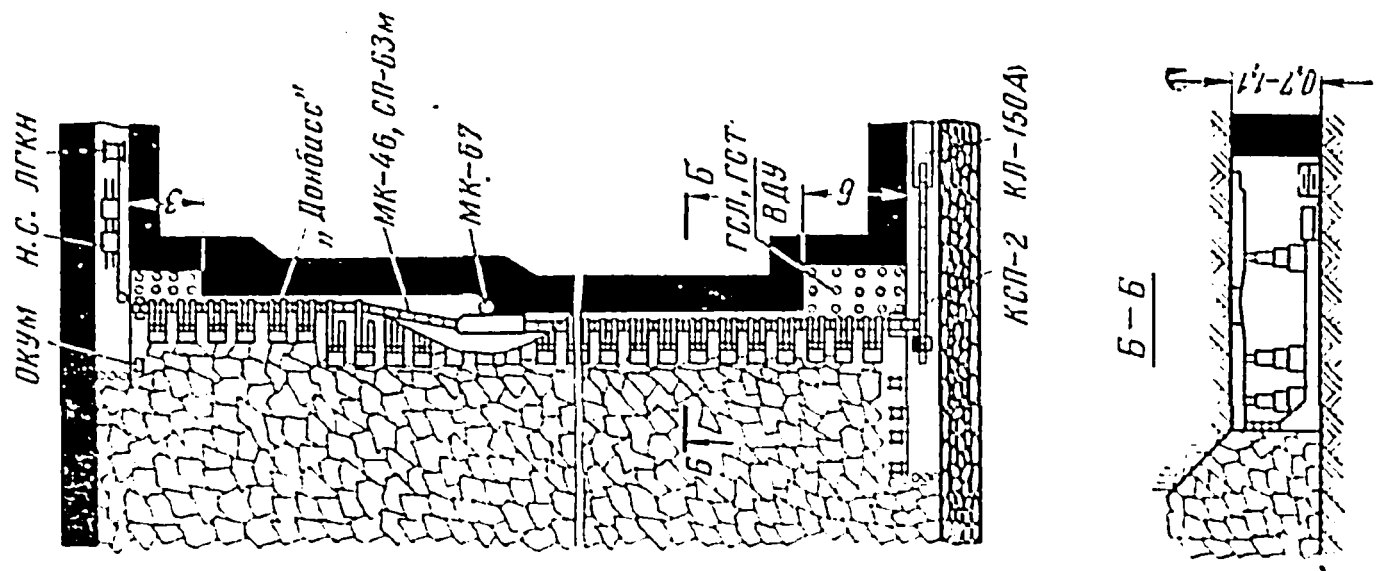


Схема очистного забоя



планограмма работ

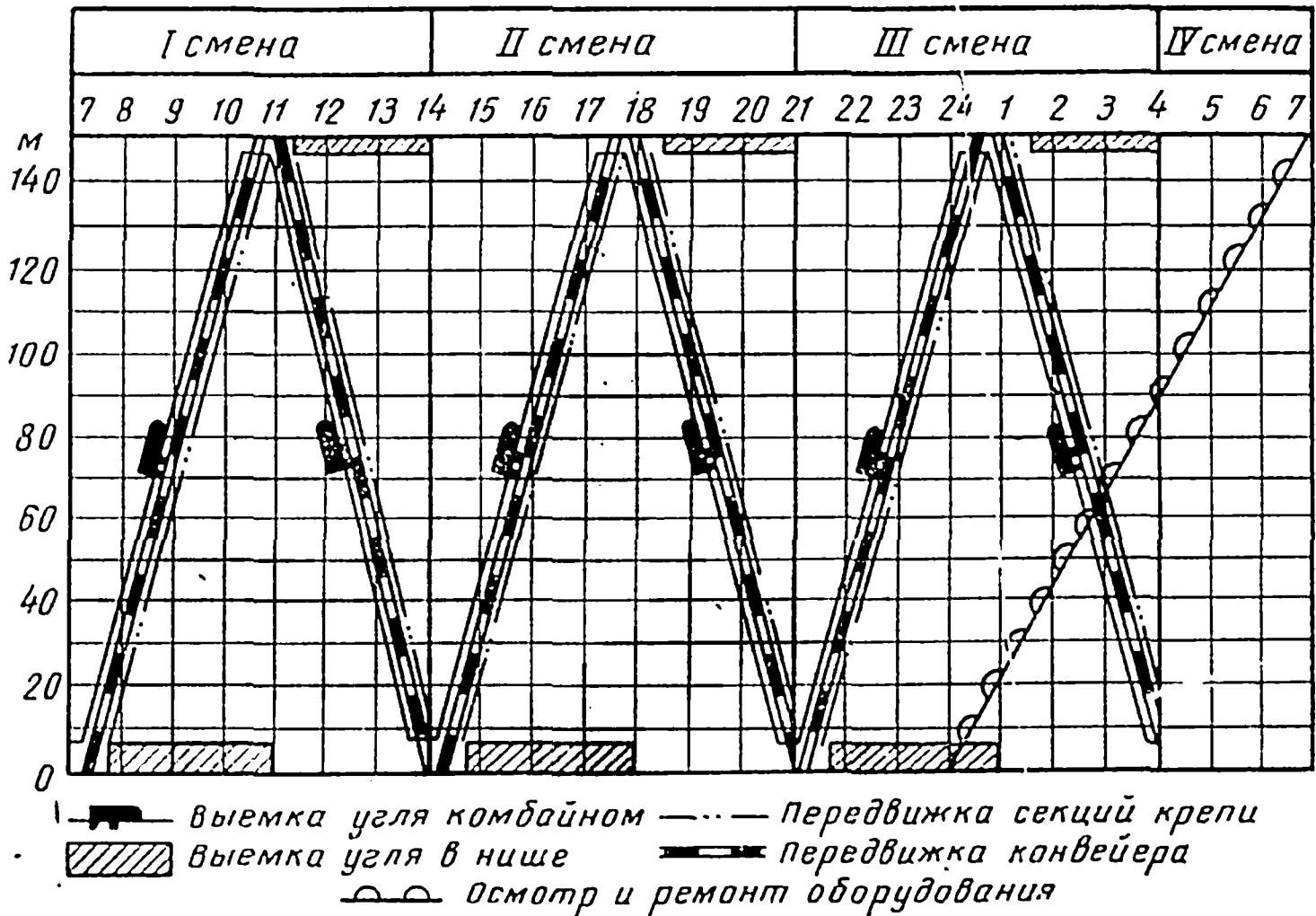


Рис. 24. Типовая технологическая схема (к примеру 50)

условиях: $m = 1,5$; $\alpha = 10^\circ$; $\gamma = 1,3 \text{ т/м}^3$; категория по газу III; струг работает по челноковой схеме (рис. 25).

Решение. 1. Длину лавы определяем по формуле (IV.3)

$$l = \frac{\left[(420 - 25 - 5) \cdot 3 - \frac{50 \cdot 0,05 \cdot 3}{0,6} - 1 \cdot 50 \right] \cdot 0,9}{\left(\frac{1}{36,78} + 0,075 \right) \cdot 50} + 13 = 208 \text{ м.}$$

2. При $K_m = 0,35$ длина лавы по формуле (IV.10) составит

$$l = \frac{1260 \cdot 3,98 \cdot 0,35}{50 \cdot 0,06 \cdot 1,5 \cdot 1,3} + 13 = 313 \text{ м.}$$

3. По фактору вентиляции длина лавы определяется по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3 \cdot 1,5 \cdot 0,9 \cdot 1,3}{50 \cdot 0,06 \cdot 1,5 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,55} = 232 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем длину лавы 210 м.

4. Определяем требуемую производительность конвейера в момент работы струга по формуле (IV.16)

$$q_T \geq 0,06 \cdot 36,78 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 1,1 = 4,64 \text{ т/мин.}$$

Принимаем специальный струговой конвейер производительностью 5,33 т/мин и длиной, соответствующей принятой длине лавы.

Пример 52. Определить длину лавы, оборудованной комплексом широкозахватного комбайна типа «Донбасс-1Г» с индивидуальной

Схема подготовки и система разработки

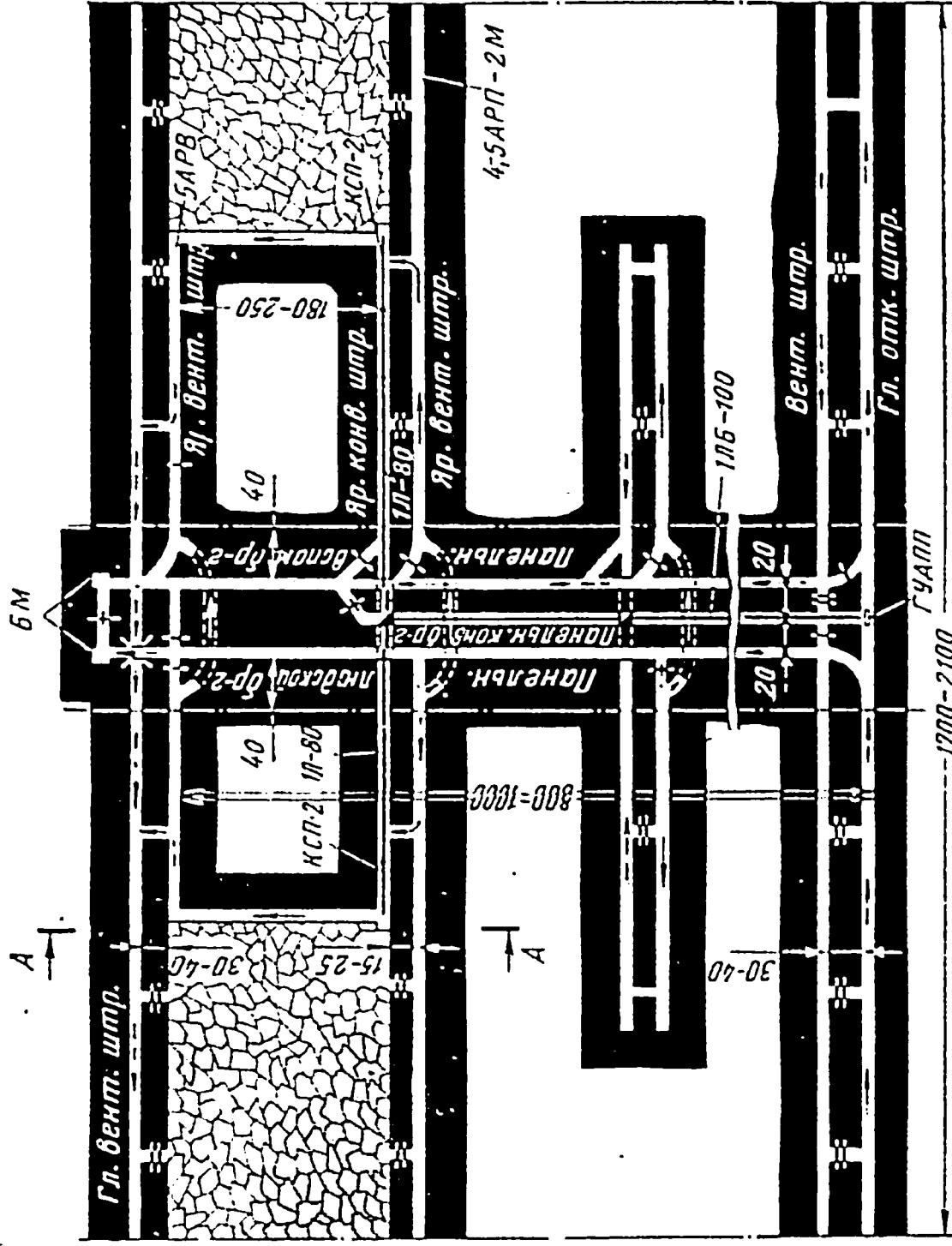
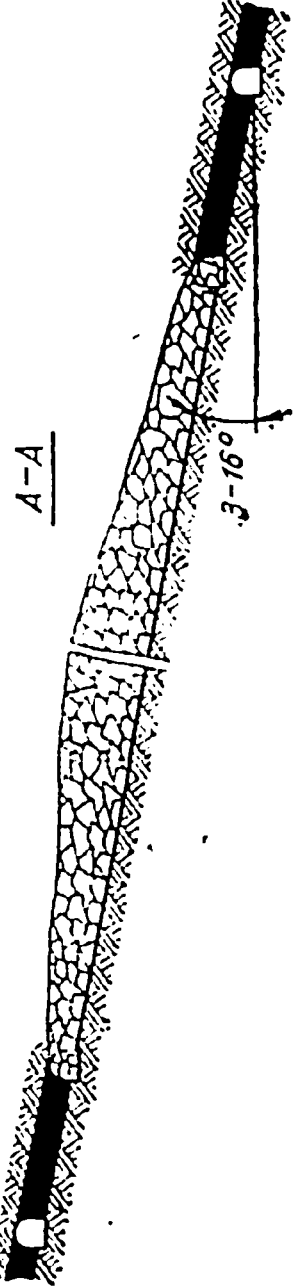
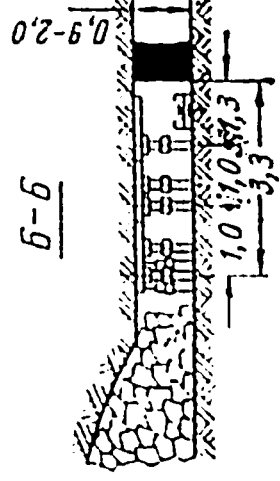
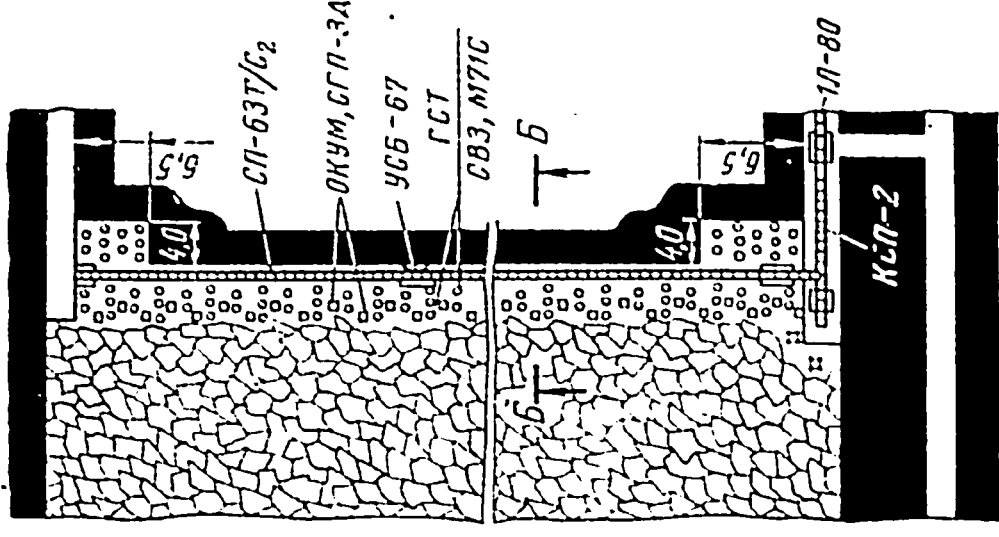


Схема очистного забоя



Планограмма работ

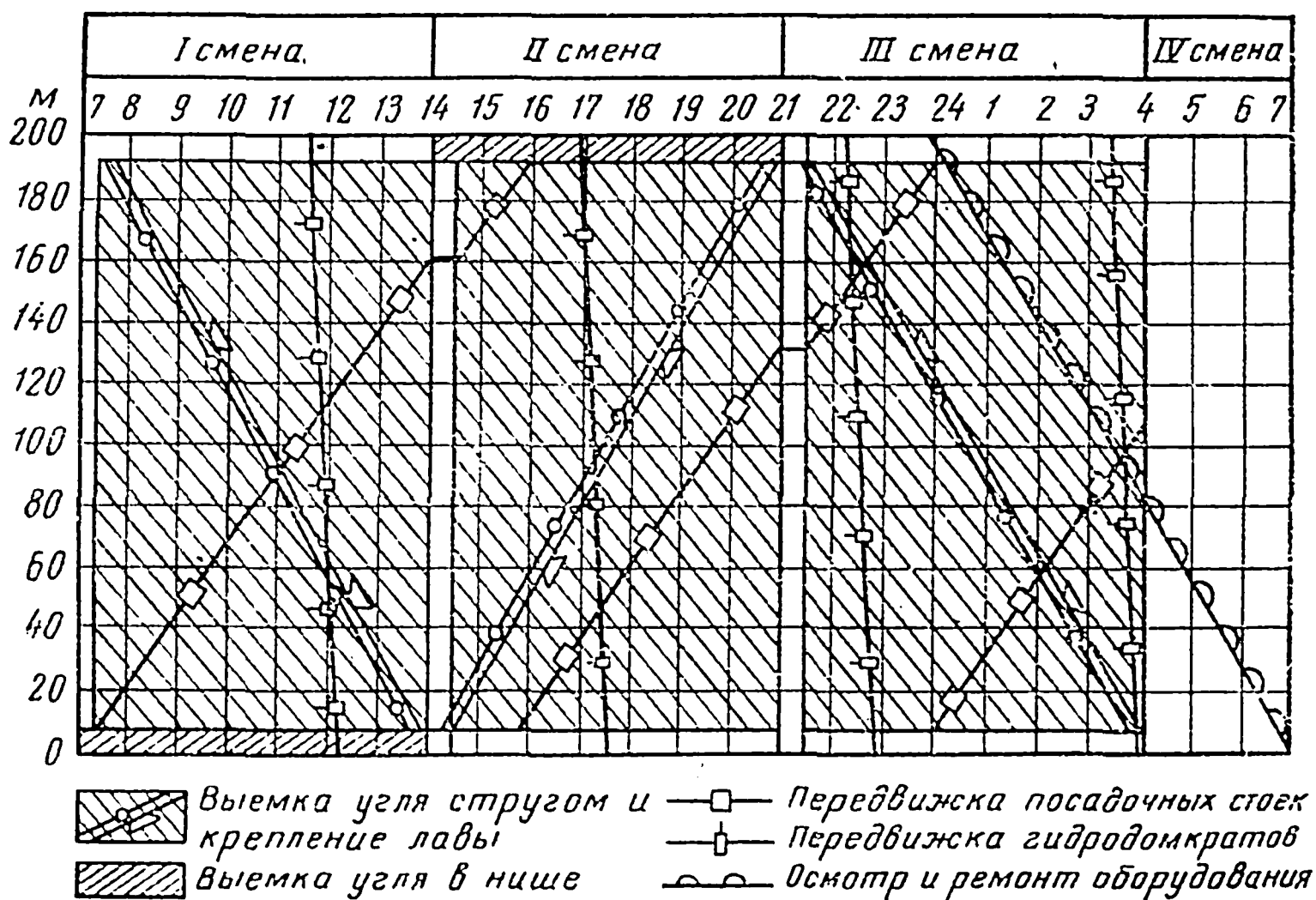


Рис. 25. Типовая технологическая схема (к примеру 51)

крепью, для следующих условий: $m = 1,5$; $\alpha = 35^\circ$; $\gamma = 1,3 \text{ м}^3/\text{т}$; газообильность участка $q = 32 \text{ м}^3/\text{т}$; доставка угля в лаве собственным весом по металлическим рештакам; число добычных смен в сутки $n_{см} = 2$; ширина захвата комбайна $r = 1,6 \text{ м}$. Время на взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы $t_n = 6 \text{ мин}$.

Решение. 1. Длину лавы определяем по формуле (IV.5)

$$l = \frac{[(420 - 25) 2 - 135 - 6] 0,9}{\frac{1}{0,7} + \frac{2,6}{20} + \frac{3}{10} + 1,6 \cdot 3 \cdot 0,02 + 0,2} + 12 = 224 \text{ м.}$$

2. По фактору вентиляции сначала находим норму воздуха по формуле (IV.12)

$$q = \frac{32}{14,4 \cdot 1} = 2,22 \text{ м}^3/\text{т}$$

и тогда длину лавы определим по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3,2 \cdot 1,5 \cdot 0,9 \cdot 1,2}{1 \cdot 1,6 \cdot 2,22 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,6} = 306 \text{ м.}$$

Окончательно длину лавы принимаем 224 м.

3. Находим требуемую производительность конвейера в момент работы комбайна по формуле (IV.15)

$$q_r \geq 60 \cdot 1,6 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 1,1 = 202 \text{ т/ч.}$$

Принимаем конвейер СР-70А производительностью до 250 т/ч.

Схема подготовки и система разработки

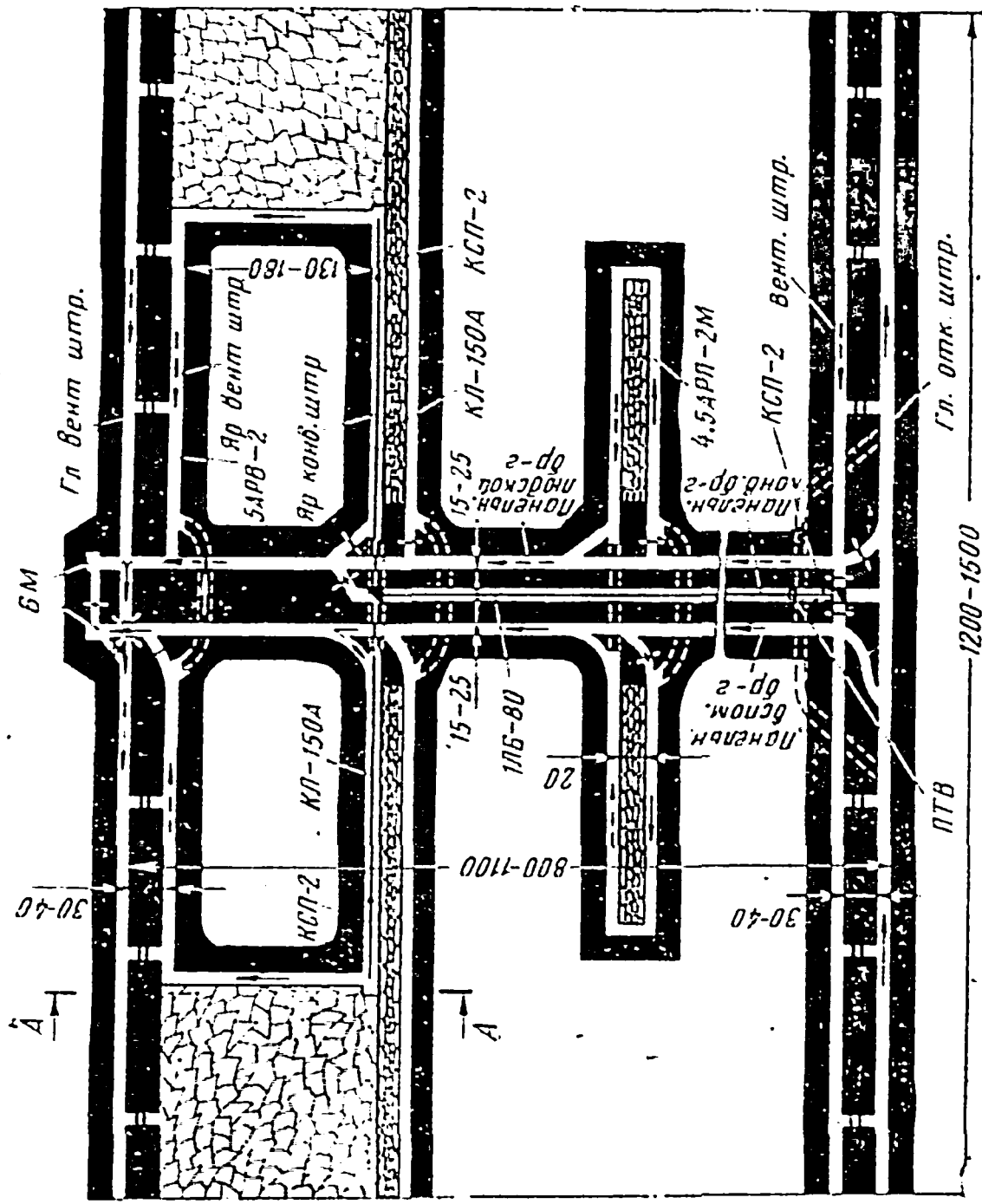
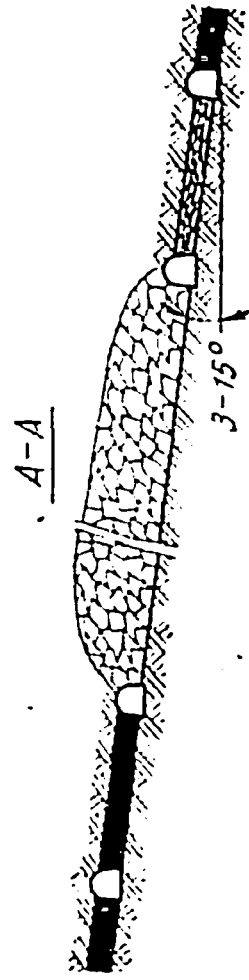
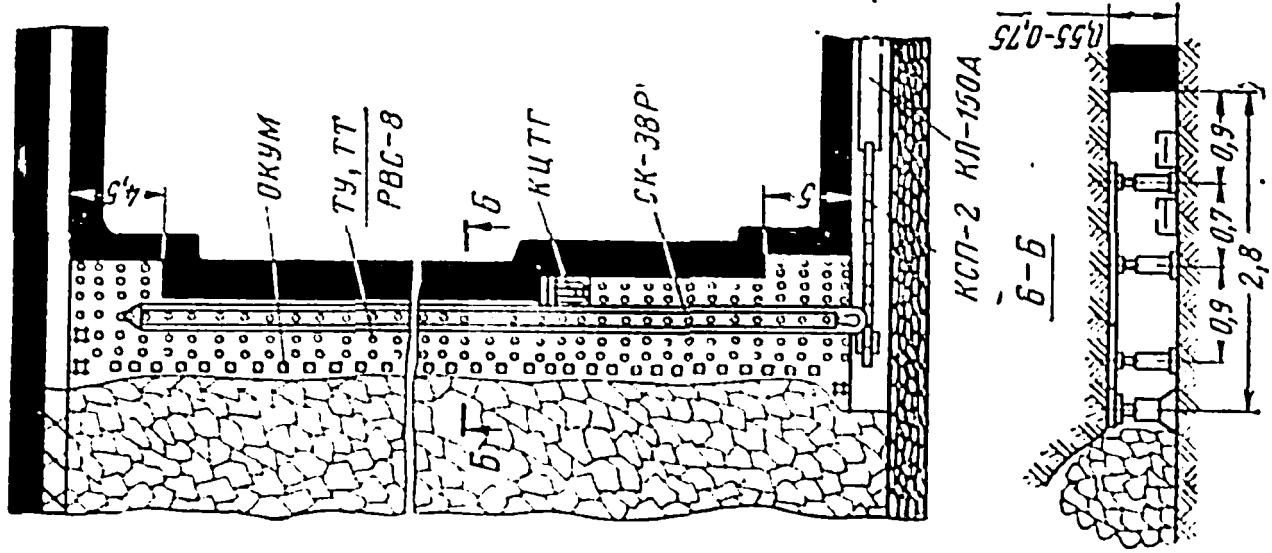


Схема очистного забоя



Планограмма работ

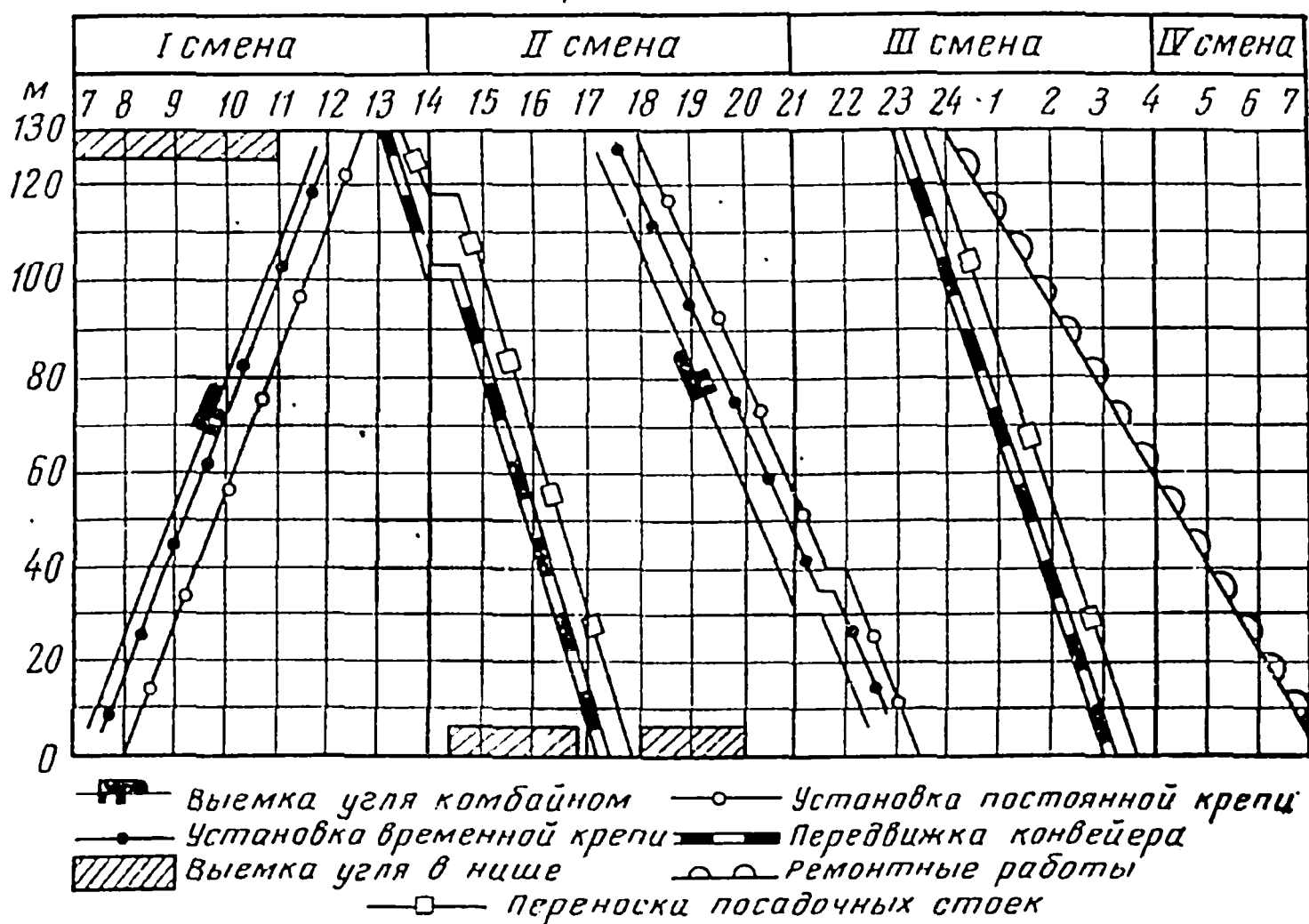


Рис. 26. Типовая технологическая схема (к примеру 53)

Пример 53. Определить длину лавы, оборудованной комплексом КЦТГ с крепью М-9 и конвейером СП-46, для следующих условий: $m = 0,65$ м; $\alpha = 10^\circ$; $\gamma = 1,3$ т/м³; $r = 1,55$ м; число циклов в сутки $n_{ц} = 2$; участок II категории по газу; комбайн по выемке угля работает в обоих направлениях с разворотом по концам лавы в нише (рис. 26).

Решение. 1. Находим время на осмотр и замену зубков и клеваков:

$$t_{п.з} = \frac{0,337}{0,67} - 0,051 = 0,468 \text{ мин.}$$

2. Длину лавы определяем по формуле (IV.6)

$$l = \frac{[(420 - 25 - 8) 3 - 132 - 25 \cdot 2] 0,9}{\left(\frac{1}{0,9} + 0,468 + 0,582\right) 2} + 10 = 214 \text{ м.}$$

3. По фактору вентиляции длину лавы определяем по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3,1 \cdot 0,65 \cdot 0,9 \cdot 1,15}{2 \cdot 1,55 \cdot 1,25 \cdot 0,65 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,6} = 260 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем длину лавы 214 м.

Следует отметить, что для повышения нагрузки на очистной забой и уменьшения протяженности проводимых и поддерживаемых выработок и затрат на их ремонт, а также для снижения потерь угля в околоштрековых целиках (если предусматривается их оставление) «Основные технико-экономические направления развития угольной промышленности СССР на 1970—1975 гг.», разработанные МУП

СССР, ориентируют на всемерное увеличение длины лавы по всем бассейнам.

Разумеется, увеличивать длину лавы можно до величины, при которой возможно эффективное управление работой лавы без снижения технико-экономических показателей и безопасности работ.

Определение оптимальной длины лавы по экономическому фактору

Результаты расчетов по вышеприведенным факторам обычно являются решающими для окончательного установления длины лавы. Однако не всегда окончательно принятая длина лавы есть экономически оптимальная длина, при которой достигаются минимальные затраты на 1 т добываемого угля по расходам, зависящим от длины лавы. Все расходы, зависящие от длины лавы, делятся на две группы: расходы по лаве (внутри лавы) и расходы вне лавы. К расходам по лаве относятся: заработная плата рабочих в комбайновой части лавы, на проведении ниш и перебивке крепи в нишах и на сопряжении лавы со штреком, амортизация оборудования, стоимость монтажа и демонтажа оборудования, материалов и электроэнергии. К расходам вне лавы относятся: затраты на проведение и поддержание штреков, сооружение приемно-отправительной площадки на бремсберге (уклоне), стоимость монтажа и демонтажа оборудования на штреках.

Все эти расходы, отнесенные к 1 т суточной добычи лавы, суммируются в форме зависимости от длины лавы. Затем, взяв производную по l и приравняв ее нулю, получают оптимальную длину лавы. Следует отметить, что все расходы вне лавы уменьшаются с увеличением длины последней, а среди расходов по лаве имеются такие, которые уменьшаются с увеличением длины лавы, и такие, которые, будучи отнесены к 1 м длины лавы, остаются величиной постоянной, а также имеются величины, не зависящие от длины лавы. Следовательно, о существовании минимума функции можно говорить тогда, когда учтены все расходы по лаве.

Чтобы судить о практическом значении определения оптимальной длины лавы, приведем некоторые результаты решения такой задачи для конкретных условий. Работа¹ по определению оптимальной длины лавы проводилась для двух вариантов: механизированный комплекс КМ-87 и комплекс с индивидуальной крепью. При обоих вариантах работает узкозахватный комбайн одной и той же марки. Организационно-технические и природные условия ($T_{см} = 7$ ч, $n_{см} = 3$; $m = 1,5$ м; $\gamma = 1,35$ т/м³; $\alpha = 10^\circ$; сопротивляемость угля резанию 240 кгс/см; газоносность участка $q_m = 10$ м³/т и др.) были одинаковыми. Методика расчета оптимальной длины лавы предусматривала предварительное назначение суточной нагрузки на лаву. Она была определена по формуле (IV.8) и проверена по условиям вентиляции. Принятая наименьшая суточная нагрузка по условиям

¹ Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах. М., «Недра», 1971.

вентиляции составила 1350 т для комплекса КМ-87 и 1040 т для комплекса с индивидуальной крепью. Длина крыла панели (выемочного участка) была принята 1000 м для комплекса КМ-87 и 800 м для комплекса с индивидуальной крепью. В этих условиях оптимальная длина лавы составила 224 м для комплекса КМ-87 и 480 м для комплекса с индивидуальной крепью. Однако по техническим возможностям серийно выпускаемых забойных конвейеров в обоих вариантах окончательно была принята длина лавы 200 м.

Таким образом, для комплекса КМ-87 оптимальная длина лавы (224 м) практически почти совпала с принятой длиной (200 м), обусловленной технической возможностью забойного конвейера. Что касается комплекса с индивидуальной крепью, то окончательно принятая для него длина лавы (200 м) оказалась меньше оптимальной (480 м) в 2,4 раза.

Следовательно, в результате расчета оптимальной длины лавы можно установить разницу между оптимальной длиной лавы и ее длиной, окончательно принятой и обычно равной наименьшему значению из двух, полученных при расчетах по производительности комбайна и по условиям вентиляции.

Таким образом, при решении учебных задач можно не прибегать к определению оптимальной длины по экономическому фактору, если этого не требует специальное задание. При желании, чтобы установить длину лавы по экономическому фактору, можно воспользоваться упомянутой работой.

То обстоятельство, что для комплекса с индивидуальной крепью оптимальная длина лавы (480 м) оказалась больше соответствующей длины лавы (224 м) для комплекса КМ-87 в 2,15 раза, можно отчасти

Т а б л и ц а 30

Тип добычного механизма	Угол падения пласта, градус	Мощность пласта, м	Схема работы	Метанообильность участка, м ³ /т	Суточное подвигание очистного забоя, м
Узкозахватный комбайн с механизированной крепью	10	1,8	Челноковая	32	3,15
Узкозахватный комбайн с индивидуальной крепью	10	1,2	То же	15	3,78
Струг с индивидуальной крепью	15	0,7	»	10	3,0
Струг с механизированной крепью	15	1,1	»	28	3,0
Широкозахватный комбайн с комплектной крепью М-9	12	1,5	Односторонняя	30	1,6

П р и м е ч а н и е. Объемная масса угля равна 1,35 т/м³.

объяснить высокой стоимостью (увеличение амортизационной суммы) и большой массой (увеличение трудоемкости монтажных, демонтажных и других работ) оборудования механизированного комплекса, которые, очевидно, влияют в сторону уменьшения длины лавы.

Ниже приведены значения длины лавы, официально считающиеся оптимальными, для комплексов, работающих на пологих пластах: комплексы с узкозахватными комбайнами и струговыми установками с индивидуальной крепью — 150—250 м (для стругов до 300 м) и комплексы с механизированной крепью типа ОМКТМ, ОКП, МК и КМ-81 — 150—180 м, типа КМ-87Д, «Донбасс», МК-97 — 180—220 м.

Задача к § 12. Требуется выбрать тип добычного комплекса, определить длину лавы по факторам и по нагрузке на лаву, суточную добычу по лаве на тонких и средней мощности пластах пологого и наклонного падения при исходных данных, приведенных в табл. 30.

§ 13. Определение длины лавы при выемке крутых пластов тонких и средней мощности

1. *Длина комбайновой (машинной) части лавы при применении узкозахватных комбайнов типа «Темп» и «Комсомолец» (КТ) с индивидуальной крепью.* После того, как комбайн, двигаясь снизу вверх, снял полосу угля по всей длине лавы и спустился обратно в исходное положение, сразу же приступают к креплению лавы одновременно из нескольких точек (мест), расположенных по длине лавы. В этом случае пока не закреплена вся лава нельзя приступить к выемке следующей полосы угля. Чтобы совместить во времени выемку угля с креплением лавы, надо срочно закрепить нижнюю часть лавы примерно 10 м для того, чтобы комбайн мог приступить к выемке следующей полосы угля. Крепление остальной части лавы полностью совмещается во времени с работой комбайна по выемке угля. Время на крепление 1 м длины комбайновой части лавы может быть найдено по формуле

$$t_{кр} = \frac{60\varphi}{l_{в}n_{м}n_{кр}H_{кр}K_{н}} \text{ мин,} \quad (\text{IV.19})$$

где φ — коэффициент совмещения работы по креплению призабойного пространства лавы с работой комбайна по выемке угля. При полном совмещении этих работ, которое может иметь место, когда время на крепление около 10 м нижней части лавы окажется равным продолжительности конечных операций комбайна, связанных с подготовкой его к выемке следующей полосы, $\varphi = 0$; при отсутствии совмещения $\varphi = 1$; при частичном совмещении этих работ $0 < \varphi < 1$;

$l_{в}$ — длина верхняка в принятом комплекте крепи, м;

$n_{м}$ — число мест в лаве, в которых одновременно ведутся работы по креплению;

$n_{кр}$ — число крепильщиков, одновременно работающих на одном месте (точке) (обычно $n_{кр} = 2$ чел.);

$H_{кр}$ — норма выработки на одного крепильщика в час, комплект;

K_n — коэффициент перевыполнения нормы выработки ($K_n = 1,1 \div 1,25$).

Остальные обозначения прежние.

После этого длина комбайновой части лавы определяется по формуле

$$l = \frac{[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - t_{к.о} n_{ц}] K}{\left(\frac{1}{v_{п}} + \frac{1}{v_{м}} + t_{кр} + t_{зrmz} + t_{в}\right) n_{ц}} \text{ м.} \quad (\text{IV.20})$$

2. Длина лавы при применении механизированного комплекса КГД-2 с комбайном «Темп» определяется по формуле

$$l = \frac{[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - t_{к.о} n_{ц}] K}{\left(\frac{1}{v_{п}} + \frac{1}{v_{м}} + t_{зrmz} + t_{в}\right) n_{ц}} \quad (\text{IV.21})$$

3. Длина лавы, оборудованной отбойными молотками. В этом случае длина лавы представляет сумму высот (наклонных длин) отдельных уступов, как правило, одинаковой величины.

Высота уступа определяется по формуле

$$l_y = \frac{(T_{см} - t_{п.з}) K_n}{\left(rm\gamma t_{от} + \frac{t_{кр}}{n_{кр}}\right) K_o}, \quad (\text{IV.22})$$

где r — ширина крепи — расстояние между рядами крепи по простиранию или ширина полосы угля, отбиваемой отбойными молотками за смену по всей высоте уступа, м (обычно $r = 0,9$ м);

$t_{от}$ — норматив времени на отбойку 1 т угля (основные и вспомогательные операции), чел.-мин; берется по действующему сборнику норм в зависимости от мощности пласта и категории отбойности;

$t_{кр}$ — норматив времени на возведение комплекта крепи (основные и вспомогательные операции), чел.-мин; берется по сборнику норм в зависимости от состава принятого комплекта, мощности и угла падения пласта;

$n_{кр}$ — число забойщиков. Если на уступе занят один рабочий (индивидуальная работа), он и отбивает уголь, и крепит за собой, $n_{кр} = 1$; если на креплении всегда занято несколько забойщиков, то $n_{кр} = 2$ или 3;

K_o — нормативный коэффициент на отдых ($K_o = 1,15$).

Остальные обозначения прежние.

Опережение добычных (рядовых) уступов принимают кратным шагу крепи, т. е. $b = n'r$, где n' — коэффициент кратности, обычно $n' = 3,4$ и реже 5; меньший коэффициент берется при небольшой высоте уступа.

4. Расчет магазинного уступа. Высоту магазинного уступа h_m и его опережение по простиранию d_m определяют по формулам: при выемке угля отбойными молотками (рис. 27, а)

$$h_m = \frac{c'}{\cos \delta} + \sqrt{\frac{Q_m \operatorname{tg} \delta}{\gamma_{1m}}} - R \operatorname{tg} \delta - h_n \text{ м}; \quad (\text{IV.23})$$

$$d_m = \frac{c'}{\sin \delta} + \sqrt{\frac{Q_m}{\gamma_{1m} \operatorname{tg} \delta}} - R - \frac{h_n}{\operatorname{tg} \delta} \text{ м}; \quad (\text{IV.24})$$

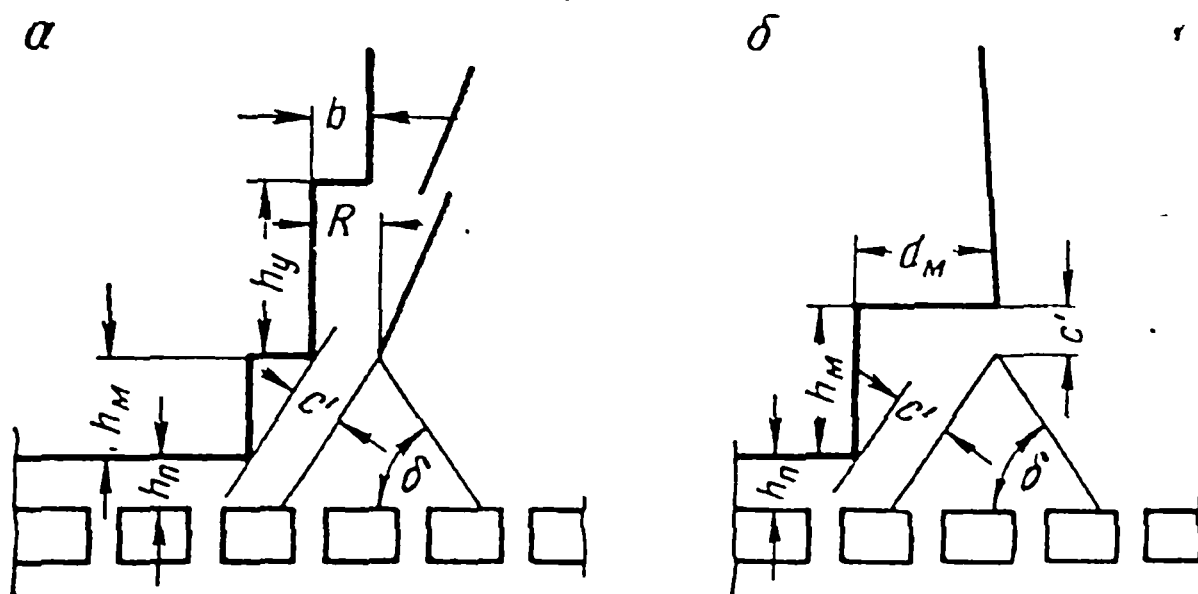


Рис. 27. Схема к расчету магазинного уступа

при выемке угля комбайнами (рис. 27, б)

$$h_m = c' + \sqrt{\frac{Q_m \operatorname{tg} \delta}{\gamma_{1m}}} - h_n; \quad (\text{IV.25})$$

$$d_m = \frac{c'}{\sin \delta} + \sqrt{\frac{Q_m}{\gamma_{1m} \operatorname{tg} \delta}} - \frac{h_n}{\operatorname{tg} \delta} \text{ м}, \quad (\text{IV.26})$$

где c' — минимальное расстояние между очистным забоем и откосом отбитого угля в магазине по максимально допустимой скорости вентиляционной струи ($v = 4 \text{ м/с}$). Определяется по формуле

$$c' = \frac{A_c q}{60 v m} \text{ м}. \quad (\text{IV.27})$$

Здесь A_c — среднесуточная добыча лавы, т;

q — норма воздуха на 1 т суточной добычи, м^3 ;

Q_m — необходимая емкость магазина, принимаемая равной массе угля, получаемой при выемке одной полосы угля (на ширину крепи, равную 0,9 м) по всей длине лавы, а при налаженном транспорте — половине указанной величины, т;

δ — угол наклона откоса, определяемый из выражения $\sin \delta = \frac{\sin \beta}{\sin \alpha}$, где β — угол естественного откоса ($\beta = 34 \div 40^\circ$); α — угол падения пласта, градус;

γ_1 — объемная масса угля в насыпке ($\gamma_1 = 0,8 \div 0,9$ т/м³);
 R — расстояние между забоем первого (нижнего) уступа и вершиной магазина при наличии рештаков ($R = 3,6$ м);

$h_{\text{п}}$ — высота просека ($h_{\text{п}} = 2 \div 4$ м).

Пример 54. Определить длину лавы, оборудованной комбайном «Темп» с индивидуальной крепью, при следующих исходных данных: $m = 1,2$; $\alpha = 65^\circ$; $\gamma = 1,3$ т/м³; $r = 0,9$ м. Лаву решено крепить комплектом, состоящим из верхняка длиной 2 м и трех стоек, подбиваемых под верхняк. Число участков (точек) по лаве, в которых одновременно ведутся работы по креплению, $n_{\text{м}} = 3$, число забойщиков, работающих вместе на одном участке, $n_{\text{кр}} = 2$ чел. Норма воздуха $q = 1,25$ м³/т. Коэффициент совмещения работ по креплению с работой комбайна по выемке угля $\varphi = 0,2$ (рис. 28); $H_{\text{кр}} = 2,17$ комп.

Решение. 1. Найдем время на крепление 1 м лавы по формуле (IV.19)

$$t_{\text{кр}} = \frac{60 \cdot 0,2}{2,2 \cdot 3 \cdot 2 \cdot 2,17 \cdot 1,2} = 0,35 \text{ мин.}$$

2. Длина лавы по формуле (IV.20) составит

$$l = \frac{[(420 - 14 - 6) 2 - 10 \cdot 3] 0,95}{\left(\frac{1}{1,2} + \frac{1}{12} + 0,35 + 1 \cdot 0,9 \cdot 1,2 \cdot 0,02 + 0,2\right) 3} = 164 \text{ м.}$$

3. Проверим длину лавы по условиям вентиляции по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 1,8 \cdot 1,2 \cdot 0,95 \cdot 1,25}{3 \cdot 0,9 \cdot 1,25 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,9} = 199 \text{ м.}$$

Длина лавы, выбранная по производительности комбайна (164 м), удовлетворяет условию вентиляции (199 м).

4. Расчет магазинного уступа. Минимальное расстояние между очистным забоем и откосом отбитого угля в магазине находим по формуле (IV.27)

$$c'' = \frac{675 \cdot 1,25}{60 \cdot 4 \cdot 1,2} = 2,93 \text{ м.}$$

Здесь $A_c = l n_{\text{ц}} z m \gamma c_0 = 164 \cdot 3 \cdot 0,9 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 0,98 = 675$ т;

$$\sin \delta = \frac{\sin 35^\circ}{\sin 65^\circ} = 0,634; \quad \delta = 39^\circ.$$

Емкость магазина

$$Q_{\text{м}} = \frac{l r m \gamma c_0}{2} = \frac{164 \cdot 0,9 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 0,98}{2} = 112 \text{ т.}$$

Высота магазинного уступа по формуле (IV.25)

$$h_{\text{м}} = 2,93 + \sqrt{\frac{112 \cdot \text{tg } 39^\circ}{0,8 \cdot 1,2}} - 4 = 8,7 \approx 9 \text{ м.}$$

Схема подготовки и система разработки

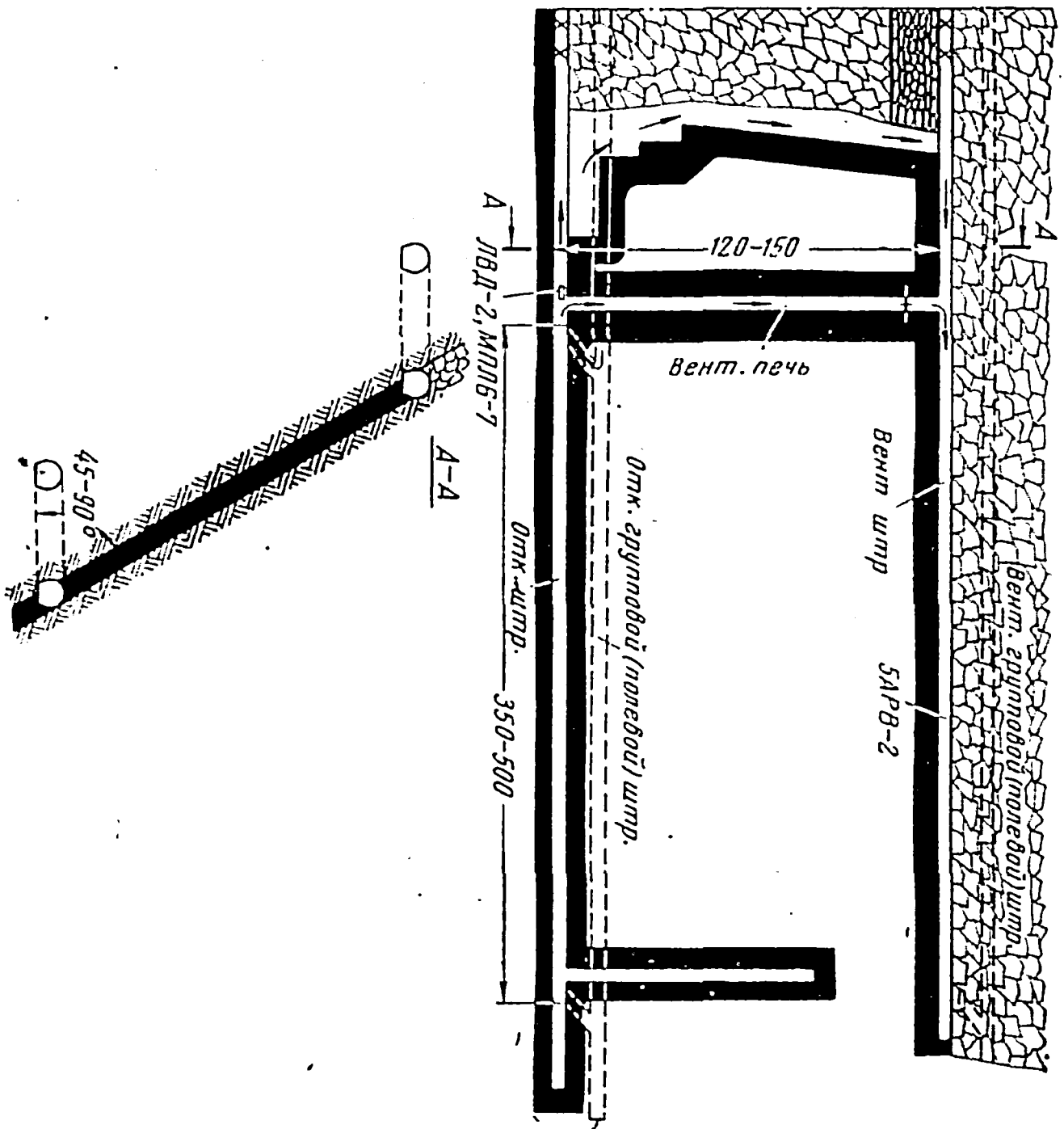
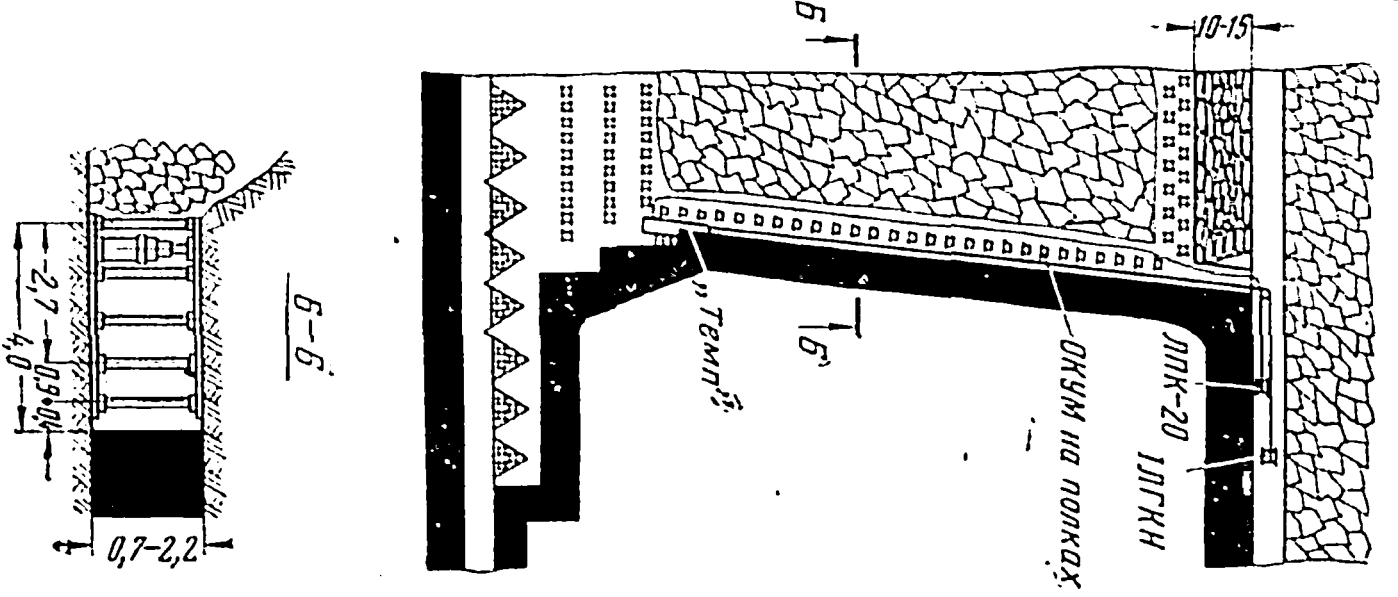


Схема очистного зода



Планограмма работ

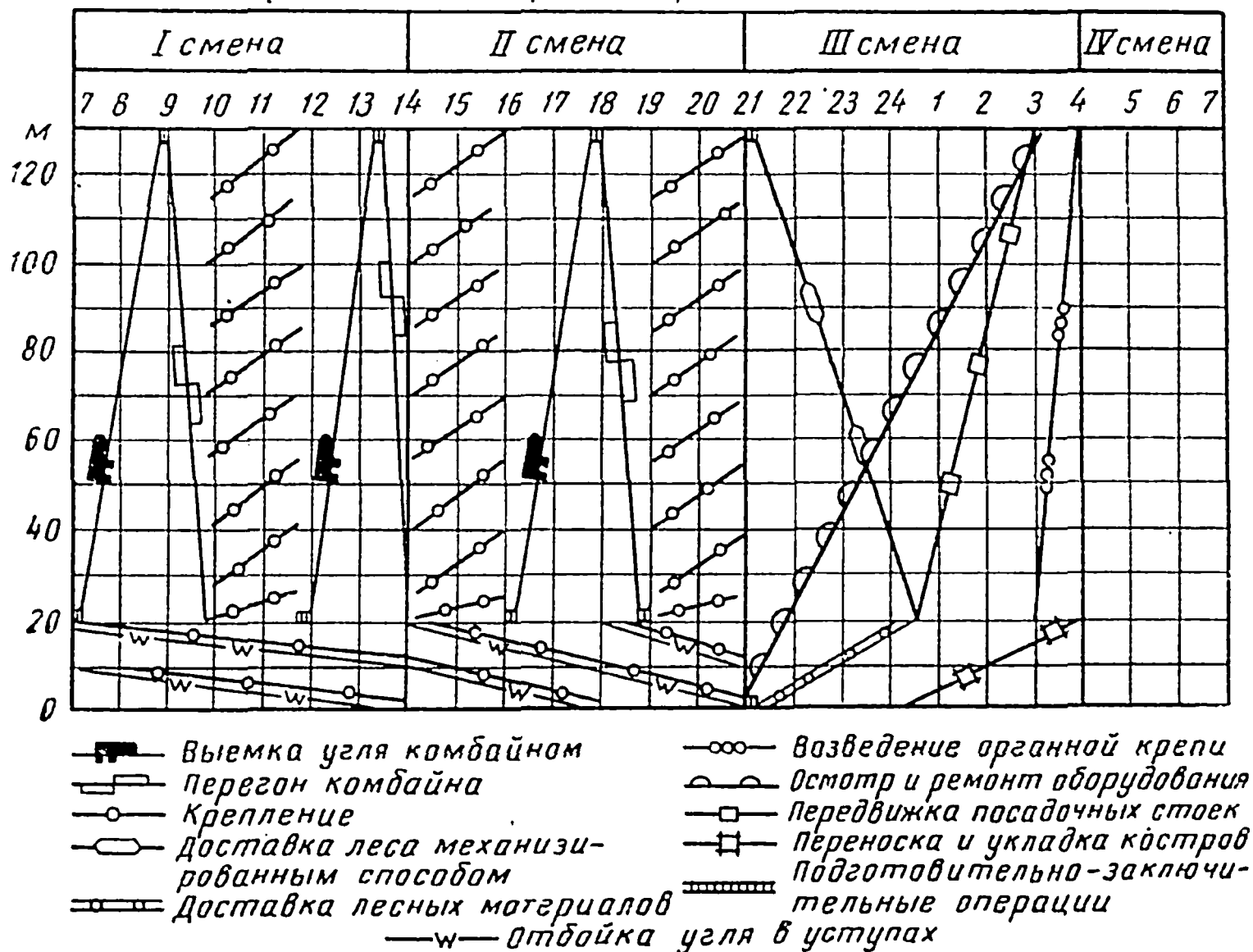


Рис. 28. Типовая технологическая схема (к примеру 54)

Опережение уступа определяем по формуле (IV.26)

$$d_m = \frac{2,93}{\sin 39^\circ} + \sqrt{\frac{112}{0,8 \cdot 1,2 \cdot \operatorname{tg} 39^\circ}} - \frac{4}{\operatorname{tg} 39^\circ} = 11 \text{ м.}$$

Пример 55. Определить длину лавы, оборудованной комплексом типа КГД-2 с комбайном «Темп», при следующих условиях: $m = 1,2 \text{ м}$; $\alpha = 65^\circ$; $\gamma = 1,3 \text{ т/м}^3$; $b = 0,9 \text{ м}$; $q = 1,25 \text{ м}^3/\text{т}$ (рис. 29).

Решение. 1. Длину лавы определяем по формуле (IV.21)

$$l = \frac{[(420 - 34 - 6) 3 - 10 \cdot 4] 0,9}{\left(\frac{1}{1,2} + \frac{1}{12} + 1 \cdot 0,9 \cdot 1,2 \cdot 0,02 + 0,4\right) 4} = 184 \text{ м.}$$

2. Проверяем длину лавы по фактору вентиляции по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 2,9 \cdot 1,2 \cdot 0,85 \cdot 1,25}{4 \cdot 0,9 \cdot 1,25 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,6} = 215 \text{ м.}$$

Окончательно длину лавы принимаем 184 м.

Пример 56. Определить высоту уступа при следующих данных: $m = 1 \text{ м}$; $\alpha = 70^\circ$; $\gamma = 1,3 \text{ м}^3/\text{т}$. Уступ решено крепить комплектом, состоящим из верхняка и трех стоек под этот верхняк. Система организации работ — индивидуальная, т. е. в уступе работает один человек ($n_{кр} = 1$). Ширина крепи, как обычно, $r = 0,9 \text{ м}$, $q = 1,25 \text{ м}^3/\text{т}$.

Схема подготовки и система разработки

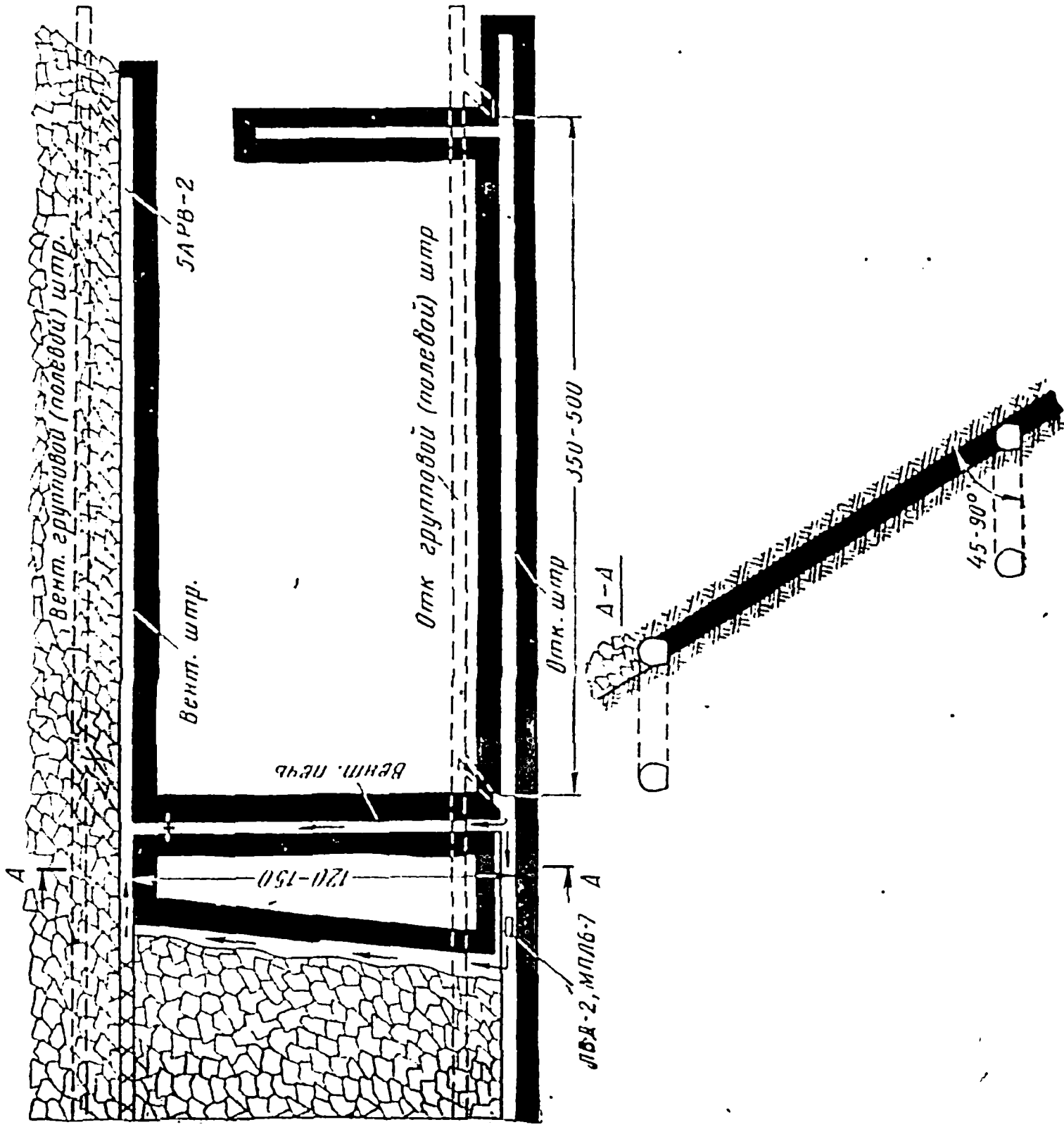
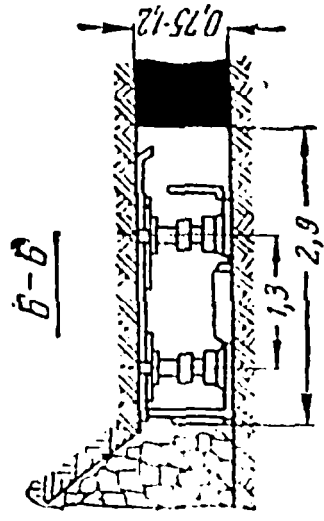
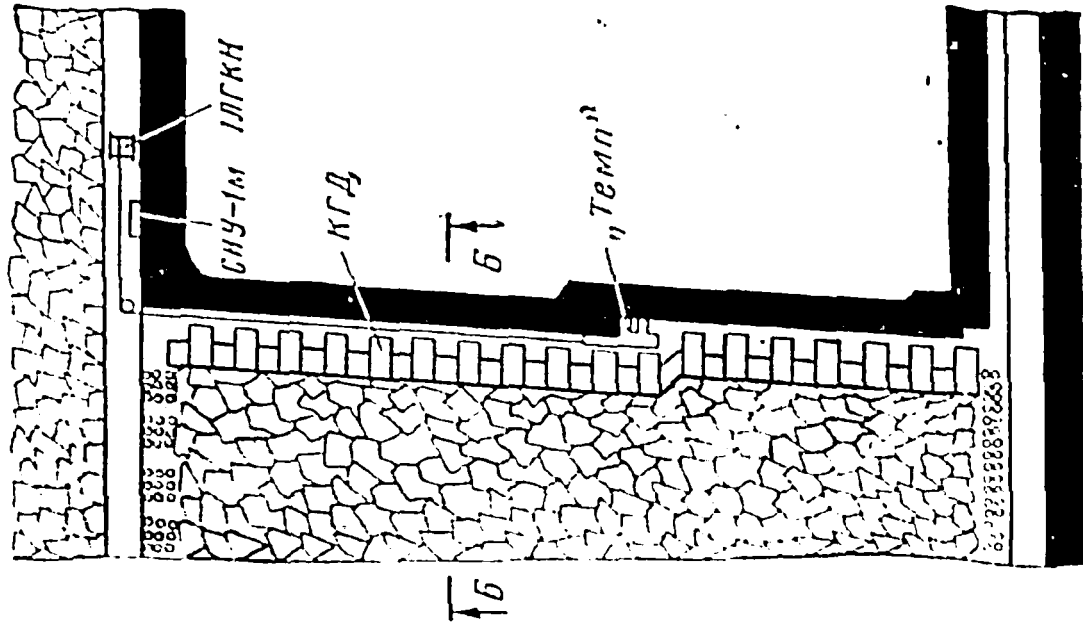


Схема очистного забоя



планограмма работ

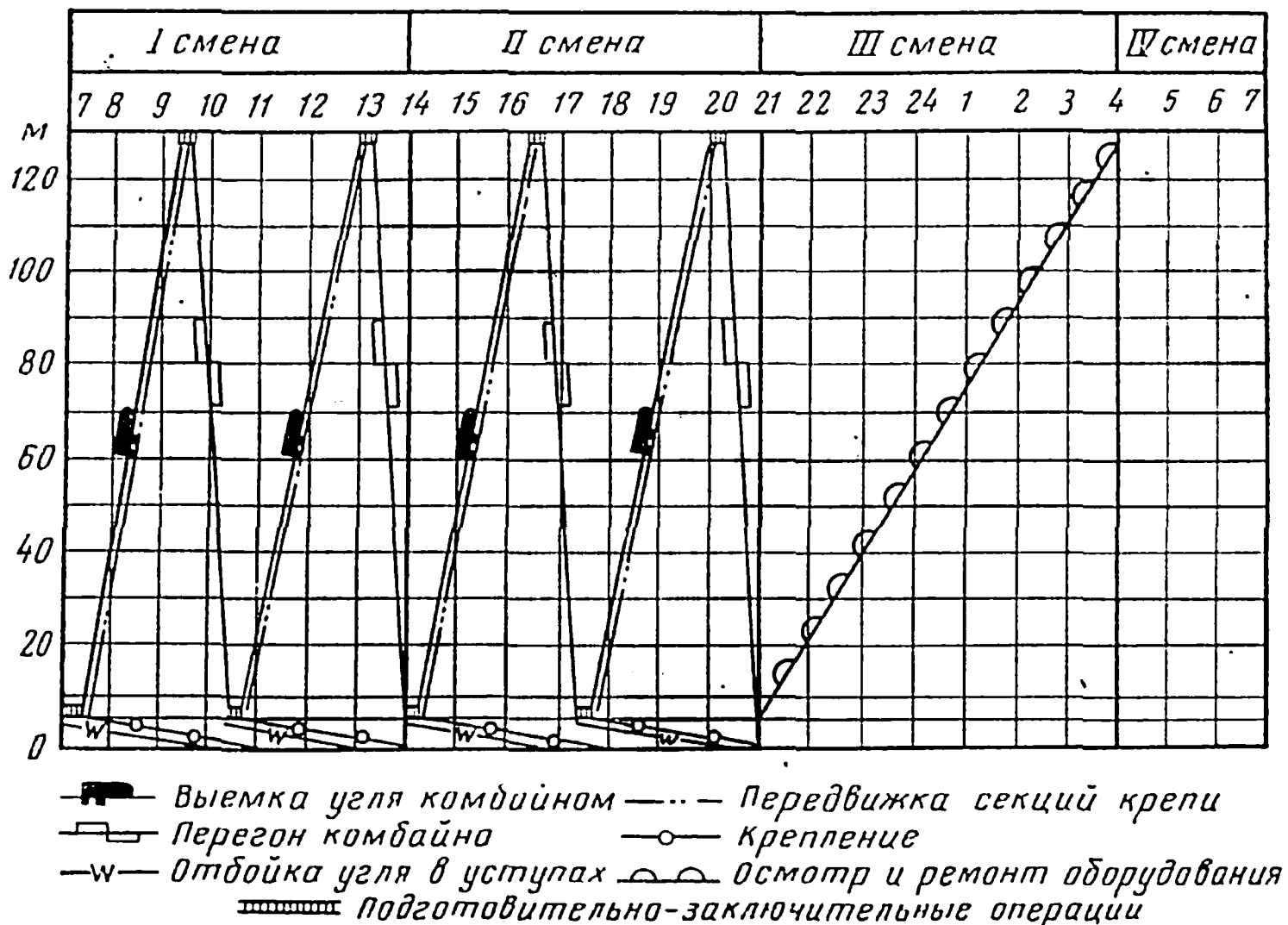


Рис. 29. Типовая технологическая схема (к примеру 55)

Решение. Высоту уступа определяем по формуле (IV.22)

$$l_y = \frac{(420 - 20) \cdot 1,25}{\left(0,9 \cdot 1 \cdot 1,3 \cdot 14,34 + \frac{19,59}{1}\right) \cdot 1,15} = 12 \text{ м.}$$

Так как высота этажа не задана (примеры при принятой высоте этажа будут рассмотрены в § 19), для расчета магазинного уступа необходимо задаться числом уступов. Пусть число уступов в этаже будет $n_y = 10$. Тогда суммарная длина уступов в этаже составит $\sum l_y = l_y n_y = 12 \cdot 10 = 120$ м. Суточная добыча из лавы при условии двух циклов в сутки составит

$$A_c = n_{ц} r m \gamma l c_o = 2 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,3 \cdot 120 \cdot 0,98 = 276 \text{ т.}$$

Минимальное расстояние между очистным забоем и откосом отбитого угля в магазине определяем по формуле (IV.27)

$$c^c = \frac{276 \cdot 1,25}{60 \cdot 4 \cdot 1} = 1,43 \text{ м.}$$

Угол наклона откоса отбитого угля в магазине находим из выражения

$$\sin \delta = \frac{\sin 38^\circ}{\sin 70^\circ} = 0,655; \quad \delta = 41^\circ.$$

Емкость магазина

$$Q_M = \frac{276}{2} = 138 \text{ т.}$$

Высоту магазинного уступа определяем по формуле (IV.23)

$$h_m = \frac{1,43}{\cos 41^\circ} + \sqrt{\frac{138 \cdot \operatorname{tg} 41^\circ}{0,8 \cdot 1}} - 3,6 \operatorname{tg} 41^\circ - 4 = 7 \text{ м.}$$

Опережение магазинного уступа находим по формуле (IV.24)

$$d_m = \frac{1,43}{\sin 41^\circ} + \sqrt{\frac{138}{0,8 \cdot 1 \cdot \operatorname{tg} 41^\circ}} - 3,6 - \frac{4}{\operatorname{tg} 41^\circ} = 8 \text{ м.}$$

5. *Длина лавы при выемке пластов под жестким щитовым перекрытием.* Крутые пласты средней мощности в этом случае вынимаются длинными столбами по падению. Длина лавы (очистного забоя) равна ширине столба, измеряемого по простиранию, и определяется длиной конструкции применяемого щита по простиранию. Так как длина лавы определяется длиной конструкции применяемого щита и потому всегда известна, нужно рассчитать среднесуточную добычу из очистного забоя, добычу за цикл и смену, скорость опускания очистного забоя (щита) по падению и скорость подвигания его по простиранию, срок отработки столба и другие технические и технологические параметры очистного забоя.

В настоящее время находят применение два типа щитового перекрытия: механизированный комплекс типа АЩ (агрегат щитовой выемки) и немеханизированный щит арочного типа.

Выемочный орган под щитом АЩ работает по челноковой схеме. Следовательно, суточная добыча из очистного забоя определяется по формуле

$$A_c = l_{щ} r n_{ц} m \gamma c_0 \text{ т,} \quad (\text{IV.28})$$

где $l_{щ}$ — длина щита типа АЩ по простиранию (длина лавы), м (длина изготавливаемого щита $l_{щ} = 52$ м);

r — толщина полосы угля, снимаемой по всей длине забоя шириной, равной мощности пласта, м (обычно $r = 0,75$ м). Эта толщина соответствует шагу посадки (опускания) механизированной крепи щитового комплекса АЩ;

$n_{ц}$ — число полос угля, снимаемых в сутки (обычно рекомендуется не менее $n_{ц} = 8$; щит применяется на пластах мощностью $m = 1,4 \div 2,5$ м);

c_0 — коэффициент извлечения запасов угля в столбе с учетом пачек угля, оставляемых в кровле и почве пласта ($c_0 = 0,95 \div 0,96$).

Обычный режим работы под щитом: две рабочих смены по 7 ч в сутки на добыче, остальное время суток используется для осмотра и ремонта комплекса, снятия обшивки в углеспускных печах и переноски лестниц.

Время на отработку всего столба находят по формуле

$$t_{ст} = \frac{h}{n_{ц} r} \text{ сутки,} \quad (\text{IV.29})$$

где h — длина столба по падению, подлежащая очистной выемке, м.

Среднесуточная скорость подвигания очистных работ в столбе по простиранию определяется по формуле

$$v_c = \frac{l_{\text{щ}}}{t_{\text{ст}}} \text{ м.} \quad (\text{IV.30})$$

Щит арочного типа (немеханизированный щит) опускается под действием собственной массы и массы обрушенных пород (или закладки), находящихся под щитом. Уголь под щитом вынимается буровзрывным способом.

Суточная добыча из-под щита подсчитывается по формуле

$$A_c = l_{\text{щ}} l_{\text{ш}} \eta n_{\text{ц}} m \gamma c_0, \quad (\text{IV.31})$$

где $l_{\text{щ}}$ — длина щита (лавы) по простиранию, м (длина щита, изготавливаемого в настоящее время, $l = 30$ м);

$l_{\text{ш}}$ — длина шнура, м (обычно $l_{\text{ш}} = 1 \div 1,2$ м);

η — коэффициент использования шнура (к. и. ш.), $\eta = 0,9 \div 0,95$.

Щит применяется на пластах мощностью $m = 1,2 \div 2,5$ м.

Остальные обозначения прежние.

Обычный режим работы под щитом — три семичасовые смены в сутки по добыче.

Время на отработку столба и среднесуточная скорость подвигания очистных работ в столбе по простиранию определяются соответственно по формулам (IV.29) и (IV.30).

Пример 57. Длина лавы, оборудованной комплексом АЩ, $l_{\text{щ}} = 52$ м; толщина снимаемой полосы угля $r = 0,75$ м; мощность пласта $m = 2$ м; угол падения $\alpha = 60^\circ$; $\gamma = 1,3$ т/м³; число полос угля, снимаемых за сутки, $n_{\text{ц}} = 8$; число добычных смен в сутки $n'_{\text{см}} = 2$; длина столба по падению, подлежащая очистной выемке, $h = 150$ м; шахта относится к III категории по газу ($q = 1,5$ м³/т). Требуется подсчитать: среднесуточную добычу из лавы, длину лавы по фактору вентиляции, время отработки столба, среднесуточное подвигание очистных работ в столбе по простиранию (рис. 30).

Р е ш е н и е. 1. Определяем среднесуточную добычу угля из лавы по формуле (IV.28)

$$A_c = 52 \cdot 0,75 \cdot 8 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 0,95 = 795 \text{ т.}$$

2. Проверяем длину лавы по фактору вентиляции по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 0,85 \cdot 1,2}{8 \cdot 0,75 \cdot 1,5 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 0,95 \cdot 0,5} = 88 \text{ м.}$$

Так как $88 > 52$, то длина лавы 52 м удовлетворяет условиям вентиляции.

3. Время на отработку столба находим по формуле (IV.29)

$$t_{\text{ст}} = \frac{150}{8 \cdot 0,75} = 25 \text{ суток.}$$

Схема подготовки и система разработки
вент. групповой (полевой) штр.

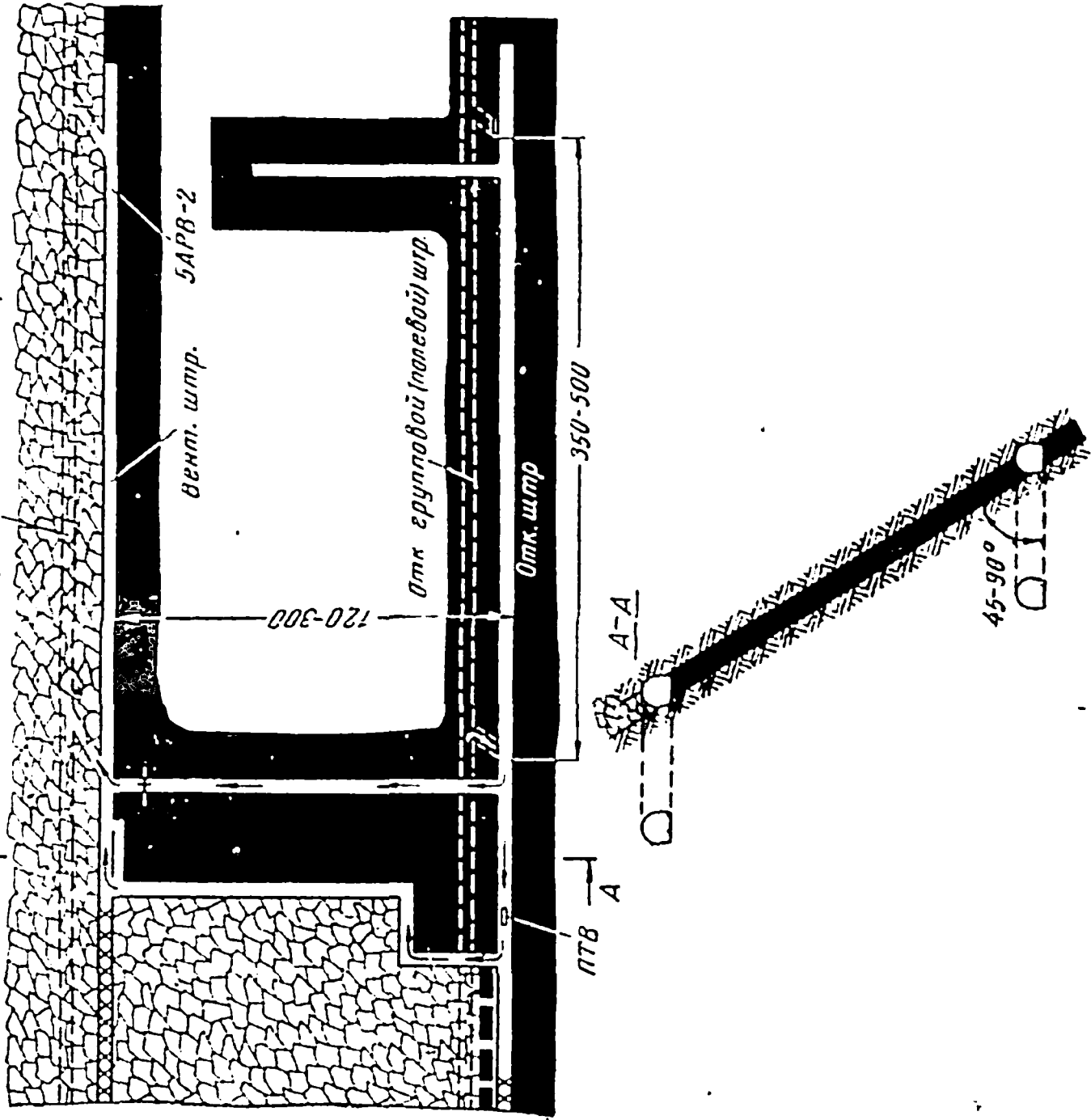
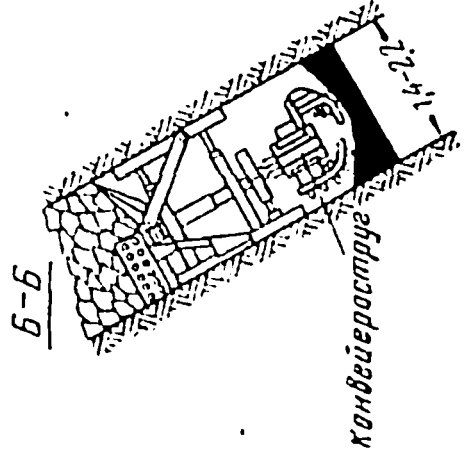
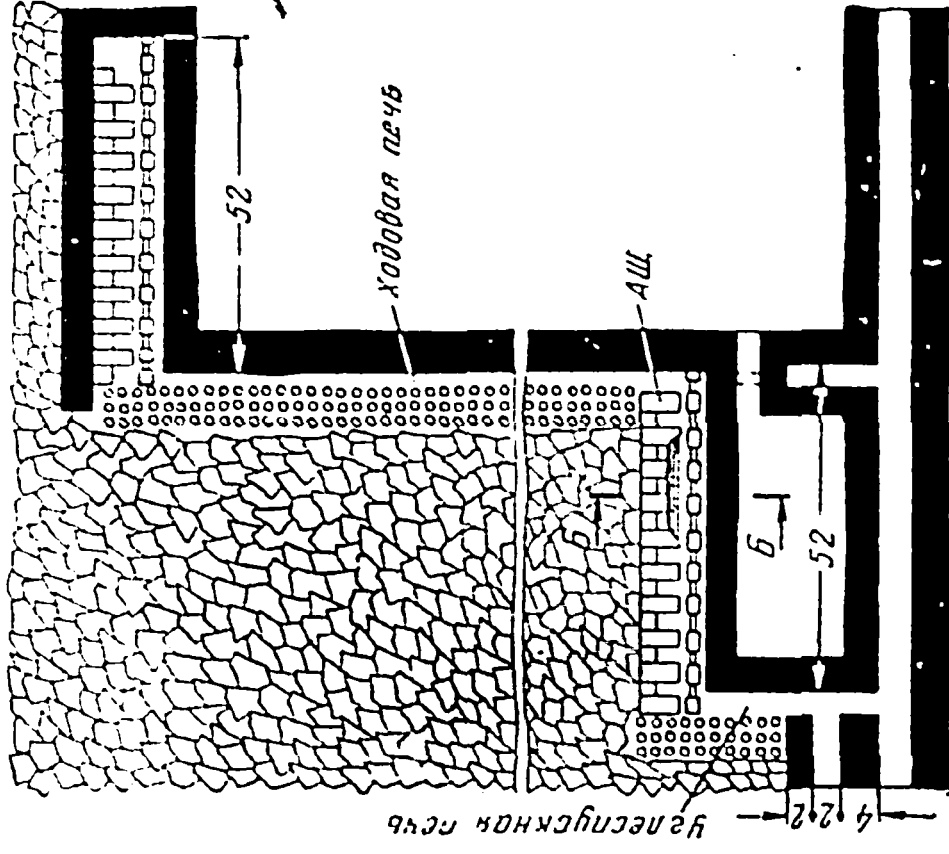


Схема очистного забоя



Планограмма работ

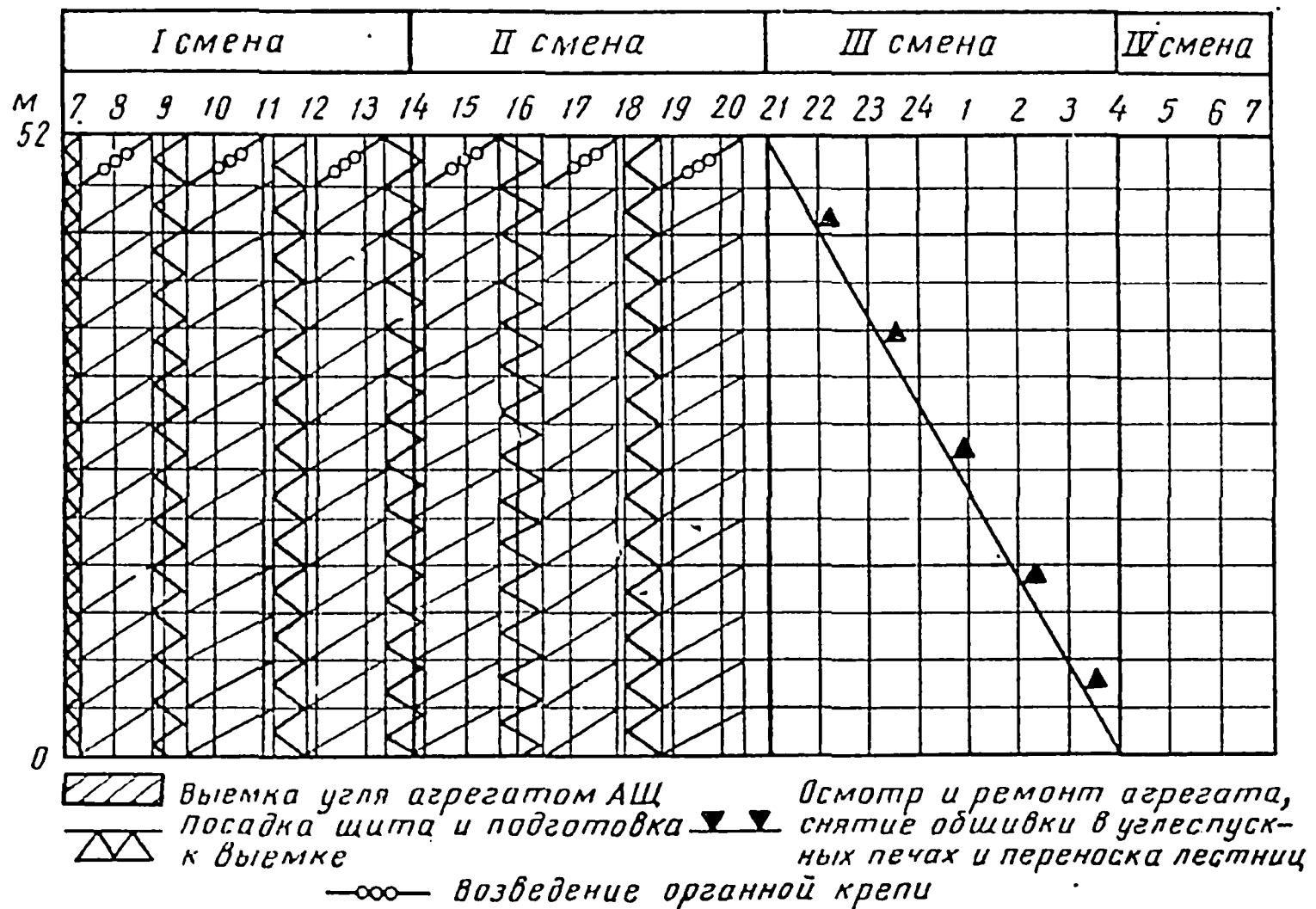


Рис. 30. Типовая технологическая схема (к примеру 57)

4. Среднесуточную скорость подвигания очистных работ в столбе по простиранию определяем по формуле (IV.30)

$$v_c = \frac{52}{25} = 2,08 \text{ м.}$$

Пример 58. В условиях работы под щитом арочного типа определить A_c , t_{ct} , v_c и длину лавы по условиям вентиляции при следующих исходных данных: $m = 2,5$ м; $\alpha = 70^\circ$; $\gamma = 1,35$ т/м³; длина щита (лавы) по простиранию $l_{щ} = 30$ м. Выемка угля осуществляется буровзрывным способом; длина шпуров $l_{ш} = 1$ м; коэффициент использования шпура (к. и. ш.) $\eta = 0,9$; число циклов в сутки $n_{ц} = 3$, $c = 0,98$. Длина столба по падению, подлежащая очистной выемке, $h = 150$ м. Шахта относится к III категории по газу ($q = 1,5$ м³/т) (рис. 30).

Решение. 1. Добыча за сутки по формуле (IV.31)

$$A_c = 30 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 2,5 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 268 \text{ т.}$$

2. Время отработки столба по формуле (IV.29)

$$t_{ct} = \frac{150}{3 \cdot 1 \cdot 0,9} = 55,6 \text{ суток.}$$

3. Среднесуточная скорость подвигания очистных работ в столбе по простиранию по формуле (IV.30)

$$v_c = \frac{30}{55,6} = 0,54 \text{ м.}$$

Схема подготовки и система разработки

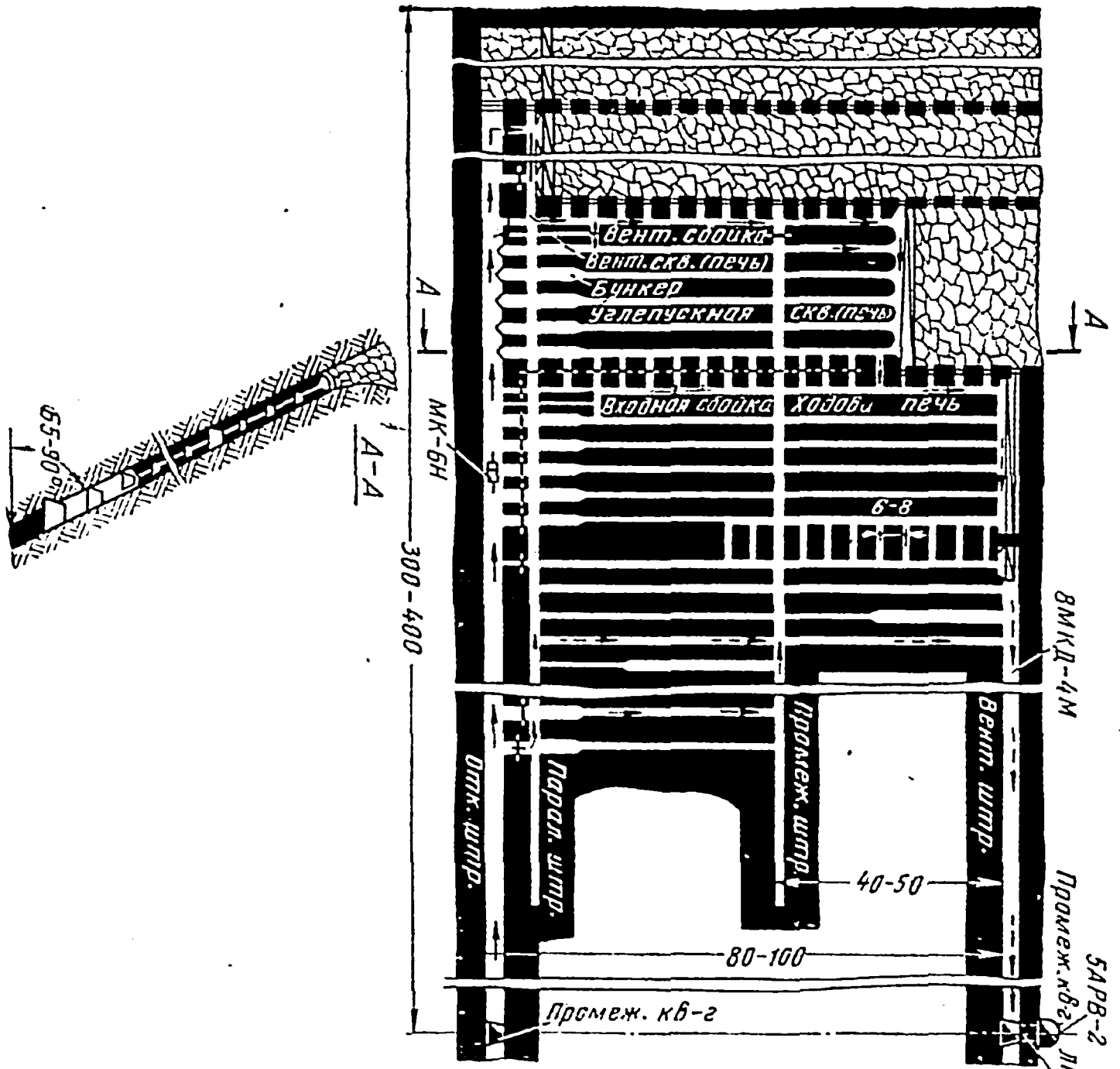
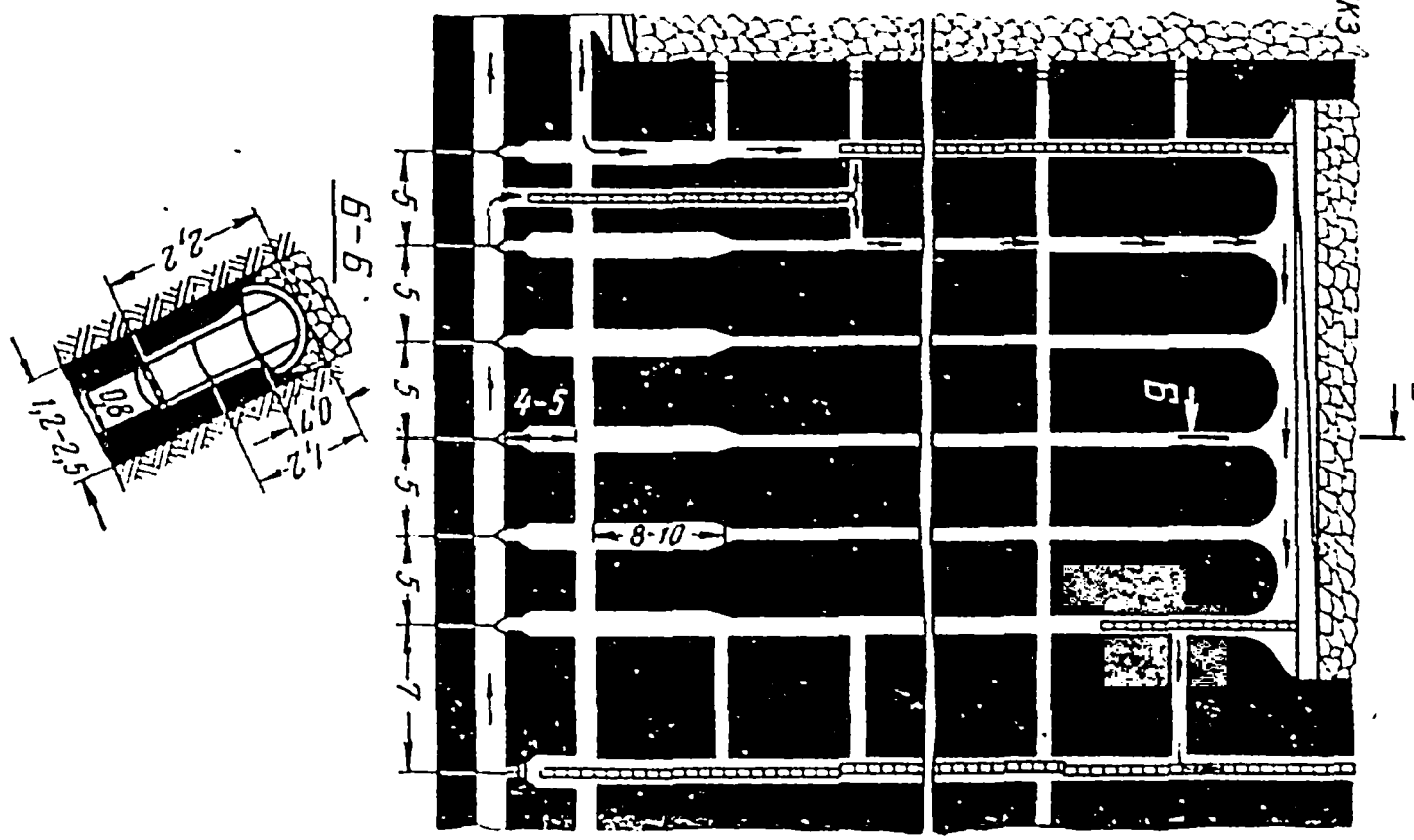


Схема очистного забоя



Планограмма работ

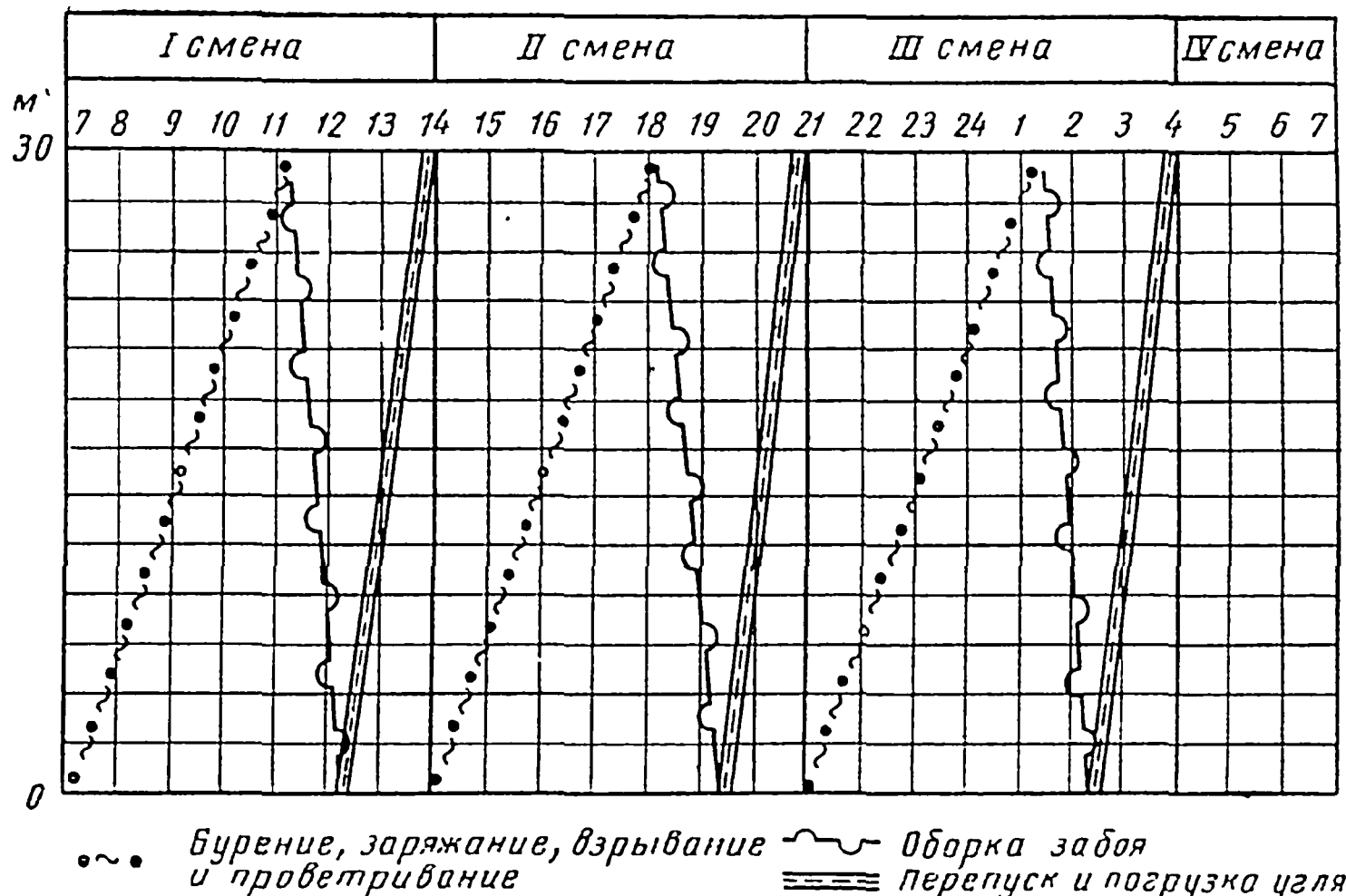


Рис. 31. Типовая технологическая схема (к примеру 58)

4. Длина лавы по фактору вентиляции по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 2,5 \cdot 0,9 \cdot 1,2}{3 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1,5 \cdot 2,5 \cdot 1,35 \cdot 0,95 \cdot 0,6} = 162 \text{ м.}$$

Задачи к § 13. Требуется выбрать тип добычного комплекса, определить длину лавы по факторам, суточную добычу по лаве,

Таблица 31

Тип добычного механизма	Угол падения пласта, градус	Мощность пласта, м	Схема работы	Метанообильность участка, м ³ /т	Суточное подвижное очистного забоя, м	Ширина вынимаемой полосы (шаг крепи, шаг посадки), м
Узкозахватный комбайн с механизированной крепью	60	1,2	Односторонняя	25	3,6	0,9
Узкозахватный комбайн с индивидуальной крепью	65	1,1	То же	15	2,7	0,9
Отбойные молотки с индивидуальной крепью	75	1,0	»	30	1,8	0,9
Комплекс АЩ	75	2,2	Челноковая	10	6,4	0,8
Арочная крепь с буровзрывной отбойкой	75	2,5	То же	15	2,7	0,9

Примечание. Объемная масса угля равна 1,35 т/м³.

среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию при выемке столба по падению на тонких и средней мощности пластах крутого падения и при исходных данных, приведенных в табл. 31.

§ 14. Определение длины лавы и других параметров очистного забоя при разработке мощных пологих и наклонных пластов и выбор технологии выемки угля

Практика показала, что можно создать выемочную машину, способную вынимать пласт мощностью до 3—3,2 м, при условии, что длина механизированной крепи, а следовательно, длина лавы будет небольшая (50 м). Но технология добычи короткими лавами не имеет перспективы, так как при этом получаются низкие технико-экономические показатели работы очистных лав и шахты в целом.

Поэтому мощные ($m \geq 3,5$ м) пологие и наклонные пласты делят на слои мощностью, равной пласту средней мощности, плоскостями, параллельными плоскостям напластования, которые называются наклонными слоями. Каждый такой наклонный слой разрабатывают как пласт средней мощности в нисходящем порядке с обрушением пород кровли. Если в пласте имеются породные или угле-породные толщи (толща, состоящая из тонких слоев угля и породы в виде «слоеного пирога»), или пачки высокозольного угля толщиной не менее 18 см, то их стремятся использовать как толщу (среду), отделяющую один вынимаемый наклонный слой от другого. Если же мощный пласт достаточно однороден по строению, то его делят на слои такой мощности, которая является экономически оптимальной или почти оптимальной и удобной для успешной работы применяемых добычных комплексов. При этом во всех случаях мощность верхнего (первого) слоя (который будет разрабатываться под нетронутыми породами кровли пласта) должна быть меньше мощности слоев, которые будут разрабатываться под обрушенными породами. Это объясняется главным образом тем, что горное давление на крепь со стороны нетронутых пород кровли первого слоя больше и проявляется оно, как правило, в виде сильных периодических осадок пород, вызванных их упруго-динамическими деформациями. Давление же на крепь со стороны обрушенных пород кровли нижних слоев меньше и проявляется оно спокойно и равномерно по длине лавы. Поэтому грузонесущую часть механизированной крепи для нижних слоев можно делать более облегченной конструкции, но, обеспечив, однако, хорошее перекрытие межсекционных зазоров, исключаящее попадание (просывание) обрушенных пород в рабочее пространство лавы.

Степень перекрытия межсекционных зазоров, оцениваемая коэффициентами затяжки, у многих типов механизированных крепей достигает 0,95—0,97, и при необходимости этот коэффициент может быть повышен.

Известно, что с момента выемки угля комбайном на данном малом отрезке длины лавы до момента передвижки секции крепи вслед

за комбайном проходит малый промежуток времени, исчисляемый минутами. Если обрушенные породы кровли в данном месте, непосредственно под которыми ведется выемка нижнего слоя, недостаточно уплотнены, то этого малого промежутка времени обнажения кровли нередко бывает достаточно, чтобы куски породы попадали в рабочее пространство лавы.

Для того чтобы начало выемки слоя под обрушенными породами не зависело от состояния уплотненности этих пород, иногда оставляют межслоевую пачку угля. Если в качестве такой пачки приходится оставлять кондиционный уголь, то ее толщина не должна превышать 20—25 см, чтобы избежать больших потерь угля по мощности пласта.

Вообще оставлять кондиционный уголь в качестве межслоевой толщи не рекомендуется. Если породные или высокозольные углепородные прослойки (мощностью не менее 18 см) в пласте расположены между намечаемыми к выемке слоями кондиционного угля, то их следует использовать в качестве межслоевой толщи.

Для того чтобы не было потерь угля по мощности (в межслоевых толщах), монтируют искусственный настил (перекрытие) на почву верхнего слоя, который называется монтажным слоем. Если пласт разрабатывается всего в два слоя, каждый мощностью, равной средней мощности пласта, то считается целесообразным применять деревянный настил из обаполов (досок) иногда в комбинации с металлической сеткой или только металлическую сетку без обаполов (досок). При выемке пласта в три слоя и более применяется прочное металлическое перекрытие из стальных лент и сеток. Перекрытие укладывается при помощи специального устройства, работающего совместно с механизированной крепью КМ-87Д, АМС и др. Работа по укладке перекрытия может быть полностью или частично совмещена с работой комбайна по выемке в зависимости от объема и трудоемкости работ по укладке.

По данным практики, в Кузбассе при коэффициенте совмещения, равном 1 (совмещение отсутствует), время на выполнение работ по укладке перекрытия вручную, отнесенное к 1 м длины лавы, составило 1,79 мин.

При механизации работ по укладке перекрытия это время, разумеется, будет меньше.

Практика работ в Карагандинском бассейне показала, что перекрытие из сетки подвергается коррозии, приходит в негодное состояние и, таким образом, не выполняет свои функции. Поэтому до разработки эффективного перекрытия приходится оставлять межслоевую пачку угля.

На основании практики отечественных бассейнов рекомендуется мощность монтажного слоя принимать в пределах от 1,3 до 1,8—2 м; значение, близкое к верхнему пределу, принимать при углах падения пласта до 30°, а значения 1,3—1,6 м — при углах падения от 30 до 55°.

Длина лавы по наклонному слою при разработке мощных пологих и наклонных пластов определяется по соответствующим формулам,

приведенным в § 12. Только при определении длины монтажного слоя, когда предусматривается укладка перекрытия на почву первого слоя, в знаменатель соответствующей формулы следует вводить в виде слагаемого время на выполнение всех операций по монтажу перекрытия, отнесенное к 1 м длины лавы и умноженное на коэффициент φ совмещения во времени операции по укладке перекрытия с работой комбайна по выемке угля; причем $0 \leq \varphi \leq 1$.

Например, формула (IV.1) с учетом этого времени и коэффициента φ будет иметь вид

$$l = \frac{[(T_{см} - t_{п.з} - t_{пр}) n_{см} - t_{к.о} n_{ц}] K}{\left(\frac{1}{v_{п}} + t_{зрмз} + t_{в} + t_{м\varphi}\right) n_{ц}} + l_{п}, \quad (IV.32)$$

где $t_{м}$ — время на выполнение всех операций по монтажу перекрытия, отнесенное к 1 м длины лавы, мин.

Во всех слоях предусматривается применение механизированных комплексов. В первом слое рекомендуется применять комплексы с крепью поддерживающего или поддерживающе-оградительного типа КМ-87Д, а в нижних слоях, вынимаемых под обрушенными породами, крепь оградительно-поддерживающего типа ПОМКТМ-10 и ЗОКП с высоким коэффициентом затяжки.

Величина опережения выемки одного слоя относительно другого, смежного с ним, при условии применения современных механизированных добычных комплексов зависит от того, что служит межслоевой средой (толщей), отделяющей один слой от другого.

В настоящее время, когда для монтажа искусственного перекрытия не найден новый нужный материал и нет надежной конструкции его из существующих материалов, единственно надежным решением вопроса является оставление межслоевой пачки угля толщиной не более 18—23 см в комбинации с металлической сеткой или без нее. Обрушение пород кровли, дальнейшее их успокоение и слеживание (уплотнение), как сложный и стихийный физико-механический процесс, происходят с течением времени. Поэтому величина опережения должна быть установлена прежде всего во времени, а не в пространстве.

Величину опережения забоя первого слоя относительно забоя второго слоя рекомендуется брать в пределах от 8 до 12 дней, а величину опережения между забоями второго, третьего и последующих слоев, вынимаемых под обрушенными породами, рекомендуется брать в пределах от 4 до 6 дней, что при скорости подвигания забоя, например, 3 м в сутки составит соответственно 24—36 м и 12—18 м.

Пример 59. Пласт общей мощностью $m_{об} = 7,7$ м с углом падения $\alpha = 10^\circ$ имеет следующее строение: на расстоянии 4,55 м от кровли в пласте расположена углеродная толща мощностью 0,45 м и зольностью выше 60%, а ниже от нее залегает пачка угля толщиной 2,7 м. Принято следующее деление пласта на наклонные слои: мощность первого слоя $m_1 = 1,75$ м; между первым и вторым слоями решено оставить межслоевую пачку кондиционного угля толщиной

не более 0,2 м, несмотря на то, что предусмотрена укладка гибкого металлического перекрытия на почву первого (теперь уже монтажного) слоя. Если гибкое перекрытие на практике окажется вполне способным выполнять свою функцию (воспрепятствовать просыпанию обрушенных пород в рабочее пространство лавы), то межслоевая пачка угля оставаться не будет. Далее следует второй слой мощностью $m_2 = 2,6$ м, затем угле-породная высокозольная толща мощностью 0,45 м, используемая в качестве межслоевой толщи между вторым и третьим слоями. Наконец, следует нижний (третий) слой мощностью, равной толщине нижней пачки угля, $m_3 = 2,7$ м.

Требуется определить длину лавы монтажного слоя, оборудованной механизированным комплексом типа КМ-87Д, снабженным устройством для укладки гибкого перекрытия, при следующих дополнительных данных: $r = 0,63$ м; $\gamma = 1,3$ т/м³; $T_{см} = 420$ мин; $n_{см} = 3$; комбайн работает по челноковой схеме; число циклов (снимаемых полос угля) в сутки $n_{ц} = 5$; время на механизированный монтаж гибкого металлического перекрытия, отнесенное к 1 м длины лавы, $t_m = 1$ мин; метанообильность участка $q_m = 10$ м³/т, чему соответствует норма воздуха $q = 1,25$ м³/т. Коэффициент совмещения работы по механизированному монтажу перекрытия с работой комбайна по выемке угля принимаем равным $\varphi = 0,25$. Рассмотреть также случай, когда $\varphi = 0$ (рис. 32, 33).

Решение. 1. Определяем длину лавы монтажного слоя по формуле (IV.32):

при $\varphi = 0,25$

$$l = \frac{[(420 - 15 - 5) 3 - 20 \cdot 5] 0,9}{(0,5 + 1 \cdot 0,63 \cdot 1,75 \cdot 0,01 + 0,2 + 1 \cdot 0,25) 5} + 8 = 214 \text{ м};$$

при $\varphi = 0$

$$l = \frac{[(420 - 15 - 5) 3 - 20 \cdot 5] 0,9}{(0,5 + 1 \cdot 0,63 \cdot 1,75 \cdot 0,01 + 0,2 + 1 \cdot 0) 5} + 8 = 283 \text{ м}.$$

Длина лавы каждого из нижележащих слоев будет равна длине монтажного слоя или меньше ее на несколько метров в зависимости от схемы расположения слоевых и пластового или полевого штреков.

2. Находим длину лавы монтажного слоя по фактору вентиляции по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3,1 \cdot 1,75 \cdot 0,8 \cdot 1,2}{5 \cdot 0,63 \cdot 1,25 \cdot 1,75 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,5} = 285 \text{ м}.$$

Как видим, выбор длины лавы в данном случае не лимитируется условиями вентиляции.

3. Подсчитаем потери по полезной мощности пласта в пределах очистных работ по формуле

$$p = \frac{0,2 \cdot 100}{m_1 + 0,2 + m_2 + m_3} = \frac{20}{1,75 + 0,2 + 2,6 + 2,7} = 2,76 \%,$$

где 0,2 — толщина межслоевой пачки кондиционного угля, м;
 m_1, m_2, m_3 — мощность наклонных слоев, соответственно первого, второго и третьего, м.

Схема подготовки и система разработки

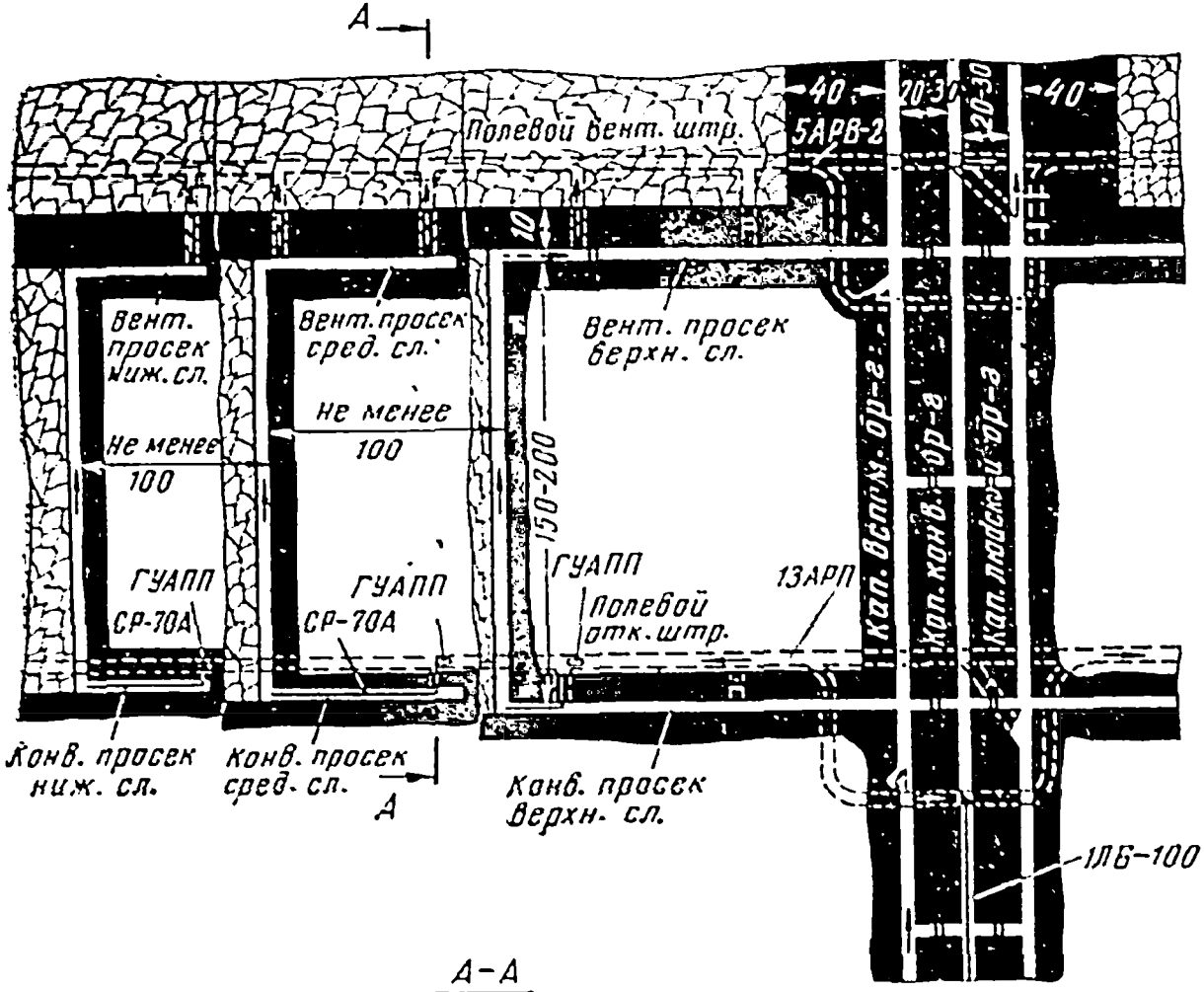
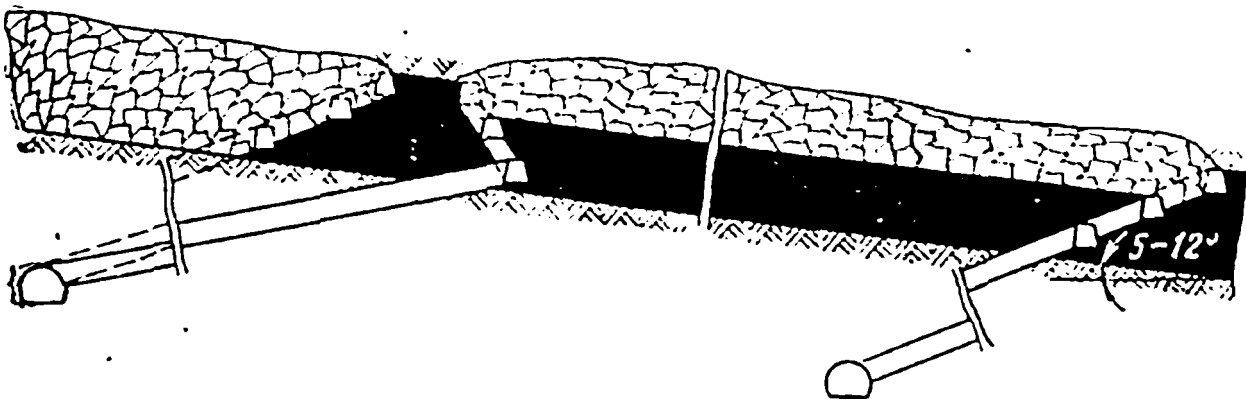
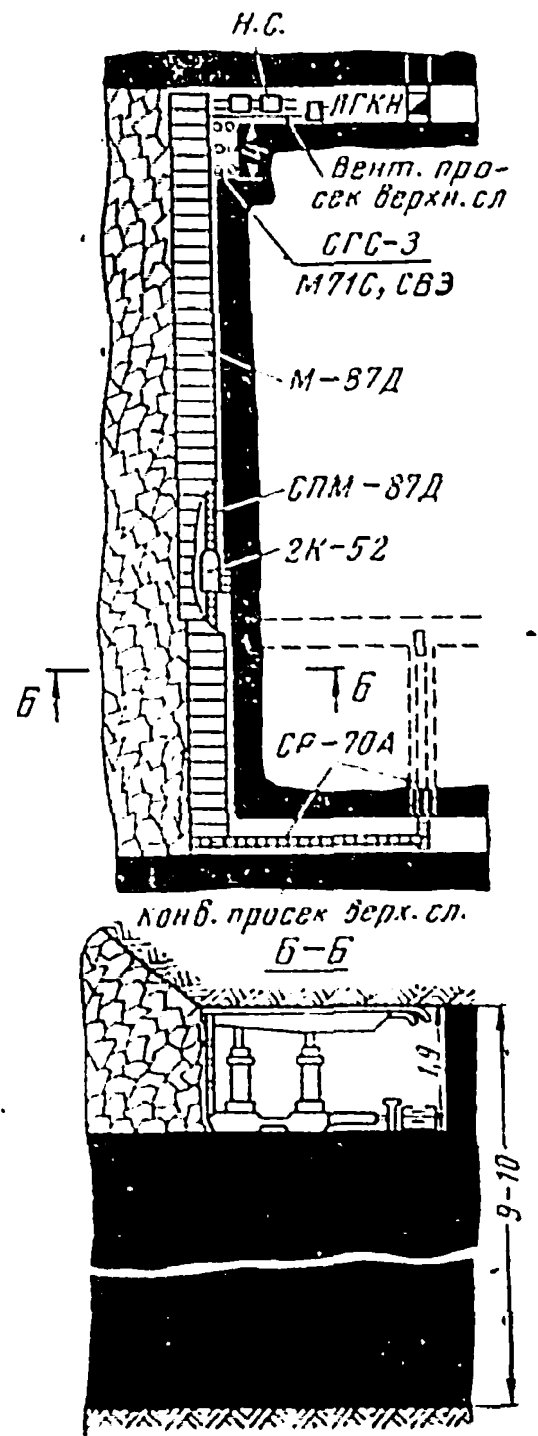


Схема очистного забоя



Планограмма работ

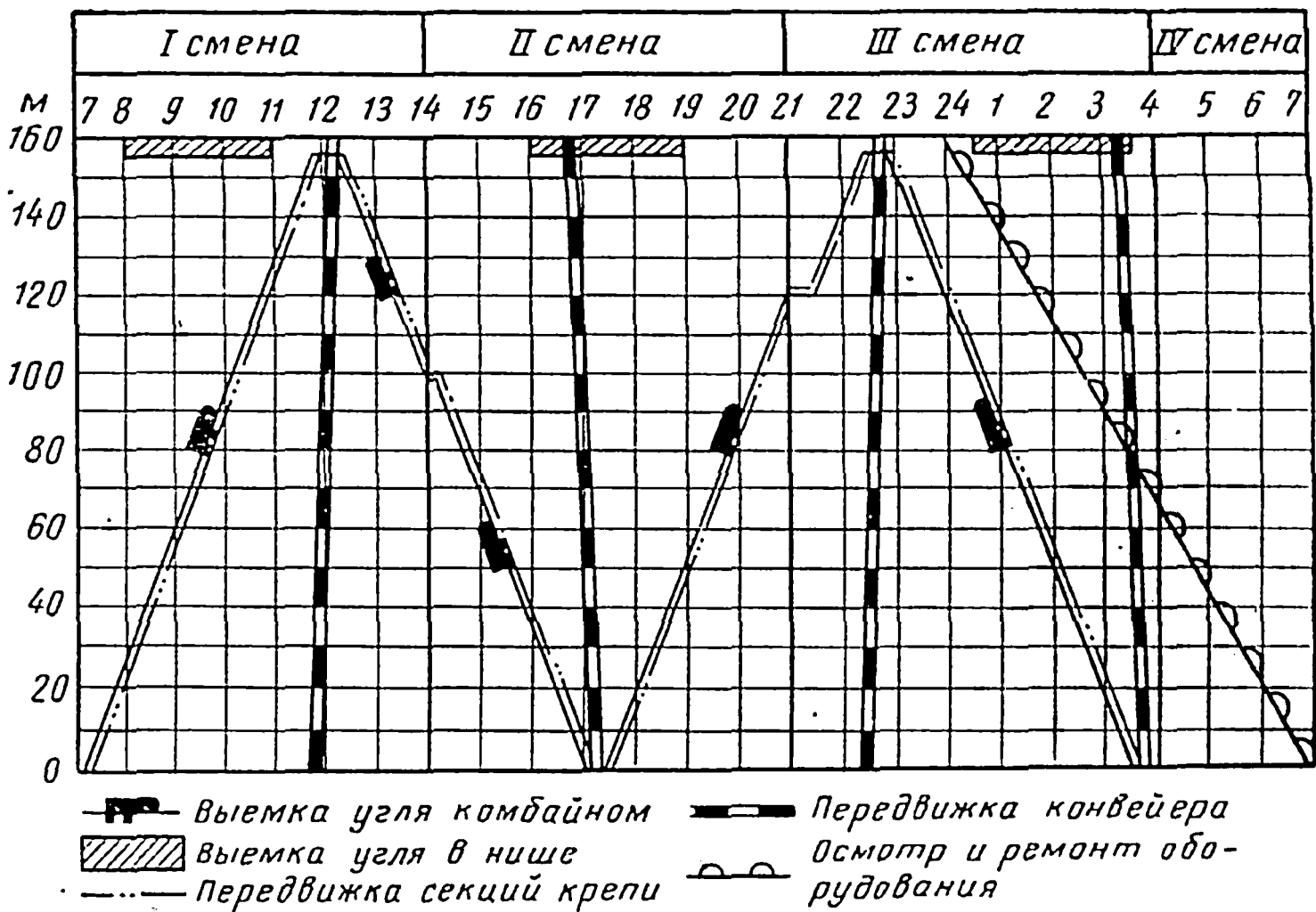


Рис. 32. Типовая технологическая схема (к примеру 59)

Схема подготовки и система разработки.

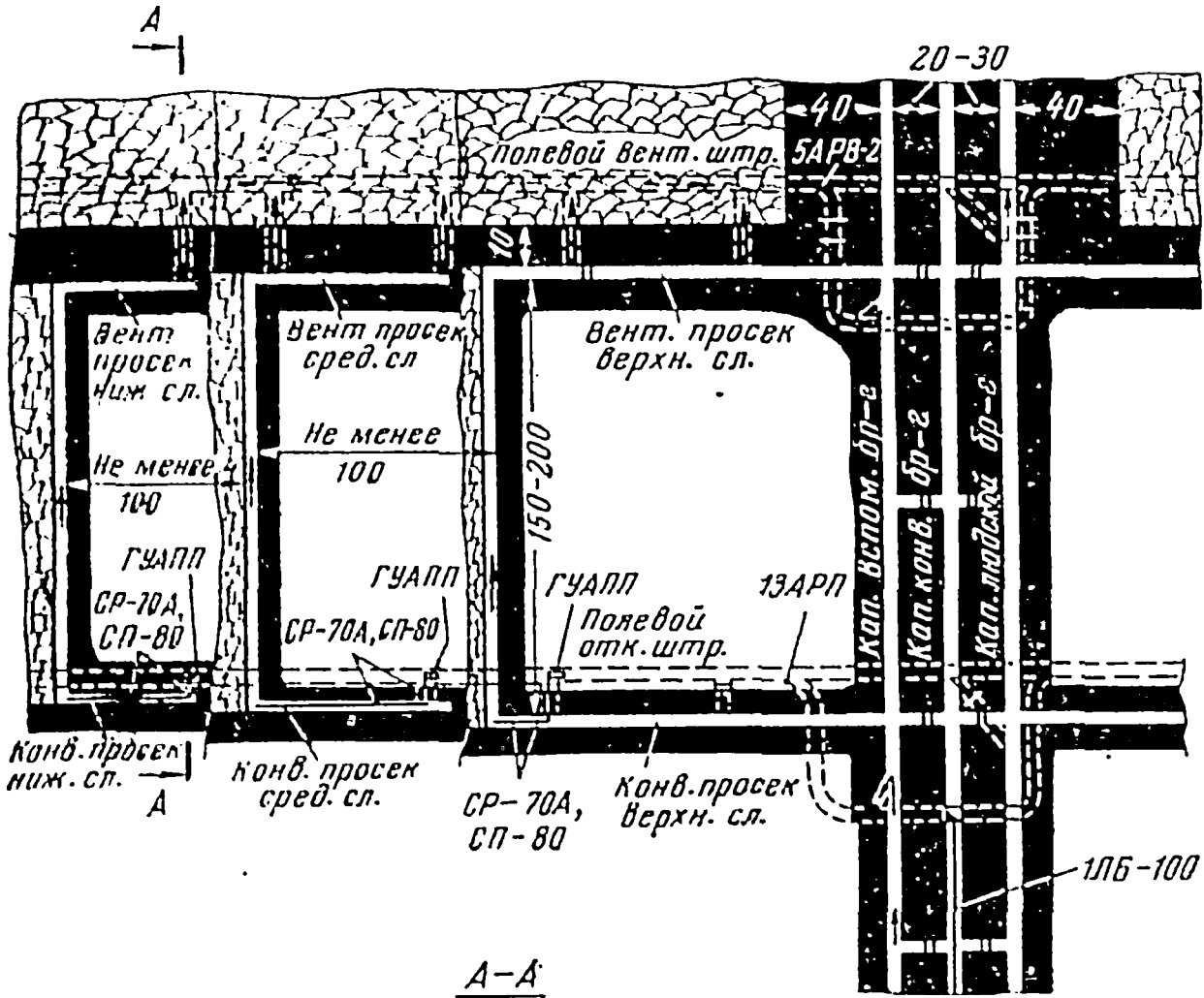
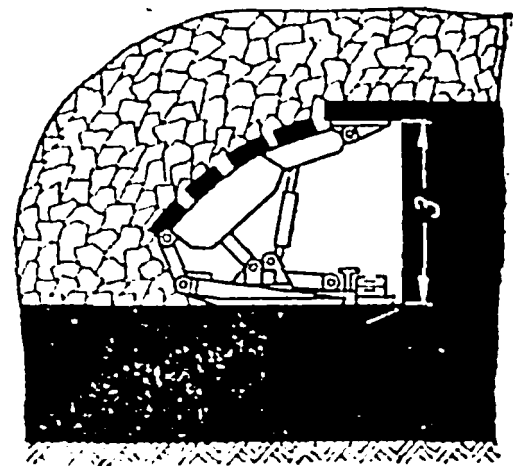
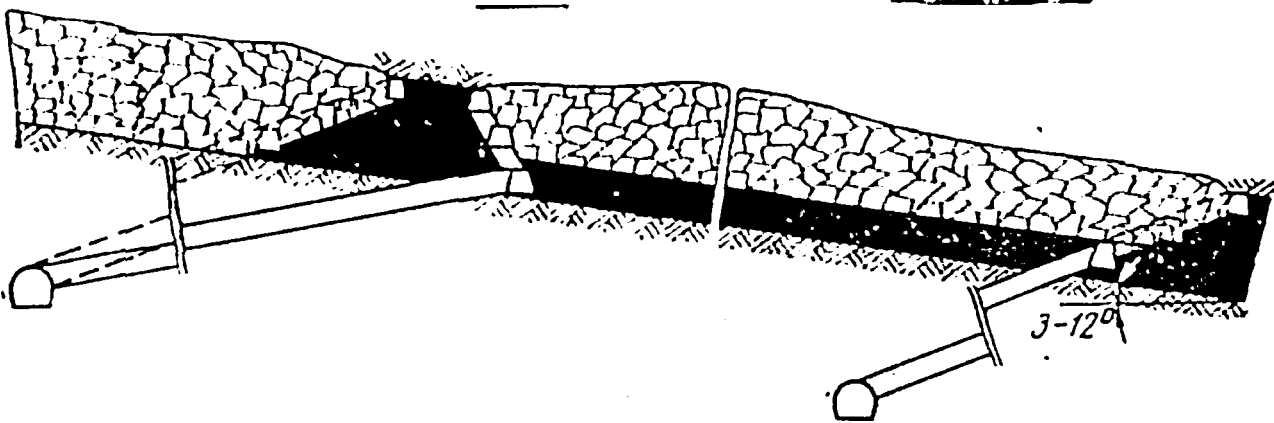
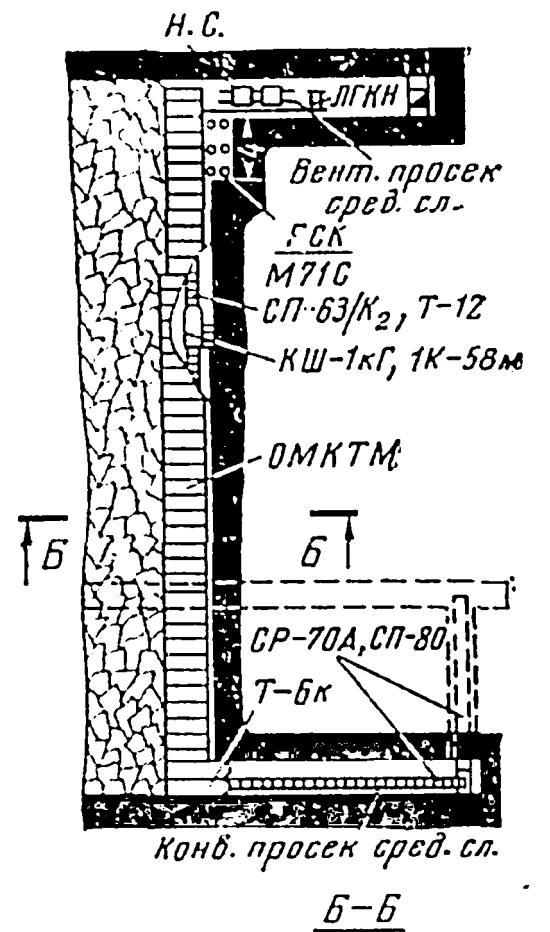


Схема очистного забоя



Планограмма работ

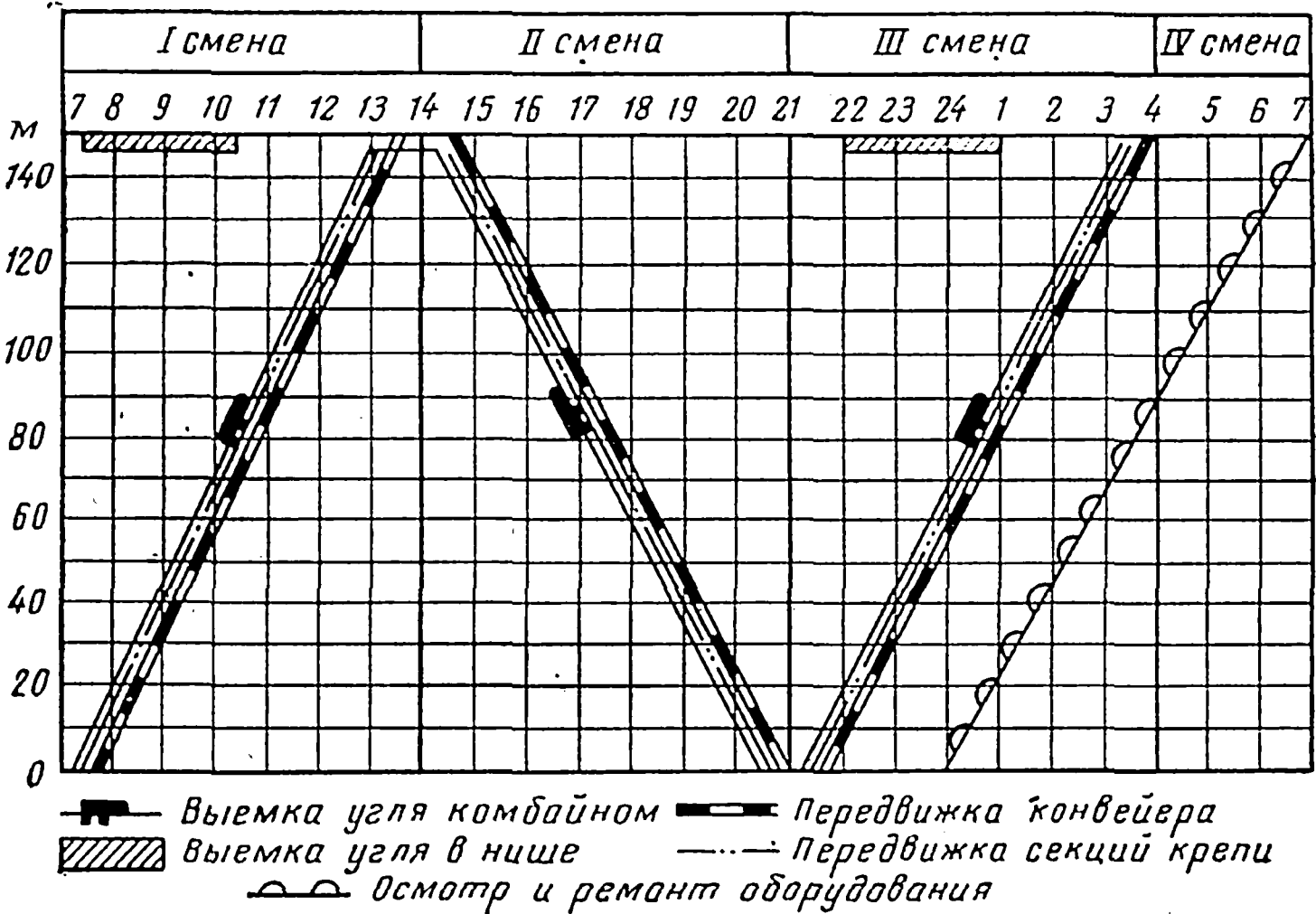


Рис. 33. Типовая технологическая схема (к примеру 59)

Следует заметить, что, во избежание разрушения гибкого перекрытия или межслоевой пачки угля (породы) или того и другого, ниши в лавах нижних слоев не рекомендуется проводить буровзрывным способом, а надо упорно внедрять в практику самозарубающиеся комбайны или специальные нишенарезные машины, при наличии пневматической энергии — отбойные молотки.

Задачи к § 14. Требуется определить длину лавы первого (верхнего) слоя по факторам, суточную добычу из этого слоя, а также по нижним слоям при следующих исходных данных: общая мощность пласта 7,2 м, полезная — 6,7 м, вынимаемая мощность 6,4 м. Мощность первого (верхнего) слоя 1,8 м, толщина слоя породы между первым и вторым слоями угля 0,5 м, мощность второго слоя угля 2,4 м, толщина высокозольной пачки угля между вторым и третьим слоями угля 0,3 м, мощность третьего слоя (нижнего) 2,2 м. Угол падения пласта 12° , метанообильность участка $15 \text{ м}^3/\text{т}$, объемная масса угля $1,35 \text{ т}/\text{м}^3$, суточное подвигание (планируемое) очистных работ по каждому слою в период одновременной работы всех трех слоев 3,15 м.

§ 15. Определение длины лавы и других параметров очистного забоя при разработке мощных крутых пластов и выбор технологии выемки угля

Известно, что при разработке крутых пластов мощностью более 2,5 м осложняются управление горным давлением, конструирование систем разработки и их комбинаций, технология и механизация добычи в целом. Длина очистного забоя (лавы), как правило, не рассчитывается, а принимается на основании практики (опыта). Выемка угля в очистном забое производится, как правило, буровзрывным способом. Только в отдельных случаях в последнее время в порядке эксперимента предложены к применению некоторые выемочные машины и их комплексы, включая гидромониторы. Для мощных пластов особенно характерно применение длинных столбов по падению. Вообще расположение линии очистных забоев, направление их выемки в столбе отличаются большим разнообразием.

Ниже рассмотрено, как обычно выбирают параметры очистного забоя и технологию выемки при распространенных системах разработки.

Расчет длины лавы, подвигающейся по простиранию

Отбойку угля в очистном забое осуществляют буровзрывным способом. Рабочее пространство лавы крепят деревянными комплектами. Перемещение отбитого угля вдоль очистного забоя происходит под действием собственной массы. В этих условиях длина очистного забоя определяется по формуле

$$l = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}} - t_{\text{пр}}) n_{\text{см}}}{\left(\frac{n_{\text{ш}} l_{\text{ш}}}{b n_{\text{б}} H_{\text{б}} K_{\text{н}}} + \frac{\eta l_{\text{ш}}}{d l_{\text{в}} n_{\text{к}} H_{\text{к}} K_{\text{н}}} + t_{\text{в}} \right) K_{\text{о}} + \frac{n_{\text{м}} t_{\text{з}}}{b n_{\text{з}}}} \quad (\text{IV.33})$$

где $n_{ш}$ — число рядов шпуров, расположенных по мощности пласта, которое должно быть целым числом, определяется по формуле

$$n_{ш} = \frac{m - \varepsilon}{a} + 1, \quad (IV.34)$$

- ε — сумма расстояний от кровли пласта до линии верхнего ряда шпуров и от почвы пласта до линии нижнего ряда шпуров, м; $\varepsilon = 0,35 + 0,35 = 0,7$ м;
- a — расстояние между рядами шпуров по мощности, м; обычно $a = 0,8 \div 1$ м;
- b — расстояние между шпурами в ряду, м;
- $n_б$ — число бурильщиков, работающих одновременно;
- $H_б$ — норма выработки на одного бурильщика, м;
- $K_{н}$ — коэффициент перевыполнения нормы выработки; $K_{н} = 1,1 \div 1,3$;
- η — к. и. ш.; при отсутствии щели (врубной или между массивами закладки и угля) $\eta = 0,9$, а при наличии щели $\eta = 1$;
- d — расстояние между рядами комплектов крепи по простиранию, м.

Пример 60. Определить длину лавы, где выемка угля осуществляется буровзрывным способом, призабойное пространство крепят деревянными комплектами, перемещение отбитого угля вдоль лавы происходит под действием собственной массы. Исходные данные: $m = 2,5$ м; $\alpha = 50^\circ$; уголь по отбойности относится к IV группе; $l_{ш} = 2$ м; $\eta = 0,9$; $a = 0,9$ м; $b = 1,2$ м; $\varepsilon = 0,7$ м; $H_б = 30,9$ м в час, $n_б = 4$ чел.; $K_{н} = 1,2$; $l_в = 2$ м; $d = 0,9$ м; $H_к = 1,237$ комплекта в час; $n_к = 4$ чел.; $t_з = 0,067$ ч; $n_з = 4$ чел.; $t_в = 0,03$ ч; $t_{п.з} = 0,33$ ч на смену; $t_{пр} = 0,25$ ч; $T_{см} = 7$ ч; $n_{см} = 3$; $K_о = 1,15$. Шахта относится к II категории по газу (рис. 34).

Решение. Находим число рядов шпуров по мощности пласта из выражения (IV.34)

$$n_{ш} = \frac{2,5 - 0,7}{0,9} + 1 = 3.$$

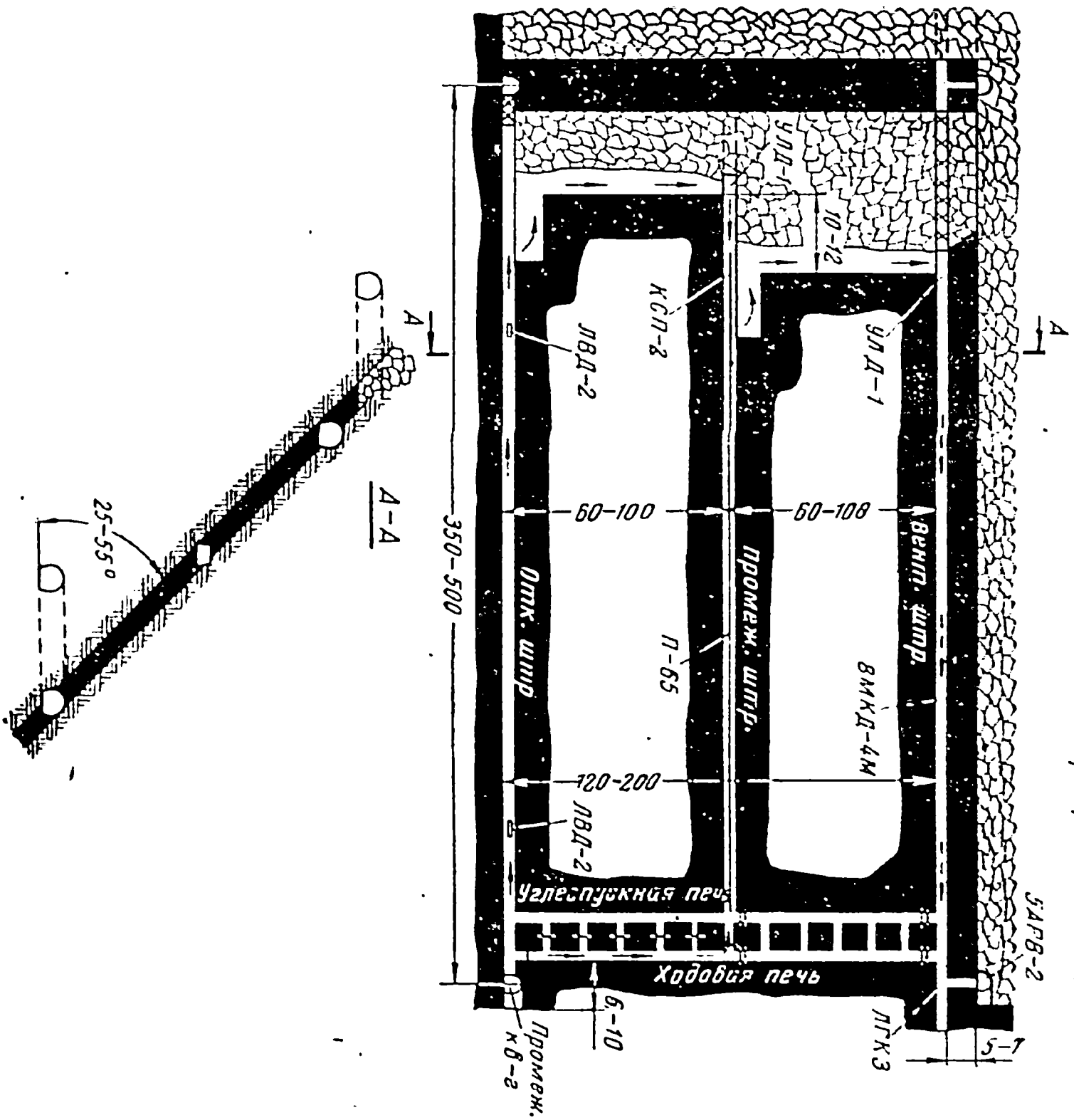
Длину лавы определяем по формуле (IV.33)

$$l = \frac{(7 - 0,33 - 0,25) \cdot 3}{\left(\frac{3 \cdot 2}{1,2 \cdot 4 \cdot 30,9 \cdot 1,2} + \frac{0,9 \cdot 2}{0,9 \cdot 2 \cdot 4 \cdot 1,237 \cdot 1,2} + 0,03 \right) 1,15 + \frac{3 \cdot 0,067}{0,9 \cdot 4}} = 64 \text{ м.}$$

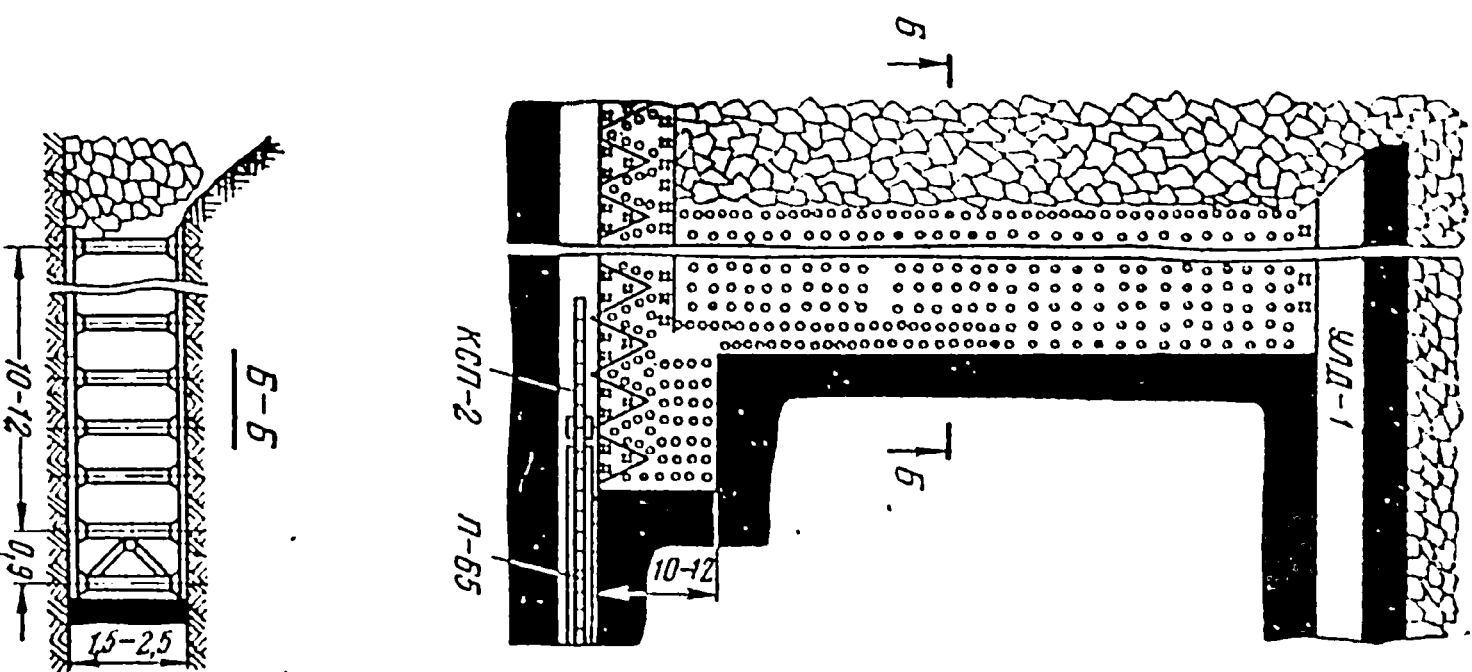
Расчет длины лавы под самопередвигающимся щитом

Длина забоя по простиранию l всецело определяется длиной конструкции щита, которая обычно составляет 24—36 м в зависимости от типа применяемого щита. Ширина забоя нормально равна мощности пласта m , а ширина щита несколько меньше. Щит перемещается (опускается) под действием давления обрушенных пород или

Стена подготовки и система разработки



Система очистного забоя



Планограмма работ

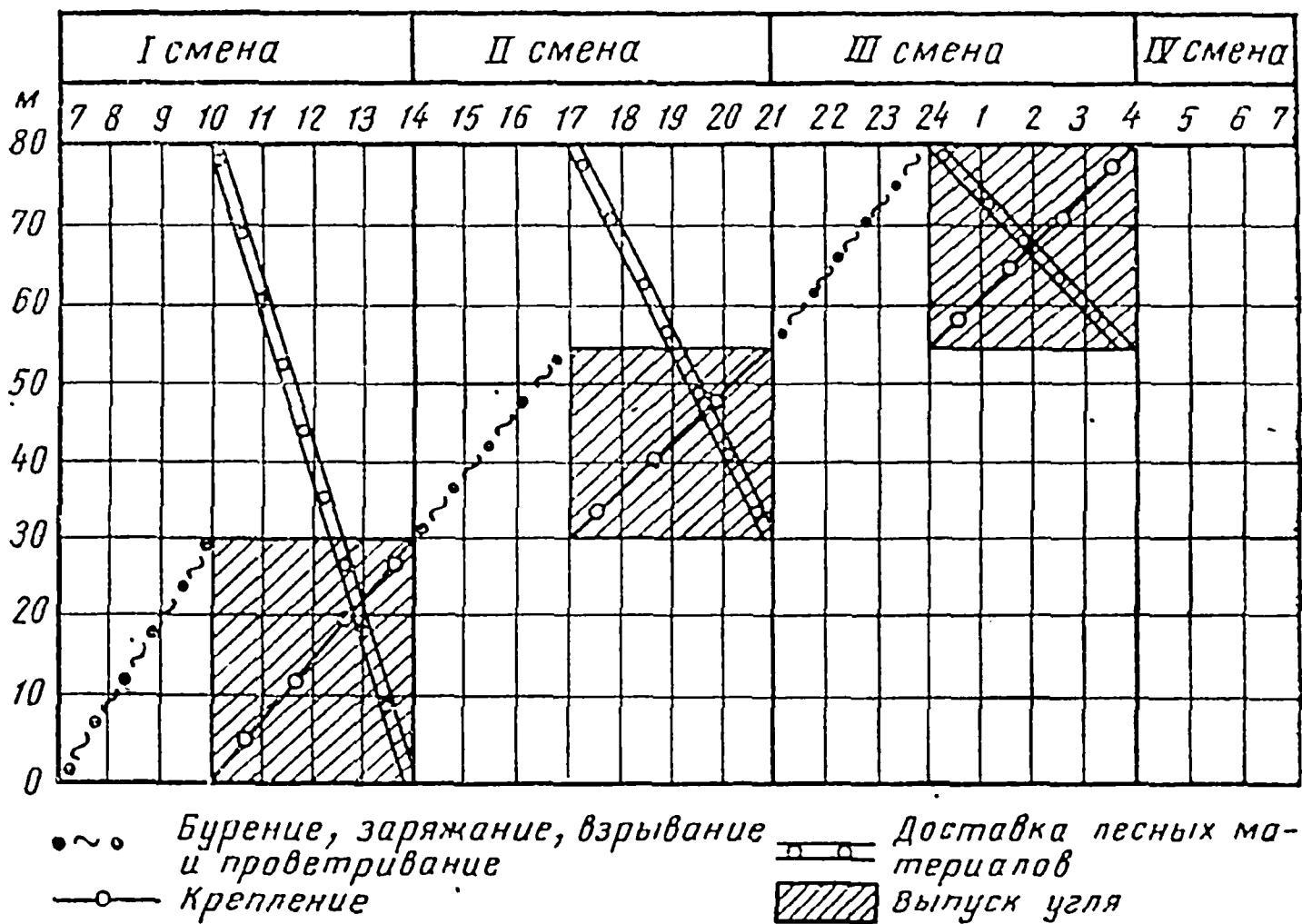


Рис. 34. Типовая технологическая схема (к примеру 60)

закладки и собственной массы. Выемка угля осуществляется буровзрывным способом. Отбитый уголь, поступая в углеспускную печь (печи), скатывается вниз. Между смежными столбами оставляется целик угля размером 2 м по простиранию.

Суточная добыча из очистного забоя подсчитывается по формуле

$$A_c = l m \gamma r_n n_n c_1 k_{п.т}, \quad (IV.35)$$

где l — длина забоя по простиранию, м;

r_n — шаг посадки (опускания) щита, м (обычно 0,8—1,0 м); он же представляет собой подвигание (опускание) забоя за один шаг посадки;

n_n — число посадок щита за сутки;

c_1 — коэффициент извлечения запасов столба, подлежащих (подготовленных) очистной выемке; он учитывает в основном потери по мощности пласта (пачки угля, остающиеся у кровли и почвы пласта) (обычно $c_1 = 0,85 \div 0,94$);

$k_{п}$ — коэффициент, учитывающий часть запасов столба, которая уже извлечена при проходке печей и просеков в период подготовки столба к очистной выемке (обычно $k_{п} = 0,9 \div 0,96$).

Более точно значение $k_{п}$ в каждом конкретном случае проектирования можно находить по формуле

$$k_{п} = 1 - \frac{n_y S_y + 2S_{\text{вент}}}{S_{\text{щ}}}, \quad (IV.36)$$

где n_y — число углеспускных печей под щитом;

S_y — площадь сечения углеспускной печи вчерне, м²;

Планограмма работ

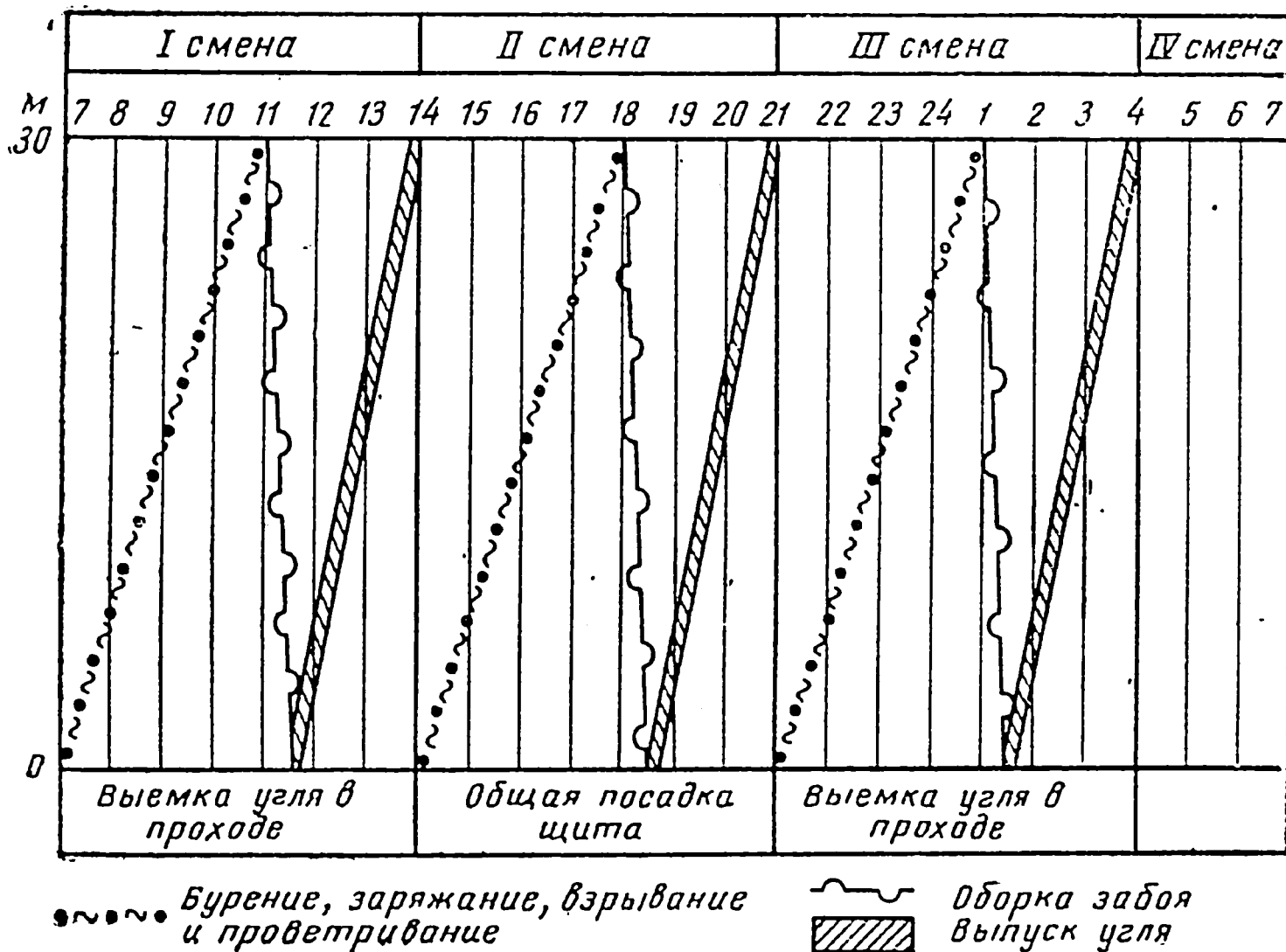


Рис. 35. Типовая технологическая схема (к примеру 61)

$S_{\text{вент}}$ — площадь сечения вентиляционной (бывшей ходовой) печи, м^2 ;

2 — коэффициент, учитывающий сечение просека, исходя из того, что суммарная длина всех просеков равна длине вентиляционной печи, а сечение просека равно сечению вентиляционной печи;

$S_{\text{щ}}$ — площадь щита, м^2 .

Срок отработки столба

$$t_{\text{ст}} = \frac{h}{r_{\text{п}} n_{\text{п}}} \text{ сутки}, \quad (\text{IV.37})$$

где h — наклонная длина столба (этажа) по падению, подлежащая очистной выемке, м.

Подвигание очистных работ в столбе по простиранию в среднем в сутки (приведенная скорость) составляет

$$v_{\text{с}} = \frac{l}{t_{\text{ст}}} = \frac{l r_{\text{п}} n_{\text{п}}}{h} \text{ м}. \quad (\text{IV.38})$$

Пример 61. Определить величину добычи и скорость подвигания (опускания) очистного забоя под щитом в сутки, а также время отработки столба при следующих исходных данных: $m = 5 \text{ м}$; $\alpha = 70^\circ$; $\gamma = 1,3 \text{ т/м}^3$; длина очистного забоя $l = 30 \text{ м}$; щит бессекционный, жесткий; вынимаемая длина щитового столба по падению $h = 130 \text{ м}$; $r_{\text{п}} = 0,9 \text{ м}$; $n_{\text{п}} = 3$; $c = 0,85$; $k_{\text{п}} = 0,93$ (рис. 35).

Р е ш е н и е. 1. Суточная добыча из очистного забоя под щитом определяется по формуле (IV.35)

$$A_c = 30 \cdot 5 \cdot 1,3 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 0,85 \cdot 0,93 = 416 \text{ т.}$$

2. Время отработки столба по формуле (IV.37)

$$t_{\text{ст}} = \frac{130}{0,9 \cdot 3} = 48,2 \text{ суток.}$$

3. Подвигание очистных работ в столбе по простиранию в сутки по формуле (IV.38)

$$v_c = \frac{30}{48,2} = 0,623 \text{ м.}$$

При мощности пласта 5,5—9 м применяют секционные щиты, общая длина (по простиранию) которых находится обычно в тех же пределах 24—36 м, что и у бессекционных.

При мощности пласта от 10 до 25 м (см. рис. 41) практикуется применение двух щитов (один уложен у кровли пласта, другой — у почвы), соединенных между собой гибким металлическим перекрытием (сокращенно УЖГП). Общая длина щита по простиранию в этом случае обычно не превышает 24 м. Шаг посадки секционного щита 0,75—0,8 м, а суточное подвигание (опускание) забоя под щитами с гибким соединительным перекрытием принимают не менее 1,2 м. Число посадок щита в сутки зависит от организации работ в данном конкретном забое, но для секционного щита обычно не менее 3, а для щита с гибким перекрытием не менее 2 опусканий по 0,6—0,7 м за каждый шаг посадки.

Для подсчета суточной добычи, времени отработки столба и других показателей пользуются формулами (IV.35)—(IV.38).

Комбинированная система разработки с гибким металлическим перекрытием

Установлено, что эту систему разработки целесообразно применять при мощности пласта более 5 м. Как известно, при этой системе разработки пласт делят на два наклонных слоя: верхний (монтажный) слой, мощность которого рекомендуется брать в пределах 1,2—1,5 м, и нижний слой мощностью, равной мощности пласта за вычетом мощности монтажного слоя. Например, при мощности пласта 14 м мощность нижнего слоя составит $14 - 1,5 = 12,5$ м. Монтажный слой вынимается длинными столбами (при делении этажа на подэтажи) или лавой-этажом, как правило, по простиранию. Длина лавы-подэтажа принимается в пределах от 25 до 50 м (чаще 30—40 м) или определяется по формуле (IV.33). Способ выемки угля буровзрывной. На почву монтажного слоя укладывается гибкое металлическое перекрытие. Целиков между подэтажами не оставляют. Опережение между подэтажами обычно составляет 10—20 м. Среднесуточное подвигание очистного забоя монтажного слоя, с учетом работы по монтажу гиб-

кого металлического перекрытия, можно принять до 1 м при длине лавы до 40 м.

В этих условиях среднесуточная добыча монтажного слоя определяется по формуле

$$A_c = n_n l v t_m \gamma c_0 \text{ т,} \quad (\text{IV.39})$$

где n_n — число подэтажей в этаже (при лаве-этаже $n_n = 1$);

l — длина лавы-подэтажа или лавы-этажа, м;

v — среднесуточное подвигание лавы, м;

t_m — мощность монтажного слоя, м.

Остальные обозначения прежние.

Для механизации работ в монтажном слое созданы механизированные комплексы. Например, комплекс АМСК с машиной для переплетения и укладки гибкого металлического перекрытия и комбайном типа «Темп». Однако возможную высокую скорость подвигания очистного забоя, которую можно достигнуть при применении этого комплекса, нельзя реализовать, так как скорость подвигания очистного забоя по простиранию при выемке нижнего слоя составляет менее 1 м. Очистные работы под гибким перекрытием (в нижнем слое) начинаются после того, как монтажный слой продвинут на 40—50 м. В последующей работе рекомендуется, чтобы забой монтажного слоя опережал работы нижнего слоя не менее чем на 20—30 м.

Из множества систем разработки, применяемых для выемки нижнего слоя, наиболее распространенными являются два варианта: выемка рабочими подэтажами по простиранию и выемка столбами по падению.

Принципы и цели деления нижнего слоя на рабочие подэтажи, а также параметры их отличаются от деления этажа на обычные подэтажи, поэтому принято называть их рабочими подэтажами. Наклонную высоту рабочего подэтажа обычно принимают в пределах от 8 до 12 м.

Для соблюдения принятого опережения очистных работ верхнего (монтажного) слоя относительно этих же работ нижнего слоя скорости подвигания этих забоев должны находиться в следующей зависимости:

при выемке нижнего слоя рабочими подэтажами по простиранию

$$v_{\text{пр}} = \frac{v_m h}{n_{\text{р. п}} h_{\text{р}}} \text{ м/сутки;} \quad (\text{IV.40})$$

при выемке нижнего слоя столбами по падению

$$v_{\text{пд}} = \frac{v_m h}{l} \text{ м/сутки,} \quad (\text{IV.41})$$

где $v_{\text{пр}}$ — суточное подвигание рабочих подэтажей, вынимаемых одновременно;

h — наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке;

$n_{\text{р. п}}$ — число рабочих подэтажей, вынимаемых одновременно (обычно $n_{\text{р. п}}$ равно 2 или 3);

h_p — наклонная высота рабочего подэтажа, м (обычно берется в пределах от 8 до 17 м);

l — ширина столба по простиранию, м (обычно $l = 24 \div 36$ м);

$v_{\text{пд}}$ — суточное подвигание столба по падению, м;

v_m — суточное подвигание лавы монтажного (верхнего) слоя по простиранию, м; обычно принимается в пределах от 0,8 до 1 м (по данным практики).

Опережение одного рабочего подэтажа по отношению к другому составляет 6—10 м.

Среднесуточная добыча из нижнего слоя:

при выемке рабочими подэтажами

$$A_c = v_{\text{пр}} n_{\text{р. п}} h_p (m - m_m) \gamma c_0 \text{ т}; \quad (\text{IV.42})$$

при выемке столбами по падению

$$A_c = v_{\text{пд}} l (m - m_m) \gamma c_0 \text{ т}. \quad (\text{IV.43})$$

Выемка нижнего слоя столбами идентична выемке угля под щитовым перекрытием. В очистной выемке на участке крыла выемочного поля находится обычно один столб, но возможны и одновременно два столба.

Разработка с подэтажной гидроотбойкой под гибким металлическим перекрытием

Этаж делят на подэтажи наклонной высотой 6—8 м. На горизонте этажного вентиляционного штрека вынимают монтажный (горизонтальный) слой высотой 2 м, на почву которого укладывают гибкое металлическое перекрытие.

Как только выемка монтажного слоя будет завершена вплоть до границы выемочного поля, приступают к выемке подэтажей обратным ходом. На крыле выемочного поля одновременно разрабатывают обычно два подэтажа с опережением забоя верхнего подэтажа относительно забоя нижнего подэтажа смежного с ним не менее чем на 10—15 м. В каждом подэтаже проводят один или два подэтажных штрека в зависимости от мощности пласта. В каждом из одновременно разрабатываемых подэтажей принимают (при расчетах): ширину заходки в пределах $a = 3 \div 5$ м, среднее число вынимаемых заходов в сутки $n_3 = 5 \div 7$.

Среднесуточную добычу одновременно разрабатываемых на крыле выемочного поля подэтажей определяют по формуле

$$A_c = n_{\text{п}} a h_{\text{п}} n_3 m \gamma c_0 \text{ т}, \quad (\text{IV.44})$$

где $n_{\text{п}}$ — число одновременно разрабатываемых подэтажей на крыле выемочного поля (обычно $n_{\text{п}} = 1$ или 2);

a — ширина заходки, м ($a = 3—5$ м);

$h_{\text{п}}$ — наклонная высота подэтажа, м ($h_{\text{п}} = 6$ м); она соответствует понятию «длина заходки»;

n_3 — число заходов, вынимаемых в сутки (обычно $n_3 = 5 \div 7$).

Для того чтобы очистные работы на верхнем (монтажном) слое велись с принятым опережением по отношению к работам на нижних подэтажах, скорости подвигания их забоев должны находиться в следующей зависимости:

$$v_m = \frac{n_p h_{п} a n_3}{m} \text{ м/сутки.} \quad (\text{IV.45})$$

Чтобы обеспечить требуемое суточное подвигание монтажного слоя, необходимо использовать механизированный комплекс с машиной для укладки гибкого металлического перекрытия.

Пример 62. Выемка пласта осуществляется комбинированной системой разработки с применением гибкого металлического перекрытия при следующих данных: $m = 13$ м; $m_m = 1,5$ м; $\alpha = 65^\circ$; $\gamma = 1,35$ т/м³; $h = 130$ м; $v_m = 1$ м/сутки; нижний слой вынимается рабочими подэтажами. Требуется определить среднесуточную добычу по слоям (рис. 36).

Решение. 1. Общая длина лавы верхнего (монтажного) слоя по условию задачи $h = 130 = n_p l$ [см. формулу (IV.39)].

2. Среднесуточная добыча из лавы монтажного слоя по формуле (IV.39)

$$A_c = 1 \cdot 130 \cdot 1 \cdot 1,5 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 259 \text{ т.}$$

3. Среднесуточная скорость подвигания очистных работ нижнего слоя по формуле (IV.40)

$$v_{пр} = \frac{1 \cdot 130}{2 \cdot 14} = 4,65 \text{ м.}$$

4. Среднесуточная добыча из нижнего слоя по формуле (IV.42)

$$A_c = 4,65 \cdot 2 \cdot 14 \cdot (13 - 1,5) \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 1980 \text{ т.}$$

5. Среднесуточная добыча из монтажного и нижнего слоев

$$A_c = 259 + 1980 = 2239 \text{ т.}$$

Пример 63. Определить среднесуточную добычу крыла выемочного поля при разработке пласта подэтажной гидроотбойкой с применением гибкого металлического перекрытия при следующих данных: $m = 8$ м; $\alpha = 70^\circ$; $\gamma = 1,3$ т/м³; наклонная высота подэтажа $h_p = 6$ м; число подэтажей на крыле выемочного поля, находящихся в работе одновременно, $n_p = 2$; ширина заходки $a = 4$ м; число заходов, вынимаемых за сутки, $n_3 = 6$ (рис. 37).

Решение. 1. Среднесуточную добычу крыла подсчитываем по формуле (IV.44)

$$A_c = 2 \cdot 4 \cdot 6 \cdot 6 \cdot 8 \cdot 1,35 \cdot 0,95 = 2850 \text{ т.}$$

2. Среднесуточное подвигание очистных работ монтажного слоя по простиранию на крыле выемочного поля находим по формуле (IV.45)

$$v_m = \frac{2 \cdot 6 \cdot 4 \cdot 6}{8} = 36 \text{ м.}$$

Схема подготовки и система разработки

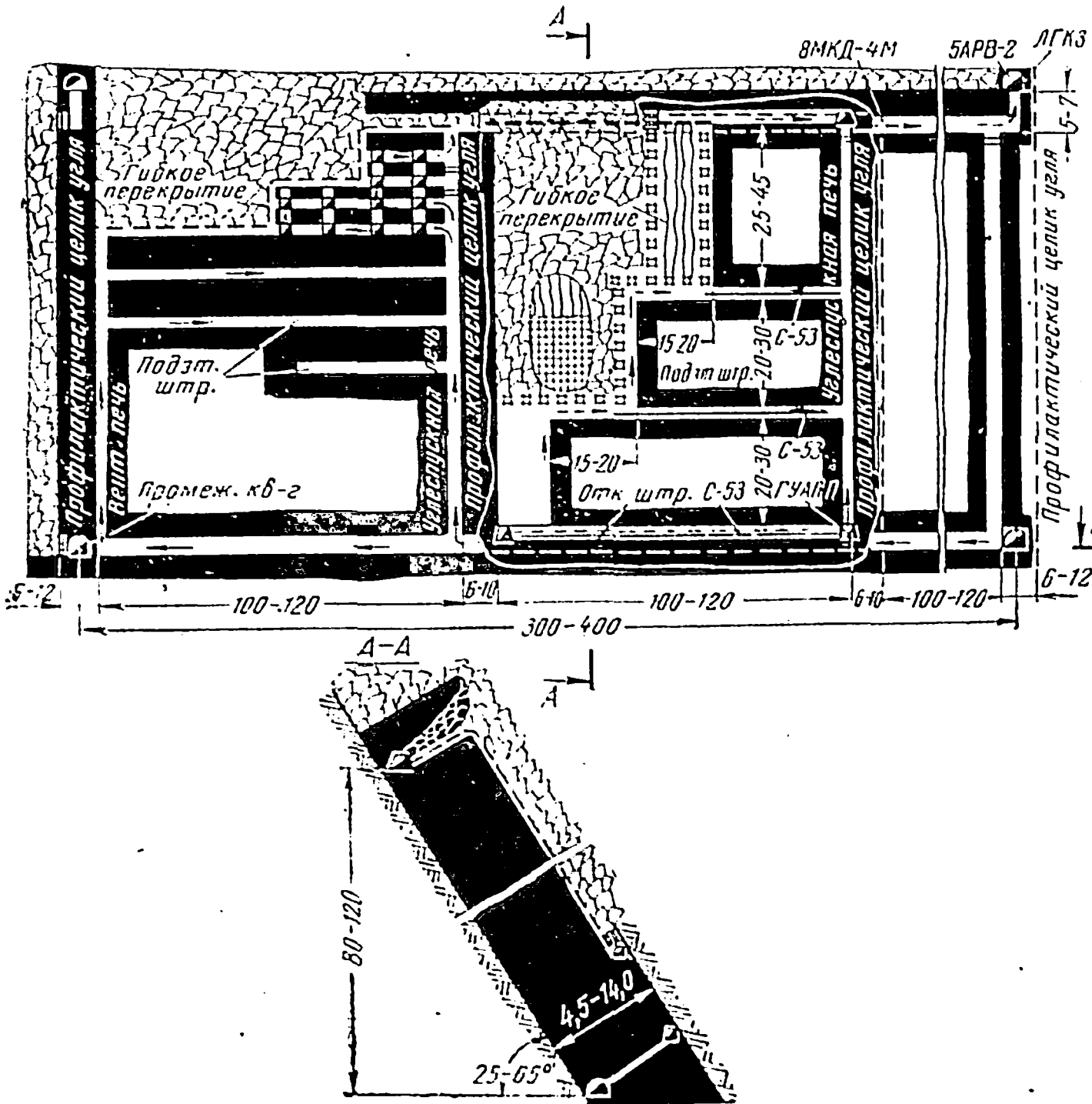
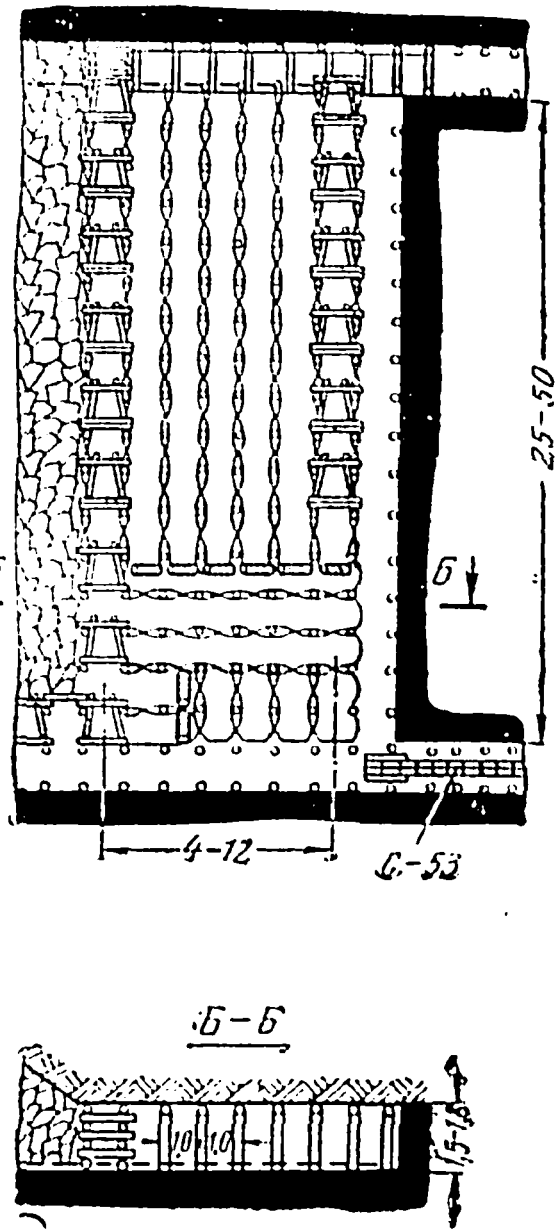


Схема очистного забоя



Планограмма работ

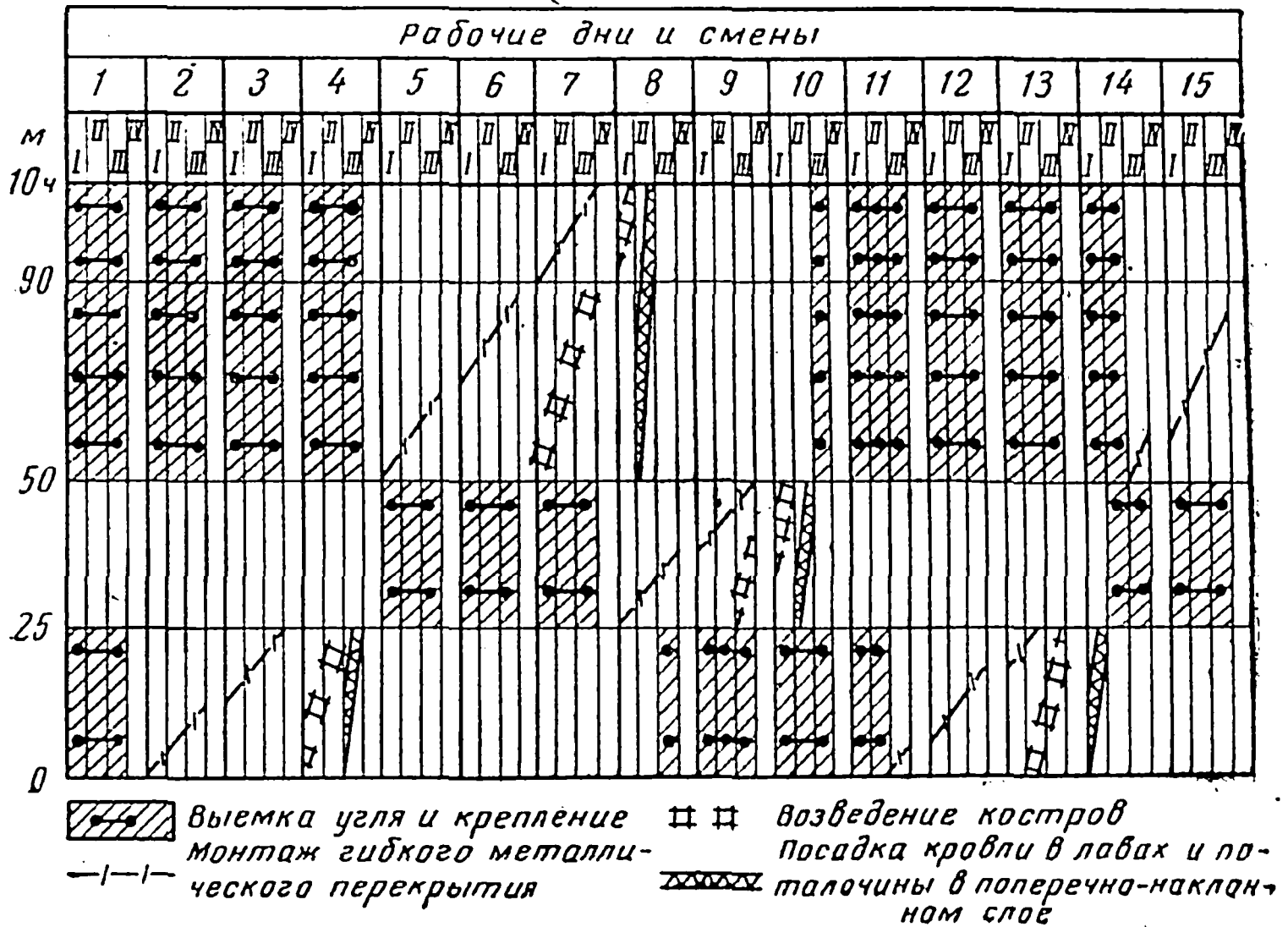


Рис. 36. Типовая технологическая схема (к примеру 62)

Системы разработки с закладкой

Длинные столбы по восстанию. Этаж по простиранию делят на двукрылые выемочные поля. Крылом выемочного поля служит столб, вынимаемый полосами (лентами) по восстанию, которые наклонены к горизонтали под углом 8° , т. е. имеют слегка диагональное положение. Если в данное время на одном крыле выемочного поля производится выемка угля, то на другом крыле полная гидравлическая закладка. Длина лавы равна длине выемочного поля по простиранию и состоит, как и выемочное поле, из двух равных частей.

Длину выемочного поля рекомендуется принимать не менее 400 м, но ее величина должна быть кратной производительности выемочного комбайна, которым в данном случае является ПК-7 (4ПУ). Комбайн работает по односторонней схеме с холостым перегоном в IV смену (время трехчасового перерыва в конце суток).

Суточная производительность комбайна ПК-7, выраженная в метрах длины лавы, определяется по формуле

$$l_{с.к} = \frac{60q \cdot 7 \cdot 3 \cdot k_M \sin \alpha}{r m \gamma} = \frac{1260q k_M \sin \alpha}{r m \gamma}, \quad (\text{IV.46})$$

где q — производительность комбайна по отбойке, т/мин (при одной обнаженной плоскости забоя $q = 1$ т/мин, при двух обнаженных плоскостях забоя $q = 1,15 \div 1,2$ т/мин);

7 — длительность рабочей смены, ч;

3 — число добычных смен в сутки;

k_M — коэффициент машинного времени (в данном случае $k_M = 0,5-0,6$);

r — толщина снимаемой полосы (ленты) угля, равная ширине захвата комбайна, м (в данном случае $r = 1,35$ м).

При этих условиях среднесуточная добыча выемочного поля подсчитывается по формуле

$$A_c = \frac{l_{с.к} r m \gamma c_0}{\sin \alpha} \text{ т.} \quad (\text{IV.47})$$

Среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле находим по формуле

$$v_c = \frac{r l_{с.к}}{h \sin \alpha} \text{ м,} \quad (\text{IV.48})$$

где h — наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, м.

Пример 64. Определить производительность комбайна ПК-7, среднесуточную добычу и среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле при следующих данных: $m = 3,5$ м; $\alpha = 65^\circ$; $\gamma = 1,3$ т/м³; $r = 1,35$ м; $q = 1,15$ т/мин; $k_M = 0,5$; наклонная высота этажа, подлежащая очистной выемке, $h = 100$ м (рис. 38).

Схема подготовки и системы разводки

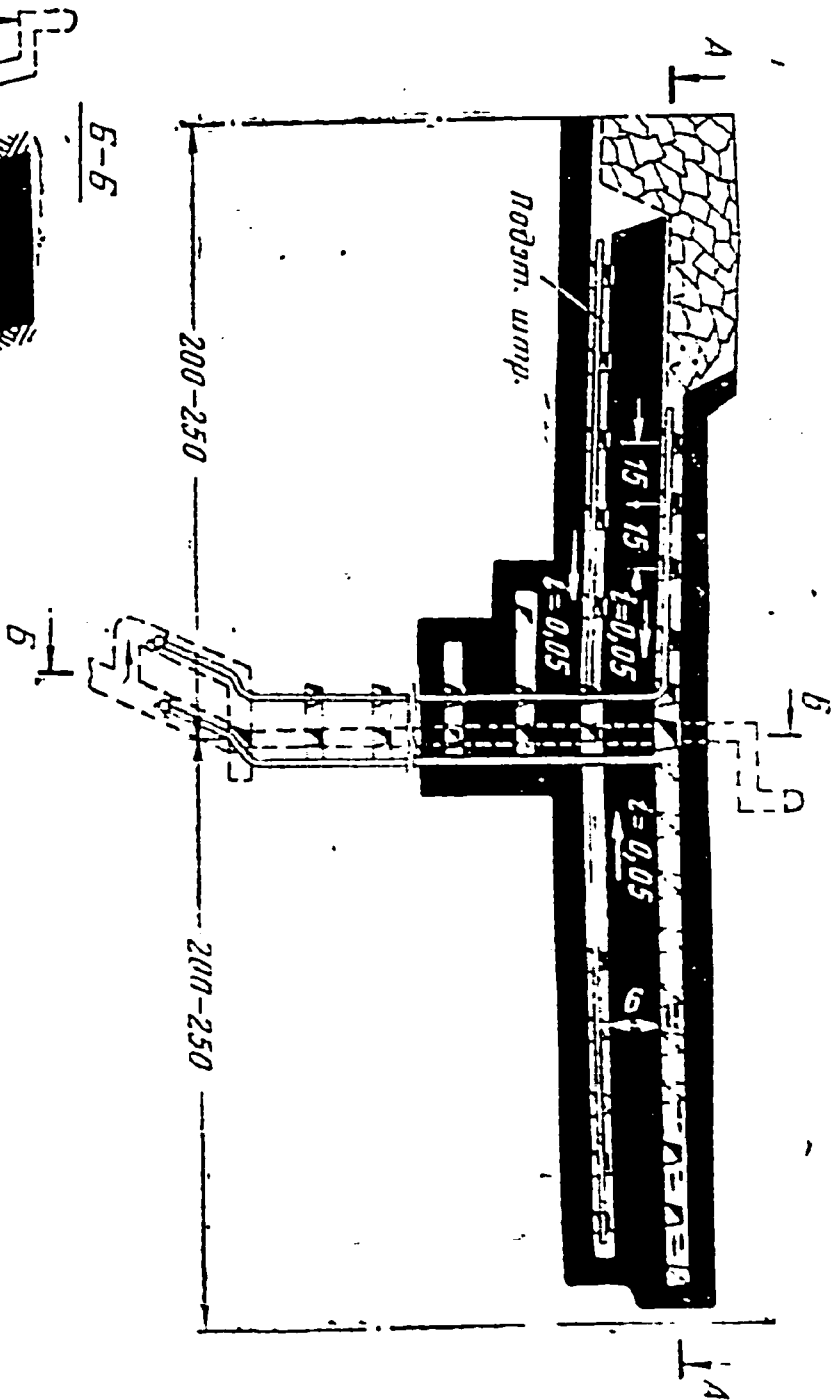
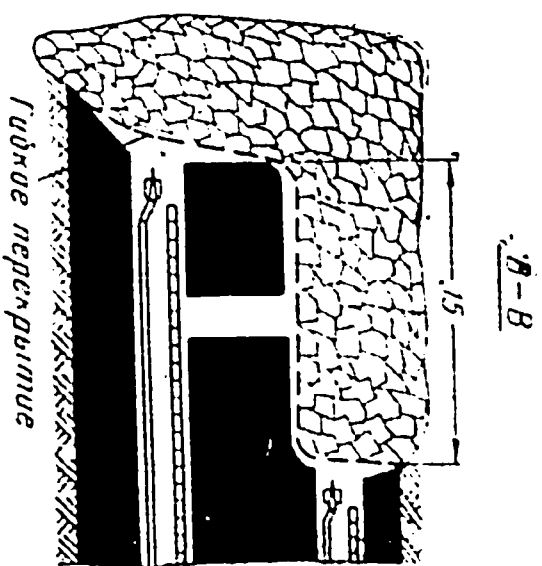
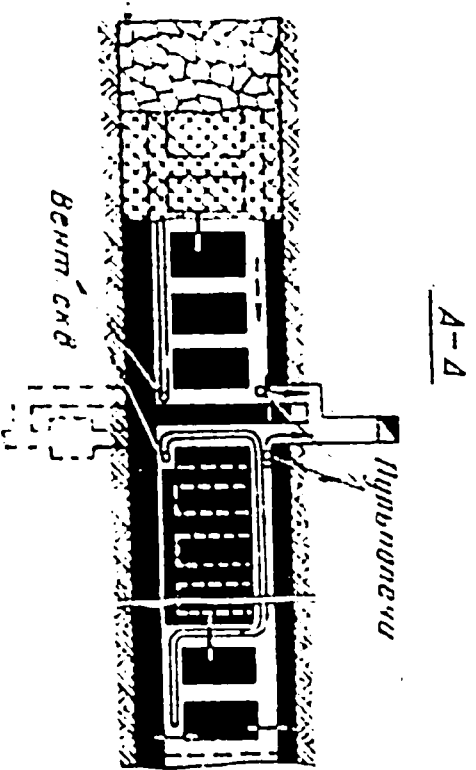
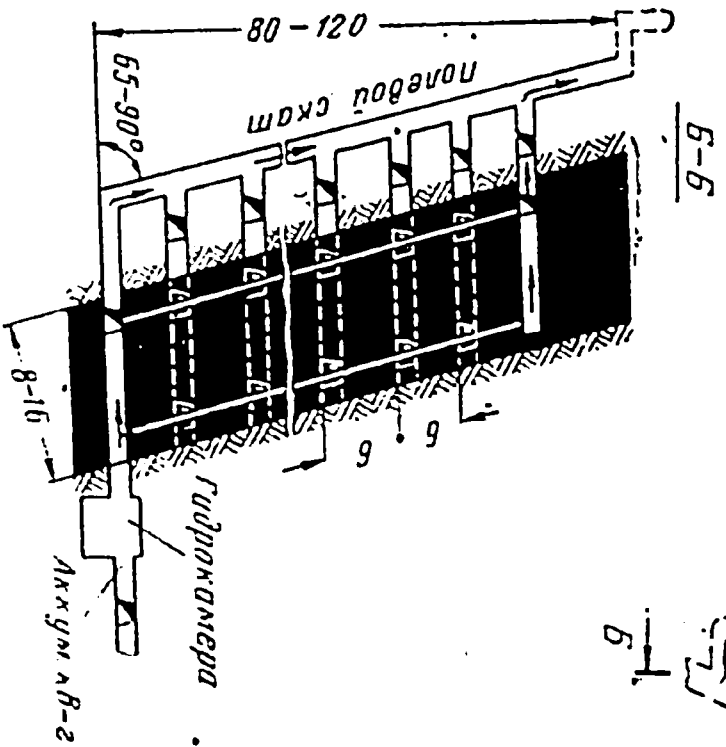
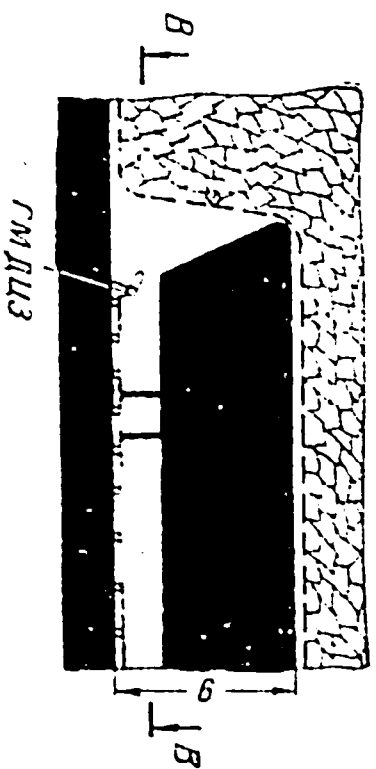


Схема очистного зода



Планограмма работ

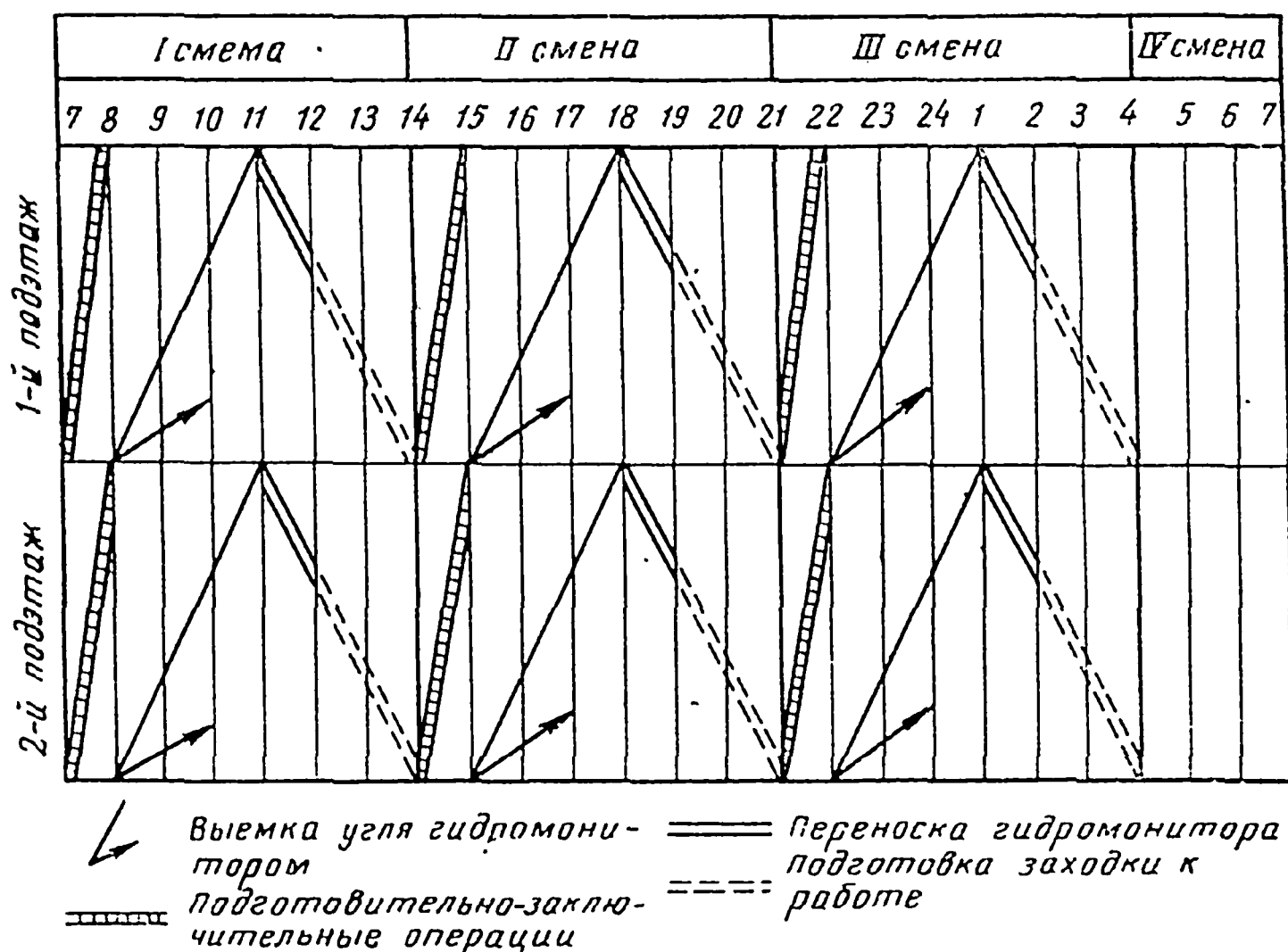


Рис. 37. Типовая технологическая схема (к примеру 63)

Решение. 1. Суточную производительность комбайна находим по формуле (IV.46)

$$l_{с.к} = \frac{1260 \cdot 1,5 \cdot 0,5 \sin 65^\circ}{1,35 \cdot 3,5 \cdot 1,3} = 106 \text{ м.}$$

2. Так как длина лавы (длина выемочного поля по простиранию) должна быть не менее 400 м, то коэффициент кратности будет $K_k = 4$. Следовательно, длина лавы $l = 4 \cdot 106 = 424$ м.

3. Среднесуточную добычу получим из формулы (IV.47)

$$A_c = \frac{106 \cdot 1,35 \cdot 3,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98}{\sin 65^\circ} = 710 \text{ т.}$$

4. Среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле определим по формуле (IV.48)

$$v_c = \frac{1,35 \cdot 106}{100 \sin 65^\circ} = 1,58 \text{ м.}$$

5. Пусть шахта относится к III категории по газу, для которой норма воздуха $q = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}$. Согласно вышеописанной технологической схеме каждая половина лавы проветривается отдельной струей. Найдем допустимую длину лавы по условиям проветривания по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 2,85 \cdot 3,5 \cdot 0,96 \cdot 1}{1 \cdot 1,35 \cdot 1,5 \cdot 3,5 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,6} = 400 \text{ м.}$$

Схема подготовки и система разработки

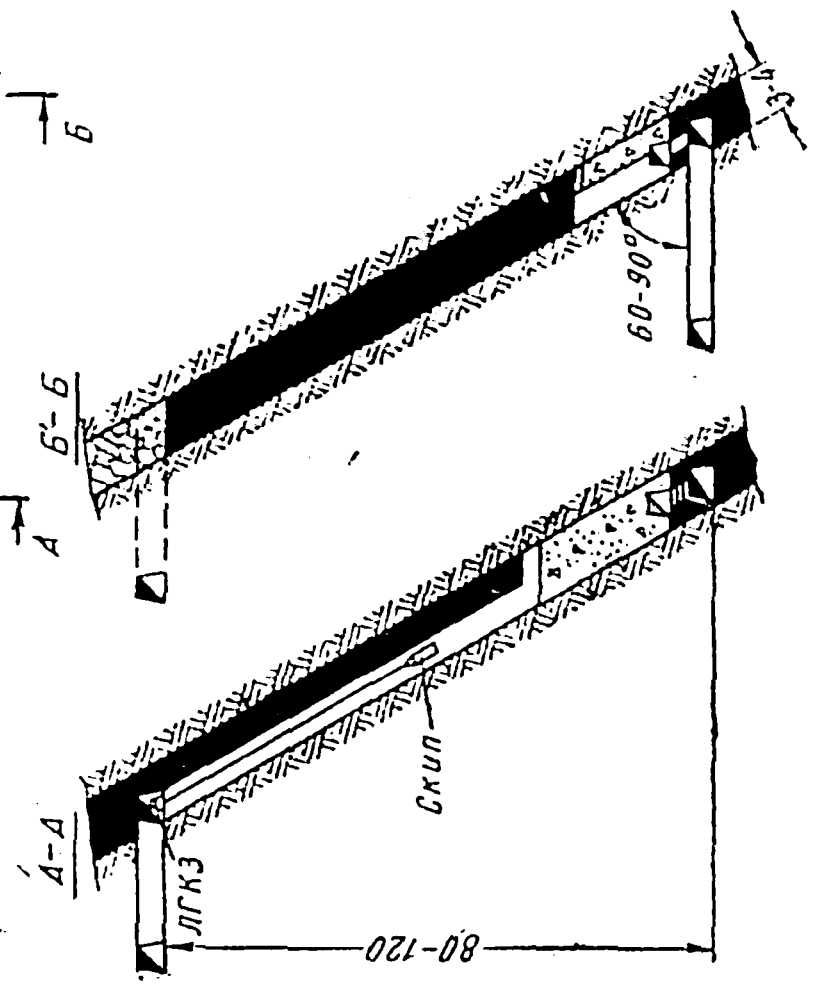
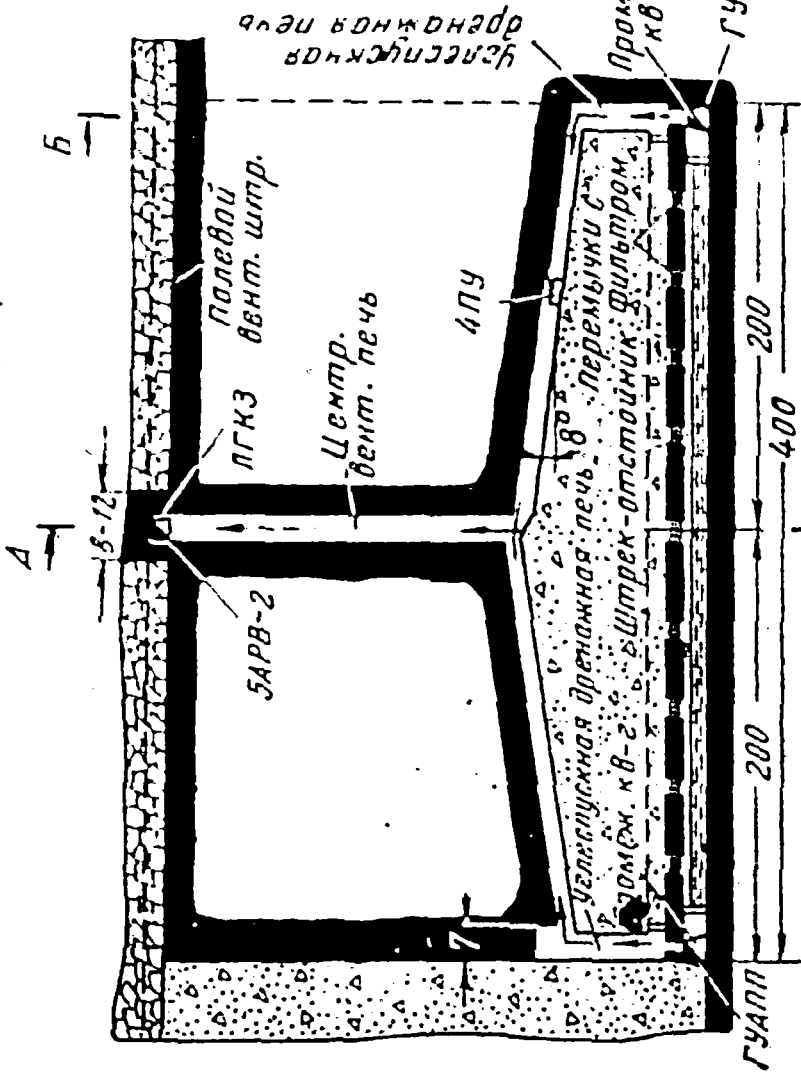
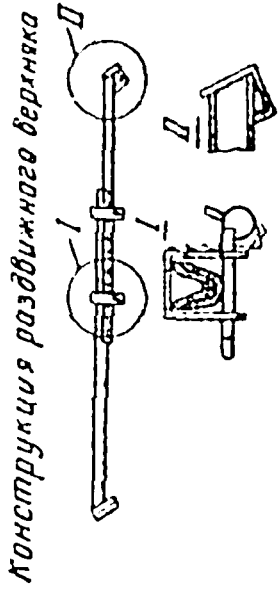
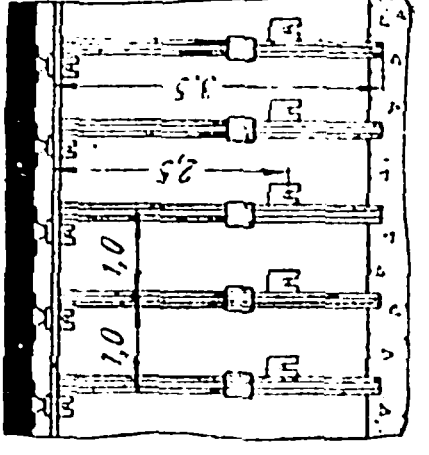
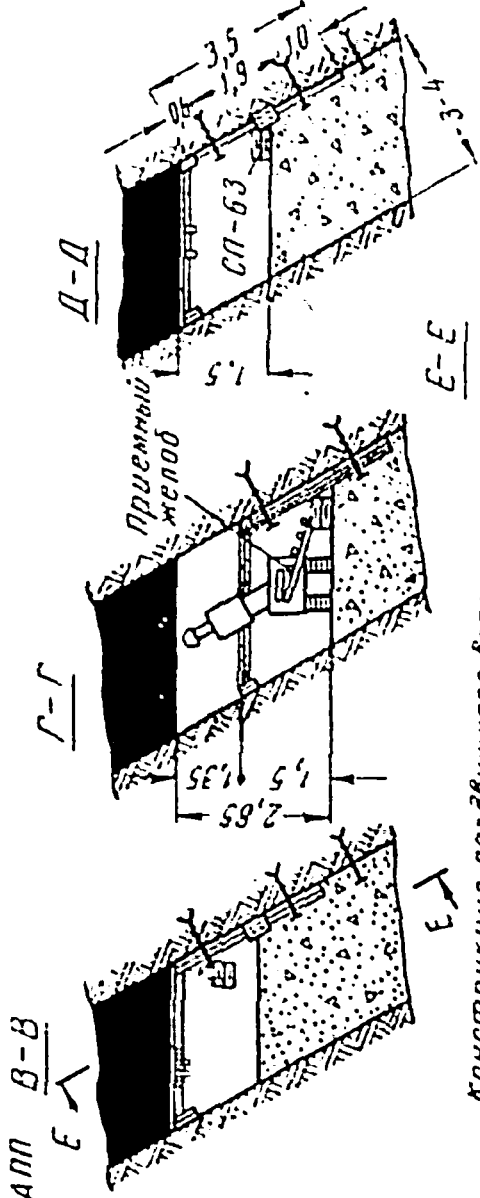
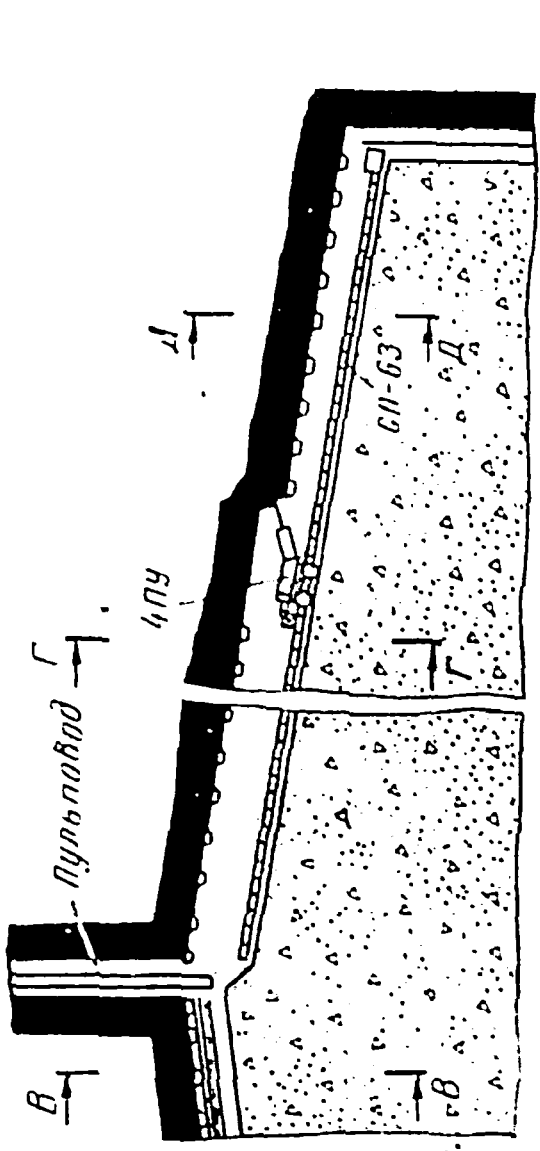


Схема очистного забоя



Планограмма работ

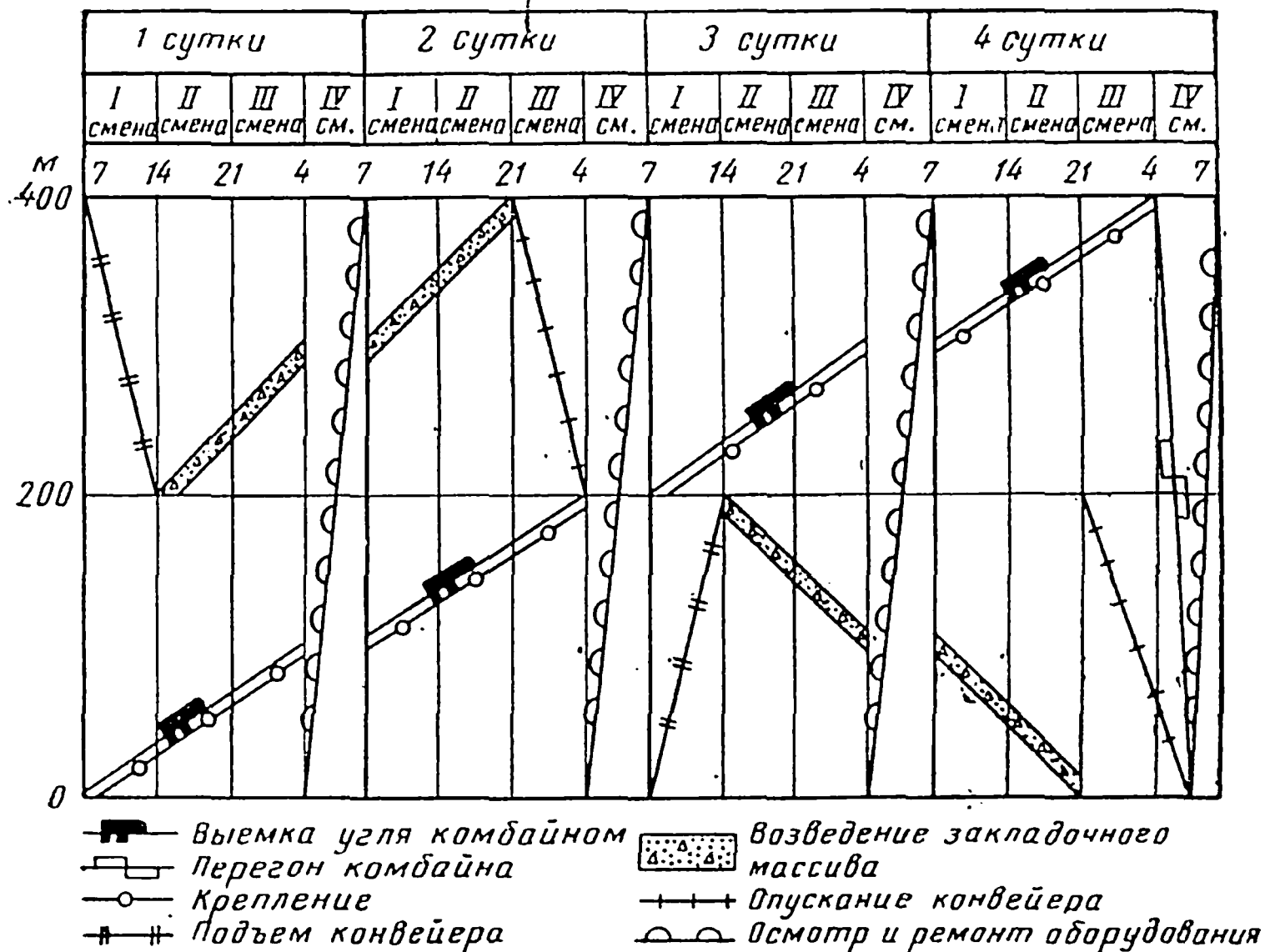


Рис. 38. Типовая технологическая схема (к примеру 64)

Установленная нами длина лавы вполне удовлетворяет условию вентиляции, так как $\frac{424}{2} < 400$ м.

Время непосредственно на движение комбайна при холостом перегоне с маневровой скоростью $v_m = 8$ м/мин составит

$$t_d = \frac{l}{v_m} = \frac{424}{8} = 53 \text{ мин.}$$

Тогда из трехчасового перерыва (длительность IV смены $3 \cdot 60 = 180$ мин) на выполнение разворотов и других вспомогательных операций, связанных с перегонем, остается

$$t_p = 3 \cdot 60 - t_d = 3 \cdot 60 - 53 = 127 \text{ мин,}$$

что более чем достаточно.

Разворот комбайна ни в начале, ни в конце перегона, не обязателен, так как он может двигаться в обратном направлении задним ходом (т. е. двигаться с отбойным органом, направленным против движения комбайна).

Успешная работа комбайна типа ПК-7 возможна при условии, когда площадь торца вынимаемой полосы не превышает $S \leq 7$ м². Следовательно, мощность пласта (слоя), удовлетворяющую этому условию, находим по формуле

$$m \leq \frac{S \sin \alpha}{r} \text{ м.} \quad (\text{IV.49})$$

При $\alpha = 65^\circ$ и $r = 1,35$ м имеем

$$m = \frac{7 \cdot \sin 65^\circ}{1,35} = 4,7 \text{ м.}$$

Наклонные слои с выемкой слоя полосами по простиранию. Машины для механизации работ по выемке угля и креплению очистного забоя пока не созданы. Поэтому выемка угля осуществляется буровзрывным способом, а крепление (деревом) производится вручную. Условия применения данной системы разработки: мощность пласта 5—12 м, угол падения до 65° . Система разработки предусматривает полную гидрозакладку.

Параметры очистного забоя и технологические схемы, принимаемые на основании практики, опыта или по нормативу, следующие: мощность слоя $m_c = 2,5 \div 3,5$ м, наклонная высота вынимаемой полосы (она же является длиной очистного забоя) $l = 4 \div 15$ м, которая зависит от мощности слоя и других факторов. Суточная добыча выемочного поля зависит от числа одновременно работающих очистных забоев, предусмотренных проектом. Длину выемочного поля обычно рекомендуется принимать не менее 450 м. При такой длине поля разработку обычно ведут тремя столбами, каждый длиной по простиранию 150 м ($450 : 3$). В каждом таком столбе работают два забоя в направлении от границ столба к его середине (навстречу друг другу).

Среднесуточная добыча выемочного поля данного слоя определяется по формуле

$$A_c = n_3 l v m_c \gamma c_0 \text{ т,} \quad (\text{IV.50})$$

где n_3 — число забоев, работающих одновременно по выемке;

l — длина забоя (наклонная высота полосы), м;

v — суточное подвигание очистного забоя, м ($v = r n_{cm}$, где r — подвигание забоя в смену; n_{cm} — число смен в сутки).

Среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле находят по формуле

$$v_c = \frac{n_3 v l}{h} \text{ м.} \quad (\text{IV.51})$$

Пример 65. В условиях разработки пласта наклонными слоями с выемкой слоя полосами по простиранию с закладкой требуется определить среднесуточную добычу выемочного поля данного слоя и среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию при следующих данных: $n_3 = 4$; $l = 12$ м; $m_c = 3$ м; $\gamma = 1,3$ т/м³; $v = 3$ м/сутки; $h = 100$ м (рис. 39).

Решение. Находим среднесуточную добычу выемочного поля по формуле (IV.50)

$$A_c = 4 \cdot 12 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 1,3 \cdot 0,98 = 550 \text{ т.}$$

Среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле по формуле (IV.51)

$$v_c = \frac{4 \cdot 3 \cdot 12}{100} = 1,44 \text{ м.}$$

Поперечно-наклонные слои. Условия применения: мощность пласта 4—6,5 м, угол падения пласта 55—70°. Технологическая схема выемки пласта на выемочном поле идентична таковой при выемке наклонного слоя полосами по простиранию. Длина очистного забоя равна мощности пласта $l = m$, мощность поперечно-наклонного слоя $m_c = 2 \div 3,5$ м.

Среднесуточная добыча выемочного поля определяется по формуле

$$A_c = n_3 m v m_c \gamma c_0 \text{ т,} \quad (\text{IV.52})$$

где n_3 — число забоев в выемочном поле, работающих одновременно; при длине выемочного поля 200—300 м $n_3 = 2 \div 4$;

v — суточное подвигание забоя, м ($v = r n_{ц}$, где r — ширина полосы угля, вынимаемой в смену, м; она равна длине шпура, обычно $r = 1,2 \div 1,4$ м;

$n_{ц}$ — число циклов (вынимаемых полос в сутки).

Среднесуточное подвигание очистных работ в выемочном поле по простиранию находят по формуле

$$v_c = \frac{n_3 v m}{h} \text{ м.} \quad (\text{IV.53})$$

Пример 66. Пласт мощностью $m = 6$ м с углом падения $\alpha = 65^\circ$ будет разрабатываться поперечно-наклонными слоями, мощность слоя $m_c = 3$ м. Требуется определить среднесуточную добычу выемочного поля, среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле при следующих дополнительных данных: число очистных забоев, работающих по выемке угля одновременно, $n_3 = 2$; суточное подвигание очистного забоя $v = 6$ м; объемная масса угля $\gamma = 1,3$ т/м³; наклонная высота этажа, подлежащая очистной выемке, $h = 100$ м (рис. 40).

Решение. 1. Среднесуточная добыча по формуле (IV.52) составит

$$A_c = 2 \cdot 6 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 1,3 \cdot 0,98 = 276 \text{ т.}$$

2. Среднесуточное подвигание очистных работ по простиранию в выемочном поле находим по формуле (IV.53)

$$v_c = \frac{2 \cdot 6 \cdot 6}{100} = 0,72 \text{ м.}$$

Схема подготовки и система разработки

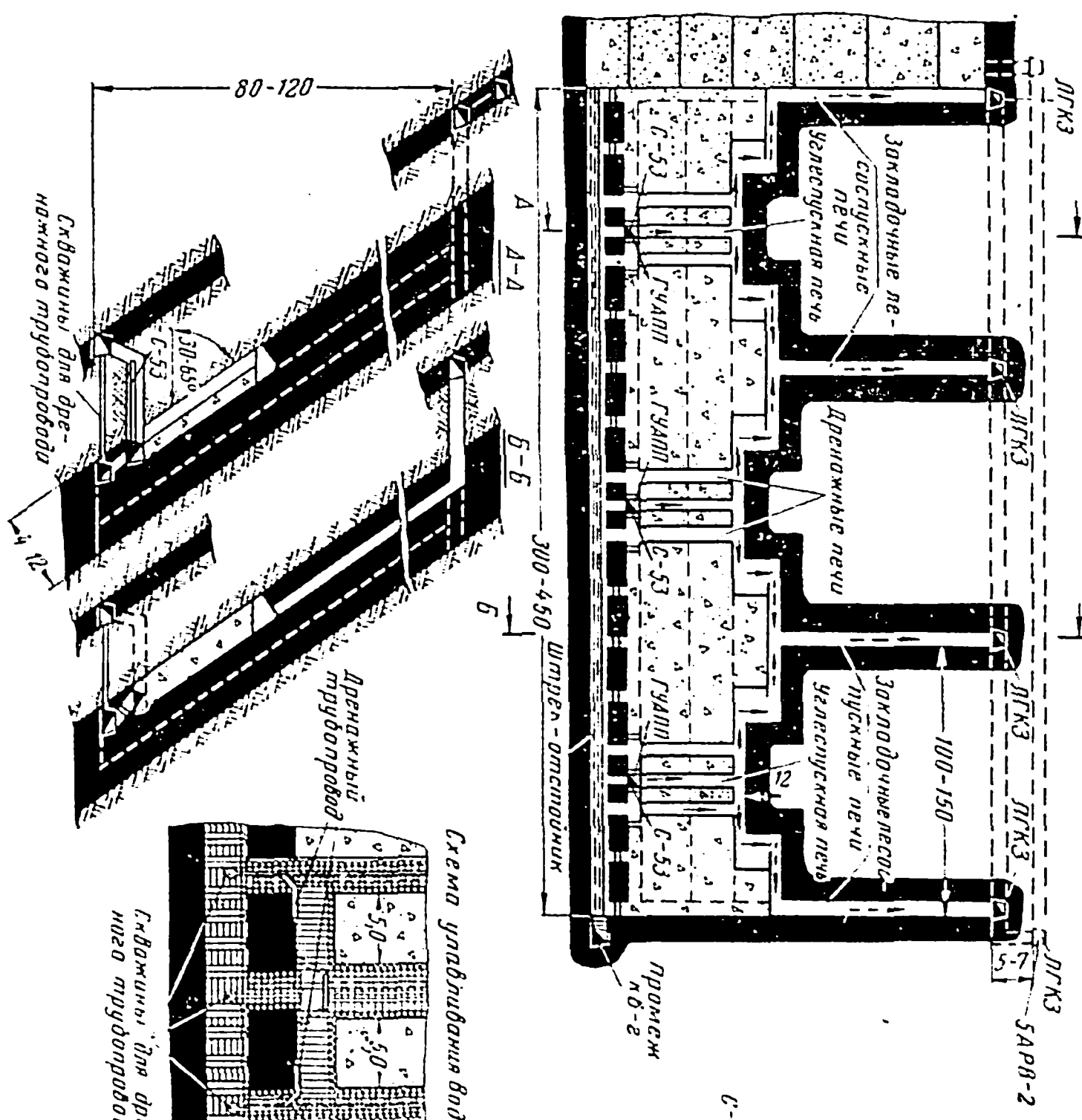


Схема очистного зода

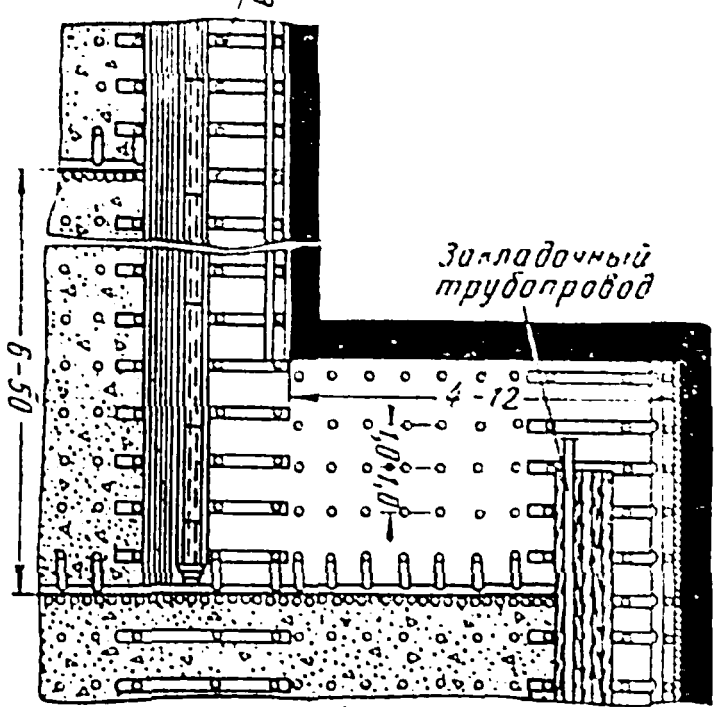
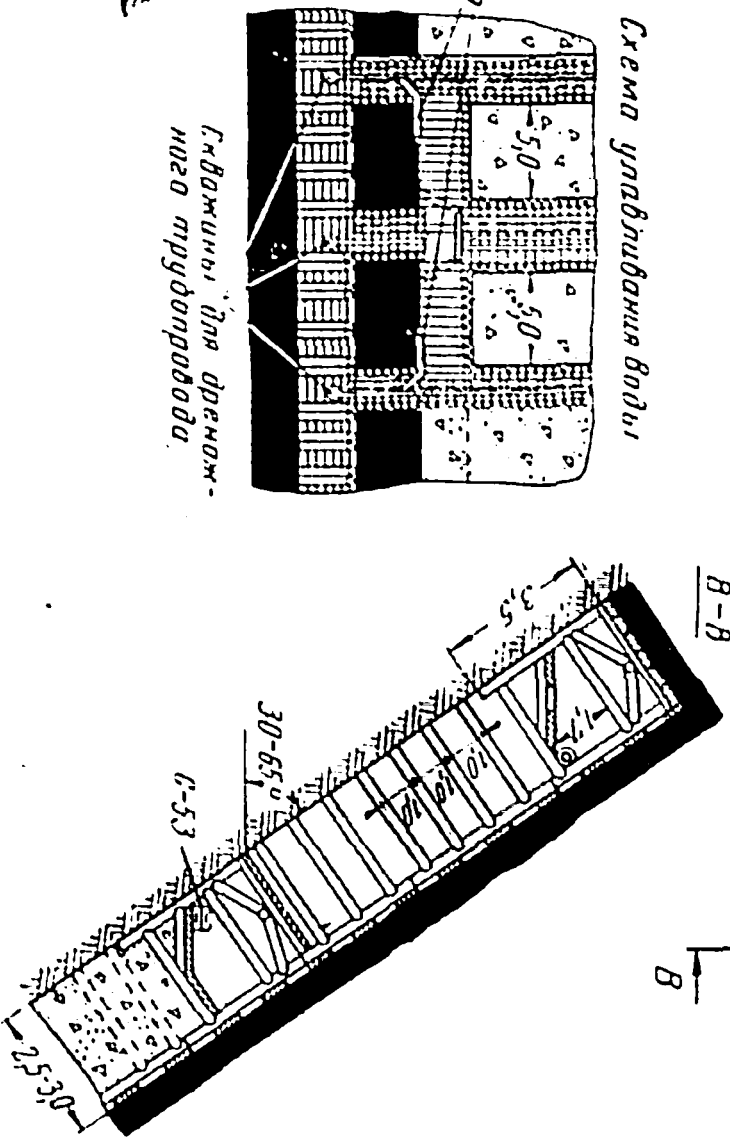


Схема улавливания пыли



Схватчики для дренажного трубопровода

Дренажный трубопровод

Схватчики для дренажного трубопровода

Планограмма работ

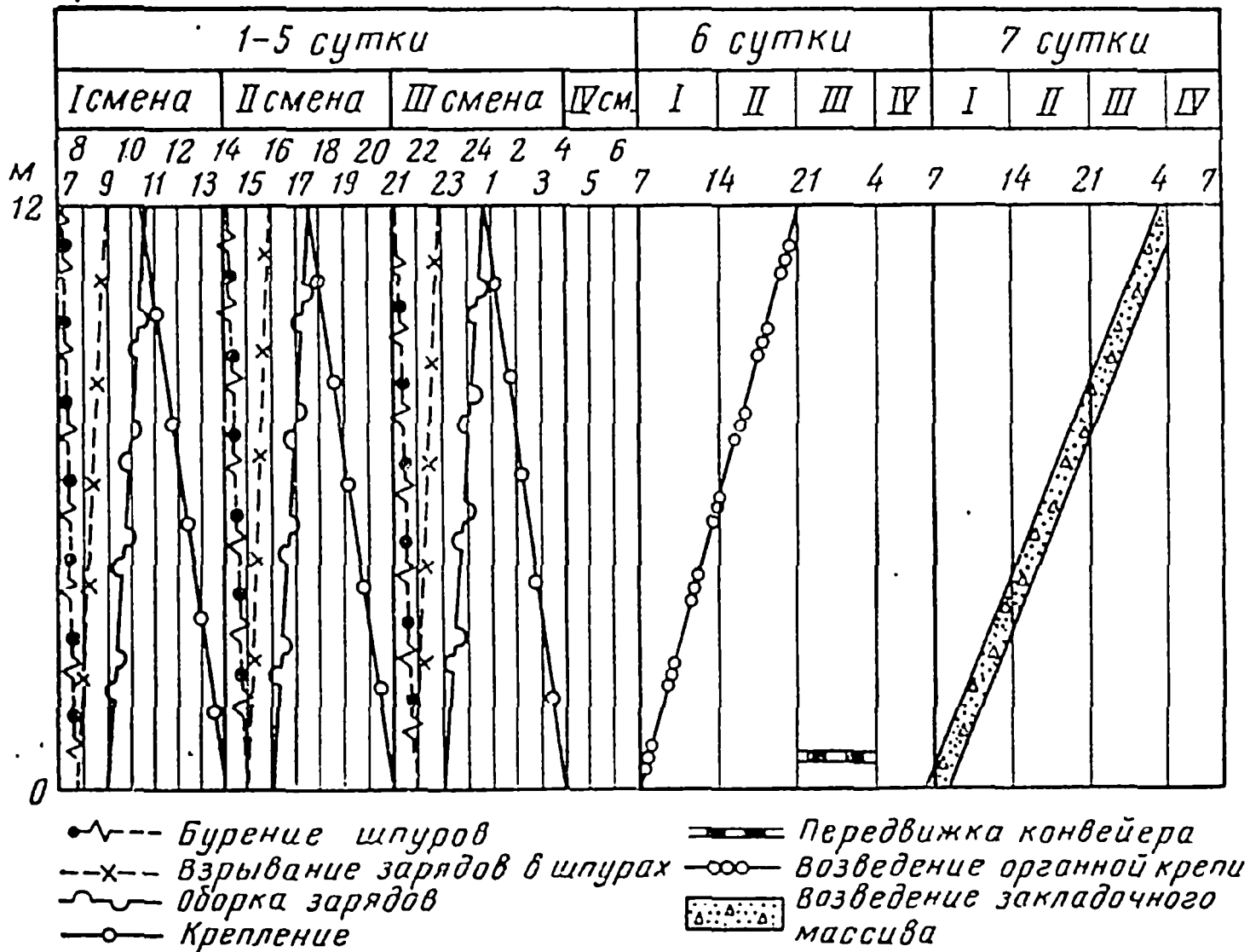


Рис. 39. Типовая технологическая схема (к примеру 65)

Задачи к § 15. Используя вышерассмотренные примеры в качестве образцов, решить задачи при исходных данных, приведенных в табл. 32.

Таблица 32

Система разработки	Угол падения пласта, градус	Мощность пласта, м	Метанообильность участка, м ³ /т	Система разработки	Угол падения пласта, градус	Мощность пласта, м	Метанообильность участка, м ³ /т
под щитом	70	6,0	15	длинные столбы по восстанию	70	4,0	15
комбинированная с гибким перекрытием	65	11,5	10	наклонные слои с выемкой слоя полосолами по восстанию	65	9,0	15
с подэтажной гидротбойкой	80	9,0	15	поперечно-наклонные слои	70	6,5	20

Примечание. Объемная масса угля равна 1,35 т/м³.

Схема подготовки и система разработки

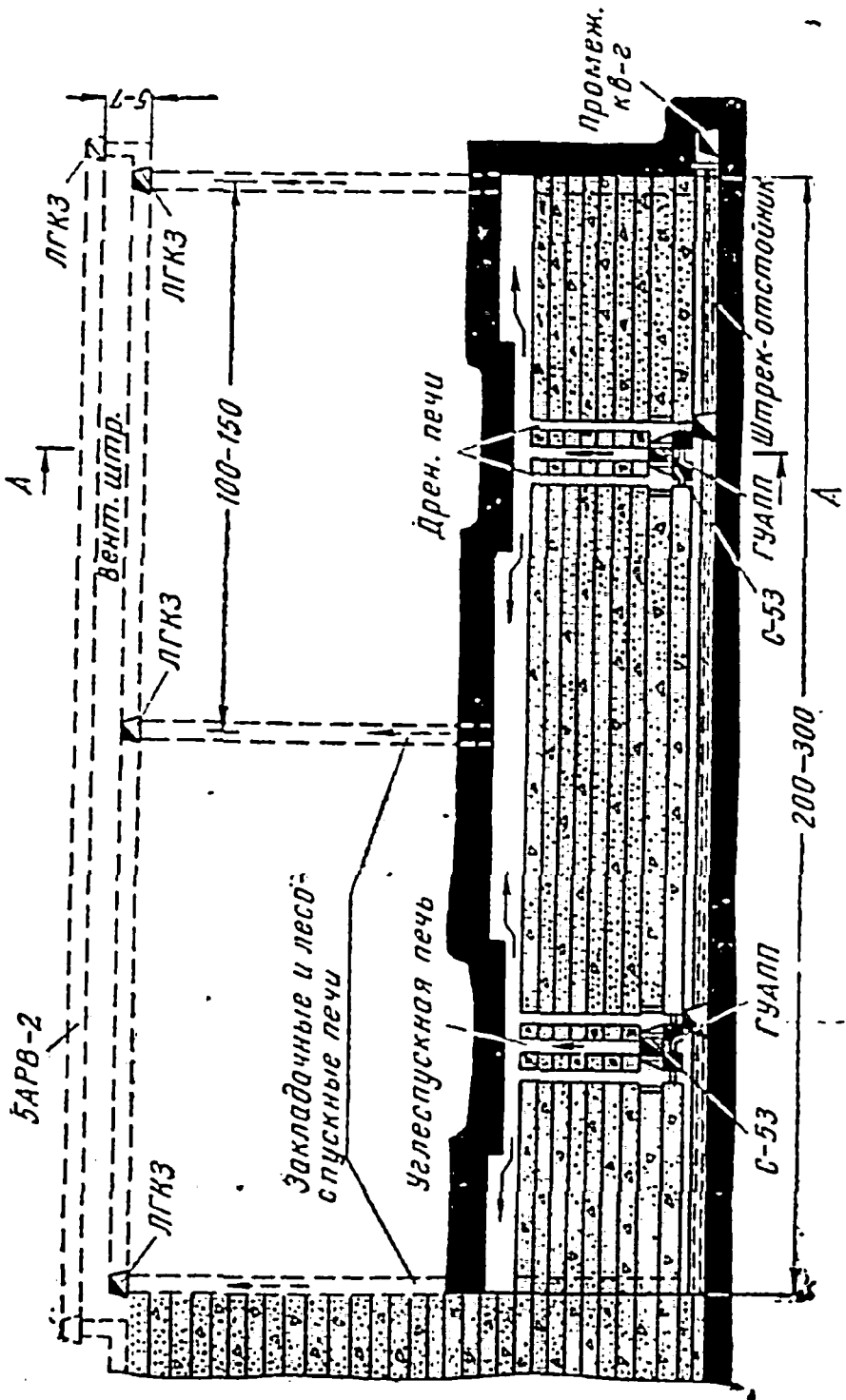
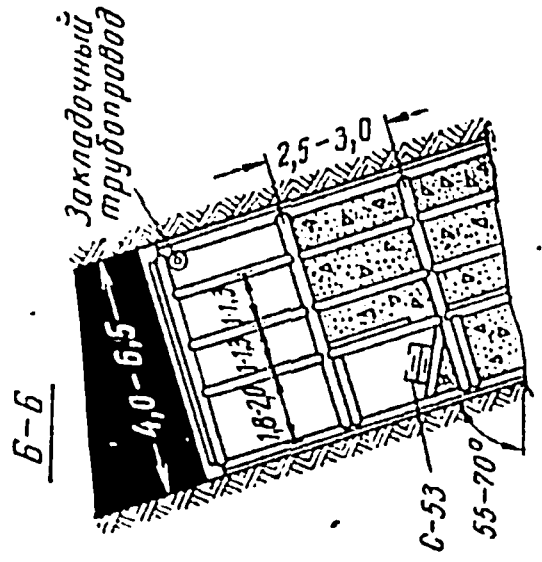
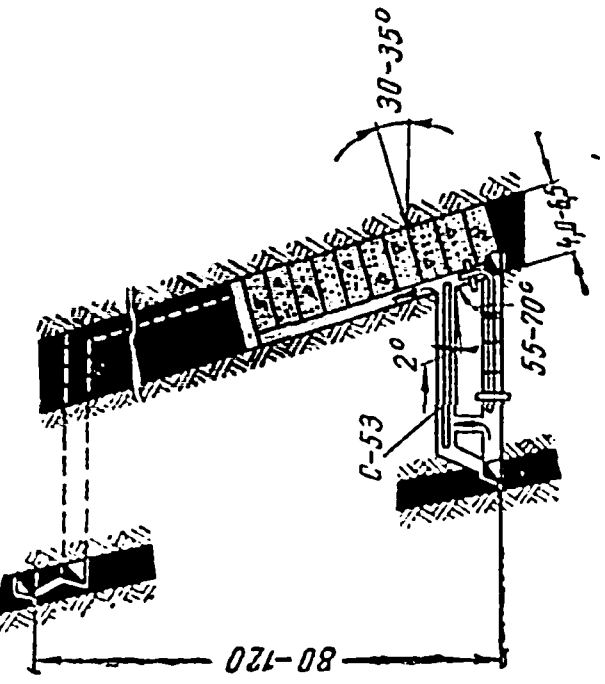
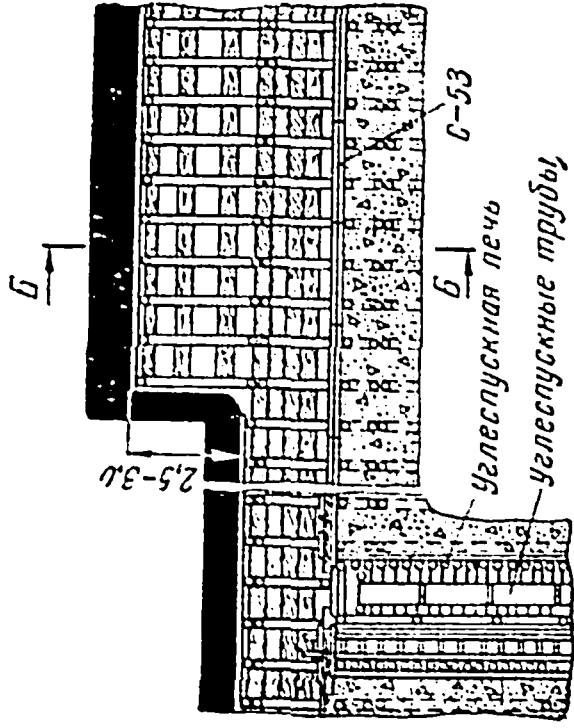


Схема очистного забоя



Планограмма работ

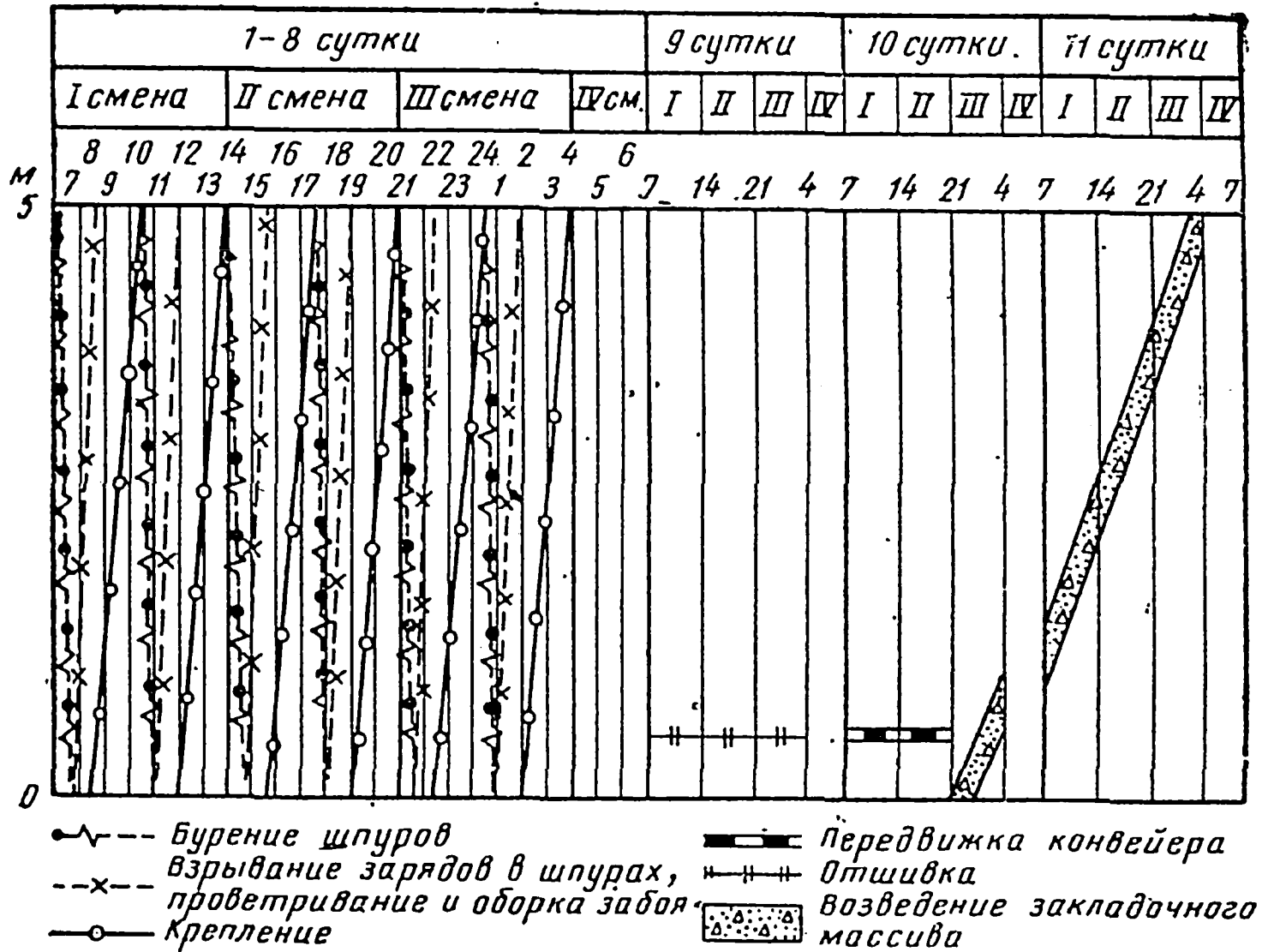


Рис. 40. Типовая технологическая схема (к примеру 66)

§ 16. Выбор способа защиты подготовительных выработок, проводимых по полезному ископаемому

Общепринятых расчетных формул для определения размеров предохранительных целиков угля, оставляемых около подготовительных выработок, не существуют. Эти размеры устанавливаются на основе опыта соседних шахт, разрабатывающих данные пласты в аналогичных горнотехнических условиях, или на основе опыта проектировщика с последующим уточнением по мере накопления опыта работы на данной шахте.

На выбор размеров предохранительных целиков влияет много различных факторов (природных, технических, экономических и даже организационных), степень влияния каждого из которых невозможно оценить даже приблизительно. Этим и объясняются широкие пределы колебания рекомендуемых ниже ориентировочных размеров предохранительных целиков (табл. 33 и ниже в тексте).

Для пластов мощностью более 3,5 м трудно указать даже на ориентировочные размеры предохранительных целиков, так как при большой мощности пологих и наклонных пластов становится реальной разработка слоями с обрушением и нередко полевая подготовка, а на крутых пластах появляется еще необходимость разработки с закладкой. В таких случаях проектируют новые технологические схемы разработки, соответствующие новым системам разработки, способам управления горным давлением и полевой

Падение пласта	Размер целика по падению, м				
	над отка- точным штреком	под вентиляционным штреком при схеме проветривания			
		центральной при порядке отработки		фланговой при по- рядке отработки	
		прямом	обратном	прямом	обратном
Пологое	5—18	5—12	0	0	5—12
Наклонное	4—12	4—10	0	0	4—10
Крутое	3—10	3—6	0	0	3—6

П р и м е ч а н и е. Данные таблицы относятся к пластам мощностью только до 3,5 м.

подготовке. На новых технологических схемах и размеры предохранительных целиков будут другими, как показывает практика, значительно меньшими по сравнению с размерами целиков соответствующих выработок при разработке пластов тонких и средней мощности. Во всех этих случаях размеры целиков надо принимать по типовым технологическим схемам.

Размеры предохранительных целиков, оставляемых около промежуточных (подэтажных, подъярусных) штреков и просеков, должны быть меньше, чем размеры целиков около откаточных штреков, так как и протяженность, и срок службы их меньше, чем у откаточных или вентиляционных штреков. Технический прогресс позволяет достигать больших скоростей подвигания очистных работ, что приводит к сокращению срока службы подготовительных выработок, а это обстоятельство обуславливает тенденцию к уменьшению размеров предохранительных целиков.

Ширину целика между главными откаточным и вентиляционным штреками при панельном способе подготовки принимают обычно в пределах 30—35 м.

Ширину целика между наклонными выработками рекомендуется принимать ориентировочно в пределах:

между участковым (промежуточным) бремсбергом и ходком — 10—15 м;

между панельным бремсбергом (уклоном) и ходком — 15—20 м;

между капитальным бремсбергом (уклоном) и ходком — 20—25 м;

между наклонным стволом и ходком — 25—30 м;

между наклонным стволом, капитальным или панельным бремсбергом (уклоном) или ходком и разрезной печью — 20—30 м.

При разработке пластов мощностью до 1,3 м, а в отдельных случаях до 1,5 м предохранительные угольные целики, главным образом

околоштрековые, могут быть заменены бутовыми полосами, возводимыми из пород, получаемых от подрывки или почвы, или кровли, или и почвы и кровли пласта одновременно, по которому проводится данная выработка.

Если порода от подрывки окажется недостаточной для возведения бутовой полосы необходимой ширины, то недостающее количество породы получают путем проведения специального бутового штрека.

Для уменьшения потерь угля в предохранительных целиках практикуется комбинация целика угля и бутовой полосы. В большинстве случаев жесткость бутовой полосы повышают путем оставления в ней деревянных костров, полых железобетонных или бетонных цилиндров, наполненных породой. Обычно ширина бутовой полосы примерно равна ширине предохранительного целика угля по падению, но не более 12—13 м. Наконец, практикуется замена целиков угля специальными железобетонными тумбами.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДЛИНЫ ЛИНИИ
ДЕЙСТВУЮЩИХ ЗАБОЕВ,
ВЫСОТЫ ЭТАЖА И ЯРУСА

§ 17. Пологие и наклонные пласты тонкие
и средней мощности

Длина линии действующих очистных забоев на каждом из одновременно разрабатываемых пластов определяется по формуле

$$l_d = \frac{AK_{оч}}{v_r \sum p_{вс} c_o k_o} = \frac{AK_{оч}}{v_r \sum p c_o} \text{ м.} \quad (V.1)$$

Если шахта разрабатывает только один пласт или в группу одновременно разрабатываемых пластов свиты входит только один пласт, то формула имеет вид

$$l_d = \frac{AK_{оч}}{v_r p c_o} \text{ м,} \quad (V.2)$$

где A — годовая проектная мощность шахты, т;

$K_{оч}$ — коэффициент, учитывающий добычу из очистных забоев.

При проведении подготовительных выработок узким забоем $K_{оч} = 1$, широким забоем $K_{оч} = 0,9 \div 0,96$; во всех случаях, за исключением разработки мощных пластов, допустимо принимать $K_{оч} = 1$, так как относительно меньшую добычу из подготовительных забоев рассматриваем как резервную, компенсирующую в какой-то мере потери добычи из-за непредвиденных простоев в работе лав;

$p_{в}$ — суммарная производительность всех рабочих пластов свиты, подлежащих вскрытию и разработке данной шахтой, т/м²;

c_o — коэффициент извлечения отбитого угля (обычно $c_o = 0,98$);

k_o — коэффициент одновременности разработки пластов свиты,

равный отношению $k_o = \frac{\sum p}{\sum p_{в}}$, откуда

$$\sum p = \sum p_{в} k_o; \quad (V.3)$$

p — производительность одного пласта, т/м²;

$\sum p$ — суммарная производительность пластов, разрабатываемых одновременно, т/м²;

v_r — годовое подвигание очистных забоев по простиранию, оно определяется из выражения

$$v_r = N v_c k_r = N n_{ц} r k_r. \quad (V.4)$$

Здесь N — число рабочих дней очистных забоев шахты в год (во всех случаях при двух общих выходных днях $N = 260$ дней);

v_c — среднесуточное подвигание очистных забоев по простиранию, м;

k_r — коэффициент, учитывающий горно-геологические условия (обычно $k_r = 0,85 \div 0,95$).

Если подвигание очистного забоя осуществляется по падению (восстанию), то величину этого подвигания надо привести к величине подвигания по простиранию по формулам (IV.30), (IV.38), (IV.40), (IV.41), (IV.48), (IV.51), (IV.53), соответствующим различным способам выемки пластов.

При многоциклической организации работ в очистном забое среднесуточное подвигание находят по формуле

$$v_c = n_{ц} r, \quad (V.5)$$

где $n_{ц}$ — число циклов (число вынимаемых полос угля по всей длине лавы) в сутки, м;

r — подвигание очистного забоя за цикл, м.

Если шахта разрабатывает не один пласт, а одновременно несколько пластов и годовое подвигание очистных забоев по пластам неодинаково, то берется средневзвешенное значение подвигания по формуле

$$v_r = \frac{v_{1r} m_1 + v_{2r} m_2 + \dots + v_{nr} m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (V.6)$$

где m_1, m_2, \dots, m_n — мощности одновременно разрабатываемых пластов, м;

$v_{1r}, v_{2r}, \dots, v_{nr}$ — годовое подвигание очистных забоев по каждому пласту.

Одновременная разработка всех пластов, подлежащих вскрытию и разработке данной шахтой, как правило, не рекомендуется, так как это экономически крайне невыгодно. На это идут лишь тогда, когда убедились, что только одновременная разработка всех пластов обеспечивает заданную годовую мощность шахты. Во всех других случаях пласты, подлежащие вскрытию и разработке данной шахтой, делят на группы; причем пласты, входящие в группу, разрабатываются одновременно, а группы — последовательно. В группу может входить один, два пласта и более, но при разработке пологих и наклонных пластов рекомендуется, как правило, не более двух.

При делении пластов на группы исходят из условия, чтобы сумма производительностей (или мощностей) пластов, входящих в группу, оставалась бы практически одинаковой при одинаковой скорости подвигания очистных забоев в каждой группе пластов.

Суммарная длина действующей линии очистных забоев по шахте

$$l_{д. ш} = l_{д} n_{о. р}, \quad (V.7)$$

где $n_{о. р}$ — число одновременно разрабатываемых пластов.

Далее определяют длину лавы (методика и примеры по определению длины лавы приведены в главе IV) по факторам и окончательно принимают по возможности в пределах ее оптимального значения. Затем вычисляют число лав на пласте по формуле

$$n_{л} = \frac{l_{д}}{l}. \quad (V.8)$$

Общее число лав по шахте

$$n_{л. ш} = n_{л} n_{о. р}. \quad (V.9)$$

Найдя таким образом число лав на пласте и общее число лав по шахте, приступают к размещению их в пределах этажа (панели) каждого одновременно разрабатываемого пласта.

Для достижения высокой концентрации горных работ в шахте размещение лав должно быть компактным, а для этого под размещение расчетного числа лав должно быть отведено наименьшее число выемочных полей или панелей с полным использованием вместимости последних, которая допускается по условиям безопасности, вентиляции, транспорта и т. д.

Наклонную высоту (длину) этажа (яруса) по условиям размещения лав, у которых линия забоя располагается по линии или почти по линии падения, находят по формуле

$$h_{э} = h_{я} = nl + \sum h_{шт} + \sum h_{ц} \text{ м}, \quad (V.10)$$

где n — число лав в этаже (ярусе), расположенных в линию по падению, друг под другом (рекомендуется не более двух-трех);

l — длина лавы, включая суммарную длину ниш, м;

$\sum h_{шт}$ — суммарная ширина штреков и просеков в этаже (ярусе), м;

$\sum h_{ц}$ — суммарная ширина по падению предохранительных целиков, оставляемых около штреков и просеков, а также межлавных целиков, оставляемых при обособленном проветривании лав, м.

Выбор способа подготовки в значительной степени зависит от размеров шахтного поля, угла падения и средств транспорта, которые отличаются большим разнообразием. Выбор этот обосновывается обычно технико-экономическим сравнением вариантов или ссылкой на соответствующие исследования, выполненные ранее. Ниже приводятся ориентировочно рекомендуемые параметры.

Оптимальная наклонная высота (длина) этажа находится в пределах: при пологом падении и выемке длинными столбами по простиранию 500—700 м; при выемке длинными столбами по восстанию и при угле падения до 10—11° и по падению при угле падения 5—6° — 800—1200 м; при наклонном падении — 340—400 м.

Разработка этажа длинными столбами по восстанию (падению) в определенных условиях, по данным практики, оказывается эффективной при выемке тонких пластов, а при разработке пластов средней мощности (например, при мощности более 1,3—1,4 м) ее эффективность по сравнению с разработкой длинными столбами по простиранию нуждается в подтверждении практикой в широком масштабе. Причем под эффективностью условимся понимать не только сравнительно меньшую себестоимость 1 т добытого угля, но и общую, включая пожарную, безопасность, наименьшие потери угля, лучшие условия вентиляции, наибольшую полноту и удобство использования машин, механизмов и т. д.

Оптимальная длина крыла выемочного поля (панели) для лав, оборудованных механизированными комплексами, 800—1200 м; для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами или стругами с индивидуальной крепью, 650—900 м; для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами, 400—850 м. Во всяком случае желательно, чтобы длина крыла была не меньше величины годового подвигания очистного забоя.

Этажный способ подготовки при пологом падении и разработке тонких пластов (типа донецких) применяют при размере шахтного поля по простиранию до 4 км, а при разработке пластов средней мощности (типа карагандинских) — до 4,5—5 км.

Панельный способ подготовки применяется при пологом падении и размере шахтного поля по простиранию более 4 км при разработке тонких пластов и более 4,5—5 км при разработке пластов средней мощности. Длину панели по восстанию (падению) принимают в пределах 900—1200 м.

Пример 67. Шахтой с годовой проектной мощностью $A = 1\ 300\ 000$ т вскрыто пологое месторождение, состоящее из трех пластов: верхний пласт $m_1 = 1,8$ м, средний $m_2 = 0,9$ м и нижний $m_3 = 1$ м. Добычу из забоев подготовительных выработок считаем резервом для компенсации потерь добычи по шахте в случае непредвиденной кратковременной остановки какой-либо из лав, а поэтому коэффициент $K_{оч} = 1$; принимаем механизированный добычный комплекс КМ-87Д с шириной захвата комбайна $r = 0,63$ м; число вынимаемых полос угля (циклов) в сутки $n_{ц} = 5$; $k_r = 0,9$; $c_o = 0,98$; $\gamma = 1,3$ т/м³. Шахта относится к III категории по газу; число рабочих дней в году $N = 260$. Продолжительность рабочей смены $T_{см} = 7$ ч, число добычных смен $n_{см} = 3$; длина шахтного поля по простиранию $S = 5100$ м; угол падения пласта $\alpha = 8^\circ$.

Требуется: определить длину линии действующих очистных забоев на один пласт и по шахте, число действующих очистных забоев, наклонную высоту этажа (яруса), разместить действующие лавы в этаже (ярусе), выбрать параметры способа подготовки.

Решение. 1. Для достижения высокой концентрации горных работ пласты будем разрабатывать группами последовательно. Для этого пласты делим на две группы: в первой группе всего один пласт мощностью 1,8 м и он является вышележащим, а поэтому будет

разрабатываться в первую очередь, во второй группе два пласта суммарной мощностью $0,9 + 1 = 1,9$ м. Так как суммарная мощность пластов в каждой группе практически одинакова, деление пластов на группы принято правильно, и коэффициент одновременности разработки пластов свиты находим по формуле (V.3)

$$k_o = \frac{1,3 \cdot 1,8}{1,35 (1,8 + 0,9 + 1)} = 0,5.$$

2. Годовое подвигание очистных работ находим по формуле (V.4)

$$v_r = 260 \cdot 5 \cdot 0,63 \cdot 0,9 = 737 \text{ м.}$$

3. Длину линии действующих очистных забоев на пласте подсчитываем по формуле (V.1)

$$l_d = \frac{1\,300\,000 \cdot 1}{737 \cdot 1,3 (1,8 + 0,9 + 1) \cdot 0,98 \cdot 0,5} = 752 \text{ м.}$$

4. Длину лавы определяем сначала по формуле (IV.10)

$$l = \frac{1260 \cdot 2,65 \cdot 0,45}{5 \cdot 0,63 \cdot 1,8 \cdot 1,3} + 8 = 212 \text{ м.}$$

Для определения длины лавы по условиям вентиляции по формуле (IV.13) необходимо иметь следующие дополнительные исходные данные:

$$q_l = 14 \text{ м}^3/\text{т}; \quad \varepsilon_1 = \varepsilon_2 = 0,5; \quad c_1 = 0; \quad c_2 = 0,6.$$

Предварительно вычислим по формуле (IV.14)

$$K = 0,45 [(1 - 0,45) 0,5 + 1] = 0,574.$$

Теперь находим длину лавы по формуле (IV.13)

$$l = \frac{864 \cdot 4 \cdot 3,15 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,45}{5 \cdot 0,63 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,574 \cdot 14 (1 - 0,5 \cdot 0 - 0,5 \cdot 0,6)} = 208 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем длину лавы $l = 188$ м, так как в этом случае получаем целое число лав.

5. Число лав на пласте по формуле (V.8) составит

$$n_l = \frac{752}{188} = 4.$$

В период разработки пластов второй группы число лав по шахте по формуле (V.9) равно

$$n_{л. ш} = 4 \cdot 2 = 8.$$

6. Заданная длина шахтного поля по простиранию составляет 5,1 км (что больше того значения, при котором можно было бы применять этажный способ подготовки), а падение весьма пологое ($\alpha = 8^\circ$), поэтому в данном случае целесообразно применять панельный способ подготовки.

Длину шахтного поля по падению ориентировочно определяем по формуле (III.3)

$$H = \frac{5100}{\frac{8}{7,8} + 1} = 2478 \text{ м.}$$

Размер по падению бремсбергового и уклонного полей шахты при панельной подготовке пусть будет одинаков (хотя желательно, чтобы длина бремсбергового поля превышала длину уклонного на длину целого числа ярусов). Следовательно, в данном случае этот размер будет $2478 : 2 = 1239$ м, что соответствует нормам проектирования.

Число панелей как в бремсберговом, так и в уклонном поле шахты должно быть целым числом и по возможности одинаковой длины по простиранию.

Для уменьшения протяженности наклонных выработок по шахте (панельных бремсбергов, уклонов, ходков, разрезных печей и др.), повышения концентрации горных работ в шахте и уменьшения потерь угля в предохранительных целиках около наклонных выработок панели принимаем двусторонними с длиной по простиранию, находящейся в пределах оптимального ее значения, т. е. $L = 2550$ м.

Следовательно, число панелей в бремсберговом (уклонном) поле будет $5100 : 2550 = 2$, а всего на пласте $2 + 2 = 4$.

При мощности пласта 1,8 м целесообразно принять обратный порядок отработки ярусов, т. е. от границ панели к панельному бремсбергу (уклону). В этом случае целик угля под ярусным вентиляционным штреком не оставляется. Так как шахта относится к III категории по метану, то для обеспечения обособленного проветривания лав оставляется межлавный целик шириной 7 м. Кроме того, оставляется целик над ярусным откаточным штреком шириной 10 м.

В пределах яруса имеем следующие штреки и просеки: промежуточный штрек, обслуживающий верхнюю лаву (столб), затем просек, отделяющий межлавный целик угля от нижней лавы, дальше просек, отделяющий нижнюю лаву от целика над ярусным откаточным штреком, и, наконец, ярусный откаточный штрек.

С учетом вышеприведенных параметров и конструктивных элементов яруса находим его наклонную длину по формуле (V.10)

$$h_{я} = 2 \cdot 188 + (2,6 + 2 + 2,4 + 3) + (7 + 10) = 403 \text{ м.}$$

Так как ярус двусторонний, все четыре лавы размещают в одном ярусе (по две лавы на каждом крыле яруса), и суточная добыча из них равна суточной добыче шахты, т. е. $1\,300\,000 : 260 = 5000$ т.

Таким образом, крылья шахты при выемке верхнего пласта будут отрабатываться последовательно.

7. Определим число ярусов в панели. Из длины шахтного поля по восстанию, равной 1239 м, 30 м составляют ширину целика между

главным откаточным и главным вентиляционным штреками. Следовательно, число ярусов в панели

$$n_{я} = \frac{1239 - 30}{403} = 3.$$

При разработке пластов второй группы суммарной мощностью $0,9 + 1 = 1,9$ м одновременно будут работать, как подсчитано выше, 8 лав, по 4 в каждом пласте. Последовательность отработки крыльев шахты сохраняется.

Пример 68. Определить среднегодовое подвигание линии очистных забоев по шахте, если известно, что годовое подвигание линии очистных забоев составляет по пласту: $m_1 = 1,2$ м, $v_{1г} = 700$ м; $m_2 = 3$ м, $v_{2г} = 500$ м и $m_3 = 2,5$ м, $v_{3г} = 600$ м.

Решение. Среднегодовое подвигание линии очистных забоев по шахте находим по формуле (V.6)

$$v_{г} = \frac{700 \cdot 1,2 + 500 \cdot 3 + 600 \cdot 2,5}{1,2 + 3 + 2,5} = 572 \text{ м.}$$

§ 18. Пологие и наклонные мощные пласты

Пологие и наклонные мощные пласты, как указывалось в § 14, принято разрабатывать наклонными слоями с применением современных механизированных добычных комплексов. Способ подготовки, как правило, только этажный, а порядок отработки шахтного поля (этажа) — обратный, т. е. от границ шахтного поля к стволу.

При полевой подготовке порядок отработки может быть и прямым (частично или полностью). Следует отметить, что на участках с мощными пологими и наклонными пластами размер шахтного поля по простиранию очень редко превышает 5 км, а чаще он не достигает и 5 км. Объясняется это тем, что на сравнительно небольшой площади с мощными пластами залегают огромные запасы, достаточные для заложения на части этой площади особо крупной по мощности шахты с относительно малыми размерами поля.

При разработке пласта наклонными слоями с обрушением выгодно (во всех отношениях) работать системой «лава — этаж» с максимально возможной длиной лавы. Так как давление на крепь со стороны обрушенных пород меньше и статично, то длина механизированной крепи облегченной конструкции в перспективе может достигать 300 м и более.

Кроме того, система разработки «лава — этаж» (по сравнению с делением этажа на подэтажи) проста по конструкции (что очень важно, особенно при многослойной выемке), обеспечивает минимум потерь угля (отсутствуют предохранительные целики около слоевых промежуточных штреков и просеков), а следовательно, обеспечивает пожарную безопасность и упрощает управление кровлей, механизацию и организацию производства и труда в лаве.

Что касается параметров и конструктивных элементов этажа, методики их выбора и расчетных формул, то они те же, что и для пластов, рассмотренных в § 17.

Специфика разработки мощных пластов наклонными слоями с обрушением делает необходимым принять следующий порядок и последовательность установления годовой мощности и других параметров шахты:

1. Деление мощного пласта (пластов) на наклонные слои и определение длины лавы верхнего слоя по решающим факторам и окончательный выбор ее. Длина лавы в нижних (вынимаемых под обрушенными породами) слоях будет равна длине лавы верхнего слоя (см. § 14).

2. Технологическое обоснование необходимого числа одновременно разрабатываемых слоев и подсчет годовой добычи по шахте.

3. Срок службы шахты по НТП, определение промышленных и балансовых запасов и размеров шахтного поля.

4. Определение наклонной высоты этажа и числа этажей в шахтном поле.

Изложенный метод установления годовой добычи и других параметров шахты в целом может быть назван «методом от забоя».

Пример 69. Пласт сложного строения с углом падения $\alpha = 10^\circ$ имеет общую мощность $m = 5,4$ м и полезную $m_n = 4,7$ м. Пласт разделен углепородными толщами на 3 наклонных слоя: мощность верхнего (первого) слоя $m_1 = 1,6$ м, углепородная толща между первым и вторым слоями $0,3$ м; мощность второго слоя $m_2 = 1,5$ м, углепородная толща между вторым и третьим слоями $0,4$ м и мощность третьего слоя $m_3 = 1,6$ м. Ширина захвата комбайна $r = 0,63$ м; $n_{\text{ц}} = 5$, $k_{\text{оч}} = 0,94$; $\gamma = 1,3$ т/м³. Шахта относится к III категории по газу, которой соответствует норма воздуха $q = 1,5$ м³/т; $N = 260$ дней. Требуется определить наклонную длину (высоту) этажа и число этажей в шахтном поле.

Решение. 1. Длина лавы верхнего слоя при применении механизированного комплекса типа КМ-87Д определяется по формуле (IV.1)

$$l = \frac{[(420 - 15 - 5) 3 - 20 \cdot 5] 0,9}{\left(\frac{1}{2} + 1 \cdot 0,63 \cdot 1,6 \cdot 0,01 + 0,2\right) 5} + 8 = 287 \text{ м.}$$

Длина лавы по второму и третьему слоям будет такая же. Длину лавы по условиям вентиляции находим по формуле (IV.11)

$$l = \frac{60 \cdot 4 \cdot 3,1 \cdot 1,6 \cdot 0,8 \cdot 1,25}{5 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot 1,6 \cdot 1,3 \cdot 0,98 \cdot 0,5} = 250 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем длину лавы $l = 250$ м.

2. Подсчитываем годовую добычу шахты с одного крыла этажа при одновременной выемке всех трех слоев с опережением между слоями в 10 дней по формуле

$$A = \frac{N l n_{\text{ц}} r m_n \gamma c_0}{k_{\text{оч}}} = \frac{260 \cdot 250 \cdot 5 \cdot 0,63 \cdot 4,7 \cdot 1,3 \cdot 0,98}{0,94} = 1\,300\,000 \text{ т.}$$

Определяем сечение откаточного штрека в свету, способное пропустить потребное количество воздуха на крыле этажа, объединив формулы (II.1) и (II.2) в одну:

$$S_{св} = \frac{Aqz_1}{N60v_d} = \frac{1\,300\,000 \cdot 1,5 \cdot 1,2}{260 \cdot 60 \cdot 8} = 19 \text{ м}^2,$$

где z_1 — коэффициент запаса воздуха, идущего на крыло этажа. Значение коэффициента ориентировочно принимается равным 1,2.

Проведение полевого откаточного штрека такого большого сечения (19 м^2) считаем в данном случае экономически не выгодным. Поэтому целесообразно, чтобы шахта, имея добычу 1,3 млн. т в год, разрабатывала одновременно оба крыла. При этом в первый период на одном крыле этажа будет разрабатываться только верхний слой, а на другом — верхний и второй слои. Во второй период на одном крыле этажа будет выниматься нижний слой, а на другом — второй и нижний слои. Суммарная мощность одновременно вынимаемых слоев как в первый период, так и во второй остается одинаковой и равна 4,7 м.

3. Согласно НТП при $A = 1,3$ млн. т расчетный срок службы шахты можно принять $T_p = 40$ лет. Балансовые запасы шахтного поля находим по формуле (III.13)

$$Z_6 = \frac{1\,300\,000 \cdot 40}{0,9} = 58 \text{ млн. т.}$$

Площадь шахтного поля определяем по формуле (III.1)

$$SH = \frac{58\,000\,000}{4,7 \cdot 1,3} = 9\,500\,000 \text{ м}^2.$$

Пользуясь формулой (III.4), находим

$$H = \sqrt{\frac{9\,500\,000}{\frac{10}{7,8} + 1}} = 2042 \approx 2100 \text{ м}$$

и

$$S = \frac{9\,500\,000}{2100} = 4520 \text{ м.}$$

4. Длина крыла шахты $4520 : 2 = 2260$ м. Этаж на выемочные поля не делим. Этажные откаточные и вентиляционные штреки проходим полевыми. Порядок отработки этажа — обратный. Исходя из этих предпосылок, находим наклонную высоту (длину) этажа по формуле (V.10)

$$h_3 = 1 \cdot 250 + 3 + 9 = 262 \text{ м,}$$

где 3 — ширина конвейерного штрека, по которому уголь из лав доставляется на полевой штрек через квершлагги или скаты;

9 — ориентировочная суммарная ширина предохранительных целиков, оставляемых около слоевых штреков откаточного и вентиляционного горизонтов этажа.

Число этажей в шахтном поле равно $n_3 = \frac{2100}{262} = 8$.

§ 19. Крутые пласты

При крутом падении, в отличие от пологого и наклонного, сначала задаются высотой этажа (наклонной или вертикальной), а затем устанавливают годовую добычу шахты в зависимости от применяемых систем разработки, числа очистных забоев и т. д.

В зависимости от угла падения пласта наклонную высоту этажа НТП рекомендуют принимать ориентировочно в следующих пределах: 145—155 м при $45^\circ < \alpha < 55^\circ$; 125—135 м при $\alpha > 55^\circ$. Вертикальная высота этажа во всех случаях должна быть не менее 100—120 м. Кроме того, НТП при крутом падении рекомендуют технико-экономическое сравнение варианта одноэтажной отработки с вариантом отработки этажами (с делением на 2 подэтажа) при вертикальной высоте этажа не менее 200—250 м.

Существует также эмпирическая формула Г. И. Гойхмана для определения ориентировочного значения вертикальной высоты этажа

$$h_{э.в} = 0,018\alpha^2 - 3,2\alpha + 260 \text{ м.} \quad (\text{V.11})$$

Между наклонной $h_э$ и вертикальной $h_{э.в}$ высотами этажа существуют следующие зависимости:

$$h_э = \frac{h_{э.в}}{\sin \alpha} \text{ м;} \quad (\text{V.12})$$

$$h_э = h + \sum h_{шт} + \sum h_{ц} \text{ м и} \\ h = h_э - \sum h_{шт} - \sum h_{ц} \text{ м,} \quad (\text{V.13})$$

где h — наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке.

При разработке тонких и средней мощности пластов в направлении по простиранию (линия очистного забоя располагается по падению пласта) наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, при наличии магазинного уступа может быть представлена суммой, состоящей из двух частей:

$$h = l_m + h_m,$$

где l_m — часть лавы, в которой очистная выемка производится при помощи комбайнов, стругов или отбойных молотков и длина которой может быть определена соответствующими формулами (IV.20)—(IV.22), приведенными в § 13;

h_m — высота магазинного уступа, определяемая по формулам (IV.23) и (IV.25). Если специальный магазинный уступ не предусматривается, то $h_m = 0$ и тогда $h = l_m$.

Вскрываемую шахтой свиту пластов делят на группы и пласты, входящие в группу, разрабатывают одновременно, а группы — последовательно. Принципы, которых следует придерживаться при этом делении, те же, что при разработке свиты пологих и наклонных пластов. Объем добычи с каждого из одновременно разрабатываемых пластов зависит, при прочих равных условиях, от применяемой

системы разработки и других параметров этажной подготовки крутых пластов.

Деление свиты тонких крутых пластов на последовательно разрабатываемые группы практически исключается, если мощность их мала (0,5—0,75 м), число ограничено, высота этажа небольшая и выемка производится в основном отбойными молотками. В этом случае, чтобы увеличить добычу по шахте, в одновременную разработку включают максимальное число пластов.

Тонкие и средней мощности пласты

Если очистные забои подвигаются по простиранию, то длина крыла выемочного поля берется в пределах 350—550 м. Следовательно, длину двустороннего (двукрылого) выемочного поля следует находить в пределах $2 (350 \div 550)$ м.

Годовая добыча шахты

$$A = 2n_{\text{в}}n_{\text{к}}h\nu_{\text{г}} \sum p_{\text{в}}k_{\text{о}}c_{\text{о}} \frac{1}{k_{\text{оч}}} \text{ т}, \quad (\text{V.14})$$

где 2 — число крыльев шахты;

$n_{\text{в}}$ — число выемочных полей на крыле шахты;

$n_{\text{к}}$ — число крыльев выемочного поля; оно может быть 1 или 2;

h — наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке; она определяется по формуле (V.13);

$\nu_{\text{г}}$ — среднегодовое подвигание очистных забоев, м; оно определяется по формуле (V.4) или (V.6).

Остальные обозначения прежние.

Если очистные забои подвигаются по падению (восстанию), то длина крыла выемочного поля берется в тех же пределах, что и при подвигании забоя по простиранию. Выемка столба по падению в данном случае имеет место, как известно, при применении механизированных комплексов типа АЩ, АНЩ и других, а также при самопередвигающихся щитовых перекрытиях типа арочных. Выемка по восстанию встречается редко и только при работе с полной закладкой.

Годовая добыча шахты подсчитывается по формуле

$$A = 2n_{\text{в}}n_{\text{к}}n_{\text{ст}}l_{\text{щ}}rn_{\text{ц}} \sum p_{\text{в}}k_{\text{о}}Nk_{\text{г}}c_{\text{п}}k_{\text{п}} \frac{1}{k_{\text{оч}}} \text{ т}, \quad (\text{V.15})$$

где $n_{\text{ст}}$ — число длинных столбов по падению на крыле выемочного поля, вынимаемых одновременно;

$l_{\text{щ}}$ — длина механизированного комплекса типа АЩ (ширина столба) по простиранию или длина щита арочного типа по простиранию, м;

r — шаг посадки (опускания) щитового перекрытия арочного типа или крепи АЩ, м;

$n_{\text{ц}}$ — число посадок (опусканий) за сутки;

c_1 — коэффициент извлечения подготовленных запасов столба, который учитывает не только потери отбитого угля, но и потери угля в пачках, оставляемых в кровле и почве пласта, так как ширина арочного щита несколько меньше мощности пласта; $c_1 = 0,92 \div 0,95$, а при применении крепи АЩ $c_1 = 0,95 \div 0,97$.

Коэффициент k_n , определяемый по формуле (IV.36), при применении крепи АЩ равен 1, так как в массиве столба угля под этой крепью нет никаких выработок; в этом случае, как и в предыдущем, принимаем $k_{оч} = 1$.

Подсчитав по формуле (IV.30) среднесуточное подвигание очистных работ в одном столбе, приведенное к простиранию v_c , находим среднегодовое приведенное к простиранию подвигание очистных работ на крыле шахтного поля по формуле

$$v'_r = v_c n_b n_k n_{ст} N k_r = \frac{ln_{ц} r n_b n_k n_{ст} N k_r}{h} \text{ м.} \quad (\text{V.16})$$

Годовую добычу шахты в этом случае (т. е. при известном значении v'_r) подсчитывают по формуле

$$A = 2 h v'_r \sum p_b k_o c_1 \frac{1}{k_{оч}} \text{ т.} \quad (\text{V.17})$$

Пример 70. Шахтой вскрыта свита пластов мощностью: $m_1 = 1$ м, $m_2 = 1,2$ м, $m_3 = 0,9$ м, $m_4 = 0,8$, $m_5 = 1,3$ м и $m_6 = 1$ м; угол падения $\alpha = 56^\circ$ и объемная масса $\gamma = 1,35$ т/м³. Для очистной выемки применяются механизированные комплексы с комбайном типа «Темп». Вертикальная высота этажа $h_{э.в} = 120$ м. Требуется определить годовую проектную мощность шахты.

Решение. 1. Чтобы обеспечить по возможности желательную концентрацию горных работ, пласты свиты делим на две группы одинаковой суммарной мощностью.

Суммарная мощность пластов первой группы $m_1 + m_2 + m_3 = 1 + 1,2 + 0,9 = 3,1$ м, то же второй группы $m_4 + m_5 + m_6 = 0,8 + 1,3 + 1 = 3,1$ м.

Пласты, входящие в группу, разрабатываются одновременно, а группы — последовательно.

Суммарная производительность одновременно разрабатываемых пластов

$$\begin{aligned} \sum p &= \gamma (m_1 + m_2 + m_3) = \gamma (m_4 + m_5 + m_6) = \\ &= 1,35 (1 + 1,2 + 0,9) = 4,19 \text{ т/м}^2. \end{aligned}$$

Суммарная производительность пластов свиты

$$\sum p_b = 4,19 + 4,19 = 8,38 \text{ т/м}^2.$$

Коэффициент одновременности разработки пластов свиты определяем по формуле (V.3)

$$k_o = \frac{4,19}{8,38} = 0,5.$$

2. Наклонную высоту этажа ориентировочно находим по формуле (V.12)

$$h_{\text{э}} = \frac{120}{\sin 56^\circ} = 145 \text{ м.}$$

3. Наклонную длину этажа, подлежащую очистной выемке, находим по формуле (V.13)

$$h = 145 - (3 + 4) - 5 = 133 \text{ м.}$$

4. Годовое подвигание очистных работ по простиранию по формуле (V.4)

$$v_r = 260 \cdot 4 \cdot 0,9 \cdot 0,9 = 840 \text{ м.}$$

5. Годовая проектная мощность шахты по формуле (V.14)

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 133 \cdot 840 \cdot 8,38 \cdot 0,5 \cdot 0,98 \cdot \frac{1}{1} = 1\,800\,000 \text{ т.}$$

Пример 71. Предполагается, что шахта будет одновременно разрабатывать два пласта мощностью $m_1 = 1,9$ м и $m_2 = 2,1$ м с углом падения $\alpha = 50^\circ$. Для выемки пластов будет применен механизированный комплекс АЩ с длиной крепи (ширина столба) $l = 52$ м; вертикальная высота этажа $h_{\text{э.в}} = 130$ м; $r = 0,8$ м; $n_{\text{ц}} = 8$; $\gamma = 1,35$ т/м³; $k_o = 1$; $k_{\text{оч}} = 1$; $k_{\text{п}} = 1$; $c_1 = 0,95$. Требуется определить годовую проектную мощность шахты.

Решение. 1. Наклонную высоту этажа определяем по формуле (V.12)

$$h_{\text{э.н}} = \frac{130}{\sin 50^\circ} = 170 \text{ м.}$$

По формуле (V.13) находим $h = 170 - 3,5 - 6,5 = 160$ м.

2. Годовая проектная мощность шахты по формуле (V.15)

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 52 \cdot 0,8 \cdot 8 \cdot 1,35 (1,9 + 2,1) \times \\ \times 1 \cdot 260 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 1 \cdot \frac{1}{1} = 1\,600\,000 \text{ т.}$$

3. Среднегодовое подвигание очистных работ на крыле шахты, приведенное к простиранию, по формуле (V.16)

$$v'_r = \frac{52 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 2,1 \cdot 260 \cdot 0,9}{160} = 975 \text{ м.}$$

4. Годовая добыча шахты по формуле (V.17)

$$A = 2 \cdot 160 \cdot 975 \cdot 5,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot \frac{1}{1} = 1\,600\,000 \text{ т.}$$

Поскольку по формулам (V.15) и (V.17) получили одну и ту же величину годовой добычи шахты расчеты выполнены правильно.

Пример 72. С помощью самопередвигающейся арочной крепи одновременно разрабатываются два пласта мощностью $m_1 = 1,9$ м

и $m_2 = 2,2$ м с углом падения $\alpha = 70^\circ$; $r = 0,9$ м; $n_{\text{ц}} = 3$; $\gamma = 1,35$ т/м³; $k_{\text{оч}} = 1$; $k_o = 1$; $c_1 = 0,95$; вертикальная высота этажа $h_{\text{э.в}} = 130$ м, длина щита по простиранию $l = 30$ м. Требуется определить годовую проектную мощность шахты при одновременной разработке двух пластов.

Решение. 1. Найдем значение коэффициента $k_{\text{п}}$ по формуле (IV.36)

$$k_{\text{п}} = 1 - \frac{5 \cdot 0,785 + 2 \cdot 1,13}{30 \cdot 2} = 0,9.$$

2. Наклонная высота этажа по формуле (V.12) $h_{\text{э}} = \frac{130}{\sin 70^\circ} = 138$ м

и по формуле (V.13) $h = 138 - 3 - 5 = 130$ м.

3. Годовая проектная мощность шахты по формуле (V.15)

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 30 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 1,35 (1,9 + 2,2) \cdot 1 \cdot 260 \times \\ \times 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot \frac{1}{1} = 720\,000 \text{ т.}$$

4. Среднегодовое подвигание очистных работ на крыле шахты, приведенное к простиранию, по формуле (V.16)

$$v_{\text{г}}' = \frac{30 \cdot 3 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 260 \cdot 0,9}{130} = 583 \text{ м.}$$

5. Годовая добыча шахты по формуле (V.17)

$$A = 2 \cdot 130 \cdot 583 \cdot 5,53 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot \frac{1}{1} = 720\,000 \text{ т.}$$

Мощные пласты

Выемка под щитовым перекрытием и под щитовыми и гибким перекрытиями. Длина крыла выемочного поля по простиранию при выемке столбов под щитовым перекрытием (бессекционным и секционным) берется в пределах 300—400 м при мощности пластов от 2,5 до 9 м, а при выемке под щитовым и гибким перекрытиями — 200—250 м при мощности пластов от 10 до 25 м (рис. 41). При этом число столбов, разрабатываемых под соответствующим перекрытием на крыле выемочного поля, должно быть целым числом и определяться по формуле

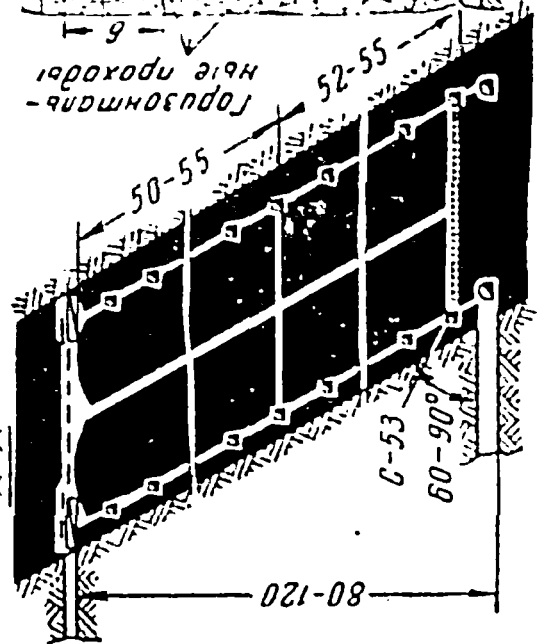
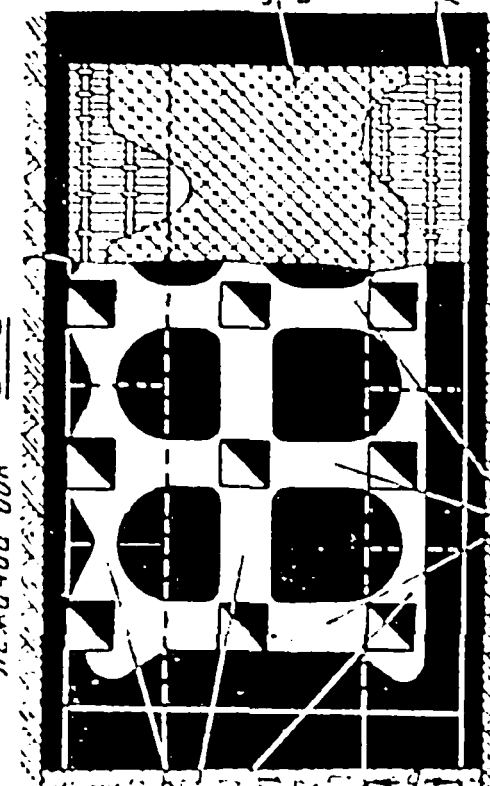
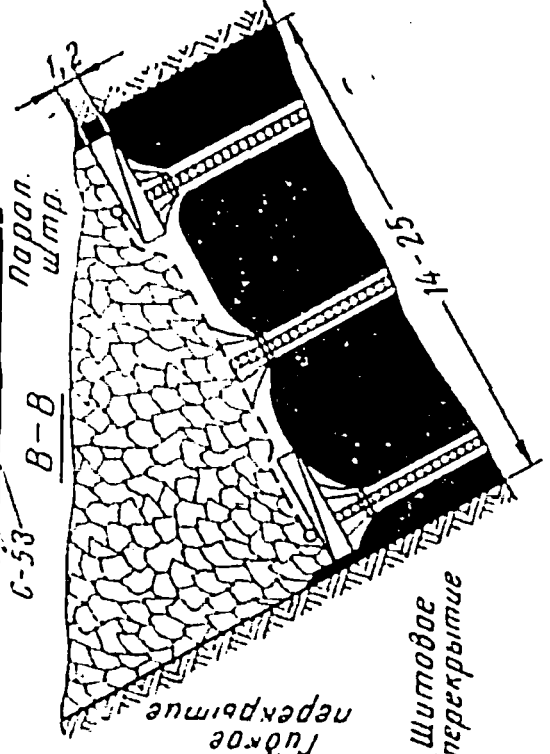
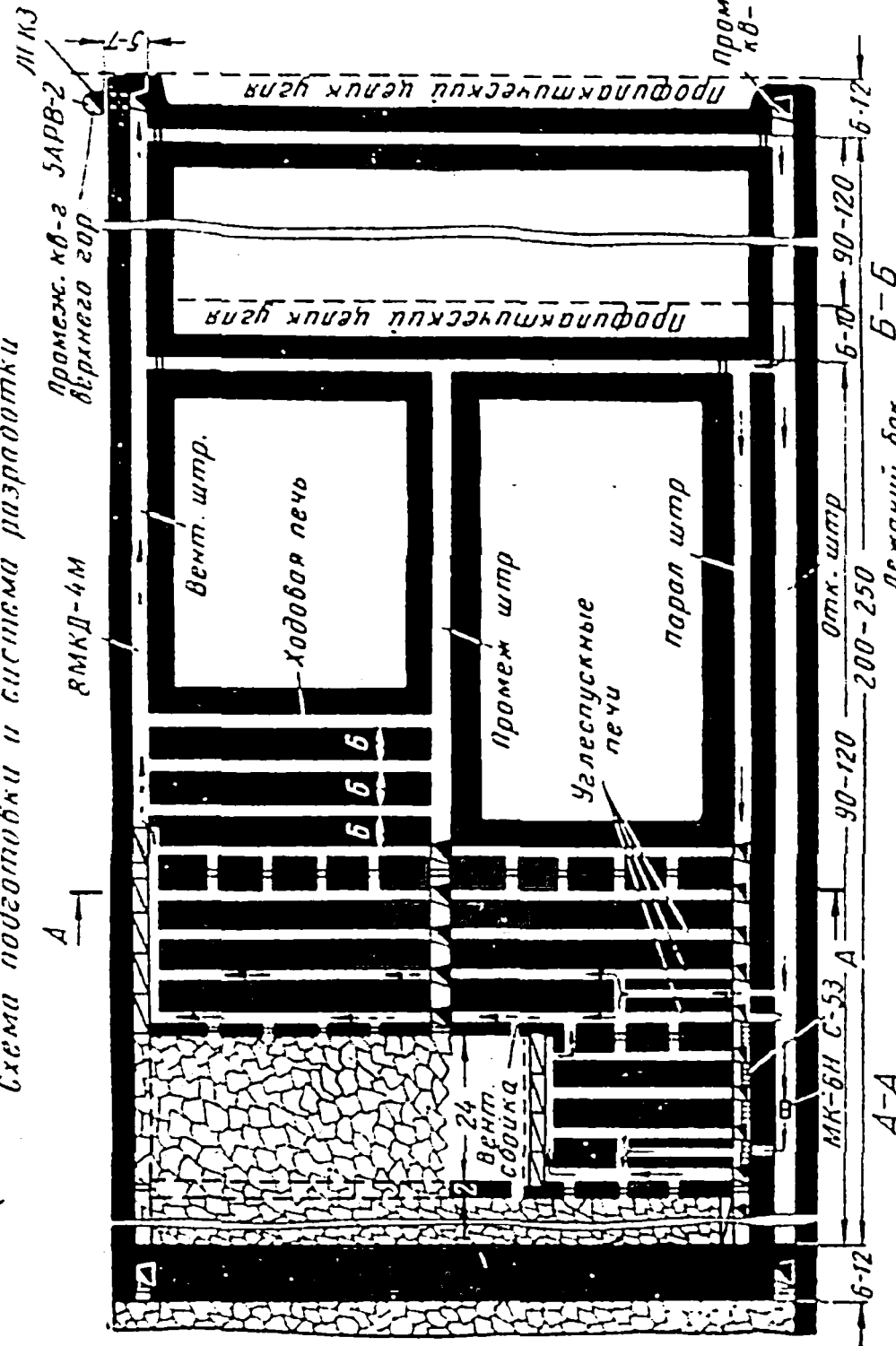
$$n_{\text{щ}} = \frac{x - b_{\text{ц}}}{l_{\text{щ}} + b}, \quad (\text{V.18})$$

где x — длина крыла выемочного поля по простиранию, м;

$b_{\text{ц}}$ — ширина целика угля, оставляемого около промежуточного квершлага, м ($b_{\text{ц}} = 6 \div 10$ м). Этот целик в зависимости от схемы расположения выемочных полей может быть использован как профилактический целик;

Схема подготовки и система разрядки

Схема очистного забоя



Поперечно-наклонные высячий бок

Шитовое перекрытие

Промеж. кв-2

МКЗ

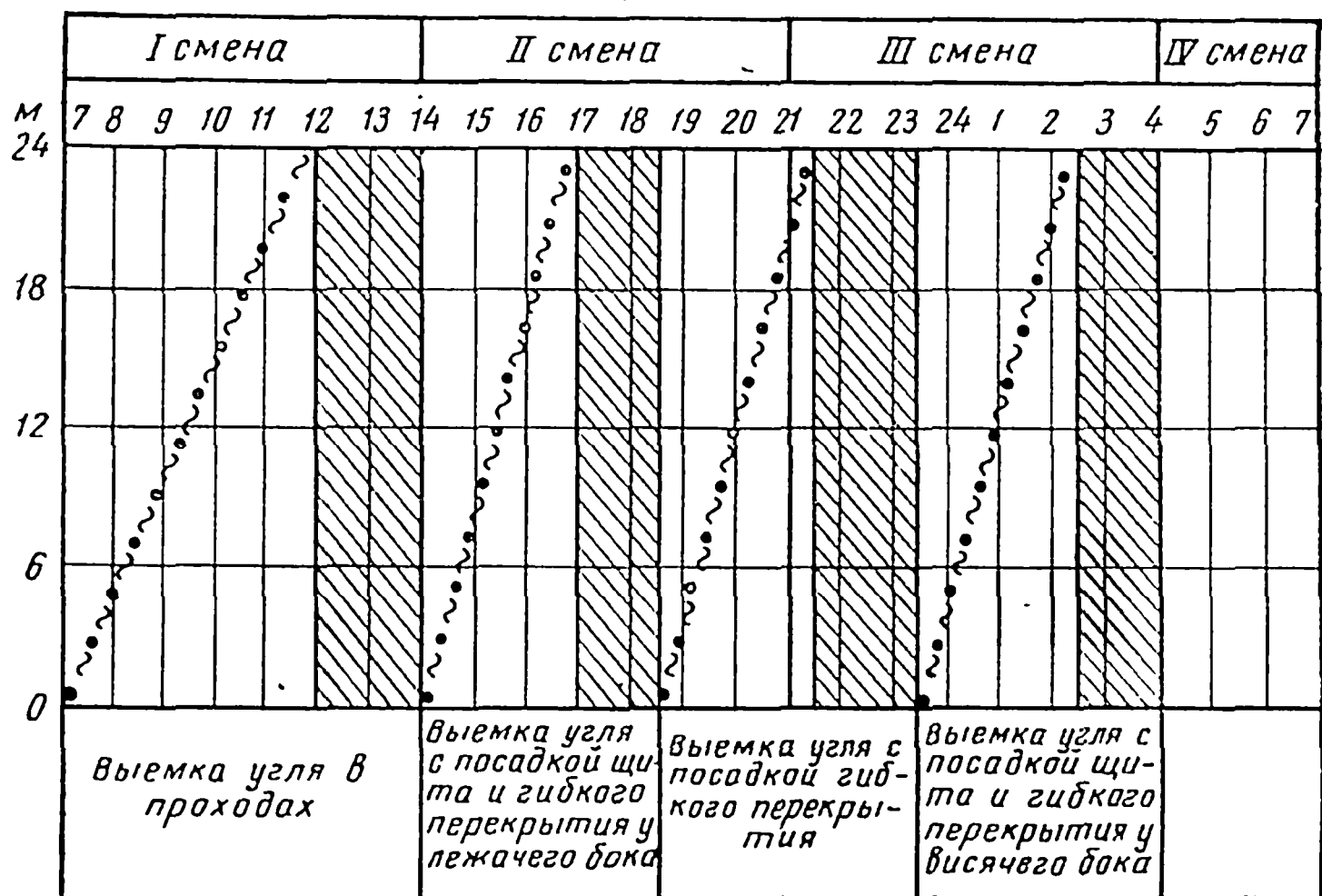
ВМКД-4М

А

Б

В

Планограмма работ




••••• Бурение, зарядание, взрывание, проветривание и оборка забоя,  выпуск угля

Рис. 41. Типовая технологическая схема выемки пласта под щитовым и гибким перекрытиями

$l_{щ}$ — длина щита (очистного забоя) по простиранию, м ($l_{щ} = 24, 30$ и 36 м, при применении щитов и гибкого перекрытия $l_{щ} = 24$ м);

b — ширина целика между соседними щитовыми столбами ($b = 2$ м).

Наклонная высота этажа определяется по формуле (V.12). Наклонная длина (высота) этажа, подлежащая очистной выемке, определяется по формуле

$$h = h_э - \frac{b_{шт}}{m} \sum h_{шт} - \sum h_{ц}, \quad (V.19)$$

где $b_{шт}$ — ширина штрека или просека, м.

Срок отработки столба и среднесуточное подвигание очистных работ в столбе, приведенное к простиранию, определяются соответственно по формулам (IV.37) и (IV.38).

Среднегодовое подвигание очистных работ на крыле шахты, приведенное к простиранию, находят по формуле (V.16). В этой формуле обозначения r и $n_{ц}$, принятые для тонких и средней мощности крутых пластов, соответствуют $r_{п}$ и $n_{п}$, принятых для мощных крутых пластов.

Годовую добычу шахты при подсчитанном по формуле (V.16); значения v'_r определяют по формуле

$$A = 2h v'_r \sum p_b k_o c_1 k_{п} \frac{1}{k_{оч}}. \quad (V.20)$$

Подсчет годовой добычи с пласта производится по формуле

$$A = 2n_b n_k n_{ст} A_c N k_r \frac{1}{k_{оч}}, \quad (V.21)$$

где A_c — среднесуточная добыча столба, определяемая по формуле (IV.35). Коэффициент $k_{оч} = 0,90 \div 0,96$.

Годовая добыча шахты находится как сумма годовой добычи с каждого мощного пласта, разрабатываемого одновременно, по формуле

$$A = A_{1п} + A_{2п} + \dots + A_{nп}, \quad (V.22)$$

где $A_{1п}, A_{2п}, \dots, A_{nп}$ — годовая добыча с каждого пласта.

Пример 73. Разрабатывается пласт мощностью $m = 6$ м с углом падения $\alpha = 70^\circ$ с применением секционного щитового перекрытия длиной по простиранию $l_{щ} = 30$ м. Вертикальная высота этажа $h_{э.в} = 130$ м; длина крыла выемочного поля $x = 390$ м. Требуется подсчитать годовую добычу шахты с пласта.

Решение. 1. Находим наклонную высоту этажа по формуле (V.12)

$$h_{э} = \frac{130}{\sin 70^\circ} = 138 \text{ м.}$$

2. Число щитовых столбов на крыле выемочного поля по формуле (V.18)

$$n_{щ} = \frac{390 - 6}{30 + 2} = 12.$$

3. Наклонную длину этажа, подлежащую очистной выемке, определяем по формуле (V.19)

$$h = 138 - \frac{3}{6} (3 + 2,5 + 2,5) - 10 = 124 \text{ м.}$$

4. Найдем коэффициент k_n по формуле (IV.36)

$$k_n = 1 - \frac{5 \cdot 1,2 + 2 \cdot 1,5}{168} = 0,94.$$

Здесь $S_{щ} = l (m - 0,4) = 30 (6 - 0,4) = 168 \text{ м}^2$.

5. Среднесуточная добыча столба по формуле (IV.35)

$$A_c = 30 \cdot 6 \cdot 1,35 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 0,91 \cdot 0,94 = 560 \text{ т.}$$

6. Годовая добыча шахты с пласта по формуле (V.21)

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 560 \cdot 260 \cdot 0,9 \cdot \frac{1}{0,94} = 1\,120\,000 \text{ т.}$$

7. Ту же годовую добычу с пласта можно определить и по формуле (V.20), вычислив для этого предварительно значение v_r по формуле (V.16):

$$v_r = \frac{30 \cdot 3 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 260 \cdot 0,9}{124} = 612 \text{ м.}$$

Тогда, подставив в формулу (V.20) значение v'_r , получим годовую добычу пласта

$$A = 2 \cdot 124 \cdot 612 \cdot 1,35 \cdot 6 \cdot 1 \cdot 0,91 \cdot 0,94 \frac{1}{0,94} = 1\,120\,000 \text{ т.}$$

Пример 74. Разрабатывается пласт мощностью $m = 20$ м с углом падения $\alpha = 70^\circ$ с применением щитовых и гибкого перекрытий длиной по простиранию $l_{щ} = 24$ м. Вертикальная высота этажа $h_{э.в} = 130$ м. Длину крыла выемочного поля принимаем $x = 225$ м. Требуется подсчитать годовую добычу шахты с данного пласта.

Решение. 1. Определим наклонную высоту этажа по формуле (V.12)

$$h_{э.н} = \frac{130}{\sin 70^\circ} = 138 \text{ м.}$$

2. Число щитовых столбов на крыле выемочного поля по формуле (V.18)

$$n_{щ} = \frac{225 - (6 + 10)}{24 + 2} = 8.$$

3. Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, по формуле (V.19)

$$h = 138 - \frac{3}{20} (3 + 2,5 + 2,5) - 12 = 125 \text{ м.}$$

4. Коэффициент $k_{п}$ по формуле (IV.37)

$$k_{п} = 1 - \frac{12 \cdot 1,2 + 2 \cdot 1,5}{456} = 0,962 \approx 0,96,$$

Здесь $S_{щ} = l(m - 1) = 24(20 - 1) = 456 \text{ м}^2$.

5. Среднесуточная добыча столба по формуле (IV.36)

$$A_c = 24 \cdot 20 \cdot 1,35 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot 0,96 = 686 \text{ т.}$$

6. Годовая добыча шахты с данного пласта по формуле (V.21)

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 686 \cdot 260 \cdot 0,9 \frac{1}{0,94} = 1\,370\,000 \text{ т.}$$

Выемка комбинированной системой с гибким металлическим перекрытием. Длина крыла выемочного поля по простиранию берется в пределах от 300 до 400 м. Каждое крыло выемочного поля делится на три части (участка), каждая шириной по простиранию 100—120 м. Между участками оставляют профилактический целик угля шириной 6—10 м. Если на данном участке крыла выемочного поля ведется выемка нижнего слоя под гибким перекрытием, то на соседнем участке производится выемка монтажного слоя.

Наклонную высоту этажа $h_{э}$ и наклонную длину этажа h , подлежащую очистной выемке, определяют соответственно по формулам (V.12) и (V.19).

Годовая добыча монтажного слоя

$$A_m = 2n_b n_k n_{ст} A_c N k_r \text{ т,} \quad (V.23)$$

где A_c — суточная добыча монтажного слоя на крыле шахтного поля, определяемая по формуле (IV.39).

Годовая добыча нижнего слоя

$$A_n = 2n_b n_k n_{ст} A_c N k_r \frac{1}{k_{оч}}, \quad (V.24)$$

где A_c — суточная добыча нижнего слоя, подсчитываемая по формуле (IV.42) при варианте выемки рабочими подэтажами и по формуле (IV.43) при варианте выемки столбами по падению.

Годовая добыча шахты с пласта представляет сумму добычи монтажного и нижнего слоев данного пласта:

$$A = A_m + A_n. \quad (V.25)$$

Пример 75. Комбинированной системой под гибким металлическим перекрытием разрабатывается пласт мощностью $m = 13$ м с углом падения $\alpha = 60^\circ$. Вертикальная высота этажа $h_{э.в} = 130$ м. Требуется определить возможную годовую добычу с пласта.

Решение. 1. Наклонная высота этажа по формуле (V.12)

$$h_э = \frac{130}{\sin 60^\circ} = 150 \text{ м.}$$

2. Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, по формуле (V.19)

$$h = 150 - \frac{3}{13} \sum 6 \cdot 2,5 - 11 = 135 \text{ м.}$$

3. Суточная добыча монтажного слоя по формуле (IV.39)

$$A_c = 3 \cdot 46 \cdot 1 \cdot 1,5 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 274 \text{ т.}$$

4. Годовая добыча монтажного слоя по формуле (V.23)

$$A_m = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 274 \cdot 260 \cdot 0,9 = 266\,000 \text{ т.}$$

5. Для выемки нижнего слоя применяем рабочие подэтажи с наклонной высотой подэтажа $h_p = 15$ м.

Найдем суточное подвигание забоев рабочих подэтажей по формуле (IV.40)

$$v_{пр} = \frac{1 \cdot 135}{2 \cdot 15} = 4,5 \text{ м.}$$

6. Среднесуточная добыча из нижнего слоя по формуле (IV.42)

$$A_c = 4,5 \cdot 2 \cdot 15 (13 - 1,5) 1,35 \cdot 0,98 = 2050 \text{ т.}$$

7. Годовая добыча из нижнего слоя по формуле (V.24)

$$A_n = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 2050 \cdot 260 \cdot 0,9 \frac{1}{0,95} = 2\,020\,000 \text{ т.}$$

8. Годовая добыча шахты с данного пласта по формуле (V.25)

$$A = 266\,000 + 2\,020\,000 = 2\,286\,000 \text{ т.}$$

Выемка мощного пласта подэтажной гидроотбойкой под гибким перекрытием. Длина крыла выемочного поля 200—250 м. Наклонная высота этажа определяется по формуле (V.12).

Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, определяется по формуле

$$h = h_{\text{э}} - \frac{n_{\text{шт}} b_{\text{шт}}}{m} \cdot \frac{h_{\text{э}} h_{\text{шт}}}{h_{\text{п}}}. \quad (\text{V.26})$$

Число подэтажей в этаже определяется по формуле

$$n_{\text{п.э}} = \frac{h_{\text{э}}}{h_{\text{п}}}. \quad (\text{V.27})$$

Годовая добыча шахты с данного пласта определяется по формуле

$$A = 2n_{\text{в}} n_{\text{к}} A_{\text{с}} N k_{\text{г}} \frac{1}{k_{\text{оч}}} \text{ т.} \quad (\text{V.28})$$

где $n_{\text{шт}}$ — число подэтажных штреков на каждом подэтаже (при мощности пласта до 8 м $n_{\text{шт}} = 1$, а при мощности ≥ 8 м $n_{\text{шт}} = 2$);

$h_{\text{п}}$ — наклонная высота подэтажа, включая высоту подэтажного штрека, м (обычно $h_{\text{п}} = 6$ м).

Среднесуточная добыча $A_{\text{с}}$ определяется по формуле (IV.44).

Число подэтажей в этаже $n_{\text{п.э}}$ должно быть целым, а при одновременной выемке двух подэтажей на крыле выемочного поля оно должно быть еще и четным числом.

Остальные обозначения прежние.

Пример 76. Пласт мощностью $m = 9$ м с углом падения $\alpha = 70^\circ$ вынимается подэтажной гидроотбойкой. Вертикальная высота этажа $h_{\text{э.в}} = 113$ м. Требуется определить годовую добычу шахты с данного пласта.

Решение. 1. Наклонная высота этажа по формуле (V.12)

$$h_{\text{э}} = \frac{113}{\sin 70^\circ} \approx 120 \text{ м.}$$

2. Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, по формуле (V.26)

$$h = 120 - \frac{2 \cdot 3}{9} \cdot \frac{120 \cdot 2,5}{6} = 87 \text{ м.}$$

3. Число подэтажей в этаже по формуле (V.27)

$$n_{\text{п.э}} = \frac{120}{6} = 20.$$

4. Среднесуточная добыча с крыла выемочного поля по формуле (IV.44)

$$A_{\text{с}} = 2 \cdot 4 \cdot 6 \cdot 5 \cdot 9 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 2860 \text{ т.}$$

5. Годовая добыча шахты с данного пласта, без учета небольшой добычи с монтажного слоя (она рассматривается как резерв), по формуле (V.28)

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 2860 \cdot 260 \cdot 0,9 \frac{1}{0,96} = 2,8 \text{ млн. т.}$$

Если одновременно будет разрабатываться только один подэтаж ($n_{\text{п}} = 1$), то годовая добыча уменьшится в 2 раза, т. е. $A = 1,4$ млн. т.

Выемка длинными столбами по восстанию с закладкой. Эту систему очистной выемки с помощью комбайна ПК-7 рекомендуют применять при мощности пласта 3—4 м и угле падения 60—90°.

Сведения о размерах выемочного участка, порядке ведения работ по выемке угля и закладке породой и другие приведены в § 15.

Наклонную высоту всего этажа и наклонную высоту этажа, подлежащую очистной выемке, находят соответственно по формулам (V.12) и (V.13).

Длину лавы, которую комбайн ПК-7 может отбить в сутки, определяют по формуле (IV.46). Суточную добычу выемочного участка подсчитывают по формуле (IV.47).

Годовая добыча с пласта определяется по формуле

$$A = 2n_{\text{в}}n_{\text{к}}A_{\text{с}}Nk_{\text{г}} \frac{1}{k_{\text{оч}}} \text{ т.} \quad (\text{V.29})$$

Пример 77. Подсчитать годовую добычу с пласта при следующих данных: $m = 4$ м; $\alpha = 70^\circ$; длина выемочного участка (общая длина лавы) $l = 400$ м; вертикальная высота этажа $h_{\text{э. в}} = 130$ м.

На выемке угля работает комбайн ПК-7 по односторонней схеме.

Решение. 1. Наклонная высота этажа по формуле (V.12)

$$h_{\text{э}} = \frac{130}{\sin 70^\circ} = 138 \text{ м.}$$

2. Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, по формуле (V.13)

$$h = 138 - 3,5 - 4,5 = 130 \text{ м.}$$

3. Длину лавы, по всей длине которой комбайн ПК-7 снимает полосу угля за сутки, определяем по формуле (IV.46)

$$l_{\text{с. к}} = \frac{1260 \cdot 1,18 \cdot 0,5 \cdot \sin 70^\circ}{1,35 \cdot 4 \cdot 1,3} = 100 \text{ м.}$$

4. Среднесуточная добыча выемочного поля по формуле (IV.47)

$$A_{\text{с}} = \frac{100 \cdot 1,35 \cdot 4 \cdot 0,98}{\sin 70^\circ} = 563 \text{ т.}$$

5. Годовая добыча с пласта по формуле (V.29)

$$A = 2 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 563 \cdot 260 \cdot 0,9 \cdot \frac{1}{1} = 527 \text{ 000 т.}$$

Выемка наклонными слоями с выемкой слоя полосами по простиранию с закладкой. Условия применения этой системы, сведения о размерах выемочного поля, технологической схеме выемки и другие данные приведены в § 15. В каждом выемочном поле в течение 5 дней подряд производится очистная выемка и два дня подряд производятся работы по управлению горным давлением (производство закладки, возведение органной крепи) и другие работы, не совмещаемые с работой по выемке угля.

Среднегодовая добыча с пласта подсчитывается по формуле

$$A = 2n_{\text{в}}A_{\text{с}}Nk_{\text{г}} \frac{1}{k_{\text{оч}}} \text{ т.} \quad (\text{V.30})$$

Суточную добычу подсчитывают по формуле (IV.50).

Пример 78. Разработка пласта мощностью $m = 9$ м и углом падения $\alpha = 60^\circ$ ведется тремя наклонными слоями с выемкой слоя по простиранию с закладкой. Мощность слоя $m_{\text{с}} = 3$ м. Слои разрабатываются последовательно.

Ширина полосы (длина забоя) $l = 12$ м; подвигание забоя в смену $r = 1$ м; число циклов в сутки $n_{\text{ц}} = 3$; $\gamma = 1,35$ т/м³; число очистных забоев в выемочном поле, работающих одновременно, $n_{\text{з}} = 6$. Требуется подсчитать годовую добычу с пласта (слоя).

Решение. 1. Вертикальную высоту этажа принимаем $h_{\text{э.в}} = 120$ м, и тогда наклонная высота этажа по формуле (V.12)

$$h_{\text{э}} = \frac{120}{\sin 60^\circ} = 139 \text{ м.}$$

2. Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, по формуле (V.13)

$$h = 139 - 3 - 3 = 133 \text{ м.}$$

3. Среднесуточная добыча с выемочного поля по формуле (IV.50)

$$A_{\text{с}} = 6 \cdot 12 \cdot 1 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 857 \text{ т.}$$

4. Годовая добыча с пласта (слоя) по формуле (V.30)

$$A = 2 \cdot 2 \cdot 857 \cdot 260 \cdot 0,9 = 873\,000 \text{ т.}$$

Выемка поперечно-наклонными слоями. Условия применения данной системы приведены в § 15. Длина выемочного поля 200—300 м. Число одновременно работающих забоев на такой длине $n_{\text{з}} = 2 \div 4$.

Годовая добыча с пласта определяется по формуле

$$A = 2n_{\text{в}}A_{\text{с}}Nk_{\text{г}} \text{ т,} \quad (\text{V.31})$$

где $A_{\text{с}}$ — суточная добыча с выемочного поля, определяемая по формуле (IV.52).

Пример 79. Пласт мощностью $m = 6$ м с углом падения $\alpha = 65^\circ$ разрабатывается поперечно-наклонными слоями мощностью $m_{\text{с}} = 3$ м. Вертикальная высота этажа $h_{\text{э.в}} = 120$ м; $\gamma = 1,35$ т/м³; число одновременно работающих забоев в выемочном поле $n_{\text{з}} = 4$;

длина шнура (ширина полосы угля) $r = 1,2$ м; $n_{ц} = 5$. Требуется определить годовую добычу с пласта.

Решение. 1. Наклонная высота этажа по формуле (V.12)

$$h_э = \frac{120}{\sin 65^\circ} = 133 \text{ м.}$$

2. Наклонная длина этажа, подлежащая очистной выемке, по формуле (V.19)

$$h = 133 - \frac{3}{6} \cdot 2,5 - 0 = 132 \text{ м.}$$

При полной закладке надштрековых целиков не оставляют.

3. Суточная добыча выемочного участка по формуле (IV.52)

$$A_c = 4 \cdot 6 \cdot 1,2 \cdot 5 \cdot 3 \cdot 1,35 \cdot 0,98 = 572 \text{ т.}$$

4. Годовая добыча с пласта по формуле (V.31)

$$A = 2 \cdot 2 \cdot 572 \cdot 260 \cdot 0,9 = 535\,000 \text{ т.}$$

Задачи к главе V, § 17—19. Требуется определить действующую линию очистных забоев, число очистных забоев (лав) и их размещение при данном способе подготовки и назначить параметры способа подготовки. Кроме того, для 4 и 5 вариантов требуется определить величину годовой добычи шахты. Исходные данные приведены в табл. 34.

Таблица 34

Исходные данные	Варианты задач				
	1	2	3	4	5
Годовая добыча шахты, тыс. т	1500	1600	3600	—	—
Мощность пластов, м:					
m_1	0,9	1,9	4,4	1,2	6
m_2	1,1	—	2,2	1,1	—
m_3	1,0	—	1,8	1,3	—
m_4	1,0	—	—	1,0	—
Угол падения пластов, градус	15	12	10	60	70
Среднесуточное подвигание, м	3,2	3,15	3,78	3,6	3
Подвигание за цикл, м	0,8	0,63	0,63	0,9	1
Коэффициент $k_{оч}$	1	1	1	1	0,95
Коэффициент $k_о$	0,5	1	0,5	1	1
Объемная масса угля, т/м ³	1,35	1,35	1,35	1,3	1,35
Категория шахты по газу	II	I	I	III	II
Вертикальная высота этажа, м	—	—	—	130	130
Число крыльев выемочного поля	—	—	—	1	2

Примечания:

1. Способ подготовки шахтного поля для вариантов 1—2 — панельный, для вариантов 3—5 — этажный; очистные забои вариантов 1—3 закреплены механизированными крепями.

2. В варианте 3 межслоевая толща 0,4 м.

3. Для варианта 5 число столбов на крыле выемочного поля равно 2 и длина щита 30 м.

§ 20. Расчет взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок

Как известно, отставание подготовительных работ от очистных недопустимо, а излишнее опережение убыточно (расходы на содержание и ремонт выработок и установленного в них оборудования).

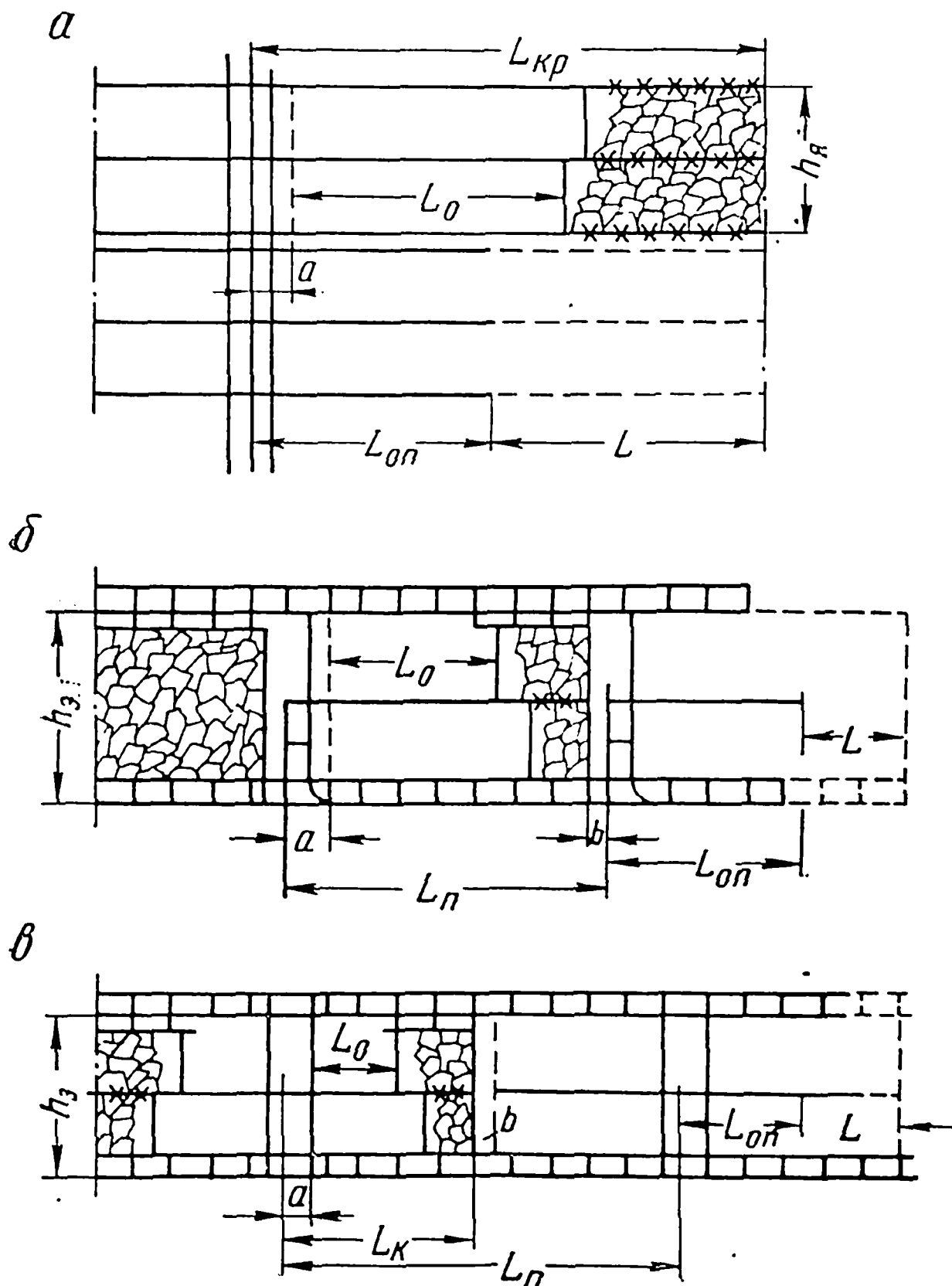


Рис. 42. Схемы к расчету взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок при выемке обратным ходом:

a — вариант спаренных столбов при панельной подготовке; *б* — длинные столбы с доставкой угля к заднему бремсбергу; *в* — длинные столбы с двусторонними бремсбергами

Этим расчетом решается основная задача: установить, где должны находиться забои подготовительных выработок на подготавливаемом выемочном поле при данном положении очистного забоя в эксплуатируемом выемочном поле.

Расчет обычно ведется в следующем порядке:

1. На эксплуатируемом выемочном поле (рис. 42) выбирают тот очистной забой (из числа одновременно работающих), который

прекратит свою работу первым, и находят время на доработку этим забоем своих запасов по формуле

$$t_o = \frac{L_o}{v_o} \text{ м}, \quad (\text{V.32})$$

где L_o — расстояние, которое остается пройти очистным забоем в выемочном поле, м;

v_o — месячная скорость подвигания очистного забоя, м;

$$v_o = v_c N_m = 21,7 n_{ц}.$$

Здесь N_m — число рабочих дней в месяце ($N_m = 21,7$ дня);

r — подвигание очистного забоя за цикл, м;

$n_{ц}$ — число циклов в сутки.

2. Устанавливаем резерв времени по подготовительным работам, который обычно принимают $t_{рез} = 1-2$ мес. Следовательно, забой в новом выемочном поле, соответствующий забоем, который прекратит свою работу в эксплуатируемом выемочном поле, должен быть подготовлен к очистной выемке за время

$$t_{п} = t_o - t_{рез} = \frac{L_o}{v_o} - t_{рез}. \quad (\text{V.33})$$

3. Подсчитываем, какие именно нарезные и подготовительные выработки и на какую их длину могут быть пройдены в подготавливаемом поле для открытия нового очистного забоя взамен забоя в эксплуатируемом выемочном поле.

При этом время, затрачиваемое на проведение названных выработок, подсчитываем в последовательности, которая является обратной фактической последовательности проведения этих выработок.

Сумма отрезков времени, затраченного на проведение отдельных выработок, должна составлять равенство

$$\sum t_i = t_{п}; \quad i = 1, 2, \dots, n. \quad (\text{V.34})$$

Пример 80. На рис. 42, а дана схема к расчету взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок в панели. Дано: $L_{кр} = 1200$ м — длина крыла панели; $L_o = 650$ м — расстояние, которое остается пройти лаве; $a = 18$ м — ширина целика угля, оставляемого у бремсберга (панельного); порядок отработки ярусов в панели — обратный; наклонная высота яруса (разрезной печи) $h_{я} = 450$ м; месячная скорость проведения: разрезной печи $v_{п} = 100$ м, штрека $v_{ш} = 200$ м; месячная скорость подвигания очистного забоя $v_o = 65$ м. Требуется установить положение забоев выработок, подготавливающих новый ярус.

Решение. 1. Время на отработку оставшихся запасов лавой по формуле (V.32)

$$t_o = \frac{650}{65} = 10 \text{ мес.}$$

2. Резерв времени принимаем $t_{рез} = 2$ мес, и тогда время на проведение нарезных и подготовительных выработок по формуле (V.33)

$$t_{п} = 10 - 2 = 8 \text{ мес.}$$

3. Время на проведение разрезной печи $t_{п} = \frac{450}{100} = 4,5$ мес; за оставшееся время ($8 - 4,5 = 3,5$ мес) штреки будут пройдены на длину $L = 3,5 \cdot 200 = 700$ м.

Итак, при данном положении очистного забоя штреки, подготавливающие новый ярус, должны быть уже пройдены на длину $L_{оп} = 1200 - 700 = 500$ м.

Пример 81. На рис. 42, б дана схема к расчету взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок в одностороннем бремсберговом (выемочном) поле с доставкой к заднему бремсбергу. Дано: расстояние, которое остается пройти лаве верхнего подэтажа $L_0 = 400$ м; расстояние между бремсбергами $L_{п} = 900$ м; ширина целика между разрезной печью и бремсбергом $b = 8$ м; наклонная высота этажа $h_э = 450$ м; месячная скорость проведения: разрезной печи $v_{п} = 120$ м; штрека $v_{ш} = 200$ м; месячное подвигание очистного забоя $v_0 = 65$ м. Требуется установить положение забоев подготовительных выработок.

Решение. 1. Время на отработку оставшихся запасов лавой по формуле (V.32)

$$t_0 = \frac{400}{65} = 6,17 \text{ мес.}$$

2. Резерв принимаем $t_{рез} = 1,17$ мес, и тогда время на проведение подготовительных выработок по формуле (V.33)

$$t_{п} = 6,17 - 1,17 = 5 \text{ мес.}$$

3. Время на проведение разрезной печи

$$t_1 = \frac{450}{120} = 3,75 \text{ мес.}$$

За оставшееся время ($5 - 3,75 = 1,25$ мес) штреки будут пройдены на длину $L = 1,25 \cdot 200 = 250$ м.

Итак, при данном положении очистного забоя штреки, подготавливающие новое бремсберговое поле, должны быть уже пройдены на длину

$$L_{оп} = 900 - 250 = 650 \text{ м.}$$

Пример 82. На рис. 42, в дана схема к расчету взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок в двустороннем бремсберговом поле. Дано: расстояние между бремсбергами $L_{п} = 1700$ м; расстояние, которое остается пройти лаве верхнего подэтажа, $L_0 = 450$ м, наклонная высота этажа $h_э = 500$ м; месячная скорость проведения: разрезной печи $v_{п} = 130$ м, штрека $v_{ш} = 200$ м; месячное подвигание очистного забоя $v_0 = 65$ м. Требуется установить положение забоев подготовительных выработок.

Решение. 1. Время на доотработку столба лавой верхнего подэтажа по формуле (V.32)

$$t_0 = \frac{450}{65} = 6,94 \text{ мес.}$$

2. Принят резерв времени $t_{рез} = 1,94$ мес, находим время на проведение подготовительных выработок по формуле (V.33)

$$t_{п} = 6,94 - 1,94 = 5 \text{ мес.}$$

3. Время на проведение разрезной печи составляет

$$t_1 = \frac{500}{130} = 3,85 \text{ мес.}$$

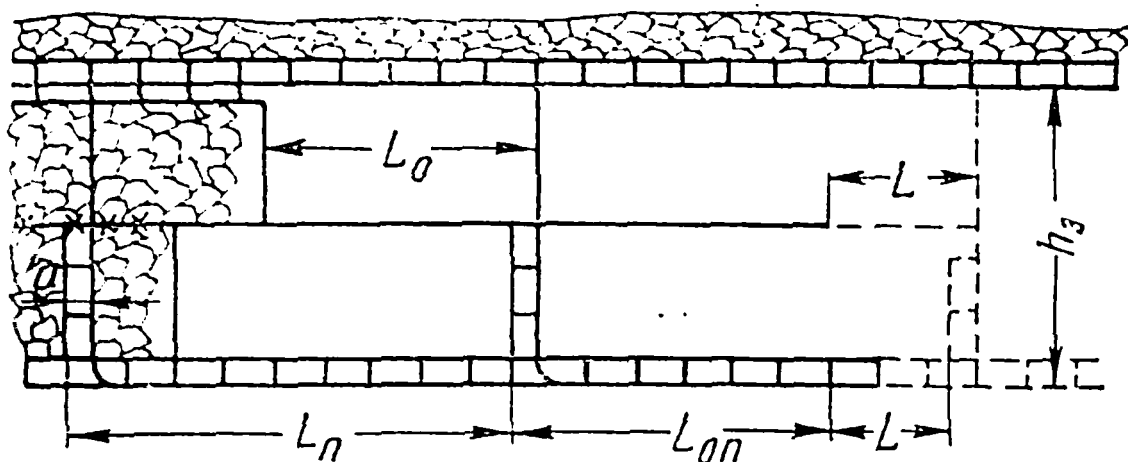


Рис. 43. Схема к расчету взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок при выемке прямым ходом длинными столбами с доставкой угля к переднему бремсбергу

За оставшееся время ($5 - 3,85 = 1,15$ мес) штреки будут пройдены на длину $L = 1,15 \cdot 200 = 230$ м.

Таким образом, при данном положении очистного забоя штреки, подготавливающие новое выемочное поле, должны быть пройдены на длину

$$L_{оп} = \frac{1700}{2} - 230 = 620 \text{ м.}$$

Для ускорения подготовки нового выемочного поля, кроме повышения скорости проведения отдельных выработок (путем механизации и лучшей организации работ), осуществляют ряд других мероприятий, в том числе использование, где это возможно, принципа параллельности (одновременности) ведения работ (в частности, например, проведение выработки, где это возможно, встречными забоями).

Задача к § 20. На рис. 43 дана схема к расчету взаимного расположения забоев очистных и подготовительных выработок в одностороннем бремсберговом поле с доставкой угля к переднему бремсбергу. Требуется найти положение забоев подготовительных выработок при следующих исходных данных: $L_0 = 500$ м; $L_{п} = 1000$ м; $h_3 = 450$. Бремсберг, ходок и разрезная печь проходятся одновременно со скоростью 120 м/мес; скорость проведения откаточного штрека параллельно с просеком $v_{ш} = 200$ м/мес, скорость подвигания очистных забоев 65 м/мес.

РАЗРАБОТКА ПАСПОРТА КРЕПЛЕНИЯ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 21. Определение нагрузки на крепь и расчет крепи при выемке тонких и средней мощности пологих и наклонных пластов

Нагрузка на призабойную крепь

1. Непосредственная кровля представлена слабыми, малосвязанными породами большой мощности; основная кровля залегает далеко от пласта или она, по существу, отсутствует. В этом случае можно пользоваться нагрузкой на призабойную крепь, определяемой по гипотезе свода по формуле

$$Q_3 = \frac{2(L - b + s)(b + s)}{f(L + 2s)} \gamma, \quad (\text{VI.1})$$

где Q_3 — давление (нагрузка) на 1 м² площади кровли на расстоянии, равном ширине рабочего пространства забоя (b), тс/м²;

L — расстояние от забоя до массива закладки или до массива обрушенных пород, подпирающих вышележащие породы, м; значение L берется по данным практики и наблюдения (обычно $L = 40 \div 80$ м);

b — ширина рабочего пространства забоя, м;

s — ширина массива угля вдоль забоя, м;

$$s \approx \sqrt{\frac{H\gamma}{f}}. \quad (\text{VI.2})$$

Здесь γ — объемная масса пород, т/м³; обычно принимают: нетронутых $\gamma = 2,4 \div 2,6$ т/м³, обрушенных $\gamma = 1,7 \div 2,1$ т/м³;

f — коэффициент крепости слабых пород (обычно принимают $f = 2,5 \div 3,5$, кажущийся коэффициент крепости обрушенных пород $f = 1,2 \div 2,5$);

H — глубина очистных работ от поверхности, м; при выемке мощного пологого пласта наклонными слоями за значение H может быть принята мощность обрушенных пород, накопившихся над вторым и последующими слоями.

Формулой (VI.1) можно пользоваться при кровле, представленной слабыми породами большой мощности. Кроме того, ею можно пользоваться при выемке наклонных слоев под обрушенными породами, а также при выемке пласта с полной закладкой, когда одной из опор свода являются в первом случае вторично (или многократно) обрушенные породы (а потому быстро обрушающиеся и быстро уплотняющиеся), а во втором случае — массив закладки.

2. Породы непосредственной кровли представляют консольную балку, состоящую из твердых пород слоистой структуры, отделившуюся от остального массива пород кровли. В этом случае давление на 1 м² площади рабочего пространства забоя находят по формуле

$$Q_3 = h\gamma \text{ тс/м}^2, \quad (\text{VI.3})$$

где h — мощность непосредственной кровли, м.

Формулой (VI.3) чаще всего пользуются при управлении горным давлением полным и частичным обрушением, а также частичной закладкой.

3. Если непосредственно к углю прилегает основная кровля, то по гипотезе Г. Н. Кузнецова (гипотеза шарнирных блоков) нагрузка на 1 м ряда призабойной крепи может быть определена с некоторыми допущениями по формулам:

при двух рядах стоек под обломившимся блоком

$$R_2 = \frac{Qb \left(c - \frac{l}{2} \right)}{a^2 + b^2} \text{ тс/м}; \quad (\text{VI.4})$$

при трех рядах стоек под обломившимся блоком

$$R_3 = \frac{Qd \left(c - \frac{l}{2} \right)}{a^2 + b^2 + d^2} \text{ тс/м}. \quad (\text{VI.5})$$

где Q — масса блока, приходящаяся на 1 м длины лавы, т/м;

$$Q = lh\gamma; \quad (\text{VI.6})$$

b — расстояние от очистного забоя до второго ряда стоек, м;

c — расстояние от забоя до середины обломившегося блока, м:

$$c = \frac{l + h \operatorname{tg} \varphi}{2}; \quad (\text{VI.7})$$

l — длина блока в сторону простираения пласта, м;

$$l = (0,25 \div 0,35) \sqrt{\frac{2\sigma_{\text{п}}h}{\gamma}}; \quad (\text{VI.8})$$

a — расстояние от забоя до первого ряда стоек, м;

d — расстояние от забоя до третьего ряда стоек, м;

$\sigma_{\text{п}}$ — предел прочности пород на изгиб, кгс/см²;

φ — угол наклона облома, градус ($\varphi = 15 \div 25^\circ$).

Формулы (VI.3) и (VI.4) могут быть использованы при расчетах выемки с обрушением кровли и при плавном опускании.

Пример 83. Пласт разрабатывается с закладкой. Коэффициент крепости пород кровли $f = 3$; объемная масса пород в массиве $\gamma = 2,4 \text{ т/м}^3$; расстояние от забоя до закладочного массива $L = 15 \text{ м}$; ширина рабочего пространства забоя $b = 3 \text{ м}$; глубина очистных работ от поверхности земли $H = 300 \text{ м}$. Требуется определить нагрузку на призабойную крепь по гипотезе свода.

Решение. 1. По формуле (VI.2) находим величину

$$s = \sqrt{\frac{300 \cdot 2,4}{3}} = 15,5 \text{ м.}$$

2. Нагрузка на призабойную крепь по формуле (VI.1)

$$Q_3 = \frac{2(15 - 3 + 15,5)(3 + 15,5) \cdot 2,4}{3(15 + 2 \cdot 15,5)} = 17,7 \text{ тс/м}^2.$$

Пример 84. Пласт разрабатывается с обрушением кровли. Коэффициент крепости пород кровли $f = 3$; объемная масса пород $\gamma = 2,4 \text{ т/м}^3$; расстояние от забоя до массива обрушенных пород, подпирающих вышележащие породы, $L = 70 \text{ м}$; ширина рабочего пространства $b = 3 \text{ м}$; глубина очистных работ от поверхности $H = 300 \text{ м}$. Требуется подсчитать нагрузку на призабойную крепь исходя из гипотезы свода.

Решение. 1. По формуле (VI.2) определяем

$$s = \sqrt{\frac{300 \cdot 2,4}{3}} = 15,5 \text{ м.}$$

2. Нагрузка на призабойную крепь по формуле (VI.1)

$$Q_3 = \frac{2(70 - 3 + 15,5)(3 + 15,5) \cdot 2,4}{3(70 + 2 \cdot 15,5)} = 24,2 \text{ тс/м}^2.$$

Пример 85. Пологий пласт мощностью $m = 9,5 \text{ м}$ разрабатывается четырьмя наклонными слоями с обрушением. В настоящее время разрабатывается третий слой мощностью $m_c = 2,2 \text{ м}$; глубина разработки $H = 300 \text{ м}$; кажущийся коэффициент крепости обрушенных пород $f = 2$; средняя объемная масса обрушенных и необрушенных пород $\gamma = 2,1 \text{ т/м}^3$; ширина рабочего пространства $b = 3 \text{ м}$; расстояние от забоя до массива трехкратно обрушенных пород $L = 30 \text{ м}$. Требуется определить нагрузку на призабойную крепь третьего слоя.

Решение. 1. Определим по формуле (VI.2)

$$s = \sqrt{\frac{300 \cdot 2,1}{2}} = 17,75 \text{ м.}$$

2. Нагрузка на призабойную крепь по формуле (VI.1)

$$Q_3 = \frac{2(30 - 3 + 17,75)(3 + 17,75) \cdot 2,1}{2(30 + 2 \cdot 17,75)} = 29,8 \text{ тс/м}^2.$$

3. Если считать, как было сказано выше, что напряжение в призабойной полосе угля создается только массой деформированных (обрушенных, растресканных и прогибающихся) пород (при этом мощность полосы H_1 меньше глубины очистных работ H , т. е. $H_1 < H$ и составляет 200 м), то получим следующие результаты:

по формуле (VI.2)

$$s_2 = \sqrt{\frac{200 \cdot 2,1}{2}} = 14,5 \text{ м};$$

по формуле (VI.1)

$$Q'_3 = \frac{2(30 - 3 + 14,5)(3 + 14,5) \cdot 2,1}{2(30 + 2 \cdot 14,5)} = 16,95 \text{ тс/м}^2.$$

Пример 86. Мощность непосредственной кровли $h_1 = 9$ м; объемная масса пород этой кровли $\gamma_1 = 2,5$ т/м³. Требуется определить нагрузку от массы пород непосредственной кровли, приходящуюся на 1 м² площади призабойного пространства, используя гипотезу консольной балки.

Решение. Искомую нагрузку находим по формуле (VI.3)

$$Q_3 = 9 \cdot 2,5 = 22,5 \text{ тс/м}^2.$$

Пример 87. К пласту угля непосредственно прилегает толща основной кровли (известняк) мощностью $h = 5$ м и объемной массой $\gamma = 2,5$ т/м³. Согласно гипотезе Г. Н. Кузнецова такая толща отламывается от массива под углом φ к вертикали в виде блоков. Требуется определить нагрузку на 1 м ряда призабойной крепи по гипотезе шарнирных блоков (гипотеза Г. Н. Кузнецова).

Решение. 1. Длина блока по формуле (VI.8)

$$l = 0,3 \sqrt{\frac{2 \cdot 15 \cdot 500}{0,0025}} = 7,347 \text{ м.}$$

2. Расстояние от забоя до середины обломившегося блока по формуле (VI.7)

$$c = \frac{7,347 + 5 \cdot \text{tg } 20^\circ}{2} = 4,583 \text{ м.}$$

3. Масса блока, приходящаяся на 1 м длины лавы, по формуле (VI.6)

$$Q = 7,347 \cdot 5 \cdot 2,5 = 91,83 \text{ т/м.}$$

4. Нагрузка на 1 м призабойной крепи: при двух рядах стоек под обломившимся блоком по формуле (VI.4)

$$R_2 = \frac{91,83 \cdot 2,4 \left(4,583 - \frac{7,347}{2}\right)}{(1,2)^2 + (2,4)^2} = 27,85 \text{ тс};$$

при трех рядах стоек под обломившимся блоком по формуле (VI.5)

$$R_3 = \frac{91,83 \cdot 3,6 \left(4,583 - \frac{7,347}{2}\right)}{(1,2)^2 + (2,4)^2 + (3,6)^2} = 15 \text{ тс.}$$

Нагрузка на специальную крепь

Если величина прогиба основной кровли у линии обрушения непосредственной кровли меньше, чем прогиб непосредственной кровли, то специальная крепь испытывает нагрузку только от последней. Поэтому прежде чем определять нагрузку на специальную крепь, надо установить эти величины и сопоставить их между собой.

Величина прогиба определяется по формулам:

для непосредственной кровли

$$f_1 = \frac{8hl^4}{8EJ}; \quad (\text{VI.9})$$

для основной кровли

$$f_2 = \frac{\gamma_1 h_1}{2E_1 J_1} \left(\frac{l_1^2 l^2}{2} - \frac{l_1 l^3}{3} + \frac{l^4}{12} \right), \quad (\text{VI.10})$$

где f_1 — прогиб непосредственной кровли в конце консольной балки, см;

f_2 — прогиб основной кровли у линии обрушения непосредственной кровли, см;

γ и γ_1 — объемная масса пород соответственно непосредственной и основной кровли, кг/см³;

h и h_1 — мощность пород соответственно непосредственной и основной кровли, см;

l и l_1 — длина консоли пород соответственно непосредственной и основной кровли, см.

Длина консоли непосредственной кровли равна:

$$l = b + l_0; \quad (\text{VI.11})$$

$$l_1 = \frac{h_1 \sigma_{\text{из}}}{3\gamma_1}, \quad (\text{VI.12})$$

где l_0 — шаг обрушения (посадки) пород кровли, м;

$\sigma_{\text{из}}$ — предел прочности на изгиб пород основной кровли;

b — расстояние от забоя до специальной крепи, м.

В формулах (VI.9) и (VI.10) E и E_1 — приведенный модуль упругости при изгибе пород соответственно непосредственной и основной кровли. Он определяется по формуле

$$E = \frac{4E_{\text{сж}}E_{\text{р}}}{(\sqrt{E_{\text{сж}}} + \sqrt{E_{\text{р}}})^2} \text{ кгс/см}^2; \quad (\text{VI.13})$$

$E_{\text{сж}}$ и $E_{\text{р}}$ — модуль упругости пород непосредственной кровли соответственно при сжатии и растяжении, кгс/см².

Значения модулей упругости для некоторых пород следующие:

	$E_{\text{сж}}$	$E_{\text{р}}$
Песчаник	550 · 10 ³	200 · 10 ³
Песчанистый сланец	450 · 10 ³	150 · 10 ³
Песчано-глинистый сланец	350 · 10 ³	120 · 10 ³
Глинистый сланец	200 · 10 ³	100 · 10 ³

В формулах (VI.9) и (VI.10) J и J_1 — момент инерции относительно нейтральной оси соответственно непосредственной и основной кровли. Он определяется по формуле

$$J = \frac{b_1 h^3}{12} + b_1 h \left(\frac{h \sqrt{E_{сж}}}{\sqrt{E_{сж}} + \sqrt{E_p}} - \frac{h}{2} \right)^2 \text{ см}^4; \quad (\text{VI.14})$$

где b_1 — ширина блока обрушения, равная единице.

Значения E_1 и J_1 определяются по тем же формулам (VI.13) и (VI.14) с подстановкой данных основной кровли.

Для сугубо ориентировочных расчетов можно пользоваться следующими соотношениями:

$$\sigma_{сж} \approx 100f; \quad \sigma_p \approx \frac{100f}{12 \div 35}; \quad \sigma_{из} \approx \frac{100f}{10 \div 40}, \quad (\text{VI.15})$$

где f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова;

$\sigma_{сж}$, σ_p и $\sigma_{из}$ — предел прочности пород соответственно на сжатие, растяжение и изгиб.

Если в результате расчетов окажется, что $f_2 > f_1$, то при определении нагрузки на специальную крепь надо учитывать давление основной кровли.

Нагрузку на 1 м (по падению) специальной крепи от действия только непосредственной кровли находят по формуле

$$R = \frac{h\gamma (3b^2 + 8bl_0 + 6l_0^2)}{8b} \text{ тс.} \quad (\text{VI.16})$$

Если $f_2 > f_1$, то величина дополнительной нагрузки на 1 м специальной крепи от действия пород основной кровли составит

$$R_d = \frac{x}{b} \left(b + \frac{3l_0}{2} \right) \text{ тс,} \quad (\text{VI.17})$$

где x — величина нагрузки от прогиба основной кровли;

$$x = \frac{3}{l^3} \cdot \frac{f_2 - f_1}{\frac{1}{EJ} + \frac{1}{E_1 J_1}} \text{ кгс.} \quad (\text{VI.18})$$

Тогда общая нагрузка на 1 м специальной крепи составит

$$R_o = R + R_d \text{ тс.} \quad (\text{VI.19})$$

При большой мощности легкообрушающихся пород непосредственной кровли и при применении металлической крепи давление на специальную крепь со стороны пород основной кровли наблюдается довольно редко.

Пример 88. Непосредственная кровля пласта представлена глинистым сланцем мощностью $h = 6$ м и объемной массой $\gamma = 2,5$ т/м³; расстояние от забоя до специальной кровли $b = 3$ м; шаг обрушения (посадки) $l_0 = 2$ м. Основную кровлю пласта представляет песча-

нистый сланец мощностью $h_1 = 6$ м и объемной массой $\gamma_1 = 2,6$ т/м³. Требуется проверить, будет ли основная кровля оказывать давление на специальную крепь и если да, то подсчитать величину дополнительной нагрузки на 1 м специальной крепи от давления основной кровли и общую нагрузку на специальную крепь.

Решение. 1. Длина консоли непосредственной кровли по формуле (VI.11)

$$l = 3 + 2 = 5 \text{ м.}$$

2. Длина консоли основной кровли по формуле (VI.12)

$$l_1 = \sqrt{\frac{600 \cdot 20}{3 \cdot 0,0026}} = 1241 \text{ см} = 12,41 \text{ м.}$$

3. По формуле (VI.13) для непосредственной кровли

$$E = \frac{4 \cdot 200 \cdot 10^3 \cdot 100 \cdot 10^3}{(\sqrt{200 \cdot 10^3} + \sqrt{100 \cdot 10^3})^2} = 137 \cdot 10^3 \text{ кгс/см}^2;$$

то же, для основной кровли

$$E_1 = \frac{4 \cdot 450 \cdot 10^3 \cdot 150 \cdot 10^3}{(\sqrt{450 \cdot 10^3} + \sqrt{150 \cdot 10^3})^2} = 241 \cdot 10^3 \text{ кгс/см}^2.$$

4. По формуле (VI.14) для непосредственной кровли

$$J = \frac{1 \cdot 600^3}{12} + 1 \cdot 600 \left(\frac{600 \sqrt{200 \cdot 10^3}}{\sqrt{200 \cdot 10^3} + \sqrt{100 \cdot 10^3}} - \frac{600}{2} \right)^2 = 19 \cdot 10^6 \text{ см}^4;$$

то же, для основной кровли

$$J_1 = \frac{1 \cdot 600^3}{12} + 1 \cdot 600 \left(\frac{600 \sqrt{450 \cdot 10^3}}{\sqrt{450 \cdot 10^3} + \sqrt{150 \cdot 10^3}} - \frac{600}{2} \right)^2 = 216 \cdot 10^5 \text{ см}^4.$$

5. Прогиб кровли:

непосредственной по формуле (VI.9)

$$f_1 = \frac{0,0025 \cdot 600 \cdot 500^4}{8 \cdot 137 \cdot 10^3 \cdot 19 \cdot 10^6} = 0,0045 \text{ см;}$$

основной по формуле (VI.10)

$$f_2 = \frac{0,0026 \cdot 600}{2 \cdot 241 \cdot 10^3 \cdot 216 \cdot 10^5} = \left(\frac{1241^2 \cdot 500^2}{2} - \frac{1241 \cdot 500^3}{3} + \frac{500^4}{12} \right) = 0,0228 \text{ см.}$$

Так как $f_2 > f_1$, то основная кровля будет оказывать давление на специальную крепь, и нагрузка от прогиба основной кровли определяется по формуле (VI.18)

$$x = \frac{3}{500^3} \cdot \frac{0,0228 - 0,0045}{\frac{1}{137 \cdot 10^3 \cdot 19 \cdot 10^6} + \frac{1}{241 \cdot 10^3 \cdot 216 \cdot 10^5}} = 762 \text{ кгс, или } 0,762 \text{ тс.}$$

Дополнительную нагрузку на 1 м специальной крепи находим по формуле

$$R_d = \frac{0,762}{3} \left(3 + \frac{3 \cdot 2}{2} \right) = 1,524 \text{ тс/м.}$$

Таким образом, основную нагрузку специальная крепь испытывает от действия пород непосредственной кровли. Эта нагрузка определяется по формуле (VI.16)

$$R = \frac{6 \cdot 2,5 (3 \cdot 3^2 + 8 \cdot 3 \cdot 2 + 6 \cdot 2^3)}{8 \cdot 3} = 62 \text{ тс/м.}$$

Суммарная нагрузка на 1 м специальной крепи по формуле (VI.19) составит

$$R_0 = 62 + 1,524 \approx 63,5 \text{ тс/м.}$$

Расчет призабойной крепи

Задача расчета сводится к определению прочных размеров элементов крепи, установлению расстояния между крепежными рамами и плотности крепи.

Деревянные стойки. Диаметр стойки принимают по формуле

$$d = (1,1 \div 1,15) \sqrt{m} \text{ см,} \quad (\text{VI.20})$$

где m — мощность пласта, см.

Нагрузка, выдерживаемая деревянной стойкой,

$$P_k = \frac{\pi d^2}{4} \sigma_k \text{ кгс,} \quad (\text{VI.21})$$

где σ_k — критическое напряжение на сжатие, по П. М. Цимберевичу,

$$\sigma_k = 293 - 1,94 \frac{m}{i} \text{ кгс/см}^2. \quad (\text{VI.22})$$

Здесь m — длина стойки, равная мощности пласта, см;

i — радиус инерции для круглого сечения, см $\left(i = \frac{d}{4} \right)$.

Допустимая нагрузка на стойку

$$P_d = \frac{P_k}{\psi} = \frac{\pi d^2}{4} \cdot \frac{\sigma_k}{\psi}, \quad (\text{VI.23})$$

где ψ — запас прочности (обычно $\psi = 2 \div 3$).

Для определения плотности крепи сначала подсчитывают нагрузку на призабойную крепь Q_3 в соответствии с принятой в данном случае гипотезой, а затем находят число стоек на 1 м² призабойного пространства по формуле

$$n_{ст} = \frac{Q_3}{P_d}, \quad (\text{VI.24})$$

где P_d — допустимая нагрузка на стойку; для деревянной стойки она определяется по формуле (VI.23), а для металлической стойки эта нагрузка берется из технической характеристики.

Расстояние между крепежными рамами (стойками) по падению

$$l_p = \frac{n'}{n_{стр}}, \quad (VI.25)$$

где n' — число стоек по простиранию на глубину вруба (захвата комбайна) согласно принятой конструкции (типу) крепи;
 r — глубина вруба (ширина захвата), м.

При крутом и наклонном (близком к крутому) падении, когда крепежные рамы располагают параллельно забою, число стоек n' равно числу стоек на один комплект, а l_p представляет собой расстояние между крепежными рамами по простиранию и r — длину распила (верхняка) в комплекте.

Обычно расстояние между крепежными рамами на пологом и наклонном падении принимают 1—1,2 м.

Крепление лав деревом дороже, чем металлом. Поэтому там, где это возможно, деревянная крепь должна быть заменена металлической.

Металлические стойки. При выборе типа стоек предпочтение следует отдавать прогрессивным гидравлическим стойкам с металлическими шарнирными верхняками при мощности пласта до 2,5 м и пологом падении. При мощности пласта от 2,5 до 3,5 м применяют деревянные верхняки, так как металлические верхняки пока не созданы. На пластах мощностью менее 0,7 м, а также на наклонных пластах рекомендуется применять стойки трения постоянного сопротивления. На пологих пластах при широкозахватной выемке рекомендуется применять верхняки из стеклопластиков типа РВС8.

Податливость призабойных металлических стоек нарастающего сопротивления, или величина опускания выдвижной части стоек постоянного сопротивления, может быть вычислена по формулам, приведенным в табл. 35.

Т а б л и ц а 35

Класс пород кровли по обрушаемости	Податливость стоек, мм, при верхняках	
	деревянных	металлических
I	$\Pi = 0,0191mD$	$\Pi = 0,0255mD$
II	$\Pi = 0,0128mD$	$\Pi = 0,0170mD$
III	$\Pi = 0,0069mD$	$\Pi = 0,0092mD$

Примечание. m — средняя мощность пласта по лаве, мм; D — максимальная ширина призабойного пространства, м; размерность числовых коэффициентов 1/м.

Высота стойки в сдвинутом положении H_1 должна быть не более

$$H_1 = m - \Pi - t - b - e \text{ мм}; \quad (\text{VI.26})$$

высота стойки в раздвинутом положении H_2 должна быть не меньше

$$H_2 = m - t + b \text{ мм}, \quad (\text{VI.27})$$

где t — толщина (высота) металлического верхняка ($t = 75 \div 100$ мм в зависимости от типа верхняка);

b — величина изменения высоты призабойного пространства (колебание средней мощности пласта у забоя); обычно принимают $b = \pm(50 \div 60)$ мм;

e — величина запаса выдвигной части стойки, необходимая при разгрузке, обычно $e = 30 \div 50$ мм.

При применении деревянных верхняков в формулу вместо t подставляют $t/2$ (считается, что деревянный верхняк сминается на 50% первоначальной толщины).

По формулам (VI.26) и (VI.27) устанавливают типоразмер стойки, соответствующий рассматриваемым конкретным условиям. В технической характеристике каждого типоразмера стойки обычно приводятся: начальное и рабочее сопротивление, минимальная высота и раздвижность, масса стойки и т. д. Имея эти данные, по формулам (VI.24) и (VI.25) можно определить соответственно число стоек на 1 м^2 призабойного пространства и расстояние между рамами стоек по падению.

Норматив потерь металлических стоек в очистном забое: стоек трения нарастающего и постоянного сопротивления — 4%, гидравлических — 1% в месяц.

Металлические верхняки. Шарнирные верхняки должны быть кратными принятой ширине захвата (вруба): при широком захвате — равными половине его величины, при узком захвате — равными ширине захвата.

Норматив потерь металлических верхняков в очистном забое — 4% в месяц.

Расчет специальной крепи

В качестве специальной крепи применяются посадочные стойки типа ОКУМ в лавах на пластах мощностью 0,65—2 м. Готовятся к выпуску гидравлические посадочные стойки типа СГПА для пластов мощностью 1,0—2,3 м в комплекте с гидравлической призабойной крепью. Стойки типа ОКУМ рекомендуется применять и на крутом падении взамен деревянной органной крепи. Кроме того, в качестве специальной крепи применяют костры из рельсов и деревянные.

Допустимая нагрузка на костры из рельсов может быть определена по формуле

$$P_d = \frac{2l_{кc1}\sigma}{\psi} \text{ кгс}, \quad (\text{VI.28})$$

где l_k — длина короткого отрезка рельсов в костре (для тонких пластов $l_k = 80—100$ см);

s_1 — толщина стенки рельса, см;

σ — предел прочности стали ($\sigma = 2800$ кгс/см²);

ψ — запас прочности ($\psi = 2 \div 4$).

Необходимая податливость посадочных стоек типа ОКУМ с характеристикой нарастающего сопротивления при разных классах пород может быть вычислена по формулам:

$$\left. \begin{array}{l} \text{для пород I класса} \quad \Pi = 0,03mL; \\ \text{II класса} \quad \Pi = 0,02mL; \\ \text{III класса} \quad \Pi = 0,01mL, \end{array} \right\} \quad (\text{VI.29})$$

где L — шаг передвижки посадочной стойки, м.

Необходимую раздвижность посадочных стоек и допустимую рабочую нагрузку на них принимают по технической характеристике. Норматив потерь посадочных стоек типа ОКУМ составляет 1% в месяц.

Расчет плотности специальной крепи производится в следующем порядке: по формуле (VI.16) или (VI.19) находят общую нагрузку на 1 м специальной крепи; затем определяют число посадочных стоек (костров и др.), приходящееся на 1 м длины лавы, по формуле

$$n_{с. п} = \frac{R_o}{P_d} \text{ шт.}, \quad (\text{VI.30})$$

где P_d — допустимая нагрузка на единицу принятого вида крепи (костер, стойку посадочного ряда и т. д.), тс.

Далее устанавливают расстояния между посадочными крепями по падению по формуле

$$l_{п} = \frac{1}{n_{с. п}}. \quad (\text{VI.31})$$

Наконец, принимают соответствующее расположение посадочных стоек в лаве (в одну линию или реже в шахматном порядке).

Расчет нагрузки на механизированную крепь

Такой расчет сводится к сопоставлению (проверке) расчетных нагрузок на крепь от действия пород непосредственной кровли Q_3 и R с соответствующими рабочими сопротивлениями крепи P_d и $P_{п}$, взятыми из ее технической характеристики.

Значение Q_3 определяется по формуле (VI.3), а R , т. е. нагрузка на 1 м посадочного ряда крепи, по формуле

$$R = \frac{h\gamma(3b^2 + 8br + 6r^2)}{8b}, \quad (\text{VI.32})$$

где b — длина секций крепи по перекрытию, м;

r — шаг передвижки секций, м.

P_d — сопротивление крепи на 1 м^2 поддерживающего пространства, тс/ м^2 ;

P_n — сопротивление крепи на 1 м посадочного ряда, тс/ м .

Значения b , r , P_d и P_n берутся из технической характеристики крепи.

Для нормальной и безопасной работы крепи должны иметь место следующие неравенства:

$$P_d \geq Q_3 \quad (VI.33)$$

и

$$P_n \geq R. \quad (VI.34)$$

Механизированную крепь (особенно оградительно-поддерживающего типа) можно также проверить по нагрузке на одну секцию, подсчитываемой по формуле

$$Q_c = bh\gamma a_c, \quad (VI.35)$$

где a_c — шаг установки секций крепи вдоль лавы, м.

Значения b и a_c берут из технической характеристик крепи.

Условие успешной работы крепи определяется неравенством

$$P_c \geq Q_c, \quad (VI.36)$$

где P_c — рабочее сопротивление секций крепи, тс; берется из технической характеристики крепи.

Значения Q_3 , R и Q_c , определяемые по соответствующим формулам, являются, как известно, предположительными, так как мы точно не знаем, давит ли в любом случае полная масса непосредственной кровли мощностью h или только часть толщи, оказывает или нет действие на механизированную крепь толща пород, залегающая выше непосредственной кровли, и т. д.

Поэтому окончательное решение вопроса о пригодности или непригодности данной конструкции крепи в конкретных горнотехнических условиях принимают по результатам ее промышленного испытания.

Расчеты, связанные с применением бутовых полос

В настоящее время в связи с созданием и интенсивным внедрением индивидуальных металлических, а также механизированных крепей способ управления кровлей частичной закладкой при разработке тонких пологих и наклонных пластов встречается все реже и реже. Но поскольку он еще встречается, надо знать расчеты, связанные с его применением.

Чтобы не допустить раздавливание бутовых полос, ширину их принимают 4—5 м, но не менее 4-кратной мощности пласта. Расстояние между стенками бутовых полос (пролет) определяют по формуле

$$l_0 = c_y \sqrt{\frac{h\sigma_{из}}{4,8\gamma}}, \quad (VI.37)$$

где c_y — коэффициент, учитывающий способ управления кровлей (при работе с частичным обрушением $c_y = 1,5 \div 2$; при работе с частичной закладкой $c_y = 0,3 \div 0,5$).

Остальные обозначения прежние.

Число бутовых штреков в лаве:

при одностороннем расположении бутовых полос

$$n_{б. ш} = \frac{l - \sum h_{шт} - \sum b_{п}}{B + l_б}; \quad (VI.38)$$

при двустороннем расположении бутовых полос

$$n_{б. ш} = \frac{l - \sum h_{шт} - \sum b_{п}}{a_б + B_в + B_н + l_б}, \quad (VI.39)$$

где l — длина лавы, м;

$\sum h_{шт}$ — суммарная ширина откаточных и вентиляционных штреков, расположенных в пределах лавы, м;

$\sum b_{п}$ — суммарная ширина бутовых полос, возводимых в лаве из пород подрывки откаточного и вентиляционных штреков, м;

$a_б$ — ширина бутового штрека, м;

B , $B_в$ и $B_н$ — ширина соответственно одной бутовой полосы, верхней и нижней, м.

Чтобы обеспечить получение необходимого количества породы для возведения бутовых полос, площадь подрывки бутового штрека $S_б$ должна определяться по формуле

$$S_б = h_{п} a_б = \frac{B_в + B_н}{K_p} m, \quad (VI.40)$$

где K_p — коэффициент разрыхления пород с учетом объема лесных материалов, оставляемых в бутовой полосе (обычно $K_p = 2 \div 2,5$);

$h_{п}$ — высота подрывки пород (обычно $h_{п} = 0,8 \div 1,5$ м).

Пример 89. Произвести расчеты, связанные с применением бутовых полос при следующих данных: $m = 0,85$ м; $\alpha = 10^\circ$. Непосредственная кровля — монолитный песчаник ($f = 6 \div 7$) мощностью $h = 8$ м; $\gamma = 2,5$ т/м³. Почва — плотный песчанистый сланец. Примем: $\sum h_{шт} = 8$ м, $\sum b_{п} = 18$ м. Способ управления кровлей — частичная закладка из пород, получаемых путем проведения специальных бутовых штреков. Длина лавы $l = 160$ м.

Решение. 1. Нагрузка на 1 м² призабойного пространства по формуле (VI.3)

$$Q_3 = 8 \cdot 2,5 = 20 \text{ тс.}$$

Принимаем гидравлическую стойку типоразмера ГСЛ-1 с рабочим сопротивлением $P_d = 15$ тс.

Число стоек на 1 м^2 призабойного пространства по формуле (VI.24)

$$n_{\text{ст}} = \frac{20}{15} = 1,33.$$

Принимаем крепление, при котором на ширину захвата $0,8 \text{ м}$ по простиранию приходится одна стойка. Тогда расстояние между крепежными рамами по падению по формуле (VI.25)

$$l_p = \frac{1}{1 \cdot 0,8} = 1,25 \text{ м.}$$

2. Далее производим расчеты, связанные с применением бутовых полос.

Расстояние между стенками бутовых полос (VI.37)

$$l_6 = 0,4 \sqrt{\frac{800 \cdot 60}{4,8 \cdot 0,0025}} = 800 \text{ см} = 8 \text{ м.}$$

Принимаем: высоту подрывки пород в забое бутового штрека $h_n = 0,8 \text{ м}$, ширину бутовой полосы, расположенной только с одной стороны (по падению) бутового штрека, $B = 5 \text{ м}$. Тогда ширина бутового штрека определяется по формуле

$$a_6 = \frac{mB}{h_n K_p} = \frac{0,85 \cdot 5}{0,8 \cdot 2,2} = 2,4 \text{ м.}$$

Число бутовых штреков (или число бутовых полос) по формуле (VI.38)

$$n_{6.ш} = \frac{160 - 8 - 18}{5 + 8} = \frac{134}{13} = 10 \text{ полос (штреков).}$$

Площадь подрывки бутового штрека по формуле (VI.40)

$$S_6 = 0,8 \cdot 2,4 = 1,92 \text{ м}^2.$$

Пример 90. Разрабатывается пласт мощностью $m = 1,2 \text{ м}$; $\alpha = 10^\circ$. Непосредственная кровля мощностью $h = 8 \text{ м}$ состоит из пород средней обрушаемости; $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$. Применяется комбайн с шириной захвата $r = 1,8 \text{ м}$; расстояние от забоя до специальной крепи $b = 2,7 \text{ м}$; шаг посадки непосредственной кровли $l_0 = 2,7 \text{ м}$; призабойная крепь — деревянная, явление вторичной осадки не наблюдается. Требуется определить параметры, необходимые для выбора типового или составления индивидуального паспорта крепления лавы.

Решение. 1. Определяем давление на 1 м^2 призабойного пространства по формуле (VI.3)

$$Q_3 = 8 \cdot 2,5 = 20 \text{ тс/м}^2.$$

2. Рассчитываем допускаемую нагрузку на стойку: диаметр стойки по формуле (VI.20) $d = 1,1 \sqrt{120} = 12,02 \text{ см} \approx 12 \text{ см}$; радиус инерции $i = \frac{12}{4} = 3 \text{ см}$.

Критическое напряжение по формуле (VI.22)

$$\sigma_k = 293 - 1,94 \cdot \frac{120}{3} = 215 \text{ кгс/см}^2.$$

Допустимая нагрузка на стойку при запасе прочности $\psi = 2$ по формуле (VI.23)

$$P_d = \frac{3,14 \cdot 12^2 \cdot 215}{4 \cdot 2} = 12\,151 \text{ кгс} \approx 12,15 \text{ тс.}$$

3. Потребное количество стоек на 1 м^2 призабойного пространства по формуле (VI.24)

$$n_{ст} = \frac{20}{12,15} = 1,64 \text{ стойки.}$$

4. Расстояние по падению между крепежными рамами при трех стойках под верхняк (распил) по формуле (VI.25)

$$l_p = \frac{3}{1,64 \cdot 1,8} = 1,02 \approx 1 \text{ м.}$$

5. Нагрузка на 1 м специальной крепи по формуле (VI.16)

$$R = \frac{8 \cdot 2,5 (3 \cdot 2,7^2 + 8 \cdot 2,7 \cdot 2,7 + 6 \cdot 2,7^2)}{8 \cdot 2,7} = 114,7 \text{ тс.}$$

Число деревянных стоек на 1 м длины органного ряда составит

$$n_{ор} = \frac{R}{P_d} = \frac{114,7}{12,15} = 9,44 \text{ стойки.}$$

Число стоек, которое фактически можно разместить на 1 м органного ряда при диаметре стойки 12 см , составит

$$n_{ф} = \frac{100}{12} = 8,34 \text{ стойки.}$$

Следовательно, чтобы разместить потребное число стоек, необходимо пробивать двухрядную органную крепь, что обойдется очень дорого (большой расход дефицитных лесных материалов и большое число занятых рабочих). Целесообразно применять посадочные стойки типоразмера ОКУМ-04А, число которых на 1 м органного ряда определяется по формуле (VI.30)

$$n_{с. п} = \frac{114,7}{150} = 0,765 \text{ посадочной стойки.}$$

Расстояние по падению между посадочными стойками по формуле (VI.31)

$$l_{п} = \frac{1}{0,765} = 1,485 \approx 1,5 \text{ м.}$$

Пример 91. Разрабатывается пласт мощностью $m = 1,1 \text{ м}$; $\alpha = 12^\circ$; применяемый комбайн имеет ширину захвата $r = 0,63 \text{ м}$. Непосредственную кровлю представляет песчанистый сланец ниже

средней обрушаемости (между I и II классами пород) мощностью $h = 9$ м; $\gamma = 2,6$ т/м³. Так как мощность непосредственной кровли превышает 8-кратную мощность пласта, способ управления кровлей будет полное обрушение, и в этих условиях не следует ожидать явление вторичной осадки кровли.

Р е ш е н и е. 1. Расчет призабойной крепи. В качестве призабойной крепи принимаем металлические консольные рамы, состоящие из шарнирных верхняков типа ВДУ и гидравлических стоек типа ГСТ. Длину верхняка принимаем равной 3-кратной ширине захвата комбайна $l_p = b = l_o = 3r = 3 \cdot 0,63 = 1,89$ м и высоту $t = 82$ мм (по характеристике верхняка). Типоразмер стойки подбираем по формулам (VI.26) и (VI.27):

$$H_1 = 1100 - 70 - 82 - 53 - 30 = 865 \text{ мм};$$

$$H_2 = 1100 - 82 + 53 = 1071 \text{ мм}.$$

Где $70 = 0,0170 \cdot 1100 \cdot 3,8$.

Полученным данным соответствует стойка ГСТ-4 с рабочим сопротивлением $P_d = 20$ тс.

Нагрузка на призабойную крепь по формуле (VI.3)

$$Q_3 = 9 \cdot 2,6 = 23,4 \text{ тс/м}^2.$$

Требуемое число стоек на 1 м² призабойного пространства по формуле (VI.24)

$$n_{ст} = \frac{23,4}{20} = 1,17 \text{ стойки}.$$

Расстояние между рамами по падению при установке одной стойки на глубину двух захватов комбайна по формуле (VI.27)

$$l_p = \frac{1}{1,17 \cdot 2 \cdot 0,63} = 0,68 \text{ м, принимаем } 0,7 \text{ м}.$$

2. Расчет специальной крепи. Принимаем посадочную стойку ОКУМ-04А с рабочим сопротивлением 150 тс, так как она соответствует мощности пласта.

Нагрузка на 1 м ряда специальной крепи по падению от действия непосредственной кровли по формуле (VI.16)

$$R = \frac{9 \cdot 2,6 (3 \cdot 1,89^2 + 8 \cdot 1,89 \cdot 1,89 + 6 \cdot 1,89^2)}{8 \cdot 1,89} = 94,3 \text{ тс}.$$

Плотность посадочной крепи по формуле (VI.30)

$$n_{с. п} = \frac{94,3}{150} = 0,628 \text{ стойки}.$$

Расстояние между посадочными стойками по формуле (VI.31)

$$l_p = \frac{1}{0,628} = 1,59 \text{ м}.$$

Пример 92. Разрабатывается пласт мощностью $m = 1$ м; $\alpha = 10^\circ$. Выемка угля производится комбайном с шириной захвата $r = 0,8$ м. Непосредственная кровля — известняк мощностью $h = 5,0$ м; $\gamma = 2,5$ т/м³. В почве залегают породы, склонные к вспучиванию. Известняк обламывается в виде блоков и удерживается за счет сил горизонтального распора.

Решение. Принимаем способ управления кровлей — плавное опускание. Рассчитываем призабойную крепь.

Длина обламывающегося блока породы по формуле (VI.8)

$$l = 0,27 \sqrt{\frac{2 \cdot 15 \cdot 500}{0,0025}} = 660 \text{ см} = 6,6 \text{ м.}$$

Масса блока по формуле (VI.6)

$$Q = 6,6 \cdot 5 \cdot 2,5 = 82,5 \text{ т.}$$

Расстояние от плоскости забоя до середины обломившегося блока по формуле (VI.7)

$$c = \frac{6,6 + 5 \operatorname{tg} 20^\circ}{2} = 4,21 \text{ м.}$$

Призабойная крепь — рама, длина которой по простиранию кратна ширине захвата комбайна, т. е. $4 \cdot 0,8 = 3,2$ м. Под раму 3 стойки. Расстояние от забоя до стойки: первого ряда $n = 1,1$ м, второго ряда $b = 2,1$ м, третьего ряда $d = 3,2$ м.

При этих условиях нагрузка на 1 м третьего ряда крепи по формуле (VI.5) составит

$$R_3 = \frac{82,5 \cdot 3,2 \left(4,21 - \frac{6,6}{2} \right)}{1,1^2 + 2,1^2 + 3,2^2} = 15,2 \text{ тс/м.}$$

Принимаем гидравлическую стойку типоразмера ГСТ-3 с рабочим сопротивлением $P_d = 20$ тс.

Число стоек на 1 м третьего ряда крепи по формуле (VI.30)

$$n_{c. п} = \frac{15,2}{20} = 0,76.$$

Расстояние между стойками третьего ряда по падению по формуле (VI.31)

$$l_{п} = \frac{1}{0,76} = 1,3 \text{ м.}$$

Для большей надежности крепи и безопасности работ принимаем $l_{п} = 1,1$ м.

В качестве специальной крепи приняты костры треугольной формы, требующие меньшего расхода лесных материалов и меньшую податливость по сравнению с четырехугольной формой. Костры будут переноситься через два врубa (захвата), т. е. через 1,6 м по простиранию. Расстояние между центрами костров по падению принимаем равным 3,3 м.

Пример 93. Разрабатывается пласт мощностью $m = 1,5$ м; $\alpha = 13^\circ$; ширина захвата комбайна $r = 0,8$ м. Способ управления кровлей — полным обрушением. Характеристика пород непосредственной и основной кровли приведена в примере 88. Длина консоли непосредственной кровли перед посадкой (обрушением) равна 5 м, из нее 2 м составляет шаг посадки. Требуется выбрать паспорт крепления поддерживаемого пространства лавы.

Решение. 1. Расчет призабойной крепи. Определяем нагрузку на 1 м^2 призабойного пространства по формуле (VI.3)

$$Q_3 = 6 \cdot 2,5 = 15 \text{ тс/м}^2.$$

Приняв для призабойной крепи гидравлические стойки типоразмера ГСТ-6, находим их число на 1 м^2 призабойного пространства по формуле (VI.24)

$$n_{\text{ст}} = \frac{15}{20} = 0,75 \text{ стойки.}$$

Приняв по простиранию одну стойку на один захват шириной $r = 0,8$ м, определяем расстояние по падению между крепежными рамами по формуле (VI.25)

$$l_p = \frac{1}{0,75 \cdot 0,8} = 1,67 \text{ м.}$$

С целью повышения безопасности принимаем $l_p = 1,2$ м.

2. Расчет специальной крепи. В качестве специальной крепи предусматривается применение гидравлических посадочных стоек типоразмера СГПЗАII с рабочим сопротивлением $P_d = 80$ тс.

Суммарная нагрузка на 1 м длины линии посадочной крепи, подсчитанная в примере 88, составляет $R_0 = 63,5$ тс.

Таким образом, число посадочных стоек по формуле (VI.30)

$$n_{\text{с. п}} = \frac{63,5}{80} = 0,794 \text{ стойки.}$$

Расстояние между посадочными стойками по падению по формуле (VI.31)

$$l_{\text{п}} = \frac{1}{0,794} = 1,26 \text{ м.}$$

Если в качестве посадочной крепи принять не гидравлические, а посадочные стойки трения типоразмера ОКУМ-06 с рабочим сопротивлением 200 тс, то число посадочных стоек на 1 м длины линии посадочного ряда

$$n_{\text{с. п}} = \frac{63,5}{200} = 0,318 \text{ стойки,}$$

а расстояние между посадочными стойками

$$l_{\text{п}} = \frac{1}{0,318} = 3,15 \text{ м.}$$

Сопоставляя результаты расчетов по этим двум вариантам, видим следующее. Потребное число стоек трения в $2,5 \left(\frac{0,794}{0,318} \right)$ раза меньше, чем гидравлических, но стойка трения тяжелее гидравлической в $1,35 \left(\frac{364}{270} \right)$ раза, что делает работу со стойками трения более трудоемкой, чем с гидравлическими. Расстояние между стойками трения в $2,5 \left(\frac{3,15}{1,26} \right)$ раза больше, чем между гидравлическими, что делает более вероятным обрушение кровли между стойками при пролете 3,5 м, чем при пролете 1,26 м. Обрушение кровли между посадочными стойками вообще недопустимо, так как оно затрудняет работу по передвижке стоек на новое место, а нередко приводит к их потерям.

Преимущество гидравлических стоек кажущееся, так как работа с ними менее трудоемка и более безопасна. Однако окончательный выбор остается за практикой.

Пример 94. Механизированным комплексом типа КМ-87Д разрабатывается пласт мощностью $m = 1,5$ м и $\alpha = 10^\circ$.

Из данных технической характеристики крепи известно следующее: сопротивление крепи на 1 м^2 поддерживаемого пространства $P_d = 37,4$ тс/м². Сопротивление крепи на 1 м посадочного ряда $R_n = 68$ тс/м; шаг передвижки секций $r = 0,63$ м, длина секций по перекрытию $b = 3,58$ м. Мощность непосредственной кровли, состоящей из пород ниже средней устойчивости, $h = 10$ м и объемная масса $\gamma = 2,6$ т/м³. Способ управления кровлей — полным обрушением. Требуется проверить возможность работы крепи комплекса в этих условиях.

Решение. 1. Нагрузка на 1 м^3 призабойного пространства от действия непосредственной кровли по формуле (VI.3)

$$Q_3 = 10 \cdot 2,6 = 26 \text{ тс/м}^2.$$

2. Нагрузка на 1 м посадочного ряда по формуле (VI.32)

$$R = \frac{10 \cdot 2,6 [3 (3,58)^2 + 8 \cdot 3,58 \cdot 0,63 + 6 \cdot 0,63^2]}{8 \cdot 3,58} = 53,5 \text{ тс/м}.$$

3. Нагрузка на секцию крепи при шаге установки секций вдоль лавы $a_c = 0,95$ м по формуле (VI.35)

$$Q_c = 3,58 \cdot 10 \cdot 2,6 \cdot 0,95 = 88,4 \text{ тс}.$$

Рабочее сопротивление секций, по данным технической характеристики рассматриваемой крепи, составляет $P_c = 130$ тс.

Таким образом, имеют место неравенства (VI.33), (VI.34) и (VI.36): $37,4 > 26$; $68 > 53,5$ и $130 > 88,4$, которые дают основание утверждать, что крепь является надежной с точки зрения ее грузонесущей способности.

§ 22. Определение нагрузки на крепь, и расчет крепи при выемке тонких крутых пластов

Общепринятых расчетных формул для определения нагрузки на крепь и расчета крепи специально для крутых пластов не существует. Поэтому пользуются теми же расчетными формулами и методикой, какие существуют для пологих и наклонных пластов с учетом, по возможности, специфики крутого падения.

При крутом падении сила массы, нависающих пород непосредственной кровли, направленная вертикально вниз, Q распадается на две составляющие: одна направлена по нормали (по перпендикуляру) к кровле и почве пласта Q_n , а другая — по кровле (по падению) Q_k .

Исходя из вышеуказанного можно написать:

$$Q = h\gamma \text{ тс/м}^2; \quad (\text{VI.41})$$

$$Q_n = Q \cos \alpha = h\gamma \cos \alpha; \quad (\text{VI.42})$$

$$Q_k = Q \sin \alpha = h\gamma \sin \alpha, \quad (\text{VI.43})$$

где α — угол падения пласта, градус.

Так как стойка (стойки) призабойной крепи ставится практически по нормали к кровле и почве пласта, то сила Q_n действует вдоль оси стойки (стоек) и представляет расчетную нагрузку на крепь:

$$Q_z = Q_n = h\gamma \cos \alpha. \quad (\text{VI.44})$$

Почти при всех практически часто применяемых способах управления кровлей над откаточным штреком сооружают костры, кусты и реже оставляют целики угля размером по падению от 3 до 6 м. Под вентиляционным штреком выкладывают бутовые полосы из пород, получаемых при проведении или ремонте вентиляционного штрека, и реже оставляют целики угля.

В качестве призабойной крепи применяют деревянные стойки, подбиваемые под обаполы, а при неустойчивой почве обаполы укладывают и на почву (под стойки).

Рамы (комплекты) располагают по падению (параллельно линии очистного забоя). Расстояние между рамами по простиранию (шаг крепи) 0,8—1 м, а чаще 0,9 м. Под двухметровые обаполы рамы подбивают три стойки, следовательно, расстояние между стойками в раме (комплекте) примерно 0,9 м. В зависимости от устойчивости боковых пород иногда кровлю и почву затягивают затяжками с необходимой густотой.

Деревянные костры довольно широко применяются, особенно при удержании кровли на кострах. Площадь рабочего пространства, приходящаяся на один костер, может быть ориентировочно определена по видоизмененной формуле проф. М. М. Протодьяконова

$$S_k = k \frac{2,7f}{m} \text{ м}^2, \quad (\text{VI.45})$$

где k — коэффициент ($k = 0,70 \div 1,0$);

f — коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова;

m — мощность пласта, м.

Ширину бутовых полос, расположенных по простиранию, принимают не менее 8 м. Ниже бутовой полосы выкладывают костры или пробивают органку. Ширину бутовых полос, выложенных по падению, принимают равной $5\sqrt{m}$. Расстояние между бутовыми полосами принимают: при расположении полос по простиранию — от 10 до 25 м (меньшее значение предела при частичной закладке), а при расположении полос по падению — от 5— до 10 м. Вообще эти расстояния могут быть рассчитаны по формуле (VI.37).

При полном обрушении кровли в качестве специальной крепи стали чаще применять посадочные стойки типа ОКУМ и реже деревянную органку.

Расстояние между стойками ОКУМ посадочного ряда составляет 2—2,5 м. Передвижка посадочных стоек ОКУМ производится по специально возведенным полкам обычно после каждого цикла (подвигание лавы за цикл обычно равно шагу крепи — 0,9 м) при помощи небольшой лебедки, установленной на вентиляционном штреке.

В потолкоуступных лавах против ножки каждого уступа практикуют установку трех стоек ОКУМ через 1 м по падению; расстояние между остальными стойками ОКУМ такое же, как в прямолинейных лавах. Расстояние от забоя до посадочного ряда обычно составляет 3—4 шага крепи (т. е. 2,7—3,6 м).

При выемке пластов мощностью более 2 м полным обрушением материалом для крепи как призабойной, так и специальной служит дерево. В качестве специальной крепи применяют, как правило, органную крепь. Шаг посадки устанавливают опытным путем, и он колеблется в широких пределах — от 8 до 15 м и более.

Считается установленным, что пласты мощностью более 2,5 м целесообразно разрабатывать под щитовым, гибким или комбинированным перекрытием полным обрушением или полной закладкой. Паспорт крепления призабойного пространства при работе с закладкой обычно разрабатывается в каждом конкретном случае отдельно (индивидуально) на основе практики.

Следует сказать, что опыт разработки мощных пластов с закладкой очень мал, и этим главным образом можно объяснить отсутствие общепризнанных методов инженерного расчета процессов производства в очистных забоях.

Пример 95. Мощность пласта $m = 0,9$ м; $\alpha = 55^\circ$. Способ управления кровлей — полным обрушением. Призабойное пространство крепится деревянными стойками и двухметровыми обаполами, укладываемыми только по кровле. В комплект (раму) входят три стойки. В качестве специальной крепи применяются стойки ОКУМ. Непосредственной кровлей служит песчано-глинистый сланец мощностью $h = 9$ м; $\gamma = 2,6$ т/м³. Требуется рассчитать данные, необходимые для составления паспорта крепления лавы.

Решение. 1. Рассчитать допустимую нагрузку на стойку: диаметр стойки по формуле (VI.20) $d = 1,1\sqrt{90} = 10,45$ см, принимаем $d = 11$ см.

Критическое напряжение на сжатие по формуле (VI.22)

$$\sigma_k = 293 = 1,94 \frac{90}{2,77} = 230 \text{ кгс/см}^2.$$

Допускаемая нагрузка на стойку по формуле (VI.23)

$$P_d = \frac{3,14 \cdot 11^2 \cdot 230}{4 \cdot 2,5} = 873 \text{ кгс, или } 8,73 \text{ тс.}$$

2. Нагрузка на крепь призабойной крепи по формуле (VI.44)

$$Q_3 = 9 \cdot 2,6 \cdot \cos 55^\circ = 13,4 \text{ тс/м}^2.$$

3. Число стоек на 1 м^2 поддерживаемой кровли по формуле (VI.24)

$$n_{\text{ст}} = \frac{13,4}{8,73} = 1,54 \text{ стойки.}$$

4. Расстояние между рамами (комплектами) крепи по простиранию по формуле (VI.25)

$$l_p = \frac{3}{1,54 \cdot 2} = 0,97 \text{ м, принимаем } l_p = 0,9 \text{ м.}$$

Для специальной крепи в соответствии с мощностью пласта выбираем стойки типоразмера ОКУМ-03А с рабочим сопротивлением 150 тс. Расстояние между стойками по падению 2 м. Расстояние от забоя до посадочного ряда принимаем 3,6 м и шаг передвижки посадочных стоек по простиранию 0,9 м.

Для предотвращения попадания обрушенных пород через промежутки между стойками посадочного ряда в призабойное пространство к стойкам этого ряда с завальной стороны подвешивают деревянные переносные щиты.

Под вентиляционным штреком выкладывают породную полосу, удерживаемую на полках, настланных, в свою очередь, на костры. Над откаточным штреком оставляется целик угля высотой 5 м. Кровля затягивается из расчета 3 затяжки на раму.

Пример 96. Мощность пласта $m = 0,65$ м; $\alpha = 65^\circ$. Непосредственная кровля — песчано-глинистый сланец мощностью $h = 10$ м, $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$, почва — то же, но со склонностью к пучению. В этих условиях принят способ управления кровлей — плавным опусканием. Требуется рассчитать паспорт крепления лавы.

Решение. Призабойная крепь состоит из деревянных рамных крепей. Рама — три стойки и двухметровый верхняк. Диаметр стойки, рассчитанный по формуле (VI.20), $d = 10$ см. Критическое напряжение на сжатие стойки по формуле (VI.22)

$$\sigma_k = 293 = 1,94 \cdot \frac{65}{2,25} = 237 \text{ кгс/см}^2.$$

Допускаемая нагрузка на стойку по формуле (VI.23)

$$P_d = \frac{3,14 \cdot 10^2 \cdot 237}{4 \cdot 2,25} = 7000 \text{ кгс, или } 7 \text{ тс.}$$

Нагрузка на 1 м² призабойного пространства по формуле (VI.44)

$$Q_3 = 10 \cdot 2,5 \cdot \cos 65^\circ = 10,6 \text{ тс/м}^2.$$

Число стоек на 1 м² поддерживаемой кровли призабойного пространства по формуле (VI.24)

$$n_{\text{ст}} = \frac{10,6}{7} = 1,44 \text{ стойки.}$$

Расстояние между рамами по простиранию по формуле (VI.25)

$$l_p = \frac{3}{1,44 \cdot 2} = 1,04 \text{ м, принимаем } l_p = 0,9 \text{ м.}$$

В качестве специальной крепи принимаем костры, располагаемые в один ряд по линии падения. Расстояние от забоя до линии ряда костров принимаем 3,6 м.

Площадь кровли, приходящуюся на один костер, ориентировочно находим по формуле (VI.45)

$$S_k = 0,7 \cdot \frac{2,7 \cdot 3,5}{0,65} \approx 10 \text{ м}^2.$$

Расстояние между центрами костров в ряду принимаем равным 4 м. Костры переносятся вслед за подвиганием забоя через 0,9 м.

Задачи к главе VI. Рассчитать крепи (призабойные и посадочные) очистного забоя для составления (выбора) паспорта его крепления при исходных данных, приведенных в табл. 36.

В таблице дано три варианта. Первые два рассматривают случай, когда непосредственная кровля давит на крепь в виде цельной консоли, а третий вариант — когда кровля давит на крепь в виде шарнирных блоков.

Т а б л и ц а 36

Исходные данные	Варианты задачи		
	1	2	3
Мощность пласта, м	1,5	1,2	1,2
Угол падения, градус	12	12	12
Мощность непосредственной кровли, м	12	9	5
Коэффициент крепости пород f	3—3,5	3—4	4—5
Объемная масса пород, т/м ³	2,5	2,5	2,6
Ширина захвата комбайна, м	1,8	0,63	0,8
Количество стоек по простиранию	2 стойки на захват	1 стойка на 2 захвата	1 стойка на захват
Расстояние от забоя до специальной крепи, м	3,6	2,52	2,4
Шаг посадки (обрушения), м	2,7	1,89	1,6
Материал призабойной крепи	Дерево	Металл	

Примечание. В качестве специальной крепи во всех трех вариантах выбрана крепь ОКУМ.

ГЛАВА VII
ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ
ШАХТНОГО ПОЛЯ

Выбор способа вскрытия, как известно, зависит от большого числа факторов, главным из которых являются природные условия конкретного месторождения. Значительное влияние на этот выбор оказывают также намечаемые к принятию способ подготовки и системы разработки пластов шахтного поля.

Вообще вопросы выбора способа подготовки, системы разработки и способа вскрытия данного шахтного поля должны рассматриваться и решаться одновременно, обеспечивая целесообразную и необходимую взаимоувязку.

Для вскрытия шахтного поля угольных месторождений, за исключением редко встречающегося месторождения с гористым рельефом местности, вертикальные стволы получили исключительное распространение. Поэтому решение об использовании наклонных стволов для вскрытия месторождения должно быть обосновано специальными технико-экономическими расчетами.

§ 23. Пологие пласты

Вскрытие одного или свиты пластов горизонтального или почти горизонтального (угол падения до 5°) залегания. Такое месторождение вскрывается вертикальными стволами и наклонными квершлагами или гезенками (слепыми отвалами), закладываемыми в пунктах, предусмотренных проектом.

Площадь участка месторождения, отводимая для разработки данной шахтой, зависит от заданной годовой проектной мощности и расчетного срока службы шахты и определяется по формуле (III.14).

Если разрабатывается один пласт, то $\sum p = p$, и, кроме того, не надо проводить наклонные квершлагги или гезенки (слепые стволы). Если нет факторов, ограничивающих ширину или длину шахтного поля, то теоретически оптимальной формой шахтного поля будет квадрат. Линейный размер шахтного поля индивидуальной шахты (без разделения на блоки) может достигать 6—8 км. Если же линей-

ный размер превышает 8 км, а метанообильность более 15 м³/т суточной добычи, то по рекомендации МУП СССР нужно отдавать предпочтение блоковому вскрытию с независимым проветриванием каждого блока и транспортированием угля по подземным магистралям к центральному выдачному стволу. Вопрос о выборе места заложения подъемного (выдачного) ствола рассмотрен ниже.

Вскрытие вертикальными стволами и одним капитальным квершлагом. Этот способ вскрытия применяется при следующих условиях:

угол падения от 6 до 25°;

размеры шахтного поля (для индивидуальной шахты): по простиранию до 8 км, по падению до 2,5 км.

число вскрываемых пластов до 6, когда в свите преобладают тонкие пласты, и до 2, когда преобладают мощные пласты с выемкой наклонными слоями с обрушением; расстояние между крайними вскрываемыми пластами по нормали до 200 м.

Характеристика: вертикальная высота горизонта (этажа) не менее 200 м, срок службы шахты 45—50 лет, а при производственной мощности шахты менее 1 млн. т в год срок службы шахты может быть менее 25—30 лет.

Если вскрывается не свита, а всего один пласт, то капитального квершлага не будет и вертикальный подъемный ствол (стволы) опустится на пласт в пункте, делящем шахтное поле по падению на две части: поле по восстанию (бремсберговое поле) и поле по падению (уклонное поле).

Вскрытие вертикальными стволами и капитальными или горизонтными (погоризонтными) квершлагами. Условия применения и характеристика вскрытия те же, что и для вскрытия одним капитальным квершлагом, со следующими изменениями: длина шахтного поля по падению более 2,5 км; годовая производственная мощность и срок службы шахты устанавливаются проектом.

При вскрытии могут быть использованы и капитальные, и горизонтные квершлага, т. е. комбинация этих квершлагов. Например, шахтное поле длиной по падению 3,6 км может быть разделено на три равные части (горизонта) по 1200 м каждая. Тогда первый (считая сверху вниз) горизонт может быть вскрыт и выработан горизонтным квершлагом, а два последних — одним капитальным квершлагом, и тогда один горизонт расположится в бремсберговом поле капитального квершлага, а другой — в уклонном.

Шахтное поле пологих пластов рекомендуется делить на блоки (блоковое вскрытие при длине шахтного поля по простиранию более 8 км и при относительной метанообильности больше 15 м³/т суточной добычи).

Окончательный выбор типа шахты (индивидуальной или блоковой) необходимо обосновать технико-экономическим сравнением вариантов или ссылкой на соответствующие исследования, выполненные ранее.

§ 24. Наклонные и крутые пласты

Пласты тонкие и средней мощности. Один или свита пластов тонких и средней мощности вскрываются вертикальными стволами и этажными квершлагами, закладываемыми, как правило, в висячем боку одного или свиты пластов. Необходимость заложения стволов в лежащем боку пласта или свиты пластов должна быть обоснована специальными технико-экономическими расчетами.

Условия применения: угол падения пластов более 25° , размеры шахтного поля (для индивидуальной шахты): по простиранию — до 8—9 км, по падению — устанавливается проектом в условиях каждого конкретного месторождения.

Характеристика: срок службы этажа не менее 6—7 лет, вертикальная высота этажа при крутом падении не менее 110—120 м. Однако если технико-экономическое сравнение вариантов одноэтажной отработки и отработки сдвоенным этажом (с разбивкой на два подэтажа) покажет целесообразность последнего варианта, то вертикальная высота будет не менее 200—250 м. В этом случае в два раза уменьшается число этажных квершлагов, окоlostвольных дворов и т. д., что экономически выгодно.

Мощные пласты. Когда надо вскрывать один или свиту мощных пластов, то вертикальные стволы рекомендуется закладывать в лежащем боку пласта или в лежащем боку нижнего пласта вскрываемой свиты.

Вертикальная высота этажа должна быть не менее 110 м.

§ 25. Вскрытие месторождения наклонными стволами и штольнями

Вскрытие наклонными стволами встречается редко и, как правило, с целью сплошной конвейеризации транспорта угля от забоя до поверхности в благоприятных для этого природных условиях. Проведение наклонных стволов иногда может оказаться целесообразным и экономически выгодным для вспомогательных целей.

В зависимости от конкретного характера рельефа местности как для транспорта угля, так и для вспомогательных целей могут служить штольни. Иногда штольни могут служить только для вспомогательных целей.

Нередко бывает выгодно и даже необходимо комбинирование различных способов вскрытия.

§ 26. Выбор места заложения ствола

Речь идет о месте заложения подъемного ствола, зная которое нетрудно назначить место заложения вспомогательного и других стволов (если конечно предусматривается заложение нескольких стволов) с учетом рациональной компоновки поверхностных зданий и сооружений, а также выработок окоlostвольного двора.

Место заложения ствола определяется положением его по простиранию и вкрест простирания, а также по падению.

Выбор места заложения ствола на линии вкрест простирания

1. Свита пологих пластов вскрыта вертикальным стволом и одним капитальным квершлагом. Ставится вопрос о нахождении такого пункта на квершлагае, куда опустится ствол, при котором суммарная работа транспорта по квершлагам была бы наименьшей. Эта задача, как известно, решается аналитически или графически.

Аналитическое решение проще и менее трудоемко, чем графическое, и основывается на следующих положениях, установленных специальными исследованиями.

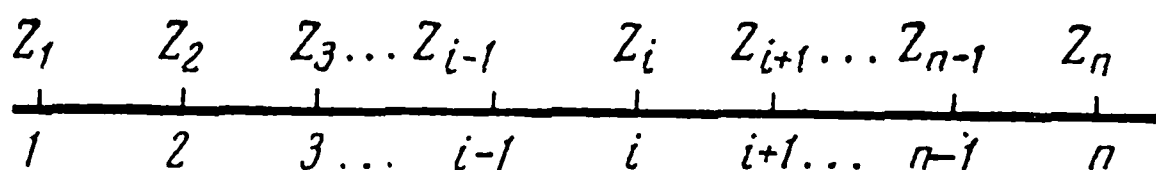


Рис. 44. Схема к определению места заложения ствола в случае сосредоточенных грузов

Первое положение: наивыгоднейшее положение ствола не зависит от расстояний откатки, а зависит только от величины и порядка расположения грузов (промышленных запасов пластов) на квершлагае.

Второе положение: ствол должен расположиться в пункте i (рис. 44) на квершлагае с таким грузом Z_i , который, будучи прибавлен к грузам, расположенным влево от него, дает сумму, большую, чем сумма грузов, расположенных вправо, и наоборот. Это положение аналитически записывается в виде следующих неравенств:

$$\begin{aligned} Z_i + \sum Z_{\text{лев}} &> \sum Z_{\text{прав}}; \\ Z_i + \sum Z_{\text{прав}} &> \sum Z_{\text{лев}}. \end{aligned} \quad (\text{VII.1})$$

При этом будет наименьшая работа по откатке грузов.

Третье положение: при условии

$$\sum Z_{\text{лев}} + Z_i = \sum Z_{\text{прав}} = \frac{\sum Z}{2} \quad (\text{VII.2})$$

ствол должен быть расположен как в пунктах i и $i + 1$ (пункт расположен вправо от i), так и где угодно между ними. При этом будет иметь место одинаковая и наименьшая работа по откатке грузов.

Четвертое положение: при условии

$$\sum Z_{\text{прав}} + Z_i = \sum Z_{\text{лев}} = \frac{\sum Z}{2} \quad (\text{VII.3})$$

ствол должен быть расположен как в пунктах i и $i - 1$ (пункт расположен влево от i), так и где угодно между ними, и притом, как и в предыдущем случае, получается одинаковая и наименьшая работа по откатке.

П я т о е п о л о ж е н и е: при двух пластах в свите ствол располагается в точке пересечения капитального квершлага с пластом, имеющим больший промышленный запас (или бóльшую мощность), а при одинаковых запасах (или одинаковой мощности) — в любой из двух точек пересечения квершлага с пластами или где угодно между ними.

Аналитическое решение выполняется в следующем порядке.

1. Вычерчивают расчетную схему, представляющую квершлаг, соединяющий крайние пласты свиты. Затем на квершлаг наносят пересекаемые им рабочие пласты в последовательности, соответствующей натуре (или заданию), в виде точек (или черточек) $1, 2, 3, \dots, i - 1, i, i + 1, \dots, n - 1, n$ (см. рис. 44). Над этими точками проставляют предварительно подсчитанные промышленные запасы пластов Z_1, Z_2, Z_3 и т. д. или их мощность m_1, m_2, m_3 и т. д. (если промышленные запасы пластов пропорциональны их мощностям). Указывать длину квершлага и расстояния между пластами необязательно.

2. Промышленные запасы пластов подсчитывают по формулам

$$\left. \begin{aligned} Z_1 &= F_1 m_1 \gamma_1 c_1; \\ Z_2 &= F_2 m_2 \gamma_2 c_2; \\ &\dots \dots \dots \\ Z_n &= F_n m_n \gamma_n c_n. \end{aligned} \right\} \quad (\text{VII.4})$$

где F_1, F_2, \dots, F_n — площадь, занимаемая соответствующим пластом в шахтном поле, м^2 ;

m_1, m_2, \dots, m_n — мощность соответствующего пласта, м ;

$\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ — объемная масса угля соответствующего пласта, $\text{т}/\text{м}^3$;

c_1, c_2, \dots, c_n — коэффициент извлечения запасов соответствующего пласта.

Если площадь F , объемная масса угля γ и коэффициент извлечения запасов c окажутся, как это часто бывает, одинаковыми или практически почти одинаковыми, т. е.

$$F_1 \gamma_1 c_1 = F_2 \gamma_2 c_2 = \dots = F_n \gamma_n c_n = F \gamma c,$$

то промышленные запасы пластов окажутся пропорциональными их мощностям, т. е.

$$Z_1 \sim m_1, Z_2 \sim m_2, \dots, Z_n \sim m_n. \quad (\text{VII.5})$$

Следовательно, в этом часто встречающемся случае промышленные запасы пластов Z во всех вышеприведенных и последующих

формулах могут быть заменены мощностью m соответствующего пласта. Это обстоятельство значительно упрощает работу по нахождению наивыгоднейшего пункта расположения ствола на квершлагае.

3. Определяют сумму всех грузов (запасов), расположенных на квершлагае,

$$\sum Z = Z_1 + Z_2 + Z_3 + \dots + Z_n \quad (\text{VII.6})$$

и находят ее половину $\frac{\sum Z}{2}$.

4. Руководствуясь приведенными выше положениями, определяют пункт на квершлагае, где должен быть расположен ствол, чтобы обеспечить минимальную работу по откатке на квершлагае. Для этого принимают в качестве искомого груза в последовательном порядке слева направо (или справа налево) расположенные на квершлагае грузы, определяют каждый раз сумму левых и правых грузов и проверяют, выполняется ли при этом значении Z_i условие одного из выше указанных положений.

При большом количестве грузов (пластов) решение задачи можно несколько упростить, если сначала определить по формуле (VII.6) половину всех грузов на квершлагае. Затем слева направо (или справа налево) в последовательном порядке, начиная с первого, складывают грузы до тех пор, пока сумма их не сделается равной или большей половины суммы всех грузов. Если последнее слагаемое, при котором сумма левых грузов становится равной

$$\sum Z_{\text{лев}} = Z_i + \sum Z_{\text{прав}} = \frac{\sum Z}{2}$$

или больше

$$\sum Z_{\text{лев}} > Z_i + \sum Z_{\text{прав}} > \frac{\sum Z}{2},$$

то в первом случае задача решается по четвертому положению, а во втором — по второму.

Пример 97. Свита пологих пластов со средней мощностью (считая от верхнего пласта к нижнему) $m_1 = 1,2$ м, $m_2 = 0,9$ м, $m_3 = 2$ м, $m_4 = 1,9$ м вскрыта вертикальным стволом и одним капитальным квершлагом. Хотя объемная масса угля и коэффициент извлечения запасов по пластам почти одинаковы, но площадь, занимаемая каждым пластом в шахтном поле, разная. Поэтому пропорциональность между промышленными запасом пласта и его мощностью отсутствует и запасы (в млн. т) составляют: $Z_1 = 30$, $Z_2 = 19$, $Z_3 = 38$ и $Z_4 = 45$. Требуется найти пункт на квершлагае для расположения ствола, который обеспечил бы наименьшую работу по откатке грузов на квершлагае.

Решение. 1. Находим сумму всех грузов (запасов), расположенных на квершлагае, по формуле (VII.6)

$$\sum Z = 30 + 19 + 38 + 45 = 132 \text{ млн. т,}$$

половина суммы равна $132 : 2 = 66$ млн. т.

2. Складывая запасы на квершлага слева направо, находим

$$\sum Z_{\text{лев}} = 30 + 19 = 49 \text{ млн. т.};$$

$$Z_i = 38 \text{ млн. т.};$$

$$\sum Z_{\text{прав}} = 45 \text{ млн. т.},$$

что дают неравенства (VII.1)

$$49 + 38 > 45 \quad \text{и} \quad 45 + 38 > 49.$$

Эти неравенства являются условием действия второго положения, согласно которому ствол должен быть расположен в точке пересечения квершлага с пластом мощностью $m_3 = 2$, где находится груз $Z_i = 38$ млн. т.

Восстановив перпендикуляр в этой точке, получим ее проекцию на поверхности, которая и будет местом заложения ствола на поверхности, а перпендикуляр будет осью ствола.

Пример 98. Свита пологих пластов мощностью (считая от верхнего пласта к нижнему) в среднем: $m_1 = 1,8$ м, $m_2 = 1,5$ м, $m_3 = 1$ м, $m_4 = 4,3$ м вскрыта вертикальным стволом и капитальным квершлагом. Промышленные запасы пластов составляют соответственно (в млн. т.): $Z_1 = 18$, $Z_2 = 15$, $Z_3 = 10$ и $Z_4 = 43$. Как видно, промышленные запасы пропорциональны мощностям пластов. Следовательно, как было сказано выше, решая задачу, мы имеем право запасы Z заменить мощностью соответствующего пласта. Требуется определить наиболее выгодное расположение ствола на квершлага.

Решение. 1. Находим сумму грузов (мощностей пластов) по формуле (VII.6)

$$\sum m = 1,8 + 1,5 + 1 + 4,3 = 8,6;$$

половина суммы мощностей составит $8,6 : 2 = 4,3$ м.

2. Далее определяем $\sum m_{\text{лев}} = 1,8 + 1,5 = 3,3$; $m_i = 1$ и $\sum m_{\text{прав}} = 4,3$, что позволяет получить условие (VII.2) $3,3 + 1 = 4,3$, относящееся к третьему положению, согласно которому ствол должен быть расположен в точке пересечения квершлага с пластом $m_3 = 1$ м или где угодно вправо от этой точки. Проектируя эту точку, как в предыдущем примере, на поверхность, получаем место заложения ствола.

Пример 99. Свиту пологих пластов мощностью в среднем $m_1 = 4,5$ м, $m_2 = 1$ м, $m_3 = 2$ м и $m_4 = 1,5$ м решено вскрывать вертикальным стволом и капитальным квершлагом. Промышленные запасы пластов пропорциональны их мощностям, т. е.

$$Z_1 \sim m_1, \quad Z_2 \sim m_2, \quad Z_3 \sim m_3 \quad \text{и} \quad Z_4 \sim m_4.$$

Требуется найти место расположения ствола на квершлага, отвечающее условию наименьшей работы по откатке грузов.

Решение. 1. Сумма мощностей пластов дает

$$\sum m = 4,5 + 1 + 2 + 1,5 = 9.$$

2. Складывая грузы в принятой последовательности, имеем: $\sum m_{\text{лев}} = 4,5$; $m_i = 1$ и $\sum m_{\text{прав}} = 2 + 1,5 = 3,5$, что дает равенство (VII.3) $4,5 = 1 + 3,5$.

Согласно четвертому положению, к которому относится это равенство, ствол надо расположить в точке пересечения квершлага с пластом $m_2 = 1$ м или где угодно влево от этой точки.

Пример 100. Свиту из двух пологих пластов мощностью $m_1 = 1,1$ м, $m_2 = 1,9$ м, промышленные запасы которых пропорциональны их мощностям, предполагается вскрыть вертикальным стволом и капитальным квершлагом. Требуется определить место расположения ствола на квершлагае.

Решение. Согласно пятому положению ствол должен быть расположен в точке пересечения квершлага с пластом большей мощности, так как в этом случае подлежит транспортировать по квершлагау меньший запас.

Пример 101. Два пологих пласта одинаковой мощности и с равными промышленными запасами решено вскрыть вертикальным стволом и капитальным квершлагом. Требуется определить место расположения ствола на квершлагае.

Решение. Согласно пятому положению ствол может быть расположен где угодно на квершлагае, включая точки пересечения последнего с пластами.

2. Свита пластов вскрыта вертикальным стволом и квершлагами этажными, погоризонтными или капитальными. Когда для вскрытия используется не один, а несколько квершлагов, применимы те же (указанные выше) положения, так как суммарная работа транспорта, зависящая исключительно от величины и порядка расположения грузов, не изменится от того, происходит ли откатка на одном квершлагае (горизонте) или на разных.

В таком случае для определения места заложения ствола, обеспечивающего наименьшую суммарную работу транспорта по всем квершлагам, поступают так. На схеме вскрытия вкрест простирания, выполненной в масштабе (рис. 45), проводят линию AB , параллельную квершлагам, и проектируют на нее все места (точки) сосредоточения грузов на квершлагах. В точки проекций переносят (проставляют) соответствующие грузы (или величины, пропорциональные им, например мощности пластов) и находят оптимальный пункт, руководствуясь приведенными выше положениями.

Пример 102. Свиту пластов мощностью $m_1 = 1,2$ м, $m_2 = 1,5$ м, $m_3 = 1,1$ м и $m_4 = 1,3$ м, промышленные запасы которых пропорциональны их мощностям, решено вскрыть вертикальным стволом и этажными квершлагами. Требуется найти наиболее выгодное место заложения ствола.

Решение. 1. Вычерчиваем схему вскрытия на разрезе вкрест простирания (см. рис. 45), проводим линию AB , параллельную квершлагам, и проектируем на нее все точки пересечения этажных откаточных квершлагов с пластами, в которых сосредоточены грузы (промышленные запасы этажей), или величины, пропорциональные им

(в данном случае такими величинами являются мощности пластов). В точки проекций переносим соответствующие мощности пластов.

Таким образом, линия AB представляет собой воображаемый капитальный квершлаг. Следовательно, к нему полностью применимы положения, существующие для капитального квершлага.

2. Находим сумму грузов, расположенных на воображаемом квершлагге AB . Так как в данном случае мощность одного и того же пласта — величина, пропорциональная грузу, — встречается 4 раза (что соответствует числу этажей на рис. 45), то для сокращения длины записи напишем так:

$$\sum m = 4(1,2 + 1,5 + 1,1 + 1,3) = 20,4.$$

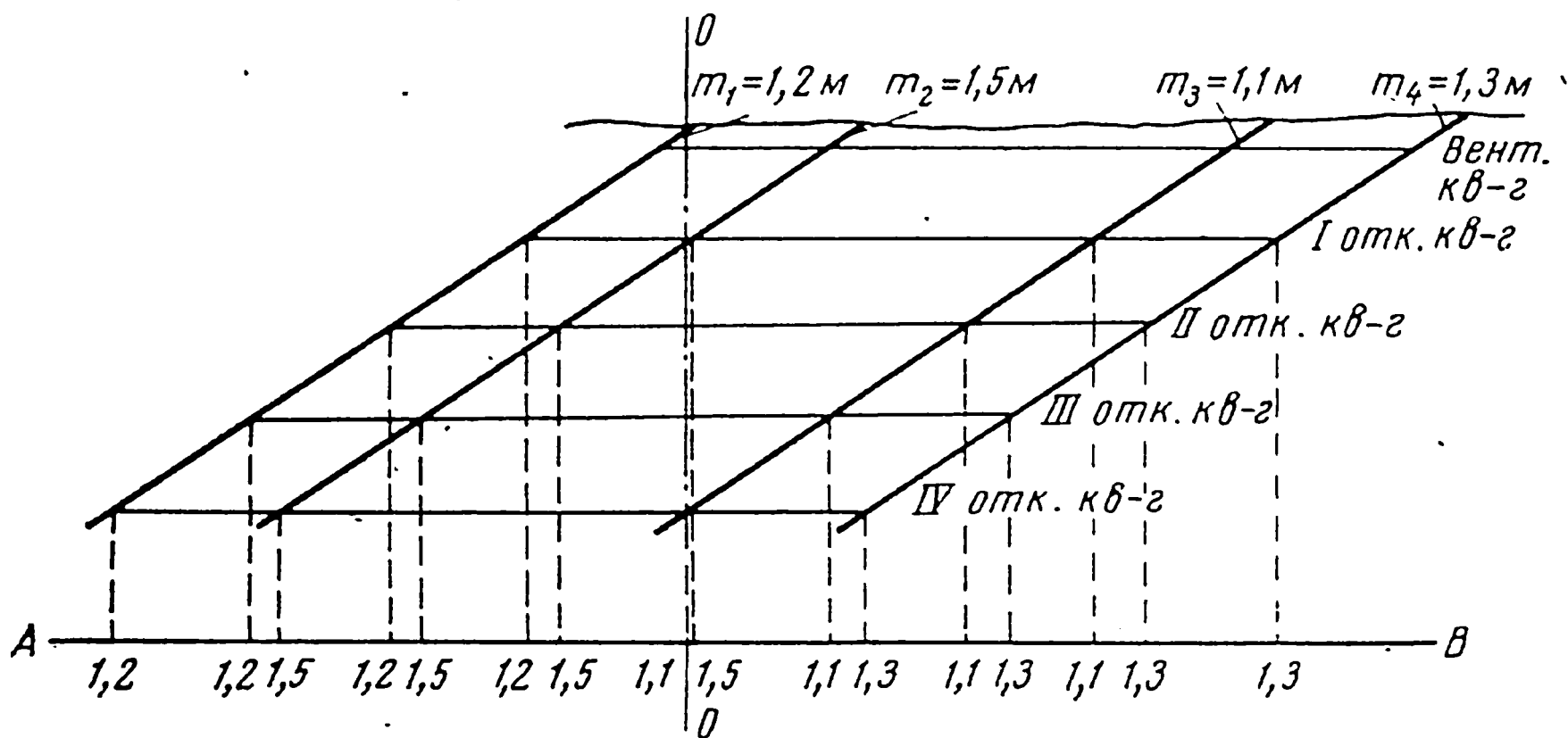


Рис. 45. Схема к примерам 101 и 102

Находим половину суммы $20,4 : 2 = 10,2$.

Затем, следуя ранее знакомой методике, слева направо (или справа налево) в последовательном порядке, начиная с первого, складываем грузы до тех пор, пока сумма их не сделается равной или большей половины суммы всех грузов:

$$\sum m_{\text{лев}} = 1,2 + 1,2 + 1,5 + 1,2 + 1,5 + 1,2 + 1,5 + 1,1 = 10,4 > 10,2.$$

Последнее слагаемое 1,1, при котором сумма левых грузов стала больше половины суммы всех грузов, и является грузом $m_i = 1,1$.

Таким образом, имеют место неравенства (VII.1)

$$9,3 + 1,1 > 10; \quad 10 + 1,1 > 9,3.$$

Согласно второму положению, к которому относятся эти неравенства, ствол должен пройти через точку пересечения IV этажного откаточного квершлага с пластом $m_3 = 1,1$ м, где находится груз $m_n = 1,1$ (на рис. 45 ось ствола, проходящая через найденную точку, обозначена вертикальной линией $O - O$).

Пример 103. Свита из трех пологих пластов мощностью $m_1 = 1,5$ м, $m_2 = 2$ м и $m_3 = 1,4$ м будет вскрыта вертикальным стволом и двумя квершлагами-погоризонтными и капитальным (рис. 46). Таким образом, капитальный квершлаг, как обычно, будет обслуживать как бремсберговое поле, так и уклонное, т. е. количество грузов, транспортируемых по этому квершлагу, будет вдвое больше, чем по погоризонтному квершлагу. Горизонты имеют одинаковую наклонную длину. Промышленные запасы пластов пропорциональны их мощностям. Требуется найти наивыгоднейшее место заложения ствола.

Решение 1. По исходным данным строим расчетную схему (см. рис. 46). На линию AB , проведенную параллельно квершлагам,

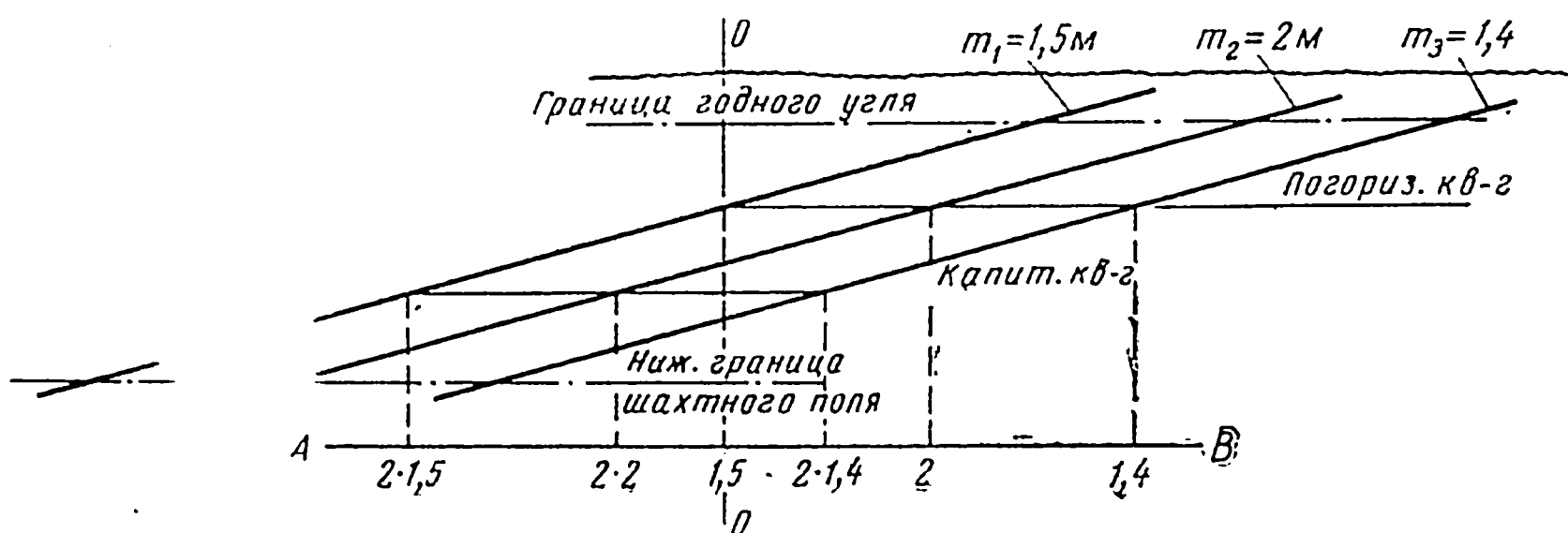


Рис. 46. Схема к примеру 103

проектируем все точки пересечения квершлагов с пластами, где находятся сосредоточенные грузы в виде мощности пластов. При этом в точках пересечения капитального квершлага с пластами грузы удваиваем, так как этот квершлаг обслуживает два горизонта (бремсберговое поле и уклонное). В точки проекций переносим соответствующие грузы (мощности).

Таким образом, получаем, как и в предыдущем примере, воображаемый капитальный квершлаг AB с нанесенными на нем грузами (см. рис. 46).

2. Сумма грузов на квершлаге

$$\sum m = 2 \cdot 1,5 + 2 \cdot 2 + 1,5 + 2 \cdot 1,4 + 2 + 1,4 = 14,7, \quad \text{половина}$$

суммы составит $14,7 : 2 = 7,35$.

3. Складывая грузы слева направо, как и в предыдущем примере, получаем $\sum m_{\text{лев}} = 7$; $m_i = 1,5$; $\sum m_{\text{прав}} = 6,2$, что дает основание написать неравенства (VII.1)

$$7 + 1,5 > 6,2; \quad 6,2 + 1,5 > 7.$$

Согласно второму положению ствол в данном случае должен пройти через точку пересечения погоризонтного квершлага с пластом $m_1 = 1,5$ м (на рис. 46 ось ствола, проходящая через найденную точку, показана вертикальной линией $O - O'$).

Пример 104. Пологий пласт мощностью $m = 2$ м решено вскрывать вертикальным стволом и погоризонтными квершлагами. Число горизонтов три, и все они будут разрабатываться бремсбергами (рис. 47). Промышленные запасы горизонтов одинаковы и пропорциональны мощности пласта. Требуется найти наивыгоднейшее место расположения ствола.

Решение. 1. Проводим линию AB , параллельную квершлагам, и на нее проектируем все точки пересечения квершлагов с пластом. Перенеся в точки проекций все грузы, суммируем их:

$$\sum m = 2 + 2 + 2 = 6.$$

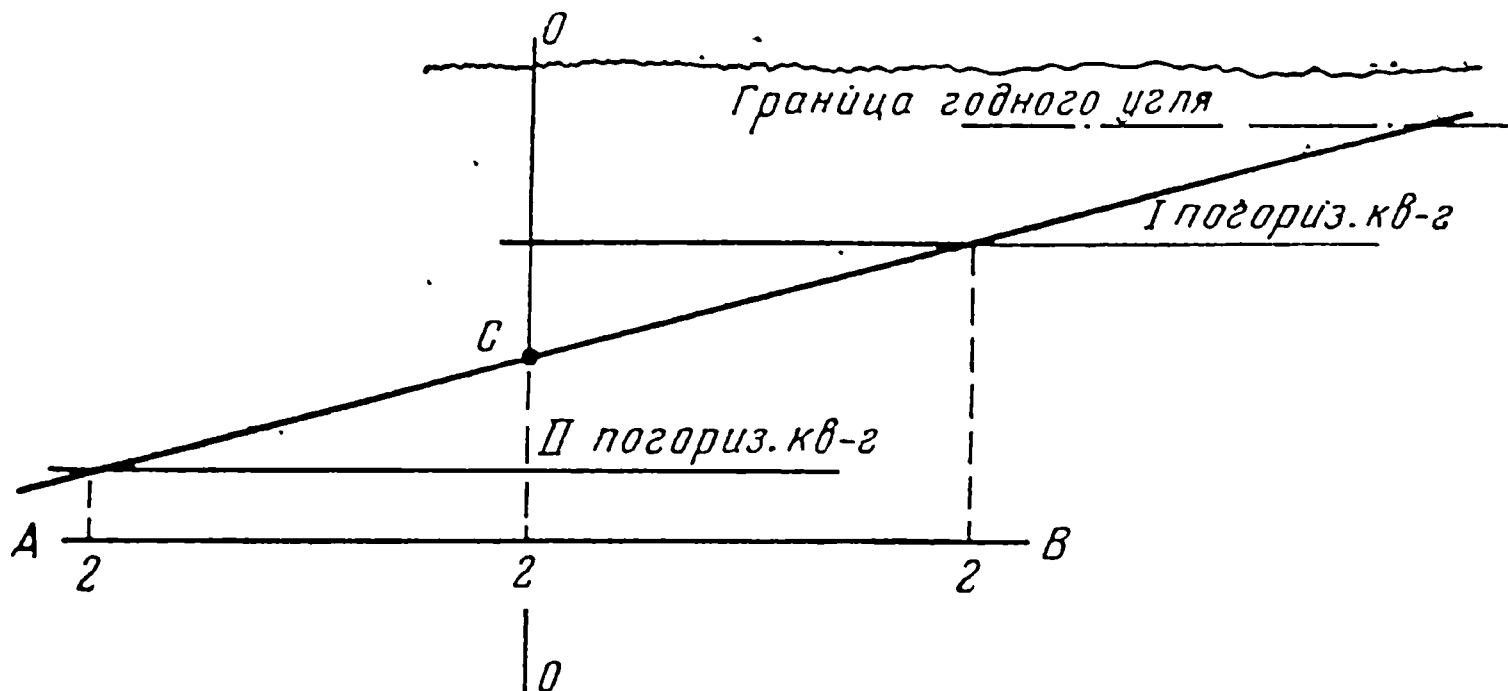


Рис. 47. Схема к примеру 104

Далее получаем неравенства (VII.1)

$$2 + 2 > 2 \quad \text{и} \quad 2 + 2 > 2.$$

Согласно второму положению ствол должен пройти через пограничную точку C между вторым и третьим горизонтами (на рис. 47 ось ствола, проходящая через точку C , обозначена вертикальной линией $O - O$). Из рисунка видно, что на втором горизонте, проходящем через точку C , погоризонтного квершлага не будет, так как грузы этого горизонта по горизонтальному откаточному штреку поступают прямо в околоствольный двор, расположенный в пункте C .

При вскрытии одного крутого пласта (за исключением пласта большой мощности) вертикальным стволом и этажными квершлагами задача нахождения оптимального пункта заложения ствола решается точно таким же способом, как в примере 102.

При вскрытии одного или свиты крутых мощных пластов вертикальным стволом и этажными квершлагами место заложения ствола на линии вкрест простирания указанными методами и правилами не определяют, а закладывают в лежащем боку пласта (свиты), руководствуясь специальной инструкцией, учитывающей влияние целого ряда факторов, в том числе углов сдвигения боковых пород.

Выбор места заложения ствола на линии по простиранию

Для определения наивыгоднейшего места заложения ствола на линии по простиранию по существу применяют те же методы и положения, которые применяются для определения этого места на линии вкрест простирания.

Если грузы поступают на главный откаточный штрёк (пластовый или полевой) через уклон, бремсберг или промежуточный квершлаг, то эти грузы рассматриваются как сосредоточенные в точках сопряжения этих выработок с главным штреком, и тогда получается полная аналогия с грузами, сосредоточенными в точках пересечения капитального квершлага с пластами свиты.

Если же грузы, поступающие на главный откаточный штрек, распределенные, то их заменяем совокупностью элементарных сосредоточенных грузов ΔZ_i , и тогда имеем право переписать известные неравенства (VII.1) в виде

$$\left. \begin{aligned} \Delta Z_i + \sum \Delta Z_{\text{лев}} &> \sum \Delta Z_{\text{прав}}; \\ \Delta Z_i + \sum \Delta Z_{\text{прав}} &> \sum \Delta Z_{\text{лев}}; \\ \text{при } \Delta Z_i \rightarrow 0 \quad \sum \Delta Z_{\text{лев}} &= \sum \Delta Z_{\text{прав}} = \frac{Z}{2}, \end{aligned} \right\} \quad (\text{VII.7})$$

где Z — запасы пластов всего шахтного поля.

Отсюда вытекает следующее правило: *наивыгоднейшее место заложения ствола в случае распределенных грузов совпадает с линией, делящей промышленный запас шахтного поля пополам (а не его длину по простиранию пополам).*

Когда шахтное поле представляет прямоугольник или почти прямоугольник с длиной по простиранию S с равномерно распределенным запасом Z , линия, равноделящая запасы поля, проходит по его середине, т. е. делит поле на два равных крыла длиной $\frac{S}{2}$.

Пример 105. Форма шахтного поля — почти параллелограмм, а размеры по трем вскрываемым пластам одинаковы: по простиранию $S = 5500$ м, по падению $H = 2400$ м. Мощность пластов, считая сверху вниз: $m_1 = 1,2$ м, $m_2 = 1,3$ м и $m_3 = 2,5$ м, $\alpha = 13^\circ$, объемная масса угля по пластам одинакова ($\gamma = 1,35$ т/м³). Требуется найти линию, равноделящую запасы шахтного поля по простиранию.

Решение. Поскольку форма шахтного поля представляет знакомую геометрическую фигуру, а мощность пластов и объемная масса угля остаются величинами постоянными, то искомая линия, равноделящая запасы шахтного поля по простиранию, должна пройти через точку пересечения диагоналей параллелограмма и быть перпендикулярной линии простирания.

Пример 106. Площадь шахтного поля по пластам неодинакова, неодинакова также средняя рабочая мощность пластов на отдельных площадях шахтного поля. Запасы (грузы) по простиранию шахтного поля являются распределенными. Результаты подсчетов запасов

(в млн. т.), произведенных по отдельным площадям (участкам) шахтного поля, показали следующее распределение промышленных запасов шахты по простиранию (рис. 48).

Требуется найти положение линии, равноделящей промышленные запасы шахтного поля по простиранию.

Решение. 1. Учитывая, что при подсчете промышленных запасов каждого участка (площади) шахтного поля принята средняя для этой площади рабочая мощность пластов, и желая упростить решение задач, будем считать, что запасы данного участка распределены равномерно по длине этого участка по простиранию.

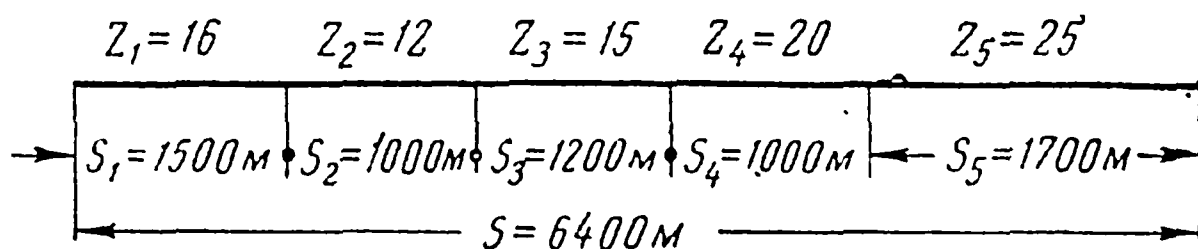


Рис. 48. Схема к примеру 106

2. По формуле (VII.7) находим половину запасов

$$\sum Z_{\text{лев}} = \sum Z_{\text{прав}} = \frac{88}{2} = 44 \text{ млн. т.}$$

3. Складываем грузы слева направо (см. рис. 48) до тех пор, пока не получится суммарная половина всех запасов шахтного поля:

$$Z_1 + Z_2 + Z_3 + 0,05Z_4 = 16 + 12 + 15 + 0,05 \cdot 20 = 44 \text{ млн. т.}$$

Мы видим, что для получения половины всех запасов шахтного поля надо к сумме запасов трех участков слева прибавить 5% запасов четвертого участка, что составляет 1 млн. т.

4. Согласно допущению (см. пункт 1 настоящего решения) на 1 м длины четвертого участка по простиранию (см. рис. 48) приходится 20 000 т запасов. Следовательно, запасы, равные 1 млн. т, добавленные к сумме запасов трех участков слева, занимают часть длины участка по простиранию, равную $\frac{1\,000\,000}{20\,000} = 50$ м.

Таким образом, линия, равноделящая промышленные запасы шахтного поля по простиранию, проходит через точку на линии простирания, расположенную на расстоянии $S_5 + S_4 - 50 = 1700 + 1000 - 50 = 2650$ м от правой границы шахтного поля или на расстоянии $6400 - 2650 = 3750$ м от левой границы.

Выбор места заложения вертикального ствола на линии падения пологих и наклонных пластов при вскрытии одним капитальным квершлагом

Линия по падению пласта OO (рис. 49), на которой требуется найти наиболее выгодное место заложения ствола, всегда является линией, равноделящей запасы шахтного поля по простиранию.

Определить наиболее выгодное место заложения ствола на линии OO , пользуясь только одним из уже рассмотренных методов, невозможно. Выбор места заложения ствола в этом случае осуществляется так называемым «методом вариантов», рассмотрение которого, согласно программе изучаемого курса, не входит в нашу задачу.

Если перенести пункт заложения ствола на линии OO из точки M в точку N (см. рис. 49), то ствол и бремсберг станут длиннее на величину соответственно Δl и MN , а уклон — короче, на ту же величину MN , и наоборот.

Длина капитального квершлага, откаточного штрека, количество транспортируемых по ним грузов и наиболее выгодные пункты заложения ствола на квершлагах и на линии по простиранию во всех случаях переноса точки M на линии OO вверх или вниз остаются неизменными. Поэтому квершлаг и штрек, как факторы, не влияющие на выбор наиболее выгодного места заложения ствола на линии OO , из рассмотрения исключаются.

Из результатов многочисленных исследований этого вопроса «методом вариантов» вытекает важное практическое правило, которое гласит: если общее число этажей или ярусов в шахтном поле или в поле, обслуживаемом одним капитальным квершлагом, n_{Σ} (n_{Σ}) четное, то оно делится поровну между бремсберговым и уклонным полями шахты или капитального квершлага, т. е.

$$n_{бр} = \frac{n_{\Sigma}}{2} = \frac{n_{\Sigma}}{2}, \quad (VII.8)$$

где $n_{бр}$ — число этажей (ярусов) в бремсберговом поле.

Если же n_{Σ} (n_{Σ}) число нечетное, то

$$n_{бр} = \frac{n_{\Sigma} + 1}{2} = \frac{n_{\Sigma} + 1}{2}, \quad (VII.9)$$

т. е. число этажей (ярусов) в бремсберговом поле должно быть на единицу больше.

Пример 107. Требуется определить число этажей в бремсберговом и уклонном полях шахты для двух случаев: когда общее число этажей в шахтном поле четное ($n_{\Sigma} = 6$) и когда общее число этажей

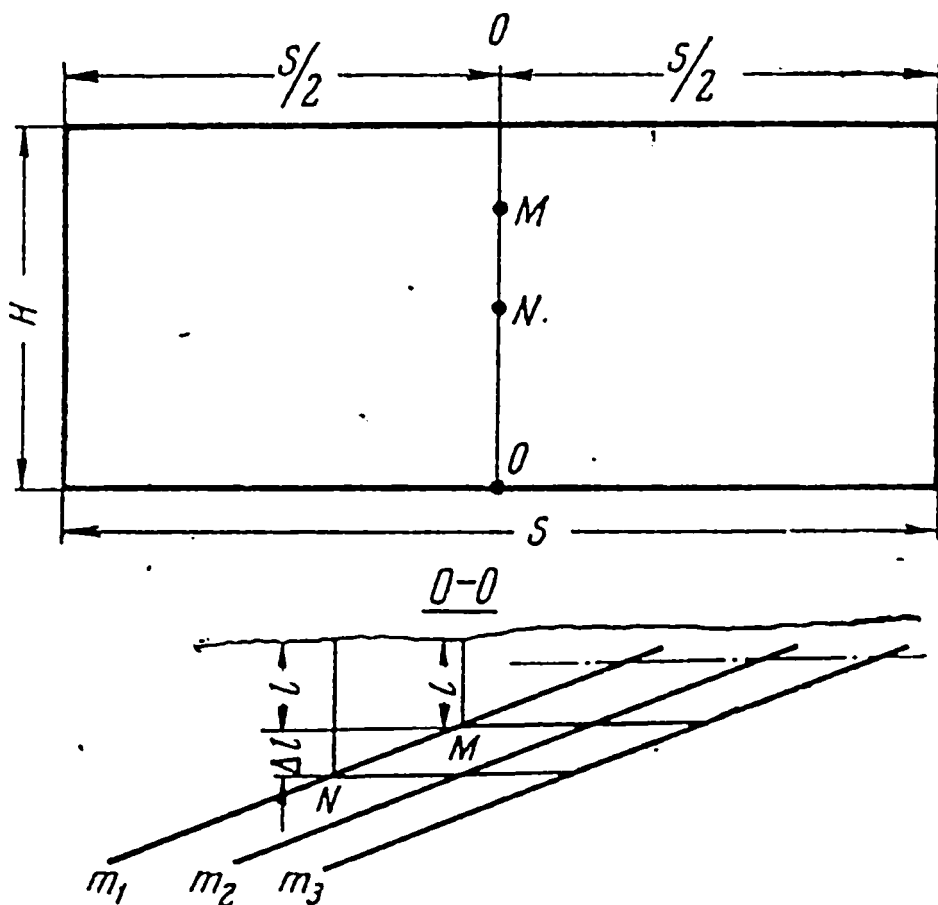


Рис. 49. Схема к определению места заложения ствола на линии падения при вскрытии капитальным квершлагом

в шахтном поле нечетное ($n_3 = 7$). В обоих случаях шахтное поле вскрыто вертикальным стволом и одним капитальным квершлагом.

Решение. В первом случае число этажей в бремсберговом поле по формуле (VII.8) составит $n_{бр} = \frac{6}{2} = 3$.

Столько же этажей будет и в уклонном поле шахты.

Во втором случае число этажей в бремсберговом поле определяем по формуле (VII.9) $n_{бр} = \frac{7+1}{2} = 4$, а в уклонном поле будет $7 - 4 = 3$.

Пример 108. Шахтное поле длиной по падению 3700 м вскрыто комбинированным способом: верхний горизонт наклонной длиной 1300 м вскрыт горизонтным (погоризонтным) квершлагом, а оставшаяся длина по падению — 2400 м вскрыта одним капитальным квершлагом, обслуживающим, как обычно, и бремсберговое, и уклонное поля. Схема подготовки панельная. Число ярусов в поле, вскрываемом капитальным квершлагом, нечетное ($n_я = 7$). Требуется установить число ярусов в бремсберговом и уклонном полях капитального квершлага.

Решение. По формуле (VII.9) находим число ярусов в бремсберговом поле капитального квершлага

$n_{бр} = \frac{7+1}{2} = 4$, а в уклонном поле число ярусов будет $7 - 4 = 3$.

Выбор места заложения вертикального подъемного ствола на поле шахты при вскрытии одного или свиты пластов с углом падения $0 - 5^\circ$

На плане шахтного поля, вычерченном в масштабе, намечают линии (оси) штреков главных направлений $г - г$ и $д - д$ (рис. 50). Проводят линии $A - A$ и $B - B$ параллельно соответственно ли-

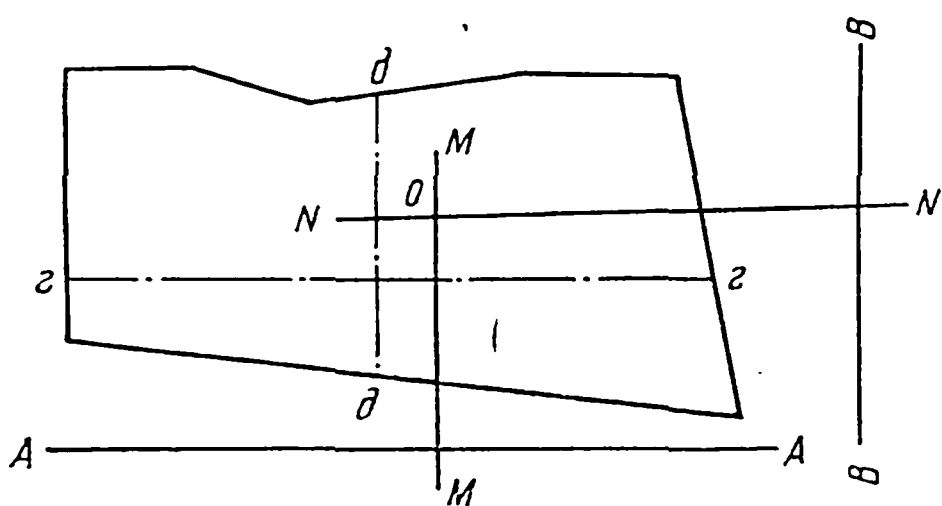


Рис. 50. Схема к нахождению места заложения ствола с неравномерно распределенными запасами при горизонтальном залегании

ниям (осям) $г - г$ и $д - д$ и проектируют на них все запасы (грузы) шахтного поля, подлежащие транспортированию по штрекам главных направлений. Далее, пользуясь вышеизложенными положениями, находят линии $M - M$ и $N - N$, равноделящие запасы шахтного поля, которые были спроектированы на линии $A - A$ и $B - B$. Точка пересечения линий $M - M$ и $N - N$ и дает искомое место заложения ствола.

Пример 109. Размеры шахтного поля пластов горизонтального залегания: длина $S = 6000$ м, ширина $H = 3000$ м. Распределение

промышленных запасов по длине и ширине шахтного поля показано на рис. 51. Причем промышленные запасы на отдельных участках длины и ширины шахтного поля Z_1, Z_2, \dots, Z_6 выражены в млн. т. Распределение запасов по длине отдельных участков можно считать равномерным. Требуется найти наивыгоднейший пункт заложения ствола на шахтном поле.

Решение. 1. Подсчитываем сумму промышленных запасов, распределенных по:

длине шахтного поля $Z = 18 + 20 + 25 + 30 = 93$ млн. т;

ширине шахтного поля $Z = 60 + 33 = 93$ млн. т.

2. Находим половину суммы запасов шахтного поля $93 : 2 = 46,5$ млн. т.

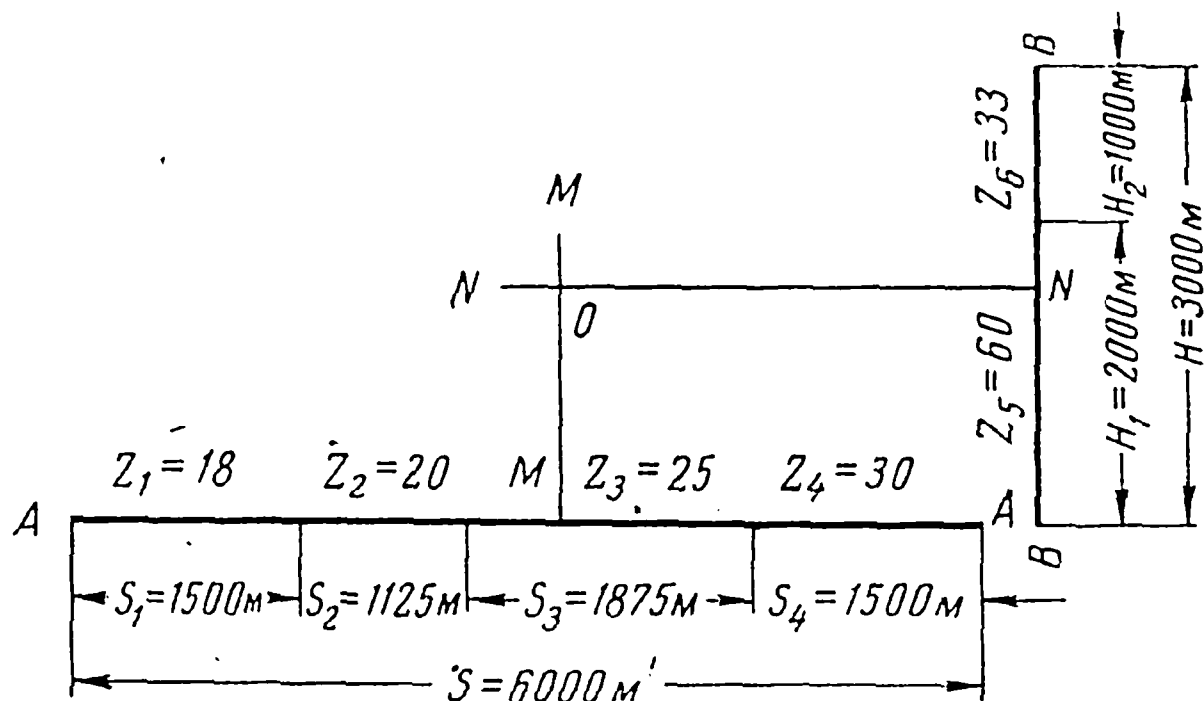


Рис. 51. Схема к примеру 109

3. По формуле (VII.7) складываем слева направо запасы, распределенные по длине шахтного поля, до тех пор, пока не получим половину суммы всех запасов шахтного поля:

$$Z_1 + Z_2 + 0,34Z_3 = 18 + 20 + 0,34 \cdot 25 = 46,5 \text{ млн. т.},$$

где 0,34 — доля от запасов $Z_3 = 25$ млн. т., которую надо прибавить к сумме запасов, расположенных слева, чтобы получить половину всех запасов шахтного поля, равную 46,5 млн. т.

Учитывая, что по условию задачи запасы $Z_3 = 25$ млн. т, расположенные на участке $S_3 = 1875$ м, распределены равномерно, находим ту часть длины участка $S_3 = 1875$ м, на которой расположены эти запасы, по формуле $0,34 S_3 = 0,34 \cdot 1875 \approx 640$ м.

4. Линия, равноделящая запасы шахтного поля по его длине, находится на расстоянии $S_1 + S_2 + 640 = 1500 + 1125 + 640 = 3265$ м от левой границы шахтного поля по длине или $6000 - 3265 = 2735$ м от правой.

5. В таком же порядке решается задача нахождения линии, равноделящей запасы, распределенные по ширине шахтного поля. Половину запасов шахтного поля мы уже знаем, и она составляет 46,5 млн. т.

Для получения этой половины от запасов, распределенных по ширине шахтного поля, необходимо к запасам Z_6 прибавить часть запасов Z_5 . Эта часть равна $46,5 - 33 = 13,5$ млн. т, что составляет $\frac{13,5}{60} \cdot 100 = 22,5\%$ запасов Z_5 , или в долях от единицы это будет $0,225$.

Учитывая, что по условию задачи запасы Z_5 на участке H_1 распределены равномерно, находим ту часть участка H_1 , на которой расположены эти запасы в количестве $13,5$ млн. т, по формуле $0,225H_1 = 0,225 \cdot 2000 = 450$ м.

Следовательно, линия, равноделящая запасы шахтного поля, распределенные по его ширине, проходит на расстоянии $H_2 + 450 = 1000 + 450 = 1450$ м от правой границы шахтного поля по ширине или $3000 - 1450 = 1550$ м от левой границы по ширине.

Точка пересечения O двух найденных линий MM и NN , равноделящих запасы шахтного поля по длине и ширине, дает искомое место заложения ствола.

Выбор места заложения наклонного ствола

Как было сказано выше, месторождение может быть вскрыто наклонными стволами, если это обосновано технико-экономическими расчетами. Наклонные стволы могут быть пройдены как по линии падения, так и вкрест линии падения. Во всех случаях подъемный (выдачной) ствол надо заложить так, чтобы запасы по крыльям шахты были равными. Если свита пластов вскрывается наклонными стволами и квершлагами, что встречается весьма редко, то для устранения или уменьшения потерь угля в околоствольных целиках и снижения расходов на поддержание стволов подъемный ствол целесооб-

Т а б л и ц а 37

Исходные данные	Варианты задач			
	1	2	3	4
Число этажей	—	—	5	—
Число горизонтов, с которых производится подъем грузов	1	2	5	3
Угол падения, градус	15	15	60	12
Число пластов				
Промышленные запасы пластов пропорциональны их мощностям:				
m_1	1	1,2	0,9	1,5
m_2	1,5	1,3	1,1	1,2
m_3	0,75	1,5	1,2	1,7
m_4	1,25	1,0	1,3	1,0
m_5	1,5	—	0,8	—
m_6	—	—	1,5	—

разно проводить по нижнему пласту свиты, а еще лучше по породе лежащего бока. В этом случае вопрос о выборе места заложения наклонного ствола на кваршлагае, соединяющем крайние пласты свиты, отпадает.

Рельеф местности, наличие водоемов на поверхности, карстовых явлений и пр. вынуждают в ряде случаев сместить место заложения ствола от расчетного.

Задачи к главе VII. Требуется определить наивыгоднейшее место расположения ствола на линии вкрест простирания пластов при исходных данных, приведенных в табл. 37.

Условия задачи даны для четырех вариантов: 1 и 2 вариантам соответствует способ вскрытия вертикальным стволом и капитальным квершлагом, 3 варианту — вертикальным стволом и этажными квершлагами, а 4 — вертикальным стволом и погоризонтными квершлагами.

ГЛАВА VIII

ПРОВЕТРИВАНИЕ ШАХТ

§ 27. Подсчеты количества воздуха для проветривания шахт

Газообильность шахт

Абсолютная газообильность шахты подсчитывается по формулам:
по углекислоте

$$Q_y = \frac{n_2 - 0,04}{100} Q \cdot 24 \cdot 60 \text{ м}^3/\text{сутки}; \quad (\text{VIII.1})$$

по метану

$$Q_m = \frac{n_2}{100} Q \cdot 24 \cdot 60 \text{ м}^3/\text{сутки}, \quad (\text{VIII.2})$$

где Q — количество воздуха, подаваемого в шахту, $\text{м}^3/\text{мин}$;

n_2 — содержание углекислоты или метана в общей исходящей из шахты струе, % по объему (максимально допустимое содержание, согласно ПБ, $n_2 \leq 0,75\%$);

0,04 — содержание углекислоты в поступающем в шахту воздухе, %.

Относительная газообильность шахты равна соответственно:

по углекислоте

$$q_y = \frac{Q_y}{A_c} \text{ м}^3/\text{т}; \quad (\text{VIII.3})$$

по метану

$$q_m = \frac{Q_m}{A_c} \text{ м}^3/\text{т}, \quad (\text{VIII.4})$$

где A_c — суточная добыча шахты, т.

В зависимости от величины относительной газообильности по метану или по углекислоте шахты делятся на четыре категории, для каждой из которых установлена норма воздуха (табл. 38), определяемая по формуле

$$q = \frac{q_m}{14,4n_2} \text{ м}^3/\text{мин на 1 т суточной добычи}. \quad (\text{VIII.5})$$

Прогноз метанообильности проектируемых шахт производится по степени метанообильности, характеризующей увеличение отно-

Категория шахт по газу	Относительная газообильность шахты, м ³ /т	Норма воздуха на 1 т суточной добычи шахты, м ³ /мин
I	До 5	1,0
II	От 5 до 10	1,25
III	От 10 до 15	1,5
Сверхкатегорные	Свыше 15	Не менее 1,5 и определяется по формуле (VIII.5)

сительной метанообильности шахты при глубине горных работ H , по формуле

$$q_m = q_0 + \frac{H - H_0}{H_c} = (2 \div 3) + \frac{H - H_0}{H_c} \text{ м}^3/\text{т}, \quad (\text{VIII.6})$$

где q_0 — метанообильность шахты на границе зоны газового выветривания на глубине этой зоны H_0 , м; при проектировании новой шахты метанообильность на глубине H_0 ориентировочно принимают $q_0 = 2 \div 3 \text{ м}^3/\text{т}$, если нет более обоснованных данных. Глубину H_0 принимают в пределах 100—300 м для Донбасса, 50—150 м для Кузбасса, 100—250 м для Карагандинского бассейна и 80—230 м для Воркутского месторождения;

H_c — степень метанообильности шахты; принимают для указанных бассейнов соответственно в пределах 20—35 м; 10—25 м, 6—25 м и 4—25 м.

Пример 110. Определить абсолютную и относительную метанообильность шахты, если известны: количество воздуха, выходящего из шахты, $Q = 5000 \text{ м}^3/\text{мин}$ и содержание метана в исходящей из шахты струе $n_2 = 0,65\%$, а также определить категорию шахты по метану, если $A_c = 4600 \text{ т}$ в сутки.

Решение. 1. Абсолютное количество метана, выделяющегося из шахты в течение суток, по формуле (VIII.2)

$$Q_m = \frac{0,65}{100} \cdot 5000 \cdot 24 \cdot 60 = 46800 \text{ м}^3.$$

2. Относительная метанообильность шахты по формуле (VIII.4)

$$q_m = \frac{46800}{4600} = 10,17 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Так как относительная метанообильность шахтного воздуха равна 10,17 м³/т, то шахту следует отнести к III категории по метану. Норма воздуха для шахты III категории (по данным табл. 38) составляет $q = 1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 т суточной добычи.

Пример 111. Требуется прогнозировать относительную метанообильность шахты на глубине $H = 500 \text{ м}$, если $H_0 = 150 \text{ м}$, $H_c = 25 \text{ м}$ и $q_0 = 2 \text{ м}^3/\text{т}$.

Р е ш е н и е. Относительную метанообильность шахты на глубине 500 м определяем по формуле (VIII.6)

$$q_m = 2 + \frac{500 - 150}{25} = 16 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Таким образом, шахта на глубине 500 м должна считаться сверхкатегорной.

Расчет количества воздуха для шахт

Как известно, количество воздуха для всей шахты подсчитывают несколькими способами и принимают наибольшее. Так как для угольной шахты способ подсчета по добыче всегда дает наибольшее количество воздуха, то в дальнейшем расчет будем производить только по этому способу. Способ подсчета по добыче основан на принципе разжижения (разбавления) вредных газов до нормы, допустимой ПБ. Норма разжижения в общешахтной исходящей струе составляет $n = 0,75\%$ (по объему) для метана (углекислоты). Исходя из указанной нормы разжижения метана, для шахт I, II и III категорий установлены нормы подачи свежего воздуха в шахту соответственно 1; 1,25 и 1,5 м³ в минуту на 1 т суточной добычи (см. табл. 38). Следует заметить, что для наибольшей гарантии безопасности указанные нормы подачи воздуха значительно завышены по сравнению с тем количеством воздуха, которое следовало бы подавать в шахту для достижения требуемой нормы разжижения ($n = 0,75\%$). Если норма разжижения метана в общешахтной исходящей струе $n = 0,75\%$ является средней величиной по шахте, то в струе, исходящей из отдельных забоев в шахте, содержание метана может быть больше (например, в струе, исходящей из лавы, содержание метана не должно превышать 1%) и меньше средней нормы.

Способ подсчета по добыче может быть осуществлен одним из двух методов: по первому методу количество воздуха рассчитывается сразу для всей шахты в целом и затем оно распределяется по местам его потребления (по лавам, камерам и т. д.), а по второму методу оно определяется вначале для каждого места его потребления (лавы, камеры и т. д.) и затем суммируется по всей шахте.

Первый метод прост и менее трудоемок, а второй метод, называемый забойным или от забоя, более совершенен по идее, но трудоемок и требует наличия большого количества исходных данных.

Второй метод описан во «Временной инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания угольных шахт», издание 1966 г., которая, в свою очередь, составлена на основании материалов прогноза, помещенных во «Временной инструкции по прогнозу метанообильности угольных шахт», издание 1965 г. Исходные данные в указанных инструкциях приняты с точностью $\pm 30\%$. Поскольку расчет по второму методу основан на этих исходных данных прогноза, его точность не может быть выше точности исходных

данных. Для укрупненных расчетов проветривания шахты наиболее приемлемым является первый метод.

Первый метод. Количество воздуха для всей шахты подсчитывается по формуле

$$Q = qA_c z \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{VIII.7})$$

где q — норма воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$, на тонну суточной добычи; значение q берется по данным табл. 44, а при относительной метанообильности $q_m = 15 \text{ м}^3/\text{т}$ определяется по формуле (VIII.5), но принимается не менее $1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 т суточной добычи; z — коэффициент запаса воздуха, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство, подземные и поверхностные сооружения и устройства, а также неравномерность газовыделения в шахте; принимается $z = 1,45 \div 1,5$.

Если шахта разрабатывает несколько пластов, то категорию шахты по метану устанавливают по относительной метанообильности наиболее газоносного пласта, а последнюю — по метанообильности наиболее газоносного участка.

Допускается также подсчет количества воздуха отдельно для каждого разрабатываемого данной шахтой пласта в соответствии с относительной метанообильностью его выработок и суточной добычей с пласта с последующим суммированием количества воздуха в масштабе шахты по формуле

$$Q = (Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n) K \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{VIII.8})$$

где Q_1, Q_2, \dots, Q_n — количество воздуха, необходимое для проветривания горных выработок по отдельным пластам, определяется по формуле

$$Q_i = \frac{q_i A_i}{14,4n_2} \text{ м}^3/\text{мин}; \quad i = 1, 2, 3, \dots, n. \quad (\text{VIII.9})$$

Здесь q_i — относительная метанообильность выработок по i -у пласту, $\text{м}^3/\text{т}$;

A_i — суточная добыча с i -го пласта, т;

В формуле (VIII.8) K — коэффициент, учитывающий горнотехнические условия шахты, определяется из выражения

$$K = 1 + K_1 + K_2 + K_3 + K_4 + K_5 + K_6. \quad (\text{VIII.10})$$

В зависимости от конкретных горнотехнических условий шахты значение K колеблется в широких пределах — от 1,3 до 2,25.

Выражение (VIII.10) представляет сумму следующих коэффициентов:

K_1 — коэффициент, учитывающий утечки воздуха за пределами выемочных участков в зависимости от порядка отработки шахтного поля. Его значения приведены ниже:

Порядок отработки шахтного поля	Значение K_1 при схеме подготовки шахтного поля	
	пластовой	полевой
Прямой	0,35	0,15
Обратный	0,2	0,1

K_2 — коэффициент, учитывающий проветривание поддерживаемых выработок в зависимости от порядка отработки шахтного поля и схемы подготовки. Его значения приведены ниже:

Порядок отработки шахтного поля	Значение K_2 при схеме подготовки шахтного поля	
	пластовой	полевой
Прямой	0,15	0,10
Обратный	0,05	0,05
Комбинированный	0,10	0,05

K_3 — коэффициент, учитывающий утечки и распределение воздуха в зависимости от числа одновременно разрабатываемых горизонтов; при одном, двух и трех горизонтах принимается соответственно равным 0; 0,1; 0,15;

K_4 — коэффициент, учитывающий обособленно проветриваемые камеры; принимается равным 0,1;

K_5 — коэффициент, учитывающий число проветриваемых участков. При числе участков 1—4, 5—10 и более 10 коэффициенты соответственно равны 0,15; 0,2 и 0,3;

K_6 — коэффициент, учитывающий схему вентиляции шахты; принимается для центральной, фланговой крыльевой, фланговой групповой и фланговой участковой соответственно равным 0,2; 0,15; 0,1 и 0. Для секционной схемы проветривания $K_6 = 0,1$.

Пример 112. Относительная метанообильность шахты $q_m = 28 \text{ м}^3/\text{т}$, суточная добыча шахты $A_c = 5000 \text{ т}$. Определить норму воздуха для шахты и общее количество воздуха, необходимое для проветривания шахты в целом без учета коэффициента резерва на возможные повышения добычи по шахте.

Решение. Норму воздуха определяем по формуле (VIII.5)

$$q = \frac{28}{14,4 \cdot 0,75} = 2,59 \text{ м}^3/\text{мин на 1 т суточной добычи.}$$

Общее количество воздуха, необходимое для проветривания шахты без учета коэффициента резерва на возможное повышение добычи по шахте, по формуле (VIII.7)

$$Q = 2,59 \cdot 5000 \cdot 1,45 = 19\,500 \text{ м}^3/\text{мин, или } 325 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Пример 113. Шахта с суточной добычей $A_c = 5000 \text{ т}$ одновременно разрабатывает пласты: первый пласт мощностью 1,4 м и второй пласт 1,1 м. Относительная метанообильность выработок первого пласта $q_m = 27 \text{ м}^3/\text{т}$, второго $q_m = 20 \text{ м}^3/\text{т}$. Подсчитать общее количество воздуха по шахте.

Решение. 1. Так как метанообильность выработок первого пласта ($q_m = 27 \text{ м}^3/\text{т}$) больше, чем второго ($q_m = 20 \text{ м}^3/\text{т}$), то, согласно существующему положению, метанообильность выработок первого пласта принимается за метанообильность выработок всей шахты.

2. Поскольку шахта относится к сверхкатегорной, норму подачи воздуха находим по формуле (VIII.5)

$$q = \frac{27}{14,4 \cdot 0,75} = 2,5 \text{ м}^3/\text{мин на 1 т суточной добычи.}$$

3. Подсчитаем общее количество воздуха для шахты по формуле (VIII.7)

$$Q = 2,5 \cdot 5000 \cdot 1,5 = 18\,750 \text{ м}^3/\text{мин, или } 312 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Пример 114. Исходные данные предыдущего примера дополним следующими: суточная добыча первого пласта $A_1 = 2800 \text{ т}$, второго — $A_2 = 2200 \text{ т}$; схема вентиляции фланговая; порядок отработки — комбинированный при панельном способе подготовки с проведением выработок по пласту; разработка пластов ведется одновременно на одном горизонте. Требуется подсчитать количество воздуха по пластам и общее количество воздуха по шахте.

Решение. 1. На основании приведенных горнотехнических условий шахты и в соответствии с рекомендуемыми значениями коэффициентов принимаем: $K_1 = 0,35$, $K_2 = 0,1$, $K_3 = 0,0$, $K_4 = 0,1$, $K_5 = 0,15$ и $K_6 = 0,1$. Далее по формуле (VIII.10) получаем $K = 1 + 0,35 + 0,1 + 0 + 0,1 + 0,15 + 0,15 = 1,85$. Но, учитывая ориентировочный характер рекомендуемых значений коэффициентов, окончательно принимаем $K = 1,8$.

2. Количество воздуха, необходимое для проветривания выработок по пластам, находим по формуле (VIII.9):

$$\text{для первого пласта } Q_1 = \frac{27 \cdot 2800}{14,4 \cdot 0,75} = 7000 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$\text{для второго пласта } Q_2 = \frac{20 \cdot 2200}{14,4 \cdot 0,75} = 4074 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Общее количество воздуха для шахты подсчитываем по формуле (VIII.8)

$$Q = (7000 + 4074) \cdot 1,8 = 19\,933 \text{ м}^3/\text{мин, или } 332 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Таким образом, для приведенных в примерах 113 и 114 условий формулы (VIII.7) и (VIII.8) практически дают одинаковое количество воздуха.

§ 28. Аэродинамическое сопротивление горных выработок

Депрессия отдельных выработок

Депрессия h отдельной протяженной выработки подсчитывается по формуле

$$h = \alpha \frac{PL}{S} v^2 = \alpha \frac{PL}{S^3} Q^2 = RQ^2 \text{ кгс/м}^2 \text{ или мм. вод. ст.}, \quad (\text{VIII.11})$$

где α — коэффициент сопротивления трения или коэффициент трения, $\text{кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$; его значение определяется по эмпирическим формулам или подбирается по таблицам;

P — периметр поперечного сечения выработки, м.

Периметр выработки трапецевидной формы поперечного сечения с достаточной для практики точностью может быть принят равным

$$P = 4,16 \sqrt{S} \text{ м}, \quad (\text{VIII.12})$$

где S — площадь поперечного сечения в свету, м^2 ;

L — длина выработки, м;

v — средняя скорость движения воздуха по выработке, м/с;

Q — количество воздуха, проходящего по выработке, $\text{м}^3/\text{с}$;

R — аэродинамическое сопротивление, определяемое по формуле

$$R = \alpha \frac{PL}{S^3} \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8. \quad (\text{VIII.13})$$

Единица с такой размерностью носит название киломюрг (км), или большая единица сопротивления (б. е. с.). На практике часто используют единицу в тысячу раз меньшую — мюрг (μ), или малую единицу сопротивления (м. е. с.). Если сопротивление в киломюргах R , а в мюргах r , то

$$r = 1000R = 1000\alpha \frac{PL}{S^3} \text{ г} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8. \quad (\text{VIII.14})$$

Коэффициент аэродинамического сопротивления

Из большого числа факторов, влияющих на величину α , влияние фактора шероховатости стен выработки является наиболее существенным и характеризуется калибрами:

поперечный калибр для выработки круглого сечения

$$\varepsilon = \frac{D_B}{2d_0}; \quad (\text{VIII.15})$$

то же, для выработок некруглой формы

$$\varepsilon = \frac{2S}{Pd_0} = \frac{0,48 \sqrt{S}}{d_0}, \quad (\text{VIII.16})$$

где D_b — диаметр выработки в свету, м;

d_0 — средняя величина выступа шероховатости, м (при креплении бетоном, бетонитами, кирпичной кладкой — это мелкие бугорки и выступы на стенках, при креплении деревом — это диаметр леса, при креплении металлом — высота (номер) балки и т. д.).

Остальные обозначения прежние.

Продольный калибр крепи

$$\Delta = \frac{l_0}{d_0}, \quad (\text{VIII.17})$$

где l_0 — расстояние между осями соседних элементов (рам) крепи, м (при креплении рамами l — расстояние между осями соседних рам).

Величина α имеет минимальное значение при $\Delta = 1$ и достигает максимума при $\Delta = 4 \div 6$, при дальнейшем увеличении Δ от 6 до 12 величина α уменьшается, а при $\Delta > 12$ величина α почти постоянная.

Пределы колебания значения α для ряда горных выработок: выработки незакрепленные $\alpha \cdot 10^4 = 5 \div 20$ в зависимости от вида боковых пород и положения выработки относительно напластования. Если у незакрепленной выработки торкретировать стены или покрыть их пластмассовым материалом, или рифленым железом, т. е. сильно уменьшить шероховатость стен, то α снижается в 2—4 раза. Значение α у незакрепленной выработки, пройденной по простиранию, в 1,5—2 раза меньше, чем у выработки, пройденной вкрест простирания. В штрекообразных выработках при креплении бетоном и кирпичом $\alpha \cdot 10^4 = 3 \div 7$ (при тщательной штукатурке стен значение α может быть снижено в 2 раза), неполными крепежными рамами из круглого леса $\alpha \cdot 10^4 = 9 \div 23$, металлическими арками из спецпрофиля $\alpha \cdot 10^4 = 5 \div 23$, сборный железобетонной крепью $\alpha \cdot 10^4 = 5 \div 23$, тубингами $\alpha \cdot 10^4 = 7 \div 13$. Наличие конвейеров в выработке увеличивает значение α в 2—2,5 раза. Наиболее эффективными мероприятиями по снижению значения α являются: обшивка крепи (рамной) досками, затяжка породных стенок между рамами деревом или бетонными плитами, заполнение пространств между рамами чурками, изменение продольного калибра крепи, заполнение углублений балок. Увеличение сечения также снижает α вследствие уменьшения относительной шероховатости выработок.

В лавах с индивидуальной крепью $\alpha \cdot 10^4 = 30 \div 260$, а в оборудованных механизированными комплексами $\alpha \cdot 10^4 = 45 \div 120$. Институт геотехнической механики АН УССР для комплекса КМ-87 приводит данные о значениях α в зависимости от мощности пласта, которые с достаточной для практики точностью могут быть представлены формулой

$$\alpha \cdot 10^4 = 207 - 80m, \quad (\text{VIII.18})$$

где m — мощность пласта от 1,3 до 1,75 м, так как данные относятся к этим мощностям.

Для стволов в зависимости от схемы их армировки $\alpha \cdot 10^4 = 20 \div 65$; для неармированных стволов, закрепленных бетоном, $\alpha \cdot 10^4 = 1,5 \cdot 4$, закрепленных тубингами $\alpha \cdot 10^4 = 7 \div 13$.

Во всех вышеприведенных пределах колебаний величины α нижние (и близкие к ним) значения пределов, разумеется, относятся к выработкам, где осуществлены или предполагается осуществить нужные мероприятия для снижения шероховатости стен выработки и где они содержатся в хорошем рабочем состоянии. Если нет под рукой табличных данных для подбора значения α , то последнее можно ориентировочно определить по следующим эмпирическим формулам:

1. Круглый ствол с армировкой, закрепленный бетоном,

$$\alpha = k \frac{\sum S_m}{V l_p D_{ст}^3} \cdot \frac{S_{ст}^3}{(S_{ст} - S_{л})^3}, \quad (\text{VIII.19})$$

где k — коэффициент, равный 0,033 для расстрелов прямоугольной формы и 0,04 для двутавровых расстрелов;

$\sum S_m$ — сумма проекций всех элементов армировки на плоскость, перпендикулярную оси ствола, м²;

l_p — расстояние между расстрелами по оси ствола, м;

$D_{ст}$ — диаметр ствола в свету, м;

$S_{ст}$ — площадь поперечного сечения ствола, м²;

$S_{л}$ — площадь лестничного отделения, м².

2. Штреко- и квершлагообразные выработки, сплошь закрепленные бетоном, бетонитами, кирпичной и бутовой кладкой и незагроможденные:

а) круглого сечения

$$\alpha \cdot 10^4 = \frac{150}{\left(1,74 + 2 \lg \frac{D_B}{2d_0}\right)^2}; \quad (\text{VIII.20})$$

б) некруглого сечения

$$\alpha \cdot 10^4 = \frac{150}{\left(1,74 + 2 \lg \frac{2S}{P d_0}\right)^2}, \quad (\text{VIII.21})$$

где d_0 — средняя величина выступа (бугорка) шероховатости, м. Значения d_0 приведены ниже:

Группа шероховатости	d_0
Хорошо заглаженный бетон	0,00025
Незаглаженный бетон	0,0007
Кирпичная кладка	0,0013
Бутовая кладка	0,008
Тубная бутовая кладка	0,02
Мелкий гравий	0,06
Крупный гравий	0,275

При трапециевидной форме поперечного сечения выработки, когда с достаточной для практики точностью можно принять $P = 4,16 \sqrt{S}$, формула (VIII.21) будет иметь вид

$$\alpha \cdot 10^4 = \frac{150}{\left(1,74 + 2 \lg \frac{0,48 \sqrt{S}}{d_0}\right)^2}; \quad (\text{VIII.22})$$

в) некруглой формы поперечного сечения, стены и кровля закреплены бетоном или кирпичной кладкой, а почва обычная, относительно чистая, при $S = 3 \div 8 \text{ м}^2$ значение $\alpha \cdot 10^4 = 4$.

3. Выработки, закрепленные круглым лесом, неполными крепежными рамами, при калибре $\Delta = 1 \div 6$, имеют

$$\alpha \cdot 10^4 = \sqrt{18 + 695 \frac{l}{\sqrt{S}}}. \quad (\text{VIII.23})$$

4. Выработки, закрепленные металлическими рамами:

а) рамы невысокой арочной и трапециевидной формы из двутавровых балок при $\Delta = 2 \div 6$

$$\alpha \cdot 10^4 = \frac{1}{\left(0,135 + 0,2 \lg \frac{2}{lP_k}\right)^2}, \quad (\text{VIII.24})$$

где P_k — периметр закрепленной части выработки, м; определяется по формуле

$$P_k = m_2 P. \quad (\text{VIII.25})$$

Здесь P — полный периметр, м; при раме, состоящей из двух стоек и верхняка, приближенное значение $m_2 = \frac{3}{4} = 0,75$. При креплении полными крепежными рамами $P_k = P$, а $m_2 = 1$;

б) рама арочной формы из металлических балок СВП (специального взаимозаменяемого профиля) при Δ более 5

$$\alpha \cdot 10^4 = 1,1 \sqrt{18 + 695 \frac{l}{\sqrt{S}}}. \quad (\text{VIII.26})$$

5. Выработки, закрепленные трубчатыми железобетонными стойками с верхняками из двутавровых металлических балок,

$$\alpha \cdot 10^4 = \frac{1}{\left(0,2 + 0,2 \lg \frac{2S}{lP_k}\right)^2}. \quad (\text{VIII.27})$$

Пример 115. Подсчитать коэффициент α для вертикального ствола, закрепленного бетоном. Армирование состоит из пяти расстрелов из двутавровых балок с шириной полки $d_0 = 118 \text{ мм}$, суммарная длина пяти расстрелов $\sum l_p = 11,8 \text{ м}$; площадь лестничного отделения $S_n = 1,35 \text{ м}^2$; расстояние между расстрелами по оси

ствола $l_p = 4$ м. Сечение ствола в свету при диаметре $D_{ст} = 4,5$ м $S_{ст} = 15,9$ м².

Решение. Определяем суммарное сечение расстрелов

$$\sum S_m = \sum l_p d_0 = 11,8 \cdot 0,118 = 1,39 \text{ м}^2.$$

Находим коэффициент α ствола по формуле (VIII.19)

$$\alpha = 0,04 \cdot \frac{1,39}{\sqrt[4]{(4,5)^3}} \cdot \frac{(15,9)^3}{(15,9 - 1,35)^3} = 0,0038 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

Мы видим, что найденное значение α находится в указанных выше пределах.

Пример 116. Найти коэффициент α для ствола, закрепленного бетоном без всякой армировки, при следующих данных: диаметр ствола $D_{ст} = 4,5$ м; бетон незаглаженный; средняя высота бугорка (выступа) шероховатости $d_0 = 0,0007$ м.

Решение. Значение α подсчитываем по формуле (VIII.20)

$$\alpha = \frac{0,015}{\left(1,74 + 2 \lg \frac{4,5}{2 \cdot 0,0007}\right)^2} = 0,0002.$$

Пример 117. Выработка закреплена неполными крепежными рамами из круглого леса диаметром $d_0 = 0,2$ м; расстояние между центрами стоек $l_0 = 0,8$ м; площадь поперечного сечения выработки в свету $S = 7,3$ м². Требуется определить коэффициент трения α .

Решение. Так как продольный калибр $\Delta \frac{0,8}{0,2} = 4$, то по формуле (VIII.23)

$$\alpha = \frac{1}{10\,000} \sqrt{18 + 695 \cdot \frac{0,8}{\sqrt{7,3}}} = 0,0015 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

Пример 118. Рассчитать коэффициент α для выработки, закрепленной неполными металлическими арками (рамами) из двутавровых балок № 18 ($d_0 = 18$ см), при следующих данных: поперечное сечение $S = 7,9$ м²; расстояние между арками $l_0 = 1$ м.

Решение. Находим продольный калибр $\Delta = 100 : 18 = 5,56$.

По формуле (VIII.12) находим полный периметр выработки

$$P = 4,16 \sqrt{7,9} = 11,68 \text{ м}.$$

Так как почва выработки не закреплена, с достаточной для практики точностью принимаем $\frac{P_k}{P} = 0,75$, откуда $P_k = 0,75 \times 11,68 = 8,76$ м.

Коэффициент α для выработки с такой крепью подсчитывается по формуле (VIII.24)

$$\alpha = \frac{0,0001}{\left(0,135 + 0,2 \lg \frac{2 \cdot 7,9}{1 \cdot 8,76}\right)^2} = 0,0028 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

Пример 119. Выработка закреплена крепью АКП-3 из СВП-22 ($d_0 = 11$ см). Площадь сечения выработки в свету $S = 12,1$ м²; расстояние между арками $l_0 = 1$ м. Требуется определить коэффициент α .

Решение. Коэффициент α находим по формуле (VIII.26)

$$\alpha = \frac{1,1}{10\,000} \sqrt{18 + 695 \cdot \frac{l}{\sqrt{12,1}}} = 0,00163.$$

Пример 120. Выработка закреплена неполными крепежными рамами: стойки трубчатые железобетонные, а верхняки из двутавровых балок; диаметр стойки $d_0 = 0,2$ м; расстояние между рамами $l_0 = 1$ м; площадь поперечного сечения выработки $S = 7,9$ м². Требуется подсчитать коэффициент α .

Решение. Продольный калибр $\Delta = 1 : 0,2 = 5$; полный периметр $P = 4,16 \sqrt{7,9} = 11,68$ м; периметр закрепленной части выработки $P_k = 0,75 \cdot 11,68 = 8,76$ м. Коэффициент α выработки находим по формуле (VIII.27)

$$\alpha = \frac{0,0001}{\left(0,2 + 0,2 \lg \frac{2 \cdot 7,9}{1 \cdot 8,76}\right)^2} = 0,0016.$$

Пример 121. Длина выработки $L = 400$ м, крепежная рама: трубчатые железобетонные стойки и металлический верхняк; диаметр стойки $d_0 = 0,2$ м; расстояние между рамами $l_0 = 0,8$ м; $\alpha = 0,0014$ (по данным Центрогипрошахта); количество воздуха, проходящего по выработке, $Q = 56$ м³/с; площадь в свету $S = 8,1$ м². Требуется подсчитать депрессию выработки.

Решение. Находим периметр по формуле (VIII.12)

$$P = 4,16 \sqrt{8,1} = 11,84 \text{ м.}$$

Определяем аэродинамическое сопротивление выработки по формуле

$$R = 0,0014 \cdot \frac{1184 \cdot 400}{8,1^3} = 0,0125 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

Депрессию выработки подсчитаем по формуле (VIII.11)

$$h = 0,0125 \cdot 56^2 = 39,2 \text{ кгс/м}^2.$$

Пример 122. Подсчитать депрессию лавы длиной $L = 210$ м, закрепленной индивидуальной крепью, при вынимаемой мощности пласта $m = 1,3$ м; расстояние от забоя до посадочного ряда крепи $b = 2,5$ м, аэродинамическое сопротивление принимаем в обычных пределах (приведенных выше) колебания величины этого коэффициента в лавах с индивидуальной крепью $\alpha = 0,004$; количество воздуха, проходящего через лаву, $Q = 14$ м³/с, коэффициент, учитывающий уменьшения сечения призабойного пространства из-за

наличия крепи и другого оборудования, $\varphi = 0,9$; коэффициент, учитывающий движение воздуха по прилегающему к лаве выработанному пространству при управлении кровлей полным обрушением, $K_{в.п} = 1,3$.

Решение. Площадь сечения призабойного пространства $S = mb\varphi K_{в.п} = 1,3 \cdot 2,5 \cdot 0,9 \cdot 1,3 = 3,8 \text{ м}^2$.

Периметр $P = 2m + 2b = 2 \cdot 1,3 + 2 \cdot 2,5 = 7,6 \text{ м}$.

Депрессия лавы $h = 0,004 \cdot \frac{7,6 \cdot 210}{3,8^3} \cdot 14^2 = 22,8 \text{ кгс/м}^2$.

Пример 123. Подсчитать депрессию лавы длиной $L = 210 \text{ м}$, оборудованной механизированным комплексом КМ-87Д. Вынимаемая мощность пласта $m = 1,3 \text{ м}$. Пользуясь обозначениями, приведенными в предыдущем примере, запишем следующие исходные данные: $\varphi = 0,85$; $K_{в.п} = 1,3$; $b = 3,15 \text{ м}$; $Q = 16 \text{ м}^3/\text{с}$.

Решение. Значение α находим по формуле (VIII.18)

$$\alpha = \frac{207 - 80 \cdot 1,3}{10^4} = 0,013.$$

Периметр $P = 2 \cdot 3,15 + 2 \cdot 1,3 = 8,9 \text{ м}$.

Площадь сечения призабойного пространства лавы с учетом коэффициента $K_{в.п}$ составит

$$S = mb\varphi K_{в.п} = 1,3 \cdot 3,15 \cdot 0,85 \cdot 1,3 = 4,52 \text{ м}^2.$$

Депрессия лавы будет равна

$$h = 0,013 \frac{8,9 \cdot 210}{4,52^3} 16^2 = 51,7 \text{ кгс/м}^2.$$

Эквивалентное отверстие выработки (или шахты)

Как известно, под эквивалентным отверстием выработки (или всей шахты) понимается воображаемое круглое отверстие в тонкой стенке, сопротивление которого равно сопротивлению шахты (или выработки) и определяется по формуле

$$A = \frac{0,38Q}{\sqrt{h}} \text{ м}^2, \quad (\text{VIII.28})$$

где h — суммарная депрессия шахты (или вся депрессия данной выработки), кгс/м².

Если речь идет об эквивалентном отверстии одной выработки, то проще его определять по формуле

$$A = \frac{0,38}{\sqrt{R}} = \frac{0,38}{\sqrt{\alpha \frac{PL}{S^3}}} \text{ м}^2. \quad (\text{VIII.29})$$

Если известно A , то соответствующая ему депрессия находится по формуле

$$h = \frac{0,144Q^2}{A^2} \text{ кгс/м}^2. \quad (\text{VIII.30})$$

Эквивалентное отверстие как единица сопротивления удобно в том отношении, что по его величине можно судить о степени трудности проветривания одной шахты (или выработки) относительно другой. Условно считается, что шахта легко проветривается, если $A > 2 \text{ м}^2$; при $1 \text{ м}^2 \leq A \leq 2 \text{ м}^2$ шахта считается средней трудности по проветриванию; при $A < 1 \text{ м}^2$ — труднопроветриваемой.

Пример 124. Подсчитано, что суммарная депрессия шахты составляет $h = 250 \text{ кгс/см}^2$ или мм вод. ст.; количество воздуха, поступающего в шахту, $Q = 110 \text{ м}^3/\text{с}$. Требуется подсчитать эквивалентное отверстие шахты A .

Решение. По формуле (VIII.28) находим

$$A = \frac{0,38 \cdot 110}{\sqrt{250}} = 2,64 \text{ м}^2.$$

Таким образом, шахта является легко проветриваемой.

Пример 125. Депрессия штрека $h = 65 \text{ кгс/м}^2$, количество воздуха, проходящего по штреку, $Q = 40 \text{ м}^3/\text{с}$. Определить эквивалентное отверстие штрека.

Решение. По формуле (VIII.28) эквивалентное отверстие составит

$$A = \frac{0,38 \cdot 40}{\sqrt{65}} = 1,89 \text{ м}^2.$$

§ 29. Общее аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети горных выработок

Последовательное соединение горных выработок

Общая депрессия последовательного соединения выработок равна сумме депрессий всех входящих в него выработок:

$$h_{\text{посл}} = h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n. \quad (\text{VIII.31})$$

Общее аэродинамическое сопротивление последовательного соединения

$$R = R_1 + R_2 + R_3 + \dots + R_n, \quad (\text{VIII.32})$$

где h_1, h_2, \dots, h_n и R_1, R_2, \dots, R_n — соответственно депрессия и аэродинамическое сопротивление отдельных последовательно соединенных выработок.

Общее эквивалентное отверстие последовательного соединения находят из выражения

$$\frac{1}{A^2} = \frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{a_2^2} + \dots + \frac{1}{a_n^2}, \quad (\text{VIII.33})$$

где a_1, a_2, \dots, a_n — эквивалентное отверстие отдельных выработок.

Общее аэродинамическое сопротивление (в малых единицах) последовательного соединения равно

$$r = r_1 + r_2 + r_3 + \dots + r_n. \quad (\text{VIII.34})$$

Пример 126. Через группу последовательно соединенных выработок проходит воздух в количестве $Q = 25 \text{ м}^3/\text{с}$. Подсчитать общую депрессию, аэродинамическое сопротивление и эквивалентное отверстие последовательного соединения, если сопротивление отдельных выработок (в малых единицах) составляет: $r_1 = 40$, $r_2 = 30$, $r_3 = 15$, $r_4 = 10$ и $r_5 = 25 \text{ г} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

Решение. 1. Общее аэродинамическое сопротивление последовательного соединения по формуле (VIII.34) $r = 40 + 30 + 15 + 10 + 25 = 120 \text{ г} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ или в больших единицах $R = 0,12 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

2. Депрессия отдельных выработок по формуле (VIII.11):

$$\text{первой } h_1 = \frac{40 \cdot 25^2}{1000} = 25 \text{ кгс}/\text{м}^2;$$

$$\text{второй } h_2 = \frac{30 \cdot 25^2}{1000} = 19 \text{ кгс}/\text{м}^2;$$

$$\text{третьей } h_3 = \frac{15 \cdot 25^2}{1000} = 9,4 \text{ кгс}/\text{м}^2;$$

$$\text{четвертой } h_4 = \frac{10 \cdot 25^2}{1000} = 6,25 \text{ кгс}/\text{м}^2;$$

$$\text{пятой } h_5 = \frac{25 \cdot 25^2}{1000} = 15,63 \text{ кгс}/\text{м}^2.$$

3. Общая депрессия последовательного соединения по формуле (VIII.31) $h_{\text{посл}} = 25 + 19 + 9,4 + 6,25 + 15,63 = 75,3 \text{ кгс}/\text{м}^2$.

4. Эквивалентные отверстия отдельных горных выработок по формуле (VIII.28):

$$\text{первой } a_1 = \frac{0,38 \cdot 25}{\sqrt{25}} = 1,9 \text{ м}^2;$$

$$\text{второй } a_2 = \frac{0,38 \cdot 25}{\sqrt{19}} = 2,18 \text{ м}^2;$$

$$\text{третьей } a_3 = \frac{0,28 \cdot 25}{\sqrt{9,4}} = 3,1 \text{ м}^2;$$

$$\text{четвертой } a_4 = \frac{0,38 \cdot 25}{\sqrt{6,25}} = 3,8 \text{ м}^2;$$

$$\text{пятой } a_5 = \frac{0,38 \cdot 25}{\sqrt{15,63}} = 2,41 \text{ м}^2.$$

5. Общее эквивалентное отверстие находим по формуле (VIII.33)

$$\frac{1}{A^2} = \frac{2}{(1,9)^2} + \frac{1}{(2,18)^2} + \frac{1}{(3,1)^2} + \frac{1}{(3,8)^2} + \frac{1}{(2,41)^2} = 0,834,$$

откуда

$$A = \sqrt{\frac{1}{0,834}} = 1,1 \text{ м}^2.$$

Такие детальные расчеты, связанные с выполнением большого объема вычислительных работ, практикуются для учебных целей или если они предусмотрены специальным заданием. При обычных инженерных расчетах объемы их следует сократить до необходимого предела. В рассматриваемом примере объем расчетов можно сократить следующим образом.

После того как определено общее аэродинамическое сопротивление последовательного соединения $r = 120 \text{ г} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ (или в больших единицах $R = 0,12 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$), можно определить общую депрессию последовательного соединения по формуле (VIII.11) $h = 0,12 \times \times 25^2 = 75 \text{ кгс}/\text{м}^2$.

Далее по формуле (VIII.28) находим общее эквивалентное отверстие последовательного соединения

$$A = \frac{0,38 \cdot 25}{\sqrt{75}} = 1,1 \text{ м}^2.$$

Параллельное соединение горных выработок

В параллельном соединении общая депрессия $h_{\text{пар}}$ равна депрессии любой его ветви, и, следовательно, депрессии ветвей равны между собой, т. е.

$$h_{\text{пар}} = h_1 = h_2 = \dots = h_n. \quad (\text{VIII.35})$$

Так как вообще $h = RQ^2$, то формула (VIII.35) может быть переписана в следующем виде:

$$R_1 q_1^2 = R_2 q_2^2 = \dots = R_n q_n^2, \quad (\text{VIII.36})$$

где q_1, q_2, \dots, q_n — количество воздуха, проходящего по отдельным ветвям;

R_1, R_2, \dots, R_n — аэродинамическое сопротивление отдельных ветвей.

Общее количество воздуха, поступающее в узел (пункт), где начинается его разветвление по параллельным ветвям,

$$Q = q_1 + q_2 + \dots + q_n. \quad (\text{VIII.37})$$

Общее аэродинамическое сопротивление параллельного соединения $R_{\text{пар}}$ всегда меньше сопротивления любой его ветви и определяется из выражения

$$\frac{1}{\sqrt{R_{\text{пар}}}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}}.$$

Если, как обычно, имеются две параллельные ветви, то формула для определения $R_{\text{пар}}$ упрощается:

$$R_{\text{пар}} = \frac{R_1}{\left(1 + \sqrt{\frac{R_1}{R_2}}\right)^2} = \frac{R_2}{\left(1 + \sqrt{\frac{R_2}{R_1}}\right)^2}. \quad (\text{VIII.38})$$

Если сопротивление всех ветвей параллельного соединения одинаково или почти одинаково, т. е. $R_1 = R_2 = \dots = R_n = R$, то

$$R_{\text{пар}} = \frac{R}{(n_{\text{в}})^2}, \quad (\text{VIII.39})$$

где $n_{\text{в}}$ — число параллельных ветвей.

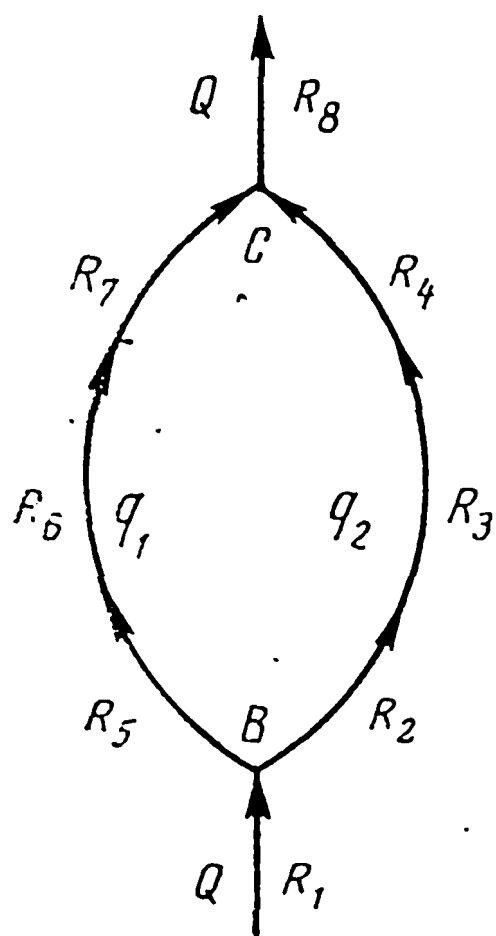
Общее эквивалентное отверстие параллельного соединения составляет

$$A_{\text{пар}} = a_1 + a_2 + \dots + a_n, \quad (\text{VIII.40})$$

где a_1, a_2, \dots, a_n — эквивалентное отверстие отдельных ветвей.

В современных шахтах естественным распределением воздуха по выработкам практически почти не пользуются. При проектировании вентиляции новой шахты и на действующих шахтах искусственными средствами добиваются того, чтобы течение воздуха по выработкам оставалось в заданных количествах и пропорциях.

Пример 127. Воздух в количестве $Q = 30 \text{ м}^3/\text{с}$ поступает по уклону (рис. 52), аэродинамическое сопротивление которого $R_1 = 0,023 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$. Затем при входе в штрек (пункт B) воздух разветвляется на два крыла пласта и, омыв забои, по вентиляционным штрекам направляется к вентиляционному ходу, аэродинамическое сопротивление которого $R_8 = 0,025 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ и далее по нему поступает в воздухоотводящую выработку. Сопротивления остальных выработок (в $\text{кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$) следующие:



Откаточных штреков	$R_2 = 0,045,$	$R_5 = 0,042$
Очистных забоев	$R_3 = 0,018,$	$R_6 = 0,018$
Вентиляционных штреков	$R_4 = 0,050,$	$R_7 = 0,049$

Рис. 52. Схема к примеру 127

Подсчитать: общее аэродинамическое сопротивление рассматриваемой сети, общую депрессию, эквивалентное отверстие сети и принять распределение количества воздуха q_1 и q_2 , проходящего по каждому крылу (ветви).

Решение. 1. Прежде всего подсчитываем аэродинамическое сопротивление ветвей параллельного соединения:

сопротивление левой ветви

$$R_{\text{лев}} = R_5 + R_6 + R_7 = 0,042 + 0,018 + 0,049 = 0,109;$$

сопротивление правой ветви

$$R_{\text{пр}} = R_2 + R_3 + R_4 = 0,045 + 0,018 + 0,050 = 0,113.$$

2. Найдем общее сопротивление параллельного соединения, как бы заменив обе ветви одной фиктивной выработкой, эквивалентной

им по сопротивлению. Общее аэродинамическое сопротивление параллельного соединения подсчитывается по формуле (VIII.38)

$$R_{\text{пар}} = \frac{0,11}{\left(1 + \sqrt{\frac{0,109}{0,113}}\right)^2} = 0,0275 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

3. Теперь рассматриваемую сеть можем представить как последовательное соединение и найти общее аэродинамическое сопротивление по формуле (VIII.32)

$$R = R_1 + R_{\text{пар}} + R_8 = 0,023 + 0,0275 + 0,025 = 0,0755 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

4. Количество воздуха по ветвям параллельного соединения принимаем равным, т. е.

$$q_1 = q_2 = \frac{30}{2} = 15 \text{ м}^3/\text{с}.$$

5. Общую депрессию сети можно подсчитать следующими способами:

$$h = RQ^2 = 0,0755 \cdot 30^2 = 67,95 \approx 68 \text{ кгс}/\text{м}^2;$$

$$\begin{aligned} h &= R_1 Q^2 + R_{\text{лев}} q_1^2 + R_8 Q^2 = \\ &= 0,023 \cdot 30^2 + 0,11 \cdot 15^2 + 0,025 \cdot 30^2 = 68 \text{ кгс}/\text{м}^2. \end{aligned}$$

6. Подсчитаем эквивалентное отверстие рассматриваемой сети по формуле

$$A = \frac{0,38 \cdot 30}{\sqrt{68}} = 1,38 \text{ м}^2.$$

Расчет вентиляционного окна

Как известно, наиболее распространенным способом регулирования распределения воздуха является устройство вентиляционного окна.

Сечение вентиляционного окна сначала рассчитывается по формуле

$$X_o = \frac{QS}{0,65Q + 2,63S \sqrt{h_o}} \text{ м}^2, \quad (\text{VIII.41})$$

где Q — количество воздуха, проходящее по выработке и через окно, $\text{м}^3/\text{с}$.

S — площадь поперечного сечения выработки в месте установки окна, м^2 ;

h_o — депрессия, которую должно создать окно, равная разности депрессий h_1 и h_2 ветвей параллельного соединения, $\text{кгс}/\text{м}^2$.

Затем находят отношение $\frac{X_0}{S}$, и если $\frac{X_0}{S} \leq 0,5$, то принимают найденное значение X_0 , а если $\frac{X_0}{S} > 0,5$, то величину X_0 определяют по следующей формуле:

$$X_0 = \frac{QS}{Q + 2,38S \sqrt{h_0}} \text{ м}^2. \quad (\text{VIII.42})$$

Пример 128. По квершлагу, аэродинамическое сопротивление которого $R_1 = 0,018 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$, воздух в количестве $Q = 35 \text{ м}^3/\text{с}$ поступает на откаточный штрек, и здесь воздух делится на два потока: количество воздуха, идущего на левое крыло пласта, $q_1 = 20 \text{ м}^3/\text{с}$ и идущего на правое крыло $q_2 = 15 \text{ м}^3/\text{с}$. Каждый поток воздуха, омыв выработки своего крыла, поступает на вентиляционный квершлаг, сопротивление которого $R_4 = 0,02 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$. Далее воздух поступает в общий поток отработанной струи. Общее аэродинамическое сопротивление выработок левой ветви $R_2 = 0,13 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$, правой ветви $R_3 = 0,18 \text{ кг} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

Если требуется искусственное регулирование подачи воздуха, то его надо осуществлять при помощи вентиляционного окна, приняв сечение выработки в месте установки окна $S = 4,5 \text{ м}^2$.

Подсчитать: площадь вентиляционного окна; общую депрессию после регулирования, обеспечивающего каждую ветвь заданным количеством воздуха; эквивалентное отверстие рассматриваемой сети.

Решение. 1. Подсчитываем депрессии ветвей: левая ветвь $h_1 = 0,13 \cdot 20^2 = 52 \text{ кгс}/\text{м}^2$, правая ветвь $h_2 = 0,18 \cdot 15^2 = 40 \text{ кгс}/\text{м}^2$.

Как известно, депрессии ветвей параллельного соединения должны быть равны между собой. Поэтому, чтобы сохранить в ветвях заданное количество воздуха, необходимо уравнять их депрессии. Поскольку в условии задачи задано произвести эту операцию при помощи вентиляционного окна, будем уравнивать депрессии ветвей по большей из подсчитанных, т. е. по $h_1 = 52 \text{ кгс}/\text{м}^2$. Очевидно, что вентиляционное окно надо установить на правой ветви, и депрессия его будет равна $h_0 = 52 - 40 = 12 \text{ кгс}/\text{м}^2$.

2. Найдем площадь вентиляционного окна по формуле (VIII.41)

$$X_0 = \frac{15 \cdot 4,5}{0,65 \cdot 15 + 2,63 \cdot 4,5 \sqrt{12}} = 1,33 \text{ м}^2.$$

Так как $\frac{X_0}{S} = \frac{1,33}{4,5} \leq 0,5$, то принимаем найденное значение $X_0 = 1,33 \text{ м}^2$.

3. Найдем депрессию рассматриваемой сети

$$h = R_1 Q^2 + 52 + R_4 Q^2 = 0,018 \cdot 35^2 + 52 + 0,02 \cdot 35^2 = 98,55 \text{ кгс}/\text{м}^2.$$

4. Определим эквивалентное отверстие сети по формуле (VIII.28)

$$O = \frac{0,38 \cdot 35}{\sqrt{98,55}} = 1,34 \text{ м}^2.$$

§ 30. Ориентировочный расчет проветривания шахты

Пример 129. Определить величину депрессии шахты, необходимое количество воздуха для проветривания и выбрать вентиляторную установку при следующих исходных данных. Месторождение, состоящее из одного пласта мощностью 2,2 м с углом падения 12° ,

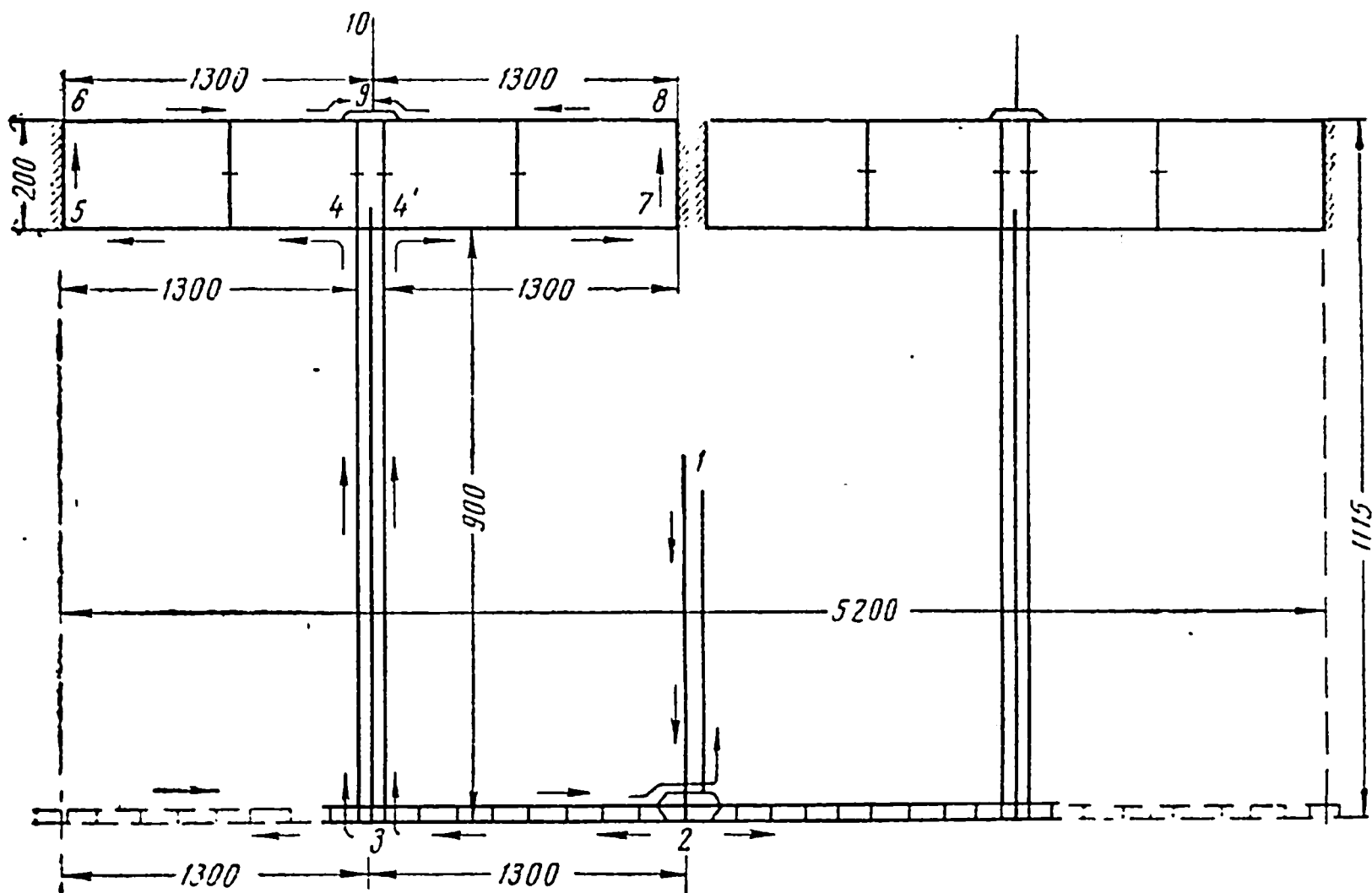


Рис. 53. Схема к примеру 129

вскрыто двумя вертикальными центрально-сдвоенными стволами. Способ подготовки панельный. Шахтное поле длиной по простиранию 5200 м делится на две панели длиной по простиранию 2600 м. Длина бремсберговой панели по падению 1115 м (рис. 53). Относительная метанообильность выработок шахты $q_m = 12 \text{ м}^3/\text{т}$ (III категория). Суточная добыча шахты $A_c = 5000 \text{ т}$. Порядок отработки запасов — от границ панели к панельному бремсбергу (уклону). Наклонная длина яруса 215 м, длина лавы, оборудованной механизированным комплексом, 200 м. В ярусе работают две лавы, по одной с каждой стороны. Число одновременно работающих лав по шахте 4. Добыча на одну лаву 1250 т в сутки, каждая бремсберговая панель имеет воздухоотводящий шурф, оборудованный вентиляторной установкой. Остальные данные, необходимые для подсчета депрессии, вместе с подсчитанными депрессиями выработок приведены в табл. 39.

Главные штреки (откаточный и вентиляционный), разделенные целиком угля шириной по падению 30 м, проходятся парными с целью

Обозначение выработки на расчетной схеме (см. рис. 53)	Выработка	Тип крепи	Аэродинамические параметры выработок					Количество воздуха Q , м ³ /с	Скорость движения воздуха в выработке v , м/с	Депрессия выработки h , кгс/м ²	
			$\alpha \cdot 10^4$, кг·с ² /м ⁴	R , м	S , м ²	L , м				max	min
						max	min				
1—2	Воздухоподающий ствол	Бетонная	42	18,84	28,26	300	300	181	6,4	34,2	34,2
2—3	Главный откаточный штрек	АКП-3 трубчатые стойки, металлический верхняк	13	12,8	12,1	1300	1300	72,5	5,2	64	64
3—4			Левый ходок	14	9,9	6	900	900	31	5	55,45
4—5	Ярусный транспортный штрек	АКП-3	20	10,5	7,9	1300	25	30	3,9	49,8	1,0
5—6	Лава	Механизированная крепь	45	12,4	8	200	200	30	3,75	19,6	19,6
6—9	Ярусный вентиляционный штрек	АКП-3	13	10,5	7,9	1300	25	31	3,9	34,6	0,6
9—10	Вентиляционный шурф	Бетонная	40	12,56	12,56	30	30	72	5	3,9	3,9
Итого										261,5	178,7
Депрессия местных и лобовых сопротивлений, принимаемая в размере 10% суммы депрессий всех выработок за вычетом депрессий ствола и шурфа										24,5	14,0
Отрицательная депрессия естественной тяги										8,0	8,0
Подсчитанная депрессия шахты в целом										294,0	200,7

вентиляции. Целик сбивается печами через 40 м. Проветривание штреков обособленное за счет депрессии, создаваемой небольшим по мощности вентилятором, установленным на одном из центрально-двоенных стволов. Проведение штреков предполагается осуществлять проходческими комбайнами типа ПК или ТОР в зависимости от крепости пород присечки.

Решение. 1. Количество воздуха, необходимое для проветривания шахты, находим по формуле (VIII.7)

$$Q = 1,5 \cdot 5000 \cdot 1,45 = 10875 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 181 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2. Определяем распределение воздуха по местам его потребления и утечки. Утечки воздуха составляют: через поверхностные

вентиляционные сооружения и устройства — 10% и в околоствольном дворе — 5% общего количества воздуха, поступающего в шахту, что соответственно равно 18 и 9 м³/с, а в сумме 18 + 9 = 27 м³/с. Следует заметить, что утечки воздуха в околоствольном дворе не являются полностью бесполезными, так как этот воздух проветривает часть выработок и камер околоствольного двора. Учитывая это обстоятельство, на проветривание некоторых камер дополнительно выделяем 2,2%, т. е. 4 м³/с. Если вычесть эти расходы из общего количества воздуха, то получим количество воздуха для проветривания очистных и подготовительных забоев в шахте 181 — 27 — 4 = 150 м³/с. Последнее делим на два крыла шахты поровну — по 75 м³/с.

Далее определяем количество воздуха, необходимое для проветривания забоев главных откаточного и вентиляционного штреков на одном крыле шахты. Приняв скорость комбайновой проходки 9 м в сутки и зная мощность пласта и размеры поперечного сечения штреков, находим суточную добычу обоих забоев 170 т. Далее, задавшись условием, чтобы концентрация метана в струе, исходящей из забоев штреков, не превышала $n_2 \leq 0,75\%$, находим количество воздуха, которое должно поступать непосредственно в забой штреков, по формуле (VIII.9)

$$Q_з = \frac{12 \cdot 170}{14,4 \cdot 0,75} = 188,8 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 3,14 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Учитывая утечки воздуха через перемычки, поставленные в печах между штреками, а также возможную неравномерность метановыделения, общее количество воздуха в начале выработки принимаем 8 м³/с вместо 3,14 м³/с. Такое же количество воздуха потребуется для проветривания штреков на другом крыле шахты.

Затем подсчитываем количество воздуха, необходимое для проветривания одного очистного забоя (лавы). Предположив, что все количество метана ($q_m = 12 \text{ м}^3/\text{т}$) выделяется в лаве, и, приняв концентрацию метана в струе, исходящей из лавы, равной $n_2 = 0,75\%$ (т. е. меньше допускаемой — 1%), находим количество воздуха по формуле (VIII.9)

$$Q_л = \frac{12 \cdot 1250}{14,4 \cdot 0,75} = 1388,88 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 23,15 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Учитывая неравномерность метановыделения в лаве, количество воздуха, поступающее в лаву, принимаем 30 м³/с. При двух одновременно работающих лавах на крыле шахты общее количество воздуха составит 60 м³/с. Таким образом, разного рода утечки воздуха при его движении от околоствольного двора до забоев составит в сумме $Q_y = 75 - 60 - 8 = 7 \text{ м}^3/\text{с}$, из них 5 м³/с теряются при движении воздуха по откаточному штреку и 2 м³/с — при движении по выработкам внутри панели.

3. Принята следующая схема движения воздуха по выработкам крыла шахты в соответствии с вышеприведенным его распределением

(см. рис. 53 и табл. 39). Воздух в количестве $75 \text{ м}^3/\text{с}$, двигаясь от околоствольного двора по главному откаточному штреку длиной 1300 м , достигает пункта 3, потеряв в пути $5 \text{ м}^3/\text{с}$ на утечки через перемычки, поставленные в печах между главными штреками. Следовательно, среднее количество воздуха, движущегося от околоствольного двора к пункту 3 (см. рис. 53), равно $(75 + 70) : 2 = 72,5 \text{ м}^3/\text{с}$ (см. табл. 39).

В пункте 3 воздух в количестве $70 \text{ м}^3/\text{с}$ в соответствии с вышеприведенным его распределением распадается на три потока: один поток в количестве $8 \text{ м}^3/\text{с}$ направляется прямо по главному откаточному штреку к его забою и забою главного вентиляционного штрека, а два других потока с равным количеством воздуха (по $31 \text{ м}^3/\text{с}$) направляются к очистным забоям каждый по своему ходу (см. рис. 53).

4. Так как условия горных работ и схемы вентиляции одинаковы как для правого, так и для левого крыла шахты, то подсчитываем депрессии выработок только по левому крылу шахтного поля. Депрессия выработки определяется по формуле (VIII.11).

При установлении сечения в лаве, через которое проходит воздух, учитывалось то обстоятельство, что воздух проходит не только через поддерживаемое пространство лавы, но и через выработанное пространство, примыкающее к поддерживаемому. Поэтому сечение поддерживаемого пространства умножалось на коэффициент $1,3$, рекомендуемый при управлении кровлей обрушением.

Дополнительные депрессии на местные и лобовые сопротивления в воздухоподающем стволе и воздухоотводящем шурфе не учитываются, так как они обычно учитываются коэффициентом трения α .

Депрессии местных и лобовых сопротивлений остальных выработок, включая канал вентилятора, учитываются в данном случае в размере 10% суммарной депрессии этих выработок.

Полагая, что естественная тяга существует и что она отрицательная, суммарную депрессию по шахте увеличиваем на $8 \text{ кгс}/\text{см}^2$ (см. табл. 39).

Ввиду наличия ленточной конвейерной установки на ярусном транспортном штреке коэффициент трения α этого штрека принят (ориентировочно) в $1,5$ раза больше, чем тот же коэффициент ярусного вентиляционного штрека.

Потери депрессии в самом вентиляторе и в диффузоре не подсчитываются, так как они учтены общим к. п. д. осевого вентилятора.

5. Так как вентиляционная сеть рассматриваемой шахты представляет собой параллельное соединение открытого типа (см. рис. 53) с вентилятором на каждом крыле, то можно определить эквивалентное отверстие левого крыла шахты по формуле (VIII.28)

$$A_{л} = \frac{0,38 \cdot 72}{\sqrt{294}} = 1,6 \text{ м}^2.$$

Здесь $72 \text{ м}^3/\text{с}$ — количество воздуха, поступающее в ходки панельного бремсберга, а затем и в канал вентилятора. Поскольку

величины R , Q и h по крыльям одинаковы, то эквивалентное отверстие крыльев шахты одинаково, т. е. $A_{л} = A_{пр}$, и общее эквивалентное отверстие шахты равно сумме $A_{о} = A_{л} + A_{пр} = 1,6 + 1,6 = 3,2 \text{ м}^2$.

Дебит вентилятора $Q_{в}$, как правило, больше Q (количества воздуха, поступающего из подземных выработок, обслуживаемых данным вентилятором, в его канал) за счет подсоса воздуха через устье шурфа на 5% (по норме), т. е. $Q_{в} = 1,05Q = 1,05 \cdot 72 = 75,6 \text{ м}^3/\text{с}$.

Эквивалентное отверстие, на которое фактически работает вентилятор на крыле шахты, по формуле (VIII.28)

$$A_{в} = \frac{0,38 \cdot 75,6}{\sqrt{294}} = 1,68 \text{ м}^2.$$

Диаметр колеса вентилятора ориентировочно определяют по формуле

$$D = \sqrt{\frac{Q_{в}}{0,44}} = \sqrt{\frac{1,68}{0,44}} = 1,95 \text{ м}.$$

Выбор вентилятора с характеристикой, соответствующей вентиляционной характеристике данной шахты, и установление рационального режима его работы рассматриваются в курсе «Горная механика».

Однако ориентировочный выбор вентилятора по подсчитанным величинам $Q_{в}$, $h_{в}$ (в данном случае $h_{в} = h$) и D , а также по характеристикам существующих вентиляторов всегда возможен.

В данном случае мы выбираем осевой вентилятор серии К = 0,6 типа ВОД-21 ($D = 2,1 \text{ м}$), $n = 750 \text{ об/мин}$ и к. п. д. $\eta = 0,81$ (при подсчитанных нами значениях $Q_{в}$ и $h_{в}$).

Ориентировочную мощность двигателя вентилятора определяем по формуле

$$N = \frac{Q_{в} h_{в}}{102 \eta} = \frac{75,6 \cdot 294}{102 \cdot 0,81} = 270 \text{ кВт}.$$

ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В практике разработки горизонтальных и весьма пологих рудных месторождений при всякого рода расчетах (подсчет запасов и др.) пользуются обычной (нормальной) мощностью залежи (рудных тел), а при других углах падения в соответствующих расчетах участвует, как правило, горизонтальная мощность залежи, определяемая по формуле (I.1). В связи с этим при подсчетах запасов наклонных и крутых залежей вместо размера шахтного поля (этажа, блока и т. д.) по падению принимается его проекция на вертикальную плоскость, параллельную линии простирания, т. е. вертикальная высота шахтного поля (этажа, блока и т. д.).

§ 31. Установление годовой производственной мощности рудной шахты

Между годовой производственной мощностью (годовой добычей), расчетным сроком службы шахты и запасами существуют следующие зависимости:

$$A = \frac{Z_{6c}}{T_p (1-\rho)} = \frac{Z_n}{T_p (1-\rho)}; \quad T_p = \frac{Z_n}{A (1-\rho)}; \quad \frac{Z_n}{1-\rho} = AT_p, \quad (\text{IX.1})$$

где A — годовая добыча шахты, т;
 Z_6 и Z_n — запасы шахтного поля соответственно балансовые и промышленные, т;
 T_p — расчетный срок службы шахты, лет;
 c — коэффициент извлечения запасов руды;
 ρ — коэффициент разубоживания руды (обычно $\rho = 0 - 0,12$).

Если в этих формулах принять $\rho = 0$, то получим формулу (III.15), применяемую при разработке угольных месторождений.

Если годовая добыча проектируемой шахты не задана, то ее определяют по горным возможностям, а затем уточняют по сроку службы шахты в зависимости от величины запасов руды, исходя из рекомендуемых соотношений между этими величинами (см. § 11).

Ориентировочная величина годовой добычи шахты по горным возможностям определяется по наиболее распространенным формулам:

при наклонном и крутом падении

$$A = F v_{\text{в}} \frac{c_0}{1-\rho} \quad \gamma = m_{\text{г}} S v_{\text{в}} \gamma \frac{c_0}{1-\rho}; \quad (\text{IX.2})$$

при горизонтальном и пологом залегании пластообразных рудных тел

$$A = \frac{L_{\text{д}} v_{\text{г}} p c_0}{k_{\text{оч}} (1-\rho)}, \quad (\text{IX.3})$$

- где S — длина рудного тела по простиранию, м;
 F — средняя рудная площадь на горизонтальной плоскости, м²;
 $v_{\text{в}}$ — среднегодовое понижение уровня очистных работ по вертикали по месторождению в целом, м;
 γ — объемная масса руды, т/м³;
 $m_{\text{г}}$ — средняя горизонтальная мощность рудного тела, м;
 $L_{\text{д}}$ — общая действующая линия очистных забоев по шахте, м;
 $v_{\text{г}}$ — среднегодовое подвигание действующей линии очистных забоев в принятом направлении (по простиранию или падению), м;
 p — производительность пласта (вынимаемого слоя) руды, т/м²;
 $p_{\text{пл}} = m\gamma$, где m — мощность пласта (слоя), м;
 c_0 — коэффициент, учитывающий потери отбитой руды (обычно $c_0 = 0,93 \div 0,98$);
 $k_{\text{оч}}$ — коэффициент, учитывающий добычу из подготовительных и нарезных работ; зависит от применяемой системы разработки.

Значение $v_{\text{в}}$ зависит от величины $m_{\text{г}}$ и S , системы разработки, уровня организации очистных и подготовительных работ и колеблется в среднем от 12 до 25—30 м в год. Эти значения даны для мощности от 5 до 15 м и угла падения 60°. Для другой мощности с другим углом падения надо их умножить на поправочные коэффициенты: 1,25 при мощности до 5 м, 0,8 при мощности до 25 м и 0,6 при мощности более 25 м, 1,2 при угле падения 90°, 0,9 при угле падения 45° и 0,8 при угле падения 30°.

§ 32. Вскрытие рудных месторождений

Как известно, рудное месторождение вскрывают вертикальными или наклонными стволами (или комбинированным способом), закладываемыми, как правило, вне зоны сдвижения пород (обычно в лежащем боку), что позволяет избежать потерь ценных руд в околоствольных целиках. В связи с этим вопрос о выборе места заложения подъемного ствола на линии вкрест простирания, отвечающего условию наименьшей работы транспорта по квершлагам (квершлагу) аналитическим способом, как правило, не возникает. Положение линии, делящей запасы шахтного поля по простиранию на две части, отвечающей условию наименьшей работы транспорта по штрекам (штреку), находится так же, как при разработке угольных

месторождений. Если длина рудного тела по простиранию не превышает 600 м, то подъемный и вспомогательный стволы, как правило, располагают на флангах рудного тела.

Высоту этажа без промежуточного горизонта рекомендуется принимать в среднем в пределах от 30 до 75 м, а при системах разработки: подэтажные штреки, этажное обрушение, с магазинированными камерами — от 50 до 100 м. Высоту этажа с промежуточным горизонтом — от 40 до 80 м, а при системе разработки с магазинированием руды — от 60 до 100 м. Для нормальной работы шахты срок отработки этажа должен удовлетворять условию

$$t_0 = k_0 t_{в.п} \text{ лет,} \quad (\text{IX.4})$$

где t_0 — срок отработки этажа, лет;

k_0 — коэффициент резерва времени на вскрытие и подготовку нижележащего этажа ($k_0 = 1,2 \div 1,8$);

$t_{в.п}$ — время на вскрытие и подготовку нижележащего этажа, лет.

Высота этажа, обеспечивающая выполнение условия при вскрытии вертикальным стволом в лежащем боку месторождения, определяется при известном (заданном) значении v_b по формуле:

$$h = \frac{v_b k_0 \left(\frac{l_1}{v_2} + \frac{l_2}{v_3} + t_6 \right) \frac{1}{12}}{1 - v_b k_0 \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_4 \sin \alpha} \right) \frac{1}{12}} \text{ м,} \quad (\text{IX.5})$$

где l_1 — длина этажного квершлага от ствола до залежи, м;

l_2 — длина штрека длинного крыла шахты при обратном порядке отработки шахтного поля; при равнокрылом поле $l_2 = \frac{S}{2}$; при прямом порядке отработки $l_2 = (1 \div 2) l_6$, где l_6 — длина блока по простиранию, м;

v_1, v_2, v_3, v_4 — месячная скорость проходки соответственно ствола, квершлага, штрека, восстающего, м;

t_6 — время на проведение подготовительных и нарезных выработок в блоке после окончания проведения откаточного штрека и восстающего, мес;

α — угол падения залежи, градус.

Остальные обозначения прежние.

Пример 130. Дано: $Z_6 = 13$ млн. т; $c = 0,9$; $\rho = 0,1$; $A = 0,9$ млн. т. Требуется определить T_p .

Решение. По формуле (IX.1) расчетный срок службы шахты

$$T_p = \frac{13 \cdot 0,9}{0,9 (1 - 0,1)} = 14,5 \text{ года.}$$

Пример 131. Дано: $m_r = 8$ м; $S = 1000$ м; $\alpha = 60^\circ$; $v_b = 20$ м; $c = 0,9$; $\rho = 0,08$; $\gamma = 4$ т/м³. Требуется определить A , T_p и Z_n .

Решение. Искомую годовую добычу находим по формуле (IX.2)

$$A = \frac{8 \cdot 1000 \cdot 20 \cdot 4 \cdot 0,9}{1 - 0,08} = 625\,000 \text{ т.}$$

При годовой добыче от 500 тыс. до 1 млн. т срок службы шахты в зависимости от конечной глубины разработки и других факторов может быть установлен в пределах от 8 до 25 лет. Учитывая это соображение, принимаем $T_p = 12$ лет, и тогда промышленные запасы шахтного поля составят $Z_n = AT_p = 625\,000 \cdot 12 = 7,5$ млн. т.

Пример 132. Подсчитать годовую добычу шахты по формуле (IX.3) при следующих данных: залегание рудного пласта практически горизонтальное; производительность пласта $p = m\gamma = 1,6 \times 3,6 = 5,76$ т/м²; число рабочих дней в году $N = 260$; среднесуточное подвигание очистных забоев (лав) $r = 1$ м; коэффициент, учитывающий геологические условия, $k_r = 0,95$; коэффициент извлечения руды при очистной выемке $c_0 = 0,95$; коэффициент разубоживания $\rho = 0,05$; коэффициент, учитывающий добычу из забоев подготовительных и нарезных выработок, $k_{оч} = 0,82$. Схема подготовки шахтного поля панельная; число столбов, работающих по выемке руды одновременно, $n = 12$; ширина столба (длина лавы) $l = 15$ м.

Решение. Среднегодовое подвигание линии очистных забоев

$$v_r = Nr k_r = 260 \cdot 1 \cdot 0,95 = 248 \text{ м.}$$

Общая длина линии действующих очистных забоев

$$L_d = nl = 12 \cdot 15 = 180 \text{ м.}$$

Годовая добыча шахты по формуле (IX.3) составит

$$A = \frac{180 \cdot 248 \cdot 5,76 \cdot 0,95}{0,82(1 - 0,05)} = 312\,000 \text{ т.}$$

При годовой добыче от 200 тыс. до 500 тыс. т расчетный срок службы шахты можно брать в пределах от 5 до 20 лет. В данном случае принимаем $T_p = 10$ лет, и тогда промышленные запасы шахтного поля должны быть не менее $Z_n = 312\,000 \cdot 10 = 3,12$ млн. т.

Пример 133. Дано: $v_1 = 50$ м/мес.; $v_2 = v_3 = 100$ м/мес.; $v_4 = 70$ м/мес.; $l_1 = 300$ м; обратный порядок отработки этажа; $l_2 = 800$ м; $\alpha = 70^\circ$; $c_0 = 0,9$; $\rho = 0,1$; $m_r = 8$ м; $S = 1400$ м; $k_0 = 1,5$; $\gamma = 3,6$ т/м³; $t_0 = 7$ мес, среднегодовое понижение уровня очистных работ по всему месторождению с учетом поправочного коэффициента на угол 70° , равного 1,08 (найден путем интерполирования), составит $v_b = 20 \cdot 1,08 = 22$ м. Требуется определить h , A и t_0 .

Решение. 1. Высоту этажа находим по формуле (IX.5)

$$h = \frac{22 \cdot 1,5 \left(\frac{300}{100} + \frac{800}{100} + 7 \right) \frac{1}{12}}{1 - 22 \cdot 1,5 \left(\frac{1}{50} + \frac{1}{70 \sin 70^\circ} \right) \frac{1}{12}} = 55 \text{ м.}$$

2. Годовую добычу шахты находим по формуле (IX.2)

$$A = 8 \cdot 1400 \cdot 22 \cdot 3,6 \frac{0,9}{1 - 0,1} = 887\,040 \text{ т, принимаем } = 887\,000 \text{ т.}$$

3. Время отработки этажа

$$t_o = \frac{h}{v_B} = \frac{55}{22} = 2,5 \text{ года.}$$

Пример 134. Дано: $A = 900\,000$ т; $m_r = 12$ м; $S = 1400$ м; $\gamma = 3,6$ т/м³; $c_0 = 0,9$; $\rho = 0,1$; $v_1 = 30$ м/мес; $v_2 = v_3 = 70$ м/мес; $v_4 = 50$ м/мес; $l_1 = 300$ м; обратный порядок отработки этажа; $l_2 = 800$ м; $\alpha = 70^\circ$; $k_0 = 1,5$; $t_6 = 7$ мес. Требуется определить v_B , h и t_o .

Решение. 1. Из формулы (IX.2) находим величину v_B :

$$v_B = \frac{900\,000 (1 - 0,1)}{12 \cdot 1400 \cdot 3,6 \cdot 0,9} = 14,9 \text{ м/год.}$$

2. Высоту этажа находим по формуле (IX.5)

$$h = \frac{14,9 \cdot 1,5 \left(\frac{300}{70} + \frac{800}{70} + 7 \right) \frac{1}{12}}{1 - 14,9 \cdot 1,5 \left(\frac{1}{30} + \frac{1}{50 \sin 70^\circ} \right) \frac{1}{12}} = 47,2 \approx 47 \text{ м.}$$

3. Срок отработки этажа $t_o = \frac{47}{14,9} = 3,17$ года.

§ 33. Отбойка, погрузка и доставка руды при очистной выемке

Отбойка шпурами

Массу руды в целике, отбиваемую за одно взрывание, подсчитывают по формуле

$$V = Fl\eta\gamma \frac{c}{1 - \rho} \text{ т,} \quad (\text{IX.6})$$

где F — площадь забоя, м²;

l — глубина шпура, м (чаще $l = 1,5 \div 3$ м, но не более 5 м);

η — к. и. ш.; обычно $\eta = 0,95 \div 1,0$ (при наличии двух и более обнаженных плоскостей).

Остальные обозначения прежние.

Число шпуров на 1 м² площади забоя, удельный расход ВВ, масса заряда ВВ на шпур и другие данные для составления паспорта

буровзрывных работ для очистной выемки принимают по существующим нормативам или расчетным формулам, приведенным выше (см. главу II, § 4). Диаметр шпура принимают обычно в пределах 34÷60 мм.

Отбойка скважинами

Расположение скважин (штанговых и глубоких) зависит от особенностей и конструктивных параметров системы разработки. Отбойку руды скважинами в зависимости от положения обнаженной плоскости очистного забоя ведут вертикальными, горизонтальными или наклонными слоями. Скважины в плоскости слоя располагают параллельно или веерообразно.

Если скважины расположены параллельно, то ориентировочное значение толщины слоя (л. н. с.) находят по формуле

$$w = d \sqrt{\frac{0,785 \Delta k_3}{k_{сб} q}}, \quad (\text{IX.7})$$

где d — диаметр скважины, м;

Δ — плотность ВВ, кг/м³ (обычно $\Delta = 1000 \div 1100$ кг/м³);

k_3 — коэффициент заряжания шпура (обычно $k_3 = 0,70 \div 0,9$);

$k_{сб}$ — коэффициент сближения зарядов (обычно $k_{сб} = 0,8 \div 1,4$);

q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Расстояние между скважинами в слое руды определяют по формуле

$$a = k_{сб} w \text{ м.} \quad (\text{IX.8})$$

Число скважин в слое руды находят по формуле

$$N = \frac{B}{a} + 1, \quad (\text{IX.9})$$

где B — ширина слоя руды, м.

Количество ВВ для отбойки одного слоя руды определяют по формуле

$$Q = N q_0 l = q_0 \sum l, \quad (\text{IX.10})$$

где q_0 — заряд ВВ на 1 м длины скважины, кг;

l — длина скважины, занимаемая ВВ, м.

Количество руды, отбиваемой в слое,

$$V = LBw\gamma \text{ т,} \quad (\text{IX.11})$$

где L — длина слоя, м.

Для скважин, расположенных веерообразно, значение w , определенное по формуле (IX.7), рекомендуется увеличить на 13—15%. Расстояние между расходящимися концами скважин не должно превышать $a \leq (1,5 \div 1,7) w$, а вблизи устья скважин $a = (0,5 \div 0,7) w$. Число и расположение веерных скважин, их длину, а также длину заряда ВВ для каждой скважины определяют графически (рис. 54).

Диаметр и длина скважины находятся в пределах $d = 55 \div 85$ мм и l от 5—6 до 10—15 м при штанговом бурении; $d = 85 \div 150$ мм и l от 10—15 до 40—50 м и более при бурении глубокими скважинами.

Пример 135. Рассчитать параметры буровзрывных работ при параллельном расположении скважин и при следующих исходных данных: система разработки с магазинированием руды; $f = 9$; $\gamma = 3,6$ т/м³; длина слоя $L = 42$ м; ширина (горизонтальная мощность пласта) $B = 18$ м; расположение скважин — горизонтальное; $d = 0,1$ м; аммонит № 6 патронированный; $q_0 = 6,3$ кг; $q = 0,585$ кг/м³; $\Delta = 1100$ кг/м³; $k_{сб} = 1$.

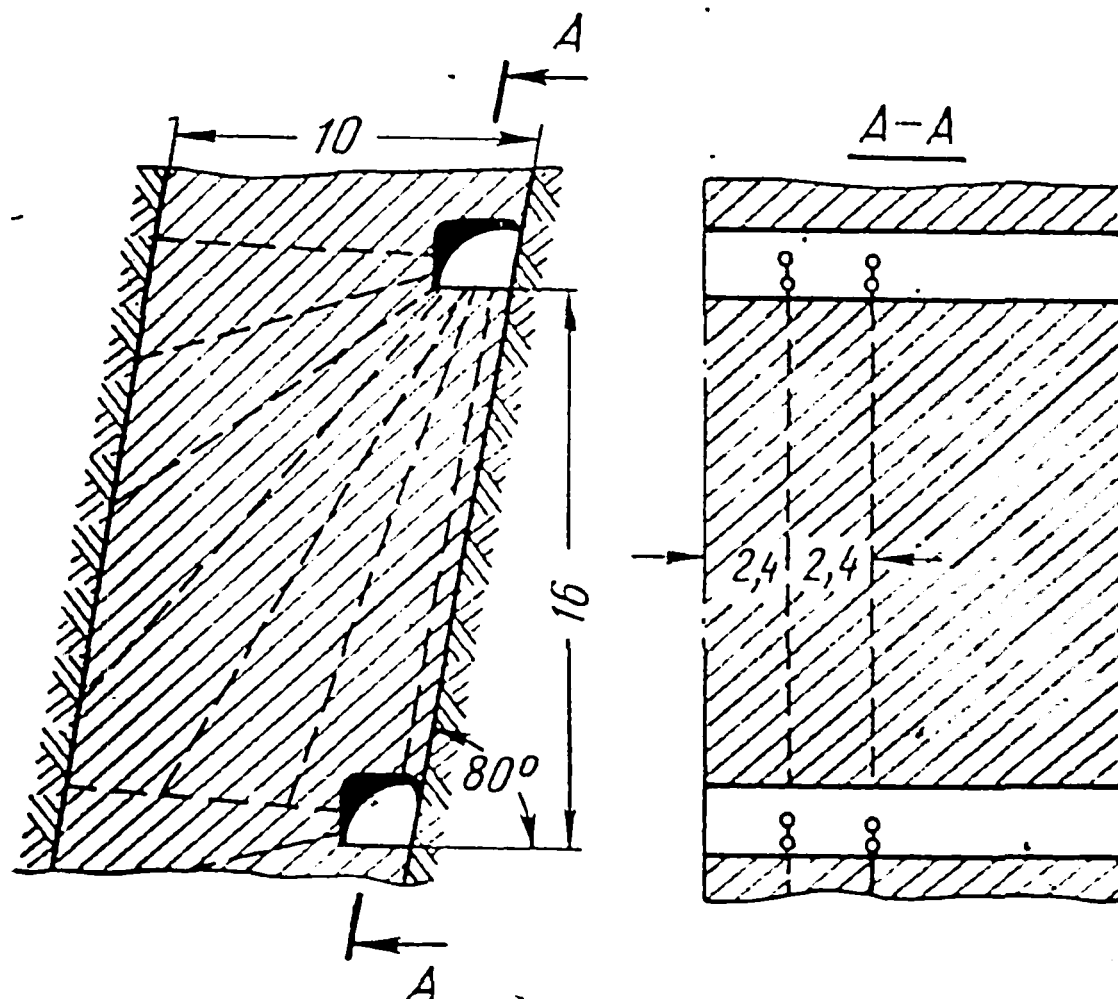


Рис. 54. Отбойка руды скважинными зарядами (к примеру 136)

Решение. 1. Находим толщину слоя по формуле (IX.7)

$$w = 0,1 \sqrt{\frac{0,785 \cdot 1100 \cdot 0,85}{1 \cdot 0,585}} = 3,54 \approx 3,6 \text{ м.}$$

2. Расстояние между скважинами по формуле (IX.8) $a = 1 \times 3,6 = 3,6$ м.

3. Число скважин, пробуриваемых с двух сторон слоя, по формуле (IX.9)

$$N = 2 \left(\frac{18}{3,6} + 1 \right) = 12.$$

4. Общая длина пробуренных скважин $\sum l = 12 \cdot 21 = 252$ м.

5. Полезная длина скважин $\sum l_0 = 12 \cdot 19 = 228$ м.

6. Коэффициент использования длины скважины $\frac{228}{252} = 0,9$.

7. Количество ВВ для отбойки одного слоя по формуле (IX.10)

$$Q = 6,3 \cdot 228 = 1436 \text{ кг.}$$

8. Количество руды, отбиваемой в слое, по формуле (IX.11)

$$V = 42 \cdot 18 \cdot 3,6 \cdot 3,6 = 9820 \text{ т.}$$

9. Расход ВВ на 1 т отбиваемой руды $\frac{Q}{V} = \frac{1436}{9820} = 0,146$ м/т, или 146 кг на 1000 т.

10. Длина скважины на 1 т $\frac{252}{9820} = 0,0256$ м/т, или 25,6 м на 1000 т.

11. Выход руды с 1 м скважины $\frac{1}{0,0256} = 39,1$ т.

Пример 136. Рассчитать параметры буровзрывных работ при отбойке веерообразнорасположенными штанговыми скважинами при исходных данных: система разработки — подэтажные штреки; $f = 6 \div 8$; $\gamma = 3,6$ т/м³; $m_r = 10$ м; $\alpha = 80^\circ$; размеры обруиваемого слоя: высота слоя (подэтажа) $h_n = 16$ м; ширина (горизонтальная мощность пласта) $m_r = 10$ м. Скважины расположены в вертикальной плоскости (плоскость разреза вкрест простирания). Площадь сечения подэтажного штрека $F = 5$ м², который служит буровой выработкой. Диаметр скважины $d = 0,075$ м. По нормативным данным принимаем: $q_0 = 3,96$ кг/м; $q = 0,167$ кг/т; коэффициент использования длины скважины под заряд ВВ в среднем $k = 0,7$.

Решение. 1. Толщина слоя (л. н. с.) по формуле (IX.7) для веерных скважин составляет округленно $w = 3$ м.

2. Число штанговых скважин в слое, определенное графическим путем, $N = 7$ (см. рис. 54).

3. Суммарную длину комплекта из 7 скважин для отбойки руды в слое подэтажа находим по формуле

$$\sum l = \frac{4(m_r h_n - F) w \gamma q}{\pi d^2 \Delta k} = \frac{4(10 \cdot 16 - 5) \cdot 3 \cdot 3,6 \cdot 0,167}{3,14 (0,075)^2 \cdot 900 \cdot 0,7} = 100 \text{ м.}$$

4. Расход ВВ на комплект скважин по формуле (IX.10)

$$Q = 3,96 \cdot 0,7 \cdot 100 = 277 \text{ кг.}$$

5. Количество отбиваемой в слое руды находим по формуле

$$V = (m_r h_n - F) w \gamma = (10 \cdot 16 - 5) \cdot 3 \cdot 3,6 = 1674 \text{ т.}$$

6. Длина скважины, приходящаяся на 1 т руды,

$$\frac{\sum l}{V} = \frac{100}{1674} = 0,0597 \approx 0,06 \text{ м.}$$

7. Выход руды с 1 м скважины будет $\frac{1}{0,06} = 16,75$ т.

Для погрузки и доставки руды применяют скреперные установки, погрузочные машины, конвейеры, погрузочно-доставочные машины и другое оборудование. Производительность этих машин принимают по соответствующим типовым сборникам норм для рудников черной и цветной металлургии. Если все же возникает необходимость в определении производительности и других параметров этих машин, то такие расчетные формулы изложены в соответствующих справочниках и в учебной литературе по рудничному транспорту.

§ 34. Расчет очистной выемки

Расчет очистной выемки ведется отдельной для каждой системы разработки.

Пример 137. Рассчитать очистную выемку при потолкоуступной системе разработки с распорной крепью при следующих данных: $m = 1$ м; $\alpha = 75^\circ$; $\gamma = 3,5$ т/м³; $f = 8$; высота этажа $h = 40$ м; длина блока $L_6 = 40$ м; высота уступа $h_y = 1,8$ м; длина уступа (опережение между уступами) $b = 9,3$ м; число уступов, работающих одновременно, $n_y = 4$. Число смен в сутки по добыче $n_{см} = 2$. Боковые породы почти не содержат полезных компонентов. Суточная добыча шахты $A_c = 900$ т.

Решение. Площадь уступа $m_r b = 1 \cdot 9,3 = 9,3$ м². Площадь забоя на один шпур принимаем по нормативу $-0,407$ м². Число шпуров $N = 9,3 : 0,407 \approx 23$. Приняв длину шпура (в соответствии с высотой уступа) $l_{ш} = 1,9$ м, получим суммарную длину шпуров на уступе $\sum l_{ш} = l_{ш} N = 1,9 \cdot 23 = 44$ м.

Заряд ВВ на 1 м общей длины шпура (при $d = 35$ мм) по норме $q_0 = 0,7$ кг/м, и тогда расход ВВ на комплект шпуров $Q = q_0 N l_{ш} = 0,7 \cdot 23 \cdot 1,9 = 30,6$ кг. Количество руды, отбитой в уступе, по формуле (IX.6)

$$V = 9,3 \cdot 1,9 \cdot 0,97 \frac{0,95}{1 - 0,05} = 17,1 \text{ м}^3, \text{ или } 17,1 \cdot 3,5 = 60 \text{ т.}$$

Расход ВВ на 1 т руды $30,6 : 60 = 0,5$ кг/т. Суточная добыча от очистной выемки четырех уступов в блоке

$$P_o = n_y V = 4 \cdot 60 = 240 \text{ т.}$$

Результаты расчетов распределения запасов руды и добычи по выработкам и видам работ сведены в табл. 40.

При промышленном запасе блока, оставшемся для очистной выемки, $Z_o = 4740$ т (см. табл. 40) время отработки блока составит

$$t_o = \frac{Z_o}{P_o} = \frac{4740}{240} = 20 \text{ суток.}$$

Выработка и вид работ	Число выработок на блок	Длина, м	Площадь сечения, м ²		Промышленный запас руды, т	Коэффициент		Извлекаемый запас руды, т	Добытая руда с учетом разубоживания, т	Доля участия в добыче руды в блоке
			по руде	общая		извлечения	разубоживания			
Подготовительные:										
откаточный штрек	1	40	2,5	6,5	350	0,98	0,61	343	880	—
восстающий	1	41,4	2,0	2,1	290	0,98	0,04	284	300	—
Итого	—	81,4	4,5	8,6	640	0,98	0,47	627	1180	0,19
Нарезные: выемка 1-й полосы	1	38	1,8	1,8	219	0,95	0,05	208	220	
Итого	1	38	1,8	1,8	220	0,95	0,05	208	220	0,03
Очистная выемка	—	—	—	—	4740	0,95	0,05	4500	4740	0,78
Всего по блоку	—	—	—	—	5600	0,95	0,13	5335	6140	1,0

Число одновременно действующих по очистной выемке блоков, обеспечивающих заданную суточную добычу шахты, подсчитываем по формуле

$$n_6 = \frac{k_0 A_c}{P_0} = \frac{0,78 \cdot 900}{240} \approx 3.$$

Здесь k_0 — доля участия очистной выемки в добыче руды из блока; $k_0 = 0,78$ принимается по данным табл. 40.

Общее число блоков с учетом одного резервного будет $3 + 1 = 4$.

Задачи к § 31 и 32. Требуется определить годовую добычу шахты и высоту этажа при исходных данных, приведенных в табл. 41.

§ 35. Особенности подсчета количества воздуха на рудных шахтах

Подсчет количества воздуха, необходимого для проветривания шахты в целом, производится в общем случае тремя ниже приведенными способами, и окончательно принимают к расчету вентиляции шахты наибольшее из подсчитанных количеств воздуха.

1. Подсчет по трудовым ресурсам

$$Q_{ш} = q_n n z \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{IX.12})$$

где q_n — норма воздуха на 1 человека, м³/мин (обычно $q_n = 6$ м³/мин);

n — наибольшее число людей, которые одновременно могут находиться в шахте в течение смены;

Условия	Варианты задач		
	1	2	3
<i>Данные для определения годовой добычи</i>			
Горизонтальная мощность рудного тела, м	1,7 (норм. мощность)	40	3
Угол падения рудного тела, градус	0	80	80
Система разработки	Длинные столбы	Подэтажные штреки	С магазинированием
Действующая линия очистных забоев по шахте, м	225	—	—
Коэффициент крепости	5	6—8	10
Объемная масса руды, т/м ³	2,9	4	3
Годовое продвижение линии очистных забоев, м	210	—	—
Коэффициент извлечения запасов руды	0,98	0,9	0,95
Коэффициент разубоживания	0,02	0,1	0,05
Коэффициент, учитывающий добычу из подготовительных и нарезных работ	0,8	—	—
Число рабочих дней в году при двух общевыходных днях в неделю	260	260	260
Среднегодовое понижение уровня очистных работ по вертикали по всему месторождению, м	—	28	30
Длина рудного тела по простиранию, м	—	1360	1500
<i>Данные для определения высоты этажа</i>			
Угол падения рудного тела, градус	65	75	80
Среднегодовое понижение уровня очистных работ по вертикали по всему месторождению, м	25	30	35
Месячная скорость проходки, м:			
ствола	40	50	60
квершлага и штрека	80	90	100
восстающего	50	60	70
Время на проходку подготовительных и нарезных выработок в блоке после проведения откаточного штрека и восстающего, мес	7	6	5
Коэффициент резерва времени на вскрытие и подготовку нижележащего этажа	1,6	1,6	1,6
Длина квершлага от ствола до залежи, м	200	300	400
Длина откаточного штрека длинного крыла, м	500	600	800

z — коэффициент запаса воздуха (принимается $z = 1,3 \div 1,6$).

2. Подсчет по постоянно выделяющимся газам (метану и водороду или углекислоте)

$$Q_{ш} = q A_c z \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{IX.13})$$

где q — норма воздуха на 1 м^3 среднесуточной добычи горной массы, $\text{м}^3/\text{мин}$ (принимается по данным табл. 42);

A_c — среднесуточная добыча шахты по горной массе, м^3 .

Таблица 42

Категория рудника по относительной газообильности	Количество горючих газов (метан + водород), выделяющихся в сутки на 1 м^3 среднесуточной добычи горной массы, м^3	Норма воздуха на 1 м^3 среднесуточной добычи горной массы, $\text{м}^3/\text{мин}$
I	До 7	1,4
II	От 7 до 14	1,75
III	От 14 до 21	2,1
Сверхкатегорные	Выше 21 или рудники, опасные по выбросам газа и суфлярам	Не менее 2,1 и определяется по формуле (VIII.5)

Примечание. При делении шахты на категории 1 м^3 водорода принимается эквивалентным 2 м^3 метана.

3. Подсчет по газам, выделяемым ВВ,

$$Q_{ш} = 12500 \frac{Vb}{t_{пр}} z \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{IX.14})$$

где V — количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

b — объем газа, выселяемого при взрыве 1 кг ВВ;

$t_{пр}$ — время на проветривание забоев шахты после взрыва, мин (согласно ПБ $t_{пр} \leq 30$ мин).

В случае взрыва большого количества ВВ формула (IX.14) дает несколько завышенные результаты.

В последнее время для определения количества воздуха по расходам ВВ все чаще пользуются «методом от забоя». Сущность его заключается в том, что необходимое количество воздуха по расходам ВВ определяется отдельно для каждого блока (панели), где ведутся очистные работы по той или иной системе разработки, и отдельно для нарезных и глухих подготовительных выработок, а общее количество воздуха для проветривания шахты в целом находят как сумму этих количеств, умноженную на коэффициент запаса воздуха по шахте. «Метод от забоя» более трудоемок, но более точен, чем определение по формуле (IX.14).

Ниже даны формулы подсчета количества воздуха для некоторых систем разработки рудных месторождений:

для лав или лавообразных выработок

$$Q = 25,5 \frac{S}{t_{\text{пр}}} \sqrt{BSL_{\text{л}}} \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{IX.15})$$

где S — поперечное сечение лавы (лавообразной выработки), м^2 ;
 $L_{\text{л}}$ — длина лавы от места взрыва до ее сопряжения с вентиляционной выработкой, м ;

для камер при сквозном проветривании (системы разработки подэтажными штреками и ортами с послойной выемкой руды, с магазинированием, камерно-столбовые системы)

$$Q = 2,3 \frac{W}{k_{\text{T}} t_{\text{пр}}} \lg \frac{500B}{W} \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{IX.16})$$

где W — объем камеры, м^3 ;

k_{T} — коэффициент турбулентной диффузии свободной струи.

Значение k_{T} зависит от величины c , которая определяется по формуле

$$c = \frac{al_{\text{к}}}{\sqrt{S}},$$

где a — коэффициент, равный 0,06—0,1 (для сильно шероховатых выработок $a = 0,1$).

$l_{\text{к}}$ — длина камеры в направлении, нормальном к выходному сечению воздухоподводящей выработки;

S — поперечное сечение выработки, подводящей в камеру воздух, м^2 .

Если $c \geq 0,38$, то значение k_{T} принимают по табл. 43.

Таблица 43

c	0,38	0,42	0,554	0,75	1,25	2,42	6,6	15,1
k_{T}	0,310	0,335	0,395	0,529	0,675	0,810	0,925	0,965

Если $c < 0,38$, то $k_{\text{T}} = 1,35 \frac{al_{\text{к}}}{\sqrt{S}}$.

Количество воздуха, необходимое для проветривания n одинаковых (по объему камеры и по количеству ВВ) последовательно соединенных камер, определяется по формуле

$$Q = 2,3 \frac{W}{k_{\text{T}} t'_{\text{пр}}} \lg \frac{500B}{W} k_1 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (\text{IX.17})$$

где $t'_{\text{пр}}$ — время проветривания последней камеры в вентиляционной сети, мин;

k_1 — коэффициент, учитывающий число последовательно соединенных (проветриваемых) камер, определяется из выражения

$$k_1 = 1 + \varepsilon_1 k_{\text{T}}^2 \frac{Qt_{\text{п}}}{W} + \varepsilon_2 k_{\text{T}}^4 \frac{Q^2 t_{\text{п}}^2}{2W^2}, \quad (\text{IX.18})$$

где $\varepsilon_1 = 1$ и $\varepsilon_2 = 0$ при двух камерах;
 $\varepsilon_1 = 2 - k_T$ и $\varepsilon_2 = 1$ при трех камерах.

Пример 138. Определить количество воздуха для проветривания рудной шахты в целом при следующих данных: суточная добыча рудной массы на шахте $A_c = 5000$ т или $A_c = 1250$ м³ при $\gamma = 4$ т/м³; наибольшее сменное количество ВВ, взрываемого в конце смены, $B = 200$ кг; время на проветривание шахты после взрывных работ $t_{пр} = 30$ мин; наибольшее число людей, работающих в шахте в наиболее людную смену, $n = 150$; шахта отнесена к I категории по углекислоте (q_m до 7 м³/м³); $z = 1,35$.

Решение. 1. Количество воздуха по трудовым ресурсам по формуле (IX.12)

$$Q_{ш} = 6 \cdot 150 \cdot 1,35 = 1215 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 20,3 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2. Количество воздуха по углекислоте по формуле (IX.13)

$$Q_{ш} = 1,4 \cdot 1250 \cdot 1,35 = 2362 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 39,7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

3. Количество воздуха по расходу ВВ по формуле (IX.14)

$$Q_{ш} = 12500 \cdot \frac{200 \cdot 0,04}{30} \cdot 1,35 = 4500 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 75 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Таким образом, количество воздуха по расходу ВВ следует принимать к расчету вентиляции шахты.

Пример 139. Подсчитать количество воздуха для проветривания лавообразной выработки после взрывных работ при следующих данных: поперечное сечение лавообразной выработки $S = 5$ м²; длина выработки от места взрыва до ее сопряжения с вентиляционной выработкой $L_n = 75$ м; количество ВВ за одно взрывание $B = 28$ кг; время проветривания $t_{пр} = 25$ мин.

Решение. Количество воздуха подсчитываем по формуле (IX.15)

$$Q = 25,5 \cdot \frac{5}{25} \sqrt{28 \cdot 5 \cdot 75} = 522 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 8,7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

При этом скорость движения воздуха составит $\frac{8,7}{5} = 1,74$ м/с.

Пример 140. Подсчитать количество воздуха для проветривания камеры после взрывных работ в течение $t_{пр} = 15$ мин при следующих данных: $W = 600$ м³; $l_k = 20$ м; $S = 4$ м²; $B = 30$ кг.

Решение. 1. Прежде всего найдем величину $c = \frac{0,1 \cdot 20}{\sqrt{4}} = 1$.

2. В соответствии с величиной $c = 1$ по данным табл. 43 (методом интерполяции) находим значение $k_T = 0,7$.

3. Потребное количество воздуха находим по формуле (IX.16)

$$Q = 2,3 \cdot \frac{600}{0,7 \cdot 15} \cdot \lg \frac{500 \cdot 30}{600} = 184 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 3,07 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Пример 141. Определить количество воздуха, необходимое для проветривания после взрывных работ двух последовательно соеди-

ненных камер, если дано: объем каждой камеры $W = 600 \text{ м}^3$; расход ВВ за одно взрывание $B = 30 \text{ кг}$; $k_T = 0,7$; время проветривания последней камеры $t'_{\text{пр}} = 15 \text{ мин}$. Значение Q определено в примере 140.

Решение. 1. Прежде всего находим значение k_1 по формуле (IX.18)

$$k_1 = 1 + 1 \cdot 0,7^2 \frac{184 \cdot 15}{600} = 3,254.$$

2. Количество воздуха, необходимое для проветривания двух одинаковых последовательно соединенных камер, определяем по формуле (IX.17)

$$Q = 2,3 \cdot \frac{600}{0,7 \cdot 15} \cdot \lg \frac{500 \cdot 30}{600} 3,254 = 251 \text{ м}^3/\text{мин}, \text{ или } 4,19 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Задачи к § 35. Требуется определить количество воздуха при исходных данных, приведенных в табл. 45.

Таблица 44

Исходные данные	Варианты задач		
	1	2	3
<i>Для проветривания шахты в целом</i>			
Среднесуточная добыча руды по шахте, т	4500	6000	3500
То же, м ³	1365	1500	1000
Среднесменная добыча руды по шахте, т	1500	2000	1167
То же, м ³	455	500	333
Коэффициент крепости руды	11	10	8
Количество одновременно взрываемого ВВ в конце (в начале) смены, кг	137	185	120
Категория шахты по постоянно выделяющимся газам	1	1	II
Коэффициент запаса воздуха	1,35	1,4	1,4
Наибольшее число людей в смену	100	133	100
Время проветривания после взрывных работ, мин . . .	30	30	30
<i>Для проветривания отдельных выработок</i>			
<i>Л а в о о б р а з н ы е в ы р а б о т к и</i>			
Поперечное сечение выработки, м ²	4,5	5	5
Длина выработки от места взрыва до сопряжения ее с вентиляционной выработкой, м	20	30	15
Количество ВВ за одно взрывание, кг	28	18	15
Время проветривания, мин	25	25	25
<i>К а м е р о о б р а з н ы е в ы р а б о т к и</i>			
Объем камеры, м ³	500	600	400
Коэффициент k_T	0,6	0,65	0,7
Количество ВВ за одно взрывание, кг	30	40	25
Время проветривания, мин	30	30	20
<i>П о с л е д о в а т е л ь н о с о е д и н е н н ы е к а м е р ы</i>			
Число последовательно соединенных камер	2	3	2
Объем каждой камеры, м ³	300	500	400
Коэффициент турбулентной диффузии	0,645	0,6	0,65
Время проветривания последней камеры, мин	20	30	25
Количество ВВ, одновременно взрываемого в каждой камере, кг	10	30	20

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Некоторые количественные показатели горных пород

Категория пород по шкале проф. М. М. Протодяконова	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова	Объемная масса, т/м ³	Угол внутреннего трения, градус	Коэффициент горизонтального распора по П. М. Цимбаревичу	Коэффициент разрыхления
Внекатегорная	20—24	3—3,4	87—88	0,001—0,003	2,3
I	16—19	2,8—3,0	85—86	0,003—0,005	2,2
II	12—15	2,7—3,0	83—84	0,005—0,007	2,2
III	9—11	2,7—2,9	80—82	0,007—0,009	2,1
IIIa	7—8	2,6—2,7	77—79	0,009—0,01	2,0
IV	6	2,4—2,6	75	0,01—0,045	2,0
IVa	5	2,3—2,5	65	0,04—0,07	2,0
V	4	2,2—2,4	60	0,07—0,09	1,8—2,0
Va	2—3	1,6—2,3	40—50	0,09—0,12	1,8
VI—VIa	1,5—2,0	1,4—2,0	35—40	0,12—0,15	1,4—1,8
VII	1,0—1,2	1,2—1,9	28—32	0,15—0,24	1,4—1,8
VIIa	0,6—1,0	1,5—1,8	22—26	0,26—0,33	1,6—1,8
X	0,1—0,3	1,1—1,4	10—16	0,5—0,8	1,2—1,4

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Справочные величины спецпрофилей СВП

Спецпрофиль (кг/м)	Ширина, мм, верх/низ	Высота, мм		Поперечное сечение, см ²	Момент сопротивления, см ³
		общая	фланца		
17	132/60	94	23	21,73	53,4
22	146/60	110	26	27,91	81,3
27	151/60	123	29	34,4	107,9

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Стандартные размеры крепежного леса для горных выработок

Толщина стойки в верхнем торце, см	Длина стойки, м, с интервалом ее изменения через 0,1 м		Толщина стойки в верхнем торце, см	Длина стойки, м, с интервалом ее изменения через					
				0,1 м		0,2—0,3 м		0,5 м	
	от	до		от	до	от	до	от	до
7—9	0,5	0,8	18	1,8	2,8	2,8	4,5	—	—
9—11	0,5	1,3	20	2,0	2,8	2,8	4,5	4,5	5,0

Толщина стойки в верхнем торце, см	Длина стойки, м, с интервалом ее изменения через 0,1 м		Толщина стойки в верхнем торце, см	Длина стойки, м, с интервалом ее изменения через					
				0,1 м		0,2—0,3 м		0,5 м	
	от	до		от	до	от	до	от	до
12	0,8	1,8	22	2,2	2,8	2,8	4,5	4,5	5,5
14	1,1	2,4	24	—	—	3,5	4,5	4,5	5,5
16	1,1	3,0	24—34	—	—	—	—	5	7

Примечание. Толщина досок по стандарту 13; 16; 19; 22; 25; 30; 35; 40; 50 мм, а толщина обсаполов 15; 20; 25; 30 мм.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Характеристика шахтных вагонеток

Модель	Емкость (расчетная), м ³	Основные параметры и размеры				
		ширина кузова, мм	высота от головки рельса, мм	длина по буферам, мм	колея, мм	жесткая база, мм

С глухим непрокидным кузовом

ВГ-0,7	0,7	850	1220	1250	600	500
ВГ-1,2	1,2	1000	1300	1850	750 (600)	600
ВГ-2,2	2,2	1200	1300	2950	750 (600)	1000
ВГ-4,0	4,0	1320	1450	3850	900	1100
ВГ-4,0У	4,0	1320	1550	3850	750 (900)	1250
ВГ-8,0	8,0	1500	1550	6300	900	—

Саморазгружающаяся с откидным днищем

ВД-4,0	4,0	1350	1550	3575	900	1100
ВД-5,6	5,6	1500	1550	4900	900	—
ВД-8,0	8,0	1500	1550	6300	900	—

Характеристика вагонеток для перевозки людей

Тип вагонетки	Ширина колеи, мм	Количество мест	Угол наклона выработки, градус	Основные размеры, мм			
				длина по буферам	ширина по выступающим частям	высота от головок рельсов	жесткая база вагонетки

По горизонтальным выработкам

ВЛ-12	600	12	—	4380	1020	1500	1700
ВЛ-18	750, 900	18	—	5100	1350	1500	2300
ВЛ-25	750, 900	25	—	6900	1350	1500	2300

По наклонным выработкам

ВЛН-6	900	6	6—30	3950	1350	1500	1500
ВЛН-8	600	8	6—50	4450	1050	1400	—
ВЛН-10	600	10	6—30	5000	1050	1450	—
ВЛН-12	900	12	6—50	5000	1350	1400	—
ВЛН-15	900	15	6—30	5000	1330	1450	—

Подземные конвейеры

Ширина несущего полотна (ленты), мм	Ширина опорной конструкции, мм	Высота конвейерной установки, мм	Ширина несущего полотна (ленты), мм	Ширина опорной конструкции, мм	Высота конвейерной установки, мм
До 700	1020	480	1000	1450	1000
900	1100	540	1200	1500	1100

Характеристика рудничных электровозов типового ряда

Модель электровоза	Сцепной вес, т	Колеса, мм	Основные размеры, мм			
			длина по буферам	ширина	высота	жесткая база

Аккумуляторные электровозы

А3-1	3	600	—	900	—	—
А3-2	3	750; 900	2100	1220	1350	700
А5-1	5	600	—	1000	—	—

Модель электровоза	Сцепной вес, т	Колея, мм	Основные размеры, мм			
			длина по буферам	ширина	высота	жесткая база
A5-2	5	750; 900	3300	1300	1450	900
AB5-1		600		1000		
AB5-2	5	750; 900	3300	1300	1450	900
A10-1		600		1050		
A10-2	10	750; 900	5200	1350	1500	1700
A14-2	14	900	6600	1350	1500	2000
A20-2	20	900	10 400	1350	1500	1700
A28-2	28	900	13 200	1350	1500	2000

Контактные электровозы

K3-1		600		920		
K3-2	3	750; 900	2100	1220	1500	850
K5-1		600		1000		
K5-2	5	750; 900	3100	1300	1500	900
1K10-1	10	600		1050		
1K10-2	10	750; 900	4500	1350	1500	1200
2K10-2	10	750; 900	5200	1350	1500	1700
1K14-2	14	900	5200	1350	1550	1700
2K14-2	14	750	6000	1350	1550	2000
K20-2	20	750; 900	8000	1350	1650	2000
K28-2	28	750; 900	9000	1500	1650	2000

Высокочастотные электровозы

B4,5	4,5	600	3200	1030	1500	900
B8,5	8,5	600	4500	1050	1640	1250
B10	10	900	5100	1350	1650	1300

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

Неопроксидные скипы с секторным затвором

Емкость кузова, м ³	Размеры в плане, мм		Расстояние между провод- никами, мм	Тип подъема
	ширина	длина		
4	1350	1700	1420—1450	Одноканатный
5; 7; 9,5; 11	1540	1850	1680—1710	»
9, 5; 11	1540	1850	1680—1710	Многоканатный
11; 15; 20	1740	2230	1860—1890	Одноканатный
11; 15; 20	1740	2230	1860—1890	Многоканатный
25; 35	1900	2350	2070—2100	»
20; 25; 35	2200	2800	2300—2330	»

Примечание. Для выдачи породы используются скипы емкостью 4; 5; 7; 9,5 и 11 м³.

Клетки для вертикальных стволов

Модель клетки	Основные размеры, мм		Число этажей	Грузоподъемность, т	Модель вагонетки	Проводники		Расстояние между проводниками, мм
	длина по раме	ширина в свету				материал	размер, мм	
1УКН1, 55-1	1550	900	1	2,1	ВГ-0,7	Дерево	140×160	1040
2УКН1, 55-1	1550	900	2	4,2	ВГ-0,7	»	140×160	1040
2УКН1, 9-1	1900	1050	1	2,5	ВГ-1,2	»	140×160	1040
1УКН1, 9-1	1900	1050	2	5,0	ВГ-1,2	Металл	Р38	1060
2УКН3, 6-1	3600	1400	2	10,4	ВГ-2,5	Дерево	200×200	1500
1УКН3, 6-2	3600	1400	1	5,2	ВГ-2,5	Металл	Р38	1500
1УКН4-2	4000	1476	1	6,6	УВГ-3,3 УВД-3,3	Дерево	220×220	1590
1УКН4-2	4000	1476	1	6,6	УВД-3,3	Металл	Р43	1590
2КН5, 2-2	5200	1650	2	13,0	ВД-5,6; УВГ-3,3; ВГ-4; УВГ-2,5; ВГ-4,0У	Металл по заказу		

Трубчатые железобетонные стойки

Типоразмеры стоек		Толщина стенки, мм	Масса стойки, кг	Предельная нагрузка при осевом сжатии, тс	Предельный изгибающий момент, тс·м
диаметр, мм	длина, м				
145	2,1	35	72	30—35	1,2
145	2,3	35	79	30—35	1,2
145	2,5	35	86	30—35	1,2
186	2,3	35	105	40—50	1,8
186	2,5	35	115	40—50	1,8
186	2,7	35	125	40—50	1,8
186	3,0	35	139	40—50	1,8

Примечания:

1. Стойки применяют в выработках, в которых не появляется боковое горное давление.

2. В качестве верхняка обычно используется металл, но в однопутевых выработках может быть использован и железобетонный пустотелый верхняк прямоугольной формы поперечного сечения, так как прочность на изгиб верхняка прямоугольного сечения оказывается в 1,5—2 раза выше по сравнению с верхняком трубчатой формы.

Двутапровые балки, рельсы

Профили	Высота профиля, мм	Площадь сечения, см ²	Ширина полки (подшвы рельса), мм	Масса 1 м, кг	Наибольший момент со- противления, см ³	Наимень- ший радиус инерции, см
Двутавр						
№ 12	120	17,8	74	14	72,7	1,62
№ 14	140	21,5	80	16,9	102	1,79
№ 16	160	26,1	88	20,5	141	1,89
№ 18	180	30,6	94	24,1	185	2,0
№ 20а	200	35,5	100	27,9	237	2,06
№ 20б	200	39,5	102	31,1	250	2,12
№ 22а	220	42,0	110	33,0	309	—
№ 22б	220	46,4	112	36,4	325	—
№ 24а	240	47,7	116	37,4	381	—
№ 24б	240	52,6	118	41,2	400	—
№ 27а	270	54,6	122	42,8	485	—
№ 27б	270	60,0	124	47,1	509	—
№ 30а	300	61,2	126	48,0	597	—
№ 30б	300	67,2	128	52,7	627	—
№ 30с	300	73,4	130	57,4	657	—
Тип рельса						
Р18	90	23,1	80	18,0	56,1	1,33
Р24	107	32,7	92	24,0	87,6	1,57
Р33	128	42,8	110	33,5	155,9	1,97
Р38	135	49,1	114	38,4	180,3	—
Р43	140	55,64	114	43,57	—	—

ПРИЛОЖЕНИЕ 12

Масса заряда аммонита в 1 м скважины, кг

Порошкообразный				Патронированный			
при диаметре скважины, мм							
50—60	61—70	71—80	81—90	115	100	85	65
1,77—2,54	2,63—3,45	3,55—4,52	4,6—5,76	8,6	6,3	4,4	2,4

Примечание. Масса заряда для промежуточных значений диаметров скважины находит путем интерполирования.

ПРИЛОЖЕНИЕ 13

Масса заряда ВВ на 1 м шнура, кг, в рудных шахтах, не опасных по газу и пыли

Тип ВВ	Диаметр патронов, мм		Тип ВВ	Диаметр патронов, мм	
	32	45		32	45
Аммонит № 6	0,6	0,8	Аммонит скальный . . .	0,8	1,1
Аммонит прессованный	0,7	0,95	62% -ный динамит . . .	0,9	1,2

ПРИЛОЖЕНИЕ 14

Удельный расход аммонита № 6, кг/м³

Коэффициент крепости руд	Верные скважины		Параллельные скважины	
	Коэффициент заполнения		с отрезными скважинами	без отрезных скважин
	0,88—0,92	0,7—0,75		
3—6	0,3—0,6	0,255—0,51	0,196—0,39	1,183—0,366
7—9	0,7—0,9	0,595—0,765	0,455—0,585	0,427—0,549
10—15	1,0—1,5	0,85—1,275	0,65—0,975	0,61—0,915
16—20	1,6—2,0	1,36—1,70	1,04—1,3	0,976—1,22

Число шпуров на 1 м² площади очистного забоя
в жильных месторождениях (забой с двумя обнаженными плоскостями)

Вынимаемая мощность, м	Группа коэффициентов крепости руд			
	20-18	17-14	13-8	7-3
0,4-0,6	16,24-9,72	9,0-7,5	7,2-5,5	5,4-4,0
0,61-0,8	7,90-6,87	5,46-5,0	4,95-3,58	3,6-2,82
0,81-1,0	6,08-5,27	4,56-3,92	3,9-2,75	2,74-2,3
1,01-1,2	4,78-4,15	3,6-3,09	3,07-2,34	2,32-1,71
1,21-1,45	3,87-3,39	3,37-2,56	2,55-1,91	1,9-1,39
1,49-1,8	3,3-2,81	2,8-2,18	2,15-1,59	1,58-1,43
1,81-2,4	2,74-2,33	2,31-1,83	1,81-1,31	1,3-0,98
2,41-3	2,45-2,0	1,99-1,57	1,55-1,13	1,12-0,86

Скребковые забойные конвейеры и перегружатели

Мощность пласта, м	Тип конвейера	Разборный или передвиж- ной	Произво- дитель- ность, т/ч	Максимальная длина доставки, м	Мощность привода, кВт
<i>Конвейеры</i>					
До 1	СК-38Р	Разборный	100	150	22×2=44
	СР-52	»	140	100	22×2=44
	СПМ-46	Передвижной	120	170	22×3=66
	СП-64	»	300	До 200	22×5=110
Более 1	СР-70А	Разборный	250	150	32×2=64
	С-53	»	155-225	120	32
	СП-63/1	»	120	60	32
	СП-48	Передвижной	170	300	32×4=128
	СП-63 (СП-63Т)	То же	260	300	32×4=128
	СП-63М	»	325	300	45×4=180
	СП-80	»	400	300	55×4=220
	СП-63/К ₂	»	300	60, 80, 100	40×3=120
	СПМ-87Д	»	300	250	45×3=135
	СПМ-81	»	450	330	55×5=275
	СКТ-64	»	250	60	32×2=64
	СП-63Т/С2	»	260	До 300	32×4=128
СПП-1	Стационарный	260	120	40×3=120	

Мощность пласта, м	Тип конвейера	Разборный или передвижной	Производительность, т/ч	Максимальная длина доставки, м	Мощность привода, кВт
<i>Перегружатели</i>					
Более 1	КСП-2	Передвижной	До 400	60, шаг укорочения основного конвейера 30 м	32×2=64
	ПС-1м	То же	240—320	63	22×2=44

ПРИЛОЖЕНИЕ 17

Передвижные скребковые конвейеры

Тип выемочной машины или комплекса	Тип применяемого забойного скребкового конвейера	Тип нового забойного скребкового конвейера
КЦТГ	СК-38Р/КЦТГ СР-52; СПМ-46	СК-38м СП-46м
МК-67	МК-46; СП-63м	—
УК-1	СПМ-46	—
1К-101	СП-63; СП-64	—
БК-52	СП-63; СПМ-87Д (в комплекте с КМ-87Д)	СП-63м; СП-80
2К-52 (4К-52)	СП-63; СПМ-87Д (в комплекте с КМ-87Д)	СП-63м; СП-80
КШ-1кг, 1К-58м	КМ81-02Б; СП-63/К ₂ (в комплекте с ОМКТМ, ПМК)	СП-80; СПМ-81; Т-12 (в комплекте с ОМКТМ, ОКП, ПМК)
УСТ-2А	УСТ-К ₂	—
УСБ-67	СП-63Т/С ₂	—
КТУ-3м	СКТ-64	—

Гидравлические стой

Показатели				
	ГСЛ-1	ГСЛ-2	ГСТ-3	ГСТ-4
Рабочее сопротивление, тс	15	15	20	20
Начальный распор, тс	5	5	10	10
Темп раздвижки за один цикл работы насоса, мм:				
при раздвижке	10	10	15	15
» распоре	0,8	0,8	1,0	1,0
Минимальная высота (с первой насадкой), мм	480	560	670	800
Раздвижность, мм	150	220	270	350
Пределы применения по мощности пластов, мм	0,68—0,85	0,77—0,98	0,94—1,15	1,09—1,37
Масса, кг:				
с максимальной насадкой	19	21	32,6	37,5
с минимальной насадкой	21	23	35,5	40,4

Гидравлические стойки вне

Показатели				
	ГВ-1	ГВ-2	ГВ-3	ГВ-4
Рабочее сопротивление, тс	20	20	20	20
Начальный распор при давлении в магистрали 150 кгс/см ² , тс	10	10	10	10
Скорость раздвижки стойки при давлении в магистрали 150 кгс/см ² , мм/с	25	25	25	25
Минимальная высота, мм	480	560	670	800
Раздвижность, мм	170	250	350	430
Пределы применения по мощности пласта, м	0,68—0,90	0,77—1,07	0,94—1,23	1,09—1,45
Масса, кг	22	24	28	33

ки ГСЛ, ГСТ и ГСК (Г)

Типоразмеры					
ГСТ-5	ГСТ-6	Г-7	Г-8	Г-9	Г-10
20 10	20 10	25 До 25	25 До 25	25 До 25	25 До 25
15 1,0	15 1,0	25 1,2	25 1,2	25 1,2	25 1,2
950 420	1120 500	1350 580	1630 740	1900 800	2240 800
1,27—1,71	1,47—1,96	1,74—2,27	2,09—2,73	2,44—3,06	2,85—3,4
47,2 46,5	49,2 52,9	53,5	61,0	67,9	73,9

ишего питания ГВТ и ГВС

Типоразмеры ГВТ					
ГВ-5	ГВ-6	ГВ-7	ГВ-8	ГВ-9	ГВ-10
25	25	25	25	25	25
10	10	10	10	10	10
25 950 550	25 1120 700	25 1350 580	25 1630 740	25 1900 800	25 2240 800
1,27—1,72	1,47—2,04	1,74—2,27	2,09—2,73	2,44—3,06	2,85—3,4
38	44	42	48	54	60

Металличес

Типоразмер верхняка	Длина по осям, мм	Масса верхняка, кг	Момент сопротивления, см ³	Допустимая нагрузка	
				на балку при расстоянии между опорами 500 мм, тс	на шарнирное соединение, тс·м
1В-1с	700	13,6	38,0	25,8	7,0
1В-2с	750	14,3			
1В-3с	800	15,0			
1В-4с	850	15,6			
1В-5с	900	16,3			
1ВДУ-1с	1000	17,7			
ВДУ	1250	21,1			

Посадоч

Показатели	Посадоч	
	ОКУМ-015	ОКУМ-01
Сопротивление, тс:		
начальное	20—25	20—25
рабочее	100	100
Рабочая податливость, мм	До 40	До 40
Минимальная высота, мм	323	388
Раздвижность, мм	262	317
Пределы применения по мощности пласта, м	0,45—0,58	0,55—0,70
Масса, кг	95,2	113,8

Стойки трения постоянно

Показатели	Типоразмеры ТУ			
	Т1У	Т2У	Т3У	Т4У
Рабочее сопротивление, тс	15	15	15	15
Минимальная высота, мм	360	400	450	500
Раздвижность, мм	200	240	290	340
Пределы применения по мощности пласта, м	0,51—0,60	0,56—0,68	0,64—0,78	0,70—0,88
Масса, кг	12,8	13,6	14,6	15,5

Примечание. Для всех типов стоек начальный распор равен 1,5 тс и начальное

кие верхняки

Типоразмер верхняка	Длина по осям, мм	Масса верхняка, кг	Момент сопротивле- ния, см ³	Допустимая нагрузка	
				на балку при расстоянии между опорами 500 мм, тс	на шарнир- ное соедине- ние, тс·м
M71C-1 M71C-2 M71C-4	800 1000 1250	23,0 27,2 32,9	56,0	30,5	1,8
СВЗ-01 СВЗ-02 СВЗ-03 СВЗ-04 СВЗ-05 СВЗ-06	750 800 850 900 950 1000	19,7 20,6 21,4 22,3 23,1 24,0	56,2	35,0	2,0

ные стойки

Типоразмеры				
ОКУМ-02	ОКУМ-03А	ОКУМ-04А	ОКУМ-05	ОКУМ-06
40 150 До 80 460 400 0,65—0,87 163,6	40 150 До 80 560 490 0,75—1,05 188	40 150 До 80 700 615 0,89—1,31 218,5	40—60 150 До 140 825 775 1,10—1,60 321	40—60 200 До 140 1035 965 1,40—2,00 364

го сопротивления ТУ и ТТ

		Типоразмеры ТТ				
Т5У	Т6У	Т1Т	Т3Т	Т4Т	Т6Т	Т7Т
20 565 355 0,77—1,00 24,5	20 630 420 0,89—1,13 25,9	15 360 280 0,5—0,68 12,6	15 450 370 0,64—0,86 13,7	15 500 420 0,7—0,98 14,3	20 630 530 0,88—1,24 21,6	20 710 610 0,99—1,42 23,0

сопротивление 5 тс.

Стойки трения постоянн

Показатели		
	Т6ПК	Т7ПК
Рабочее сопротивление, тс	20	20
Минимальная высота, мм	630	710
Раздвижность, мм	370	450
Пределы применения по мощности пласта, м	0,89—1,08	0,99—1,24
Масса, кг	24,2	26,0

Примечание. Для всех типоразмеров стоек начальный распор 1,5 тс и начальное

Конвейеры для горизонтальных и

Тип конвейера	Область применения
Ленточный КЛ-150А Ленточный КЛА-250П Ленточный КЛБ-250А Ленточный КРУ-260 Ленточный КРУ-350 Пластинчатый П-65	Для транспортирования угля и породы по участковым горизонтальным выработкам и уклонам с углом наклона до 6° Для транспортирования угля по горизонтальным выработкам и уклонам с углом наклона до 18° Для транспортирования угля по бремсбергам с углом наклона до 16° Для транспортирования угля по уклонам с углом наклона до 18° Для транспортирования угля по уклонам с углом наклона до 18° Для транспортирования угля по горизонтальным выработкам, искривленным в плане

Конвейеры нового уни

Ленточный 1Л-80К Ленточный 1Л-80 Ленточный 2Л-80 Ленточный 1Л-100К Ленточный 1Л-100 Ленточный 2ЛУ-100 Ленточный телескопический 1ЛТ-80 Ленточный 1ЛБ-80 Ленточный 1ЛБ-100	Для транспортирования угля по коротким выработкам с углом наклона от 0 до 6° Для транспортирования угля по выработкам с углом наклона от 0 до 6° Для транспортирования угля по выработкам с углом наклона от 0 до 18° Для транспортирования угля по выработкам с углом наклона от 0 до 6° Для транспортирования угля по уклонам с углом наклона от 6 до 18° Для транспортирования угля по выработкам с углом наклона от 0 до 6°, непосредственно примыкающим к лаве Для транспортирования угля по бремсбергам с углом наклона от 3 до 16°
---	---

* В период с 1971 по 1973 г. намечается освоение серийного производства конвейеров это вместо двух параллельно установленных конвейеров 1ЛБ-100 можно будет применить один и т. д.

ого сопротивления ТПК

Типоразмеры

Т8ПК	Т9ПК	Т10ПК	Т11ПК
20 800 540 1,10—1,42 28,1	25 900 600 1,21—1,58 30,1	25 1000 700 1,33—1,78 48,3	25 1180 880 1,55—2,14 54,3

сопротивление 5 тс.

наклонных участковых выработок

Номинальная производительность, т/ч	Приемная способность, т/мин	Максимальная длина доставки, м	Мощность привода, кВт
150	4,4	При угле наклона 0°—600 м; 6°—290 м	32
250	6,6	При угле наклона 0°—750 м; 18°—180 м	75
250	4,6	При угле наклона до 6°—1200 м; 16°—300 м	55
260	5,6	При угле наклона 6°—1800 м; 18°—500 м	180
350	10,0	При угле наклона 6°—2100 м; 18°—630 м	270
250—350	4—6	До 1200 м	22 × 4 = 88

фицированного ряда 1

270	5,4	При угле наклона 0°—400 м; 6°—180 м	32
270—340	5,4—6,7	При угле наклона 0°—620 м; 6°—200 м	40
270	5,4	При угле наклона 0°—1190 м; 6°—400 м	80
420	8,3	При угле наклона 0°—900 м; 18°—150 м	100
420	9,2	При угле наклона 0°—1700 м; 6°—680 м	200
500	11,0	При угле наклона до 6°—1100 м; 18°—520 м	500
270—340	5,4—6,7	При угле наклона 0°—520 м; 6°—180 м	40
270	5,7	При угле наклона 3°—1000 м; 16°—250 м	40
420	8,8	При угле наклона 3°—1600 м; 16°—450 м	100

го ряда, что позволит в некоторых случаях упростить транспортную схему. Например, конвейер 2ЛБ-100 производительностью 500 т/ч или 2ЛБ-120 производительностью 1100 т/ч

Типовые технологические схемы очистных работ, применительно к которым рещены примеры, помещенные в главах IV и V, требуют некоторых пояснений.

Рассмотренные схемы входят в число типовых схем, утвержденных и рекомендуемых МУП СССР.

Принятые сокращения надписей на схемах: аккумуля. — аккумулярующий, бр-г — бремсберг, вент. — вентиляционный, верхн. — верхний, вспом. — вспомогательный, гор. — горизонт, дрен. — дренажный, кв-г — квершлаг, конв. — конвейерный, н. с. — насосная станция, нижн. — нижний, отк. — откаточный, панельн. — панельный, парал. — параллельный, промеж. — промежуточный, подэт. — подэтажный, пульпосп. — пульпоспускной, сб. — сбойка, скв. — скважина, сл. — слой, сред. — средний, укл. — уклон, уч. — участок, штр. — штрек, эт. — этажный, яр. — ярусный.

Поскольку изучение курсов «Технология подземных горных работ», «Технология добычи полезных ископаемых», «Горное дело», и других студентами многих неэксплуатационных специальностей, согласно учебным планам, предшествует изучению курсов «Горные машины и комплексы» и «Транспортные машины и комплексы», то ниже дается необходимая для понимания расшифровка сокращенных названий, обозначения марок и символов машин и оборудования очистного забоя и участкового транспорта, надписанных на рассматриваемых технологических схемах:

«Донбасс», КГД, М-87Д, QMKTM — типы механизированных крепей очистного забоя;

МК-67, «Темп», 2К-52, БК-52, «Донбасс-1Г», КЦТГ, КШ-1кг, 1К-58м, 4ПУ — типы комбайнов, используемых в очистных забоях; 1ЛГКП, МБ, ЛВД-2, МПЛБ-7, ЛПК-20, ЛГКЗ, МК-6Н, МЭЛ-4,5 — типы различных лебедок;

ОКУМ; СГП-3А — типы посадочных стоек;

ГСЛ, ГСТ, СГС-3 — типы гидравлических стоек;

ТУ, ТТ — типы стоек трения;

ВДУ, СВЗ, М71С — типы верхняков, применяемых в очистных забоях;

КСП-2 — перегружатель;

СР-70А, СП-80, С-53 — типы скребковых конвейеров, устанавливаемых на подготовительных выработках;

МК-46, СП-63м, СК-38Р, СПМ-87Д, СП-63Т/С₂, СП-63/К₂, Т-12 — типы скребковых конвейеров для очистных забоев;

КЛ-150А, 1Л-100, 1Л-80 — типы ленточных конвейеров;

П-65 — пластинчатый конвейер;

КЛБ-250₄, 1ЛБ-80, 1ЛБ-100, КРУ-260 — типы ленточных конвейеров;

5АРВ-2, 4,5АРП-2м, 8АРП, 13АРП — типы аккумуляторных электровозов;

ГУАПП — автоматизированный гидравлический погрузочный комплекс;

ПТВ — толкатель;

ГМДЦЗ — гидромонитор;

8МКД-4м — тип монорельсовой дороги;

МНУ-1м — тип маслостанции;

УЛД-1 — лесодоставщик;

УСБ-67 — струг;

АЩ — агрегат щитовой выемки;

Т-6к — крепь сопряжения;

РВС-8 — верхняк из стеклопластиков.

При составлении всех типовых технологических схем число рабочих дней в месяце принято равным 21,7. Объемная масса угля для всех схем — 1,35 т/м³, за исключением схем: 7 — 1,5 т/м³, 15 и 16 — 1,4 т/м³, 12, 17, 18, 19, 20, 21 и 22 — 1,3 т/м³.

Относительная метанообильность участка (лавы) для всех схем условно принята 10 м³/т, за исключением схем, приведенных на рис. 35, 36, 39—41, для которых относительная метанообильность участка 15 м³/т.

В таблице приведены условия применения технологических схем. В ней отсутствуют мощность и угол падения пласта, так как они показаны на схемах.

Условия применения технологических схем

Рисунок (техно- логиче- ская схема)	Устойчивость пород непосредственной окрестности		Схема подготовки	Система разработки	Способ управления кровлей
	Сопро- тивление угля резанию, кгс/см	Кровли			
23	До 300	Не ниже средней	Панельная	Длинные столбы по прости- рацию	Полное обрушение То же
24	До 250	Средняя и выше	Панельная	То же	
25	До 180	Не ниже средней	То же	»	»
26	До 250	Любая	»	»	»
28	До 300	Не ниже средней	Этажная	»	»
29	До 300	Средняя и выше	»	»	»
30	До 240	Не ниже средней	Этажная	»	»
31	До 300	Средняя и выше	»	»	»
32	До 300	От средней до креп- кой	»	Длинные столбы по падению Наклонные слои длинными столбами по простиранию То же	»
33	До 300	От слабой до креп- кой	»	»	»
34	До 300	Не ниже средней	»	Длинные столбы по прости- рацию	»
35	До 300	От слабой до креп- кой	»	Длинные столбы по падению (щитовая)	»
36	До 300	Любая	»	Комбинированная: монтаж- ный слой по простиранию, нижний слой по прости- рацию или по падению	» Закладка полная
37	До 150	Не ниже средней	»	Податжные штреки	
38	До 250	То же	»	Длинные столбы по восста- нию	Полная закладка То же
39	До 300	Средняя и выше	»	Наклонные слои, выемка полосами по простиранию	
40	До 300	Любая	»	Поперечно-наклонные слои	Полное обрушение То же
41	До 300	»	»	Длинные столбы по паде- нию (щитовая)	

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Б у р ч а к о в А. С. и др. Технология, механизация и автоматизация производственных процессов подземных разработок. М., «Недра», 1968.

Б у р ч а к о в А. С. и др. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1969.

Б у р ч а к о в А. С. и др. Рудничная аэрология. М., «Недра», 1971.

Г е л ю т а Е. З., Н у р м у х а м е д о в Ю. К. Горное дело. М., «Недра», 1965.

Единые нормы выработки и времени на подземные очистные горные работы для рудников черной и цветной металлургии. Изд. НИИТруда, М., 1968.

Единые нормы выработки на горные работы угольных шахт (очистные работы и доставка крепежных материалов). М., Госгортехиздат, 1963.

Единые нормы выработки на очистные работы для угольных шахт. Дополнения к ЕНВ издания 1963 г. Изд. НИИТруда, М., 1967.

Единые нормы выработки на подземные горнопроходческие и транспортные работы для рудников черной и цветной металлургии. Изд. НИИТруда, М., 1968.

Единые нормы и расценки на горнопроходческие работы при строительстве угольных шахт и карьеров. Госстрой СССР. М., Стройиздат, 1971.

К о с о в и ч В. Л. Основные технико-экономические расчеты по проведению выработок и системам разработки. М., «Недра», 1969.

К о т л я р о в С. И. и др. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. М., Госгортехиздат, 1962.

К с е н о ф о н т о в а А. И. Сборник задач по рудничной вентиляции. М., Углетехиздат, 1954.

Л и п к о в и ч С. М. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. М., «Недра», 1969.

М а л а х о в Г. М. и др. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений. М., «Недра», 1968.

Нормы технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. Изд. Центрогипрошахт. М., 1965.

Оборудование для механизации очистных работ угольных шахт. Под. ред. Б. Ф. Братченко. М., «Недра», 1972.

Основные технико-экономические направления развития угольной промышленности на 1970—1975 гг. М., «Недра», 1972.

П а н и н И. М., К о в а л е в И. А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. М., «Недра», 1964.

Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах. М., «Недра», 1971 (М-во угольной пром-сти СССР.)

Типовые нормы выработки на горные работы для угольных шахт (горно-подготовительные и транспортные работы). Изд. МУП СССР. М., 1969.

Типовые нормы выработки на горноподготовительные и транспортные работы для угольных шахт (дополнения к ТНВ издания 1968 г.). Изд. МУП СССР, М., 1970:

Типовые нормы выработки на очистные работы для угольных шахт (второе дополнение к ЕНВ издания 1963 г.) МУП СССР. М., 1970.

О Г Л А В Л Е Н И Е

		Стр.
Предисловие		3
Глава	I. Элементы залегания и физико-механические свойства горных пород	5
§	1. Элементы залегания горных пород	5
§	2. Физико-механические свойства горных пород	10
Глава	II. Проведение подземной горной выработки	15
§	3. Определение размеров поперечного сечения выработки	15
§	4. Разработка паспорта буровзрывного комплекса работ	33
§	5. Проведение подготовительных выработок проходческими комбайнами	54
§	6. Расчет прочных размеров крепи	59
§	7. Проветривание забоя выработки при ее проходке	66
§	8. Организация проходческих работ	72
§	9. Проведение выработки широким забоем	83
Глава	III. Подсчет запасов шахтного поля, установление годовой производственной мощности и срока службы шахты	91
§	10. Подсчет запасов полезного ископаемого шахтного поля	91
§	11. Проектная мощность и срок службы шахты	96
Глава	IV. Определение длины очистного забоя и установление размеров целиков и буровых полос около подготовительных выработок	101
§	12. Определение длины лавы при выемке пологих и наклонных пластов тонких и средней мощности	101
§	13. Определение длины лавы при выемке крутых пластов тонких и средней мощности	124
§	14. Определение длины лавы и других параметров очистного забоя при разработке мощных пологих и наклонных пластов и выбор технологии выемки угля	138
§	15. Определение длины лавы и других параметров очистного забоя при разработке мощных крутых пластов и выбор технологии выемки угля	144
§	16. Выбор способа защиты подготовительных выработок, проводимых по полезному ископаемому	165

	Стр.
Глава V. Определение длины линии действующих забоев, высоты этажа и яруса	168
§ 17. Пологие и наклонные пласты тонкие и средней мощности	168
§ 18. Пологие и наклонные мощные пласты	174
§ 19. Крутые пласты	177
§ 20. Расчет взаимного положения забоев очистных и подготовительных выработок	191
Глава VI. Разработка паспорта крепления очистного пространства	195
§ 21. Определение нагрузки на крепь и расчет крепи при выемке тонких и средней мощности пологих и наклонных пластов	195
§ 22. Определение нагрузки на крепь массы, и расчет крепи при выемке тонких крутых пластов	214
Глава VII. Выбор способа вскрытия шахтного поля	218
§ 23. Пологие пласты	218
§ 24. Наклонные и крутые пласты	220
§ 25. Вскрытие месторождения наклонными стволами и штормьями	220
§ 26. Выбор места заложения ствола	220
Глава VIII. Проветривание шахт	236
§ 27. Подсчеты количества воздуха для проветривания шахт	236
§ 28. Аэродинамическое сопротивление горных выработок	242
§ 29. Общее аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети горных выработок	249
§ 30. Ориентировочный расчет проветривания шахты	255
Глава IX. Особенности расчетов при разработке рудных месторождений	260
§ 31. Установление годовой производственной мощности рудной шахты	260
§ 32. Вскрытие рудных месторождений	261
§ 33. Отбойка, погрузка и доставка руды при очистной выемке	264
§ 34. Расчет очистной выемки	268
§ 35. Особенности подсчета количества воздуха на рудных шахтах	269
Приложения	275
Список литературы	292

ЮНУС КАДЕРБАЕВИЧ НУРМУХАМЕДОВ

**ПРИМЕРЫ И ЗАДАЧИ ПО ТЕХНОЛОГИИ
ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

Редактор издательства *А. Д. Федорова*
Технический редактор *В. В. Максимова*
Корректор *Р. Я. Ускова*
Переплет художника *О. В. Камаева*

Сдано в набор 13/IV 1973 г.
Подписано в печать 6/VIII 1973 г. Т-11928.
Формат 60 × 90^{1/16}. Бумага № 2.
Печ. л. 18,5. Уч.-изд. л. 18,6. Тираж 8000 экз.
Заказ № 217/4666-13. Цена 81 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12,
Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 6
«Союзполиграфпрома» при Государственном
комитете Совета Министров СССР по
делам издательств, полиграфии и книжной
торговли.
196006, г. Ленинград, Московский пр., 91.

11
2086