МУП СССР
ВНИИОМШС

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт

Харьков
1976

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
СОЮЗШАХТОСТРОЙ
ВСЕСОЮЗНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ОРГАНИЗАЦИИ И МЕХАНИЗАЦИИ ШАХТНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА
ВНИИОМШС

УТВЕРЖДЕНО
Главным инженером
Союзшахтостроя
Ю. А. СИБИРСКИМ
8 января 1976 г.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт

Харьков
1976

В методических указаниях предлагается метод оптимизации параметров строительства нового горизонта. Предложена методика расчета оптимальных параметров проходческого цикла для проектирования организации работ по проведению горных выработок. Даны методические рекомендации по выбору общешахтных комплексов и энергоснабжению в период подготовки новых горизонтов, а также краткие указания по монтажу постоянного технологического оборудования.

Разработали методические указания канд. техн. наук **Морозов В. Е.** (руководитель), инженеры **Горбик Л. Б.** (ответственный исполнитель), **Гершфельд А. А., Костюченко Н. Б., Маркова Л. В.** при участии канд. техн. наук **Алексеева В. Б.**, канд. эконом. наук **Шунтакова Б. В.**, инженеров **Лепетченко Л. А., Нахимовой Г. И., Сенкевич М. В., Окуска А. А., Павлюткина А. П., Барского В. В.**, техников **Якуновой В. И., Федоренко В. В.**

Работа предназначена для проектных и шахтостроительных организаций Министерства угольной промышленности, осуществляющих проектирование и строительство новых горизонтов.

Методические указания утверждены на заседании учёного совета института (протокол № 9 от 24 ноября 1975 г.).

Задача повышения эффективности использования капитальных вложений в угольную промышленность требует непрерывного совершенствования технологии и организации ведения горных работ по воспроизводству линии очистных забоев и, в частности, строительству новых горизонтов на действующих шахтах.

Проектирование организации подготовки новых горизонтов традиционными методами не обеспечивает достаточную обоснованность принимаемых решений с точки зрения их оптимизации и не удовлетворяет возросшим требованиям повышения эффективности использования капитальных затрат.

В связи с этим назрела необходимость совершенствования методов проектирования организации строительства горизонтов с тем, чтобы обеспечить своевременный ввод их в эксплуатацию при минимальных капитальных затратах.

Этим требованиям удовлетворяют методы математического моделирования с использованием ЭВМ, которые позволяют оптимизировать весь комплекс параметров (скорость проведения горных выработок, последовательность и сроки выполнения горнопроходческих работ, выбор проходческого оборудования), связанных с подготовкой новых горизонтов, при наиболее эффективном использовании капитальных вложений, трудовых и материальных ресурсов.

В свете решения перечисленных задач ВНИИОМШС в соответствии с отраслевым тематическим планом разработал «Методические указания по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт».

Раздел I

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ СОСТАВЛЕНИЯ ПРОЕКТА ОРГАНИЗАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА НОВОГО ГОРИЗОНТА ДЕЙСТВУЮЩЕЙ ШАХТЫ

1.1. Основными документами по подготовке нового горизонта действующего предприятия должны быть утвержденные проекты организации строительства и производства работ.

1.2. Разработка оргстройпроектов и производство работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт должны осуществляться в соответствии с требованиями СНиП Ш-Б 9-69, СНиП П-М 4-65, «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах», «Указаний по организации строительства предприятий по добыче полезных ископаемых» (СН 377-67), «Инструкции по разработке проектов организации строительства и проектов производства работ» (СН 47-74), «Указаний по проектированию трубопроводов, прокладываемых в подземных выработках угольных и сланцевых шахт», М., 1972, «Основных направлений и норм технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик», М., 1973, «Единых правил безопасности при взрывных работах», «Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт», М., 1973, «Временной инструкции по определению расчетных расходов сжатого воздуха для угольных шахт», «Указаний по проектированию электроснабжения угольных шахт», М., «Центрогипрошахт», 1963 г., «Руководства по борьбе с пылью в угольных шахтах», М., 1971, «Временной методики по прогнозированию температурных условий в тупиковых горных выработках», «Основных положений по проектированию и эксплуатации подземного транспорта угольных шахт», М., 1975 и рекомендациями настоящих методических указаний.

1.3. Исходными материалами для разработки оргстройпроекта, построения и реализации экономико-математической модели строительства горизонта являются:

— схема вскрытия горизонта;

— план горных работ подготавливаемого горизонта;

— характеристика угольных пластов, пересекаемых горными выработками;

— титульный список на горные работы с геологической и технической характеристиками выработок;

— характеристика проходческих и постоянных подъемов, намечаемых для использования при строительстве горизонтов, и баланс времени их работы;

— краткая характеристика действующих общешахтных комплексов (транспорта, вентиляции, водоотлива и др.);

— сведения об источниках получения сжатого воздуха и электроэнергии с указанием мест возможного подключения;

— прогноз ожидаемых водопритоков при проведении горных выработок;

— схема вентиляции шахты, количество поступающего воздуха;

— краткие сведения о режиме работы шахты.

1.4. Проект организации строительства горизонта должен состоять из расчетно-пояснительной записки, чертежей, схем, таблиц и содержать:

— план горных работ и околоствольного двора подготавливаемого горизонта;

— характеристику горно-геологических условий горизонта;

— обоснования принятых методов производства горнопроходческих и монтажных работ;

— обоснования принятой последовательности проведения горных выработок;

— обоснования принятых скоростей проведения выработок;

— обоснования по выбору проходческого оборудования;

— расчеты потребности в материально-технических ресурсах;

— технологические схемы проведения выработок;

— схемы и средства водоотлива;

— схемы и средства проветривания;

— проверочный расчет производительности подъема;

— схемы энергоснабжения, освещения, сигнализации и связи;

— потребность рабочей силы по годам строительства;

— технологические карты по монтажу постоянного оборудования и календарный план монтажных работ;

— сводный календарный план подготовки горизонта;

— основные мероприятия по технике безопасности.

Раздел 2

МЕТОД ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ СТРОИТЕЛЬСТВА НОВОГО ГОРИЗОНТА ДЕЙСТВУЮЩЕЙ ШАХТЫ

2.1. К основным задачам технологии и организации строительства нового горизонта действующей шахты относятся:

— установление очередности проведения горных выработок;

— определение скорости проведения выработок;

— выбор комплектов проходческого оборудования для проведения горных выработок.

Совокупное решение этих задач в оптимальном варианте, определяющее рациональный срок подготовки горизонта, решается методом экономико-математического моделирования с использованием ЭВМ.

2.2. Вычислительные и логические процессы решения рассматриваемой задачи на ЭВМ выполняются в следующей последовательности:

а) вводятся массивы исходной информации;

б) производится разбиение графа на непересекающиеся пути;

в) выбирается комплект проходческого оборудования для проведения горных выработок;

г) рассчитывается состав проходческих бригад;

д) определяется скорость проведения выработок;

е) строится график выхода породы с учетом ограничений по фактору подъема;

ж) определяется срок и минимальная стоимость строительства горизонта;

з) рассчитывается распределение капвложений и трудоресурсов по годам строительства горизонта.

Определение перечисленных параметров производится на ЭВМ «Минск-32» при помощи программы «Горизонт» (ГРЗНТ), изложенной в Инструкции по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт, раздел I.

2.3. Для решения перечисленных задач на ЭВМ применительно к конкретным условиям шахты необходима следующая количественная и качественная информация: представление сети горных выработок в виде графа; горно-геологическая и горнотехническая характеристика каждой выработки (вид выработки, тип крепи, коэффициент крепости пересекаемых пород, сечение выработки и ее назначение); стоимостные коэффициенты.

Информация о представлении горизонта в виде графа объединяется в двухмерный массив.

Для расчета данные о природных характеристиках выработок объединяются в одномерный массив чисел и вводятся в память ЭВМ после ввода массива о представлении горизонта в виде графа.

Информация о стоимостных параметрах объединяется в двухмерный массив, строчками которого являются индексы выработок, а столбцами — их характеристики. Стоимостные данные записаны в магнитной ленте в ВЦ «Южгипрошахта», а также хранятся в архиве ВНИИОМШСа.

2.4. Оптимизация основных параметров строительства горизонта должна производиться с учетом изменения природных и технических факторов, представленных в табл. 1.

Таблица 1

Факторы	Условные обозначения	Диапазон изменения	Примечания
1	2	3	4
Природные			
Коэффициент крепости пород	f	4—14	—
То же, угля	f	1,5—2,0	—
Мощность пластов угля	m	0,6—3,5	—
Обводненность забоя	$k_в$	До 6м³/ч	—
Газоносность угольных пластов	$k_г$	Любой	—
Склонность пластов к внезапным выбросам	$k_{выб}$		Учитывается при определении скорости проведения выработок
Угол падения пластов	α	Любой	—
Технические			
Сечение горных выработок	$S_{св}$	2,7—35,0	—
Тип крепи	$K_к$		По данным п. 2.5
Стоимостные коэффициенты	a, b	Классифицированы по видам выработок	—
Тип выработки	$T_п$	—	Разделены на: выработки околоствольного двора, квершлаги, полевые штреки, штреки с подрывкой, полевые бремсберги, бремсберги с подрывкой, полевые уклоны, уклоны с подрывкой
Производительность подъема	П	Любой	—

2.5. В расчетах принята следующая классификация типов крепи:

Стены и свод — бетон	Арки из спецпрофиля 5-звеньевые
Металлическая (в камерах)	То же, 3-звеньевые
Штанговая	Арки замкнутые податливые
Арки из спецпрофиля из I № 20 в бетоне с обратным сводом	Вертикальные стены из заполнителя, прямой и обратный свод из бетона
То же, I № 24	
Арки из спецпрофиля или I № 20 в бетоне	Железобетонные стойки с металловерхняком
То же, I № 24	Стены и свод из монолитного железобетона (сопряжения)
	Набрызгбетон

2.6. При проектировании организации строительства нового горизонта следует исходить из учета влияния многих взаимосвязанных как количественных, так и качественных характеристик на временные и стоимостные показатели строительства.

Перечисленные в п. 2.1 параметры определяют как продолжительность строительства горизонта, так и уровень капитальных затрат на его подготовку. Поэтому в качестве критерия оптимальности принимаются приведенные затраты на строительство горизонта:

$$C = \sum_t C_t (1 + E_{пр})^{n-t}, \qquad (2.1)$$

где C_t — годовые затраты, руб;

t — год строительства горизонта (1, 2, ...);

$E_{пр}$ — нормативный коэффициент эффективности, равный 0,08;

n — продолжительность строительства горизонта, год.

2.7. Задача выбора оптимальных параметров строительства горизонта заключается в исследовании на минимум стоимости нелинейной функции в зависимости от природных и технических условий:

$$C = \Phi(\vec{X}, \vec{U}), \qquad (2.2)$$

где $\vec{X}$ — вектор природных и технических характеристик;

$\vec{U}$ — вектор оптимизируемых характеристик.

Вектор $\vec{X}$ можно представить следующими компонентами:

$$\vec{X} = (f, m, k_{выб}, \alpha, S_{св}, k_к, T_п, a, b, П), \qquad (2.3)$$

(их расшифровку см. в табл. 1).

Вектор $\vec{U}$ включает такие компоненты:

$$\vec{U} = (g(У, Г) \; n_з, v_i, v_{з,0}, T_т, T), \qquad (2.4)$$

где g(У, Г) — качественная характеристика, определяющая очередность проведения горных выработок;

$n_з$ — количество одновременно работающих забоев;

v_i — искомая скорость проведения каждой выработки;

$v_н$ — нормативная скорость;

$v_р$ — рекомендуемая скорость;

$v_{з.0}$ — качественная характеристика, учитывающая комплекты проходческого оборудования;

$T_т$ — распределение трудовых ресурсов в разрезе календарного времени строительства горизонта;

T — срок строительства горизонта.

Значения компонентов вектора $\vec{X}$ задаются однозначно согласно проекту вскрытия и подготовки нового горизонта. Разнообразие компонентов вектора $\vec{U}$ определяется в соответствии с конкретными особенностями и характером решаемых задач.

Наивыгоднейшим является такое сочетание оптимизируемых параметров, которое удовлетворяет условию минимума приведенных затрат на подготовку горизонта.

2.8. Экономико-математическая модель охватывает области природных и технических условий подготавливаемого горизонта. При расчете значений функции цели к учету принимаются затраты, связанные со строительством горизонта и зависящие от оптимизируемых параметров.

Экономико-математической моделью учитываются прямые нормируемые затраты на строительство горизонта, общешахтные и накладные расходы, а также плановые накопления.

2.9. Сеть горных выработок горизонта представляется в виде частично ориентированного графа G=(У, Г) без петель.

Каждая дуга графа отображает выработку, а вершина — ее пересечение или конец. Тогда любой путь на графе может быть интерпретирован как поток породы с топологической характеристикой [1].

Под мажорантами на графе G(У, Г) понимаются вершины графа, которым соответствуют подготовительные выработки у очистных забоев и др.

За миноранты принимаются вершины выработок, проводимых для сбойки между стволами.

Число ребер ρ, выходящих из вершины, определяет ее локальную степень. Если локальная степень $\rho=1$, вершины определяют начальное или конечное положение ребра (миноранту или мажоранту в исходном графе). Степень $\rho=2$ определяет естественное продолжение графа, а для всех $\rho \geqslant 3$ вершины графа имеют разветвления.

Множество ребер, построенных в определенном порядке, образуют цепь Q. Цепь Q_j независимая, если она не содержит

ребер с одинаковыми концевыми вершинами. Две цепи с индексами m и n непересекающиеся, если вершины, входящие в Q_m, не являются внутренними для Q_n цепи.

2.10. Представив сеть горных выработок горизонта в виде графа, рассматриваемую задачу можно сформулировать следующим образом: дан граф $G=(У, Г)$, разбить его на множество непересекающихся путей.

Число разбиений конечного графа на независимые цепи можно определить из соотношения

$$k=\frac{1}{2}\left(L+\sum_{\rho>2}(\rho-2)\right), \tag{2.5}$$

где L — число вершин, для которых $\rho=1$.

2.11. Программа «Горизонт» предусматривает возможность определения срока строительства горизонта по нормативной, рекомендуемой и искомой скорости проведения горных выработок, лежащих на критическом пути. Нормативная скорость принимается согласно СНиП ШБ 9-69, а также согласно приказу Минуглепрома СССР № 339 от 18.09.73 г. (вариант).

Рекомендуемая скорость определяется на основании «Технологических схем проведения горизонтальных и наклонных капитальных горных выработок при строительстве и реконструкции шахт», разработанных ВНИИОМШСом:

$$v_р = v_{ис} \cdot \prod_{i=1}^{8} m_i \text{ м/месяц} \tag{2.6}$$

(для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений выражается в м³/месяц);

$v_{ис}$ — исходная скорость проведения выработки.

За исходную принимается скорость проведения выработки при следующих горнотехнических условиях: сечение выработки в свету $S_{св} \geqslant 11{,}2$ м², в проходке $S_{пр} \geqslant 14$ м²; коэффициент крепости пород $f \leqslant 6$; крепь для камер — бетон, протяженной выработки — металлические арки; выработка без обратного свода проходится с подрывкой пород $>80\%$; для бурения шпуров применяются бурильные установки типа БУ, КБМ, НБ; для погрузки породы используются ковшовые погрузочные машины.

На основании перечисленных горнотехнических условий исходная скорость проведения протяженной выработки принята равной 110 м/месяц для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений — 640 м³/месяц.

При вскрытии выбросоопасных или угрожаемых внезапными выбросами пластов, а также при применении мероприятий по предотвращению выбросов в забоях выработок к исходной ско-

рости следует применять поправочный коэффициент. Так, для протяженных выработок $\prod_i m_i = 0{,}2$; для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений $\prod_i m_i = 0{,}4$. При проведении выработок по выбросоопасным породам — соответственно $\prod_i m_i = 0{,}6$ и $\prod_i m_i = 0{,}7$. Эти коэффициенты определены на основании данных, приведенных на рис. 1, 2, 3, 4, 5, 6 и в «Альбоме типовых технологических схем вскрытия и подготовки, систем разработки, способов ведения очистных работ и проведения подготовительных нарезных выработок на выбросоопасных пластах». М., 1973 г.

Исходная скорость проведения выработок, горнотехнические условия которых отличаются от вышеперечисленных, определяется с учетом следующих поправочных коэффициентов:

$$\prod_{i=1}^{8} m_i = m_1 \cdot m_2 \cdot m_3 \cdot m_4 \cdot m_5 \cdot m_6 \cdot m_7 \cdot m_8. \qquad (2.7)$$

Перечисленные поправочные коэффициенты учитывают изменения: сечения выработки — m_1, крепости пород — m_2, типа крепи — m_3, бурового оборудования — m_4, погрузочных машин — m_5, обратного свода — m_6 (если он имеется), угла наклона выработки — m_7, величины подрывки породы — m_8.

Значения поправочных коэффициентов приведены в табл. 2.

2.12. Объем выработок, проводимых ежемесячно по каждому пути, ставится в соответствие элементу прямоугольной матрицы. Матрица имеет j строк (число независимых путей) и i столбцов (количество месяцев проходки самого длинного пути). Часть чисел в каждой строке матрицы может равняться нулю. Не менее чем одна строка имеет максимальное количество чисел. Группа чисел в строке всегда располагается непрерывно. Числа вдоль строки можно перемещать всей группой только вправо и вверх. Количество столбцов может увеличиваться. Строки имеют иерархию (учет ограничений по проветриванию и др.).

Числа в строке перемещаются так, чтобы:

а) сумма чисел по столбцам не превышала определенной величины. Тогда

$$\sum V_{ij} \leqslant \Pi, \qquad (2.8)$$

где j — количество строк в матрице;

i — количество столбцов в матрице;

П — ежемесячная производительность подъема;

V_{ij} — объем породы, выданной в течение месяца из j-го пути в i-м месяце;

Расчетные показатели	Ед. изм.	К-во
Мощность пласта	м	4,2
Угол падения пласта	град	60
Коэффициент крепости угля	f	2
Объемный вес угля	т/м³	1,3
Коэфициент крепости породы	f	7-9
Сечение квершлага в проходке	м²	15,1
Сечение квершлага в свету	м²	11,8
Сечение вскрывающей выработки в проходке	м²	5
Тип и плотность крепи	рам/м	1
Подвигание забоя за месяц	м	24,8-27,8
Кол. выходов рабочих за сутки	–	2-5
Производительность труда проходчика за м-ц	м	2,96

Перечень оборудования	Ед. изм	К-во
Породопогрузочная машина ППМ-4м	шт	1
Бурильная установка БУР-2	шт	1
Вентилятор ВМП-5	шт	по расчету
Трубы вентиляционные ф 600	м	
Вагонетки УВГ-1,6	–	
Лебедка ЛП-1	шт	1
Буровой станок НКР-100	шт	1

Параметры защитных мероприятий	Ед. изм.	К-во
Давление газа в пласте	атм	≤ 40
Ширина обработанной зоны за контуром выработки	м	4
Радиус увлажнения одной скважины	м	до 5
Количество скважин	шт	5
Диамер скважин для гидрообработки	мм	60
Диаметр контрольной скважины	мм	>100
Давление нагнетаемой воды в пласт	атм	ГН

Сводный график

Операции	Ед. изм.	Объем работ	Колич. смен	Число проходов по операции	Сутки
Бурение разведочных скважин	м	31,0	4	2	
Проведение квершлага проектным сечением	м	12.0	20	3-5	
Замер давления газа в пласте	–	–	26	2	
Бурение скважин для гидрообработки	м	70	5	2	
Гидрообработка *)	–		1	2	
Проведение квершлага уменьш. сечением по породе	м	2,0	3	3	
Вскрытие и пересечение пласта	м	5,5	3	3	
Расширение квершлага до проектного сечения	м	7,5	6	3	

*) Гидрообработка может продолжаться до 3 суток

Рис. 1. Технология вскрытия крутого выбросоопасного пласта уменьшенным сечением ($S_{пр} \leqslant 5$ м²).

Расчетные показатели	Ед. изм.	Количество
Мощность пласта	град	60
Угол падения пласта	f	2
Коэффициент	т/м³	1,3
Объемный вес угля	f	7-9
Коэффициент крепости породы	м²	7,4
Сечение квершлага в проходке	м²	5,5
Сечение квершлага в свету	рам/м	1,0
Тип и плотность крепи	м	25,2-27,8
Подвигание забоя за месяц	–	2-5
Количество выходов рабочих за сутки		
Производительность труда	м	3,32
проходчика за месяц		

Перечень оборудования	Ед. изм	К-во
Погрузочная машина ППМ-4	шт	1
Бурильная установка БУР-2	шт	1
Вентилятор ВМП-5	шт	по расчету
Трубы вентиляции ф600	м	
Вагонетки УВ	шт	–
Лебедка ЛП-1	шт	1
Буровой станок НКР-100	шт	1

Параметры защитных мероприятий	Ед. изм	К-во
Давление газа в пласте	атм	40
Ширина обработанной зоны за контуром выработки	м	4
Радиус увлажнения одной скважины	м	до 5
Количество скважин	шт	5
Диаметр скважин для гидрообработки	мм	60
Диаметр контрольной скважины	мм	>100
Давление нагнетаемой воды в пласт	атм	ГН

Сводный график

Операции	Ед. изм.	Объем работ	Колич. смен.	Число проходов по операции	Сутки
Бурение разведочных скважин	м	29,5	4	2	
Проведение квершлага проектным сечением	м	49,4	24	3-5	
Замер давления газа в пласте	–	–	25	2	
Бурение скважин для гидрообработки	м	49	4	2	
Гидрообработка *)	–	–	1	2	

*) Гидрообработка пласта может продолжаться до 3 суток

Рис. 2. Технология вскрытия крутого выбросоопасного пласта выработкой $S_{пр} < 14$ м²

Расчетные показатели	Ед. изм.	К-во
Мощность пласта	м	1,2
Угол падения пласта	град	60
Коэффициент крепости угля	f	2
Объемный вес угля	т/м³	1,3
Коэффициент крепости породы	f	7-9
Сечение квершлага в проходке	м²	15,1
Сечение квершлага в свету	м²	11,8
Тип и плотность крепи	рам/м	1
Подвигание забоя за месяц	м	23,1-202
Колич. выходов рабочих за сутки	–	2-5
Производительность труда проходчика за месяц	м	3,2

Перечень оборудования	Ед. изм.	К-во
Погрузочная машина ППМ-4	шт	1
Бурильная установка БУР-2	шт	1
Вентилятор ВМП-5	шт	По расчету
Трубы вентиляции ф-600	м	
Вагонетки УВГ-1,6	шт	1-
Лебедка ЛП-1	шт	1
Буровой станок НКР-100	шт	1

Параметры защитных мероприятий	Ед. изм	К-во
Давление газа в пласте	ати	≤10
Ширина обработанной зоны за контуром выработки.	м	4
Радиус увлажнения одной скважины	м	до 5
Количество скважин	шт	5
Диаметр скважин для гидрообработки	мм	60
Диаметр контрольной скважины	мм	>100
Давление нагнетаемой воды в пласт	ати	ГН

Сводный график

Операции	Ед. изм.	Объем работ	Колич смен	Число проход по операциям	Сутки 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21
Бурение разведочных скважин	м	31,0	4	2	
Проведение квершлага	м	19,4	29	3-5	
Замер давления газа в пласте	–	–	24	2	
Бурение скважин при гидрообработке	м	70	5	2	
Гидрообработка x)	–	–	1	2	

x) Гидрообработка пласта может продолжаться до 3х суток

Рис. 3. Технология вскрытия крутого выбросоопасного пласта выработкой $S_{пр} > 14$ м²

Расчетные показатели	Ед. изм.	К-во
Мощность пласта	м	1,2
Угол падения пласта	град	60
Коэффициент крепости угля	f	2
Объемный вес угля	т/м³	1,3
Коэффициент крепости породы	f	7-9
Сечение квершлага в проходке	м²	15,1
Сечение квершлага в свету	м²	11,8
Сечение вскрывающей выработки в проходке	м²	5
Тип и плотность крепи	рам/м	1
Подвигание забоя за месяц	м	20-138
Количество выходов рабочих за сутки	–	2-5
Производительность труда проходчика за м-ц	м	2,96

Перечень оборудования	Ед. изм.	К-во
Породопогрузочная машина ППМ-4Э	шт	1
Бурильная установка БУР-2	шт	1
Вентилятор ВМП-5	шт	По расчету
Трубы вентиляционные диаметр 600	м	
Вагонетки УВГ-1,6	шт	–
Лебедка – 1	шт	1
Буровой станок НКР-100	шт	1

Параметры защитных мероприятий	Ед. изм.	К-во
Давление газа в массе	ати	10-40
Расстоян. между скважинами по контуру выраб	м	0,5
Диаметр скважин	мм	65-70
Величина забуривания в породы кровли	м	0,7
Диаметр металлических труб	мм	50
Количество анкерных болтов	шт	5
Длина анкерных болтов	м	2,0

Сводный график

Операции	Ед. изм.	Объем работ	Колич смен	Число проход по операциям	Сутки 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23
Бурение разведочных скважин	м	31,0	4	2	
Проведение квершлага проектным сечением	м	12,0	20	3-5	
Замер давления газа в пласте	–	–	26	2	
Бурение скважин для гидрообработки	м	70	5	2	
Гидрообработка*	–	–	1	2	
Устройство металлического каркаса	комп	1	3	3	
Проведение квершлага уменьшен. сечения по породе	м	20	3	3	
Вскрытие и пересечение пласта	м	5,5	3	3	
Расширение квершлага до проект. сечения	м	7,5	6	3	

*) Гидрообработка пласта может продолжаться до 3х суток

Рис. 4. Технология вскрытия крутого выбросоопасного пласта уменьшенным сечением ($S_{пр} \leqslant 5$ м²) с применением однорядного металлического каркаса.

Расчетные показатели	Ед. изм.	К-во
Мощность пласта	м	1,2
Угол падения пласта	град	60
Коэффициент крепости угля	f	2
Объемный вес угля	т/м²	1,3
Коэффициент крепости породы	f	7-9
Сечение квершлага в проходке	м²	7,4
Сечение квершлага в свету	м²	5,5
Тип и плотность крепи	рам/м	1,0
Подвигание забоя за месяц	м	28-30
Колич. выходов рабочих за сутки	–	2-5
Производительность труда		
проходчика за месяц	м	3,2

Перечень оборудования	Ед. изм.	К-во
Погрузочная машина ППМ-4М	шт	1
Бурильная установка БУР-2	"	1
Вентилятор ВМП-5	"	2 по расчету
Трубы вентиляции диаметром 600мм	стов	
Вагонетки УВГ-1,6	–	–
Лебедка ЛП-1	шт	1
Буровой станок МКР-100	"	1

Параметры защитных мероприятий	Ед. изм	К-во
Давление газа в массиве	атм	до 40
Мощность взрываемого пласта		
Расстояние между скважинами по контуру выработки	м	0,3
Диаметр скважин	мм	65-80
Величина забуривания в породы кровли	м	0,7
Диаметр металлических труб	мм	50
Количество анкерных болтов	шт	5
Длина анкерных болтов	м	2,0

Сводный график

Операции	Ед. изм.	Объем работ	Колич. смен	Число проходов по операциям	Сутки 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21
Бурение разведочных скважин	м	29,5	4	2	
Проведение квершлага	м	19,4	24	3-5	
Замер давления газа в пласте			25	2	
Бурение скважин для гидрообработки	м	49	4	2	
Гидрообработка*)			1	2	
Устройство металлического каркаса	компл.	1	3	2	

*) Гидрообработка пласта может продолжаться до 3-х суток.

Рис. 5. Технология вскрытия крутого выбросоопасного пласта ($S_{пр}<14$ м²) с применением однорядного металлического каркаса по контуру выработки

Расчетные показатели	Ед. изм.	Колич
Мощность пласта	м	1,2
Угол падения пласта	град	60
Коэффициент крепости угля	f	2
Объемный вес угля	т/м³	1,3
Коэффициент крепости породы	f	7-9
Сечение квершлага в проходке	м²	15,1
Сечение квершлага в свету	м²	11,8
Тип и плотность крепи	рам/м	1
Подвигание забоя за месяц	м	22-18,6
Количество выходов рабочих за сутки	–	2-5
Производительность труда		
проходчика за месяц	м	3,02

Перечень оборудования	Ед. изм.	Количество
Погрузочная машина ППМ-4	шт	1
Бурильная установка БУР-2	шт	1
Вентилятор ВМ	шт	2 по расчету
Трубы вентиляционные ф800	м	
Вагонетки УВГ 1,6	шт	–
Лебедка ЛП-1	шт	1
Буровой станок НКР-100	шт	1

Параметры защитных мероприятий	Ед. изм.	Количество
Давление газа в массиве	атм	40÷40
Мощность взрываемого пласта	м	1,2
Расстояние между скважинами	м	0,3
Диаметр скважин	мм	65÷70
Величина забуривания в породы кровли	мм	0,7
Диаметр металлических труб	мм	50
Количество анкерных болтов	шт	5
	м	2,0

Сводный график

Операции	Ед изм.	Объем работ	Кол. смен	Числа проходов по операциям	Сутки 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24
Бурение разведочных скважин	м	31,0	4	2	
Проведение квершлага	м	19,4	29	3-5	
Замер давления газа в пласте	–	–	24	2	
Бурение скважин для гидрообработки	м	70	5	2	
Гидрообработка*)	–	–	1	2	
Устройство металлического каркаса	компл.	1	3	2	

*) Гидрообработка может продолжаться до 3-х суток

Рис. 6. Технология вскрытия крутого выбросоопасного пласта ($S_{пр}>14$ м²) с применением однорядного металлического каркаса по контуру выработки.

Таблица 2

Коэффициент	Значения поправочных коэффициентов	
	для протяженных выработок	для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений
1	2	3
m_1	1,05	1,03
m_2	0,95 $9 \geqslant f > 6$ 0,75 $f > 9$	0,85
m_3	0,9 — металлобетонная, тюбинговая, блочная и смешанная крепи; 0,85 бетонная крепь; 1,1 — штанговая и набрызгбетонная крепи	0,9 — металлобетонная крепь
m_4	0,97	0,93
m_5	1,2 0,85 — при применении скреперной установки	1,15
m_6	0,65	0,75
m_7	0,85 — уклонные выработки 0,95 — бремсберговые выработки	—
m_8	1,35 — горизонтальные выработки с подрывкой породы $\leqslant 80\%$ 1,1 — наклонные выработки с подрывкой породы $\leqslant 80\%$	

б) соблюдалась минимальная размерность матрицы по столбцам и строкам, т. е.

$$[i] \to \min, \quad [j] \to \min;$$

в) критерием оптимальности выступает срок подготовки горизонта (минимальное число столбцов).

Методом перебора вариантов производится перестройка матрицы.

Полученное количество столбцов является сроком строительства горизонта, а количество строк соответствует количеству одновременно проходимых забоев.

2.13. Удельная численность суточной бригады проходчиков (отнесенная к 1 м³ выработки в свету), зависящая от горнотехнических условий проходки, для горизонтальных и наклонных протяженных выработок

$$N_{\text{уд}}^{\text{пр}} = \alpha_1 \frac{(t_6 n_6 k_1 k_5 + t_{\text{п}} n_{\text{п}} k_2 k_6 + t_{\text{к}} n_{\text{к}} k_3 k_7 + t_{\text{в}} n_{\text{в}} k_8)}{\text{Т} \cdot t_{\text{тп}} k_4 k_9 v_{\text{см}}}, \qquad (2.9)$$

где α_1 — коэффициент приведения искомого показателя к объему выработки в свету (для протяженных выработок $\alpha_1=1{,}35$, для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений $\alpha_1=1{,}0$);

T — продолжительность рабочей смены, равная 6 часам;

$v_{см}$ — сменная скорость проведения выработки (для протяженных — м/смену, для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений — м³/смену);

$t_б$, $t_п$, $t_к$, $t_в$, $t_{тп}$ — удельная продолжительность проходческих процессов цикла, час (бурения шпуров, погрузки горной массы, крепления, вспомогательных процессов и технологических перерывов), отнесенная по горизонтальным выработкам к 1 м, по выработкам околоствольного двора и камерам — к 1 м³ в свету, определяется по табл. 3;

$n_б$, $n_п$, $n_к$, $n_в$ — численность проходчиков на основных процессах цикла (удельная для горизонтальных и наклонных выработок и абсолютная для выработок околоствольного двора, камер и сопряжений), принимается по табл. 4.

2.14. Влияние типа крепи на удельную численность проходчиков при креплении и на общий состав сменного звена (в горизонтальных и наклонных выработках) учитывается соответственно коэффициентами K_3 и K_9 (табл. 5).

2.15. Изменение численности проходчиков на основных процессах цикла и общей численности сменного звена для протяженных выработок и камер в зависимости от коэффициента крепости пород представлено в табл. 6.

Изменение удельной численности проходчиков на бурении шпуров (горизонтальные и наклонные протяженные выработки) в зависимости от применяемого бурового оборудования учитывается коэффициентом K_1, приведенным в табл. 7.

Изменение численности проходчиков на погрузке горной массы (протяженные выработки и камеры) в зависимости от типа применяемых погрузочных машин учитывается коэффициентом K_2 (табл. 8).

2.16. Ежесуточное количество проходчиков, занятых на строительстве горизонта,

$$N = \sum_i N_i, \tag{2.10}$$

$$N_i = \frac{N_{пр}^{уд} \cdot V_i}{v_i} \text{ чел/м}, \tag{2.11}$$

Таблица 3

Выработка	Формулы для определения удельной продолжительности выполнения проходческих процессов цикла: для камер $\frac{\text{часов}}{\text{м}^3 \text{ камеры в свету}}$; для горизонтальных и наклонных выработок $\frac{\text{часов}}{\text{м выработки}}$				
	$t_б$	$t_п$	$t_к$*	$t_в$	$t_{тп}$
Камеры	$\frac{1{,}826}{v} - 0{,}03$	$\frac{1{,}621}{v} - 0{,}033$	$\frac{2{,}694}{v} - 0{,}012$	$\frac{2{,}173}{v} - 0{,}086$	$\frac{0{,}812}{v} - 0{,}047$
Горизонтальные по породе	$\frac{2{,}86}{v} - 0{,}24$	$\frac{1{,}86}{v} - 0{,}52$	$\frac{3{,}13}{v} - 0{,}46$	$\frac{1{,}8}{v} + 0{,}63$	$\frac{0{,}72}{v} + 0{,}1$
Горизонтальные с подривкой породы	$\frac{1{,}58}{v} + 0{,}09$	$\frac{1{,}66}{v} + 0{,}42$	$\frac{2{,}08}{v} + 0{,}66$	$\frac{1{,}55}{v} + 0{,}41$	$\frac{0{,}59}{v} + 0{,}08$
Наклонные до 10° по породе	$\frac{2{,}77}{v} - 0{,}16$	$\frac{1{,}81}{v} - 0{,}51$	$\frac{3{,}05}{v} - 0{,}18$	$\frac{1{,}76}{v} + 0{,}65$	$\frac{0{,}75}{v} + 0{,}1$
Наклонные до 10° с подрывкой породы	$\frac{1{,}76}{v} + 0{,}49$	$\frac{2{,}0}{v} + 0{,}16$	$\frac{2{,}22}{v} + 0{,}12$	$\frac{1{,}66}{v} + 0{,}63$	$\frac{0{,}63}{v} + 0{,}08$
Наклонные до 25° по породе	$\frac{2{,}91}{v} - 0{,}15$	$\frac{1{,}9}{v} + 0{,}53$	$\frac{2{,}12}{v} - 0{,}16$	$\frac{1{,}85}{v} + 0{,}67$	$\frac{0{,}75}{v} + 0{,}1$
Наклонные до 25° с подрывкой породы	$\frac{1{,}84}{v} + 0{,}51$	$\frac{2{,}08}{v} + 0{,}18$	$\frac{1{,}56}{v} + 0{,}14$	$\frac{1{,}75}{v} + 0{,}66$	$\frac{0{,}63}{v} + 0{,}08$

*) При тюбинговой крепи $t_к$ умножить на 0,5

Таблица 4

Наименование процессов и тип применяемого оборудования	Численность проходчиков при проведении выработок на 1 м² площади забоя вчерне)					
	абсолютная, чел. околоствольный двор и камеры	удельная, чел./м² (отнесенная *горизонтальные*)		наклонные до 10°		наклонные до 25°	
		по породе	с подрывкой породы	по породе	с подрывкой породы	по породе	с подрывкой породы
1	2	3	4	5	6	7	8
Погрузка горной массы							
Скрепер	$\frac{1{,}15v}{1{,}28 + 0{,}073v}$	$\frac{1{,}25v}{3{,}073 + 0{,}85v}$	$\frac{1{,}25v}{3{,}27 + 0{,}513v}$	$\frac{v}{4{,}33 + 1{,}06v}$	$\frac{v}{4{,}33 + 1{,}06v}$	$\frac{v}{4{,}33 + 1{,}06v}$	$\frac{v}{4{,}33 + 1{,}11v}$
ППН—1С	$\frac{v}{1{,}248 + 0{,}073v}$	$\frac{v}{3{,}073 + 0{,}854v}$	$\frac{v}{3{,}27 + 0{,}513v}$	$\frac{v}{2{,}485 + 1{,}993v}$	$\frac{v}{2{,}559 + 1{,}643v}$		
ППМ—4м(п)	$\frac{v}{1{,}248 + 0{,}073v}$	$\frac{v}{3{,}073 + 0{,}854v}$	$\frac{v}{3{,}27 + 0{,}513v}$	$\frac{v}{3{,}766 + 1{,}211v}$	$\frac{v}{2{,}912 + 2{,}573}$		
1ПНБ—2, 2ПНБ—2	$\frac{v}{1{,}184 + 0{,}137v}$	$\frac{v}{3{,}238 + 1{,}212v}$	$\frac{v}{4{,}776 + 0{,}112v}$	—	—	$\frac{v}{2{,}99 + 1{,}834v}$	$\frac{v}{2{,}99 + 1{,}834v}$
ППН—7	—	—	—				
Бурение шпуров							
ПР—24л, СЭР—19	$\frac{v}{0{,}951 + 0{,}07v}$	$\frac{v}{2{,}183 + 1{,}391v}$	$\frac{v}{2{,}173 + 0{,}976v}$	$\frac{v}{2{,}482 + 1{,}729v}$	$\frac{v}{2{,}482 + 1{,}729v}$	$\frac{v}{3{,}629 + v}$	$\frac{v}{3{,}809 + 1{,}05v}$
БУ—1, СЭР—19	$\frac{v}{0{,}794 + 0{,}119v}$	$\frac{v}{2{,}664 + 2{,}55v}$	$\frac{v}{3{,}557 + 2{,}194v}$	—	—	—	—
БУР—2, СЭР—19	$\frac{v}{0{,}794 + 0{,}119v}$	$\frac{v}{2.664 + 2{,}555v}$	$\frac{v}{3{,}557 + 1{,}194v}$	—	—	—	—
КБМ—3, СЭР—19	$\frac{v}{0{,}794 + 0{,}119v}$	$\frac{v}{2{,}664 + 2{,}555v}$	$\frac{v}{3{,}557 + 2{,}194v}$	—	—	—	—
СЭК—1, СЭР—19	$\frac{v}{1{,}55 + 0{,}07v}$	$\frac{v}{3{,}191 + 1{,}129v}$	$\frac{v}{2{,}173 + 0{,}976v}$	$\frac{v}{2{,}365 + 2{,}219v}$	$\frac{v}{2{,}648 + 1{,}813v}$	$\frac{v}{4{,}097 + 0{,}805v}$	$\frac{v}{4{,}297 + 0{,}847v}$
НБ—1э, НБ—1п	$\frac{v}{0{,}794 + 0{,}119v}$	$\frac{v}{2{,}664 + 2{,}555v}$	$\frac{v}{3{,}557 + 1{,}594v}$	$\frac{v}{2{,}258 + 2{,}52v}$	$\frac{v}{2{,}258 + 2{,}52v}$		
Крепление	$\frac{v}{2{,}377 + 0{,}064v}$	$\frac{v}{2{,}88 + 1{,}123v}$	$\frac{v}{4{,}281 + 0{,}525v}$	$\frac{v}{2{,}563 + 1{,}476v}$	$\frac{v}{2{,}068 + 1{,}729v}$	$\frac{v}{2{,}054 + 0{,}456v}$	$\frac{v}{2{,}37 + 1{,}648v}$
Вспомогательные процессы	$\frac{v}{1{,}232 + 0{,}09v}$	$\frac{v}{4{,}67 + 0{,}925v}$	$\frac{v}{3{,}28 + 1{,}591v}$	$\frac{v}{4{,}958 + 0{,}01v}$	$\frac{v}{5{,}118 + 0{,}06v}$	$\frac{v}{5{,}37 + 0{,}03v}$	$\frac{v}{4{,}794 + 0{,}005v}$

*2

Таблица 5

Крепь	Коэффициент удельной численности проходчиков	
	на крепление ($К_3$)	на общую численность сменного звена ($К_9$)
Металлические арки:		
0,8 рамы на 1 м	0,52	0,87
1,0 рамы на 1 м	0,68	0,91
1,25 „ „	0,84	0,96
1,5 „ „	1,0	1,0
2,0 „ „	1,33	1,09
Бетонная	1,8	1,22
Набризгбетонная	0,36	0,80
Анкерная	0,58	0,86
Железобетонные стойки и металлические верхняки	1,25	1,07
Тюбинговая	$2,23-0,725S_{пр}$	$1,1-0,01S_{пр}$

Таблица 6

Коэффициент крепости пород f	Коэффициенты удельной (отнесенной к 1 м² выработки вчерне) численности проходчиков на:				
	общую численность ($К_4$)	бурение шпуров ($К_5$)	погрузку горной массы ($К_6$)	крепление ($К_7$)	выполнение вспомогательных операций ($К_8$)
Горизонтальные и наклонные выработки $\alpha \leqslant 10^0$					
3	0,93	0,90	0,94	0,95	0,90
4—6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
7—9	1,13	1,25	1,08	1,06	1,13
10—14	1,28	1,58	1,17	1,13	1,32
Наклонные выработки $\alpha > 10^0$					
3	0,94	0,92	0,96	0,97	1,91
4—6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
7—9	1,14	1,26	1,09	1,08	1,16
10—14	1,31	1,62	1,18	1,12	1,30
Камеры					
3	0,88	0,85	0,90	0,90	0,86
4—6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
7—9	1,11	1,18	1,05	1,10	1,12
10—14	1,19	1,46	1,07	1,10	1,25

Таблица 7

Коэффициент удельной численности проходчиков на бурении шпуров K_1

ПР—24л	БУ—1	БУР—2	КБМ—3	СЭК—1	НБ—1э	НБ—1п
1,1	0,67	0,56	0,61	1,0	0,60	0,62

Таблица 8

Коэффициент удельной численности проходчиков на погрузке горной массы, K_2

Горизонтальные выработки						Наклонные до 10°	
Скреперы		ППН—1с	ППМ—4м(э) ППМ—	1ПНБ—1	2ПНБ—2	скрепер (СКУ—1)	ППН—7
для протяженных	для камер						
1,25	1,15	0,97	1,0	0,65	0,65	1,0	1,1

где N_i — количество проходчиков, занятых на проведении i-выработки;

i — количество одновременно проходимых выработок;

V_i — месячный объем i-й выработки, м³/месяц;

v_i — месячная скорость проведения i-й выработки, м/месяц.

2.17. Функцией цели оптимизации параметров подготовки новых горизонтов выступают приведенные затраты, формула (2.1).

Годовые затраты на проведение горных выработок

$$C_t = (П + Ш + Н) \times 1{,}06 \text{ руб.}, \qquad (2.12)$$

где П — прямые нормируемые затраты, руб.;

Ш — общешахтные расходы, руб.;

Н — накладные расходы, руб.;

1,06 — коэффициент, учитывающий плановые накопления.

Прямые нормируемые расходы

$$П = \sum_j \sum_i L_{ji} S_{ji} \left(a_{ji} + \frac{b_{ji}}{v_{ji}} \right) \text{руб.}, \qquad (2.13)$$

где L — длина выработки, м;

S — сечение выработки в свету, м²;

j — номер пути (1, 2, 3, ...);

i — номер выработки на j-пути (1, 2, ...);

a, b — расчетные коэффициенты.

Тогда общешахтные расходы

$$Ш = \beta_0 \sum_j \sum_t L_{jt} S_{jt} \left(a_{jt} + \frac{b_{jt}}{v_{jt}}\right)\left(\beta_1 + \beta_2 \frac{t}{t_п}\right) \text{ руб.}, \quad (2.14)$$

где β_0 — коэффициент, учитывающий общешахтные расходы;

β_1, β_2 — коэффициенты, учитывающие переменные и условно постоянные части общешахтных расходов.

$$\beta_1 = 0{,}17, \quad \beta_2 = 0{,}83 \quad [2];$$

t — расчетный срок строительства горизонта;

$t_п$ — нормативный (проектный) срок строительства горизонта.

Накладные расходы

$$Н = 0{,}268 \left[\sum_j \sum_t L_{jt} S_{jt} \left(a_{jt} + \frac{b_{jt}}{v_{jt}}\right)\left(\beta_3 + \beta_4 \frac{t}{t_п}\right) + \beta_0 \sum_j \sum_i L_{jt} S_{jt} \times \right.$$

$$\left. \times \left(a_{jt} + \frac{b_{jt}}{v_{jt}}\right)\left(\beta_1 + \beta_2 \frac{t}{t_п}\right)\left(\beta_3 + \beta_4 \frac{t}{t_п}\right)\right] \text{ руб.}, \quad (2.15)$$

где β_3, β_4 — условно-переменные и условно-постоянные части накладных расходов,

$$\beta_3 = 0{,}4, \quad \beta_4 = 0{,}6 \quad [2].$$

Если все выработки на горизонте проводятся с нормативной скоростью, формулу (2.12) можно записать так:

$$C_t = 1{,}34408 \beta_0 \sum_j \sum_i L_{ji} S_{ji} \left(a_{jt} + \frac{b_{jt}}{v_{jt}}\right) \text{ руб.} \quad (2.16)$$

2.18. Стоимость проведения 1 м³ горной выработки в свету определяется по следующей формуле:

$$c = \left(a + \frac{b}{v}\right) \text{ руб}, \quad (2.17)$$

где a и b — расчетные коэффициенты, которые зависят от типа крепи и выработки, ее сечения, крепости вмещающих пород, применяемых погрузочных и буровых механизмов

$$a = C_м + \frac{\alpha C_б''' + \delta C_п''' + \gamma C_у''' + \ldots}{6} + C_з, \quad (2.18)$$

$$b = \frac{v_н}{6} [\alpha (C_б' + C_б'') + \delta (C_п' + C_п'') + \gamma (C_у' + C_у'') + \ldots], \quad (2.19)$$

где $C_м$ — стоимость материалов и полуфабрикатов, приходящихся на 1 м³ выработки в свету;

$C_з$ — заработная плата, руб.;

α, δ, γ — нормативное время работы соответственно бурильной установки, погрузочной машины, бетоноукладчика, ч;

$C'_б$, $C'_п$, $C'_у$ — единовременные затраты соответственно на бурильные, погрузочные, бетоноукладочные и другие машины (в смену), руб.;

$C''_б$, $C''_п$, $C''_у$ — то же, годовые затраты (амортизация), руб.;

$C'''_б$, $C'''_п$, $C'''_у$ — то же, сменные затраты, руб.

2.19. Стоимостные коэффициенты «а» и «в» записаны в программе «Горизонт» для горнотехнических характеристик горных выработок, перечисленных в пп. 2.4, 2.5 и следующего забойного оборудования: для бурения шпуров — бурильные молотки ПР-24л, бурильные установки БУ-1, БУР-2, КБМ-3, колонковые электросверла СЭК-1, навесное оборудование на погрузочные машины типа ПНБ-НБ-1 э, НБ-1 н; для погрузки горной массы — скреперные установки, погрузочные машины ППН-1с, ППМ-4м, 1ПНБ-2, 2ПНБ-2, ППМ-4п, ППМ-7.

При использовании нового проходческого оборудования для определения стоимости проведения 1 м^3 выработки в программу расчетов вводятся новые коэффициенты «а» и «в», рассчитанные согласно вышеописанной методике.

Чтобы выбрать наиболее рациональный комплект, рассматриваются все варианты наборов забойного оборудования и выбирается такой, при котором достигается минимальная стоимость подготовки горизонта.

2.20. Подготовку исходных данных для реализации программы «Горизонт» вести согласно Инструкции к методическим указаниям по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт, раздел I.

2.21. Определенные с помощью программы «Горизонт» оптимальные скорости проведения горных выработок (v_i) являются исходными для расчета проходческого цикла.

Примерный расчет скорости проведения горных выработок по изложенной методике приведен в разделе II вышеупомянутой Инструкции.

Раздел 3

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА

3.1. При проектировании организации проведения основных горных выработок необходимо руководствоваться «Технологическими схемами проведения горизонтальных и наклонных капитальных горных выработок на строящихся и реконструируемых шахтах», разработанными ВНИИОМШСом, и «Технологи-

Индекс выработки	Оснащение забоя		Оптимальная скорость проведения, м/месяц
	тип погрузочной машины	средства бурения	
1	2	3	4
ГП—1	1ПНБ—2	СЭК—1	110—130
ГП—2	1ПНБ—2	СР—3	105—125
ГП—3	ППМ—4М	БУР—2	110—120
ГП—4	ППМ—4М	СЭК—1	90—115
ГП—5	ПМЛ—5	ПР—24л	85—100
ГП—6	1ПНБ—2 (2ПНБ—2)	СБУ—2 (БУР—2)	115—135
ГС—1	1ПНБ—2	СЭР—19	170—190
ГС—2	1ПНБ—2	СЭР—19 БУ—1	165—185
ГС—3	ППМ—4м	СЭР—19 БУ—1	145—165
ГС 4	ППМ—4м	СЭР—19 СЭК—1	140—165
НП—1	1ПНБ—2	БУ—1	100—110
НП—2	1ПНБ—2	СЭК—1	95—105
НП—3	1ПНБ—2	ПР—24л	90—105
НП—4	ППМ—4м	СЭК—1	80—100
НП—5	ППМ—4м	ПР—24л	80—100
НС—1	1ПНБ—2	СЭР—19 СЭК—1	110—140
К—1	ПМЛ—5	СЭК—1	480—580 $м^3$/ссвету
К—2	ППМ—4м	СЭК—1	550—650
К—3	ППМ—4м	ПР—24л	550—650
К—4	ППМ—4м	БУ—1	580—680

Примечание: ГП — горизонтальные выработки по породе; ГС — горизонтальные с подрывкой; НП — наклонные по породе до 10°; НС — наклонные

Таблица 9

Индекс выработки	Оснащение забоя		Оптимальная скорость проведения, м/месяц
	тип погрузочной машины	средства бурения	
5	6	7	8
НС—2	1ПНБ—2	СЭР—19 ПР—24л	105—115
НС—3	ППМ—4м	СЭР—19 СЭК—1	100—115
НС—4	ППМ—4м	СЭР—19 ПР—24л	100—110
НПУ—1	Скреперный комплекс	СЭК—1	85—100
НПУ—2	Скреперный комплекс	ПР—24л	85—95
НПУ—3	ППН—7	СЭК—1	75—90
НПУ—4	ППН—7	ПР—24л	75—90
НСУ—1	Скреперный комплекс	СЭР—19 СЭК—1	100—110
НСУ—2	Скреперный комплекс	СЭР—19 ПР—24	95—105
НСУ—3	ППН—7	СЭР—19 СЭК—1	90—105
НСУ—4	ППН—7	СЭР—19 ПР—24	85—100
К—5	ППН—1с	БУ—2	530—63
К—6	1ПНБ—2	ПР—24л	600—700
КС—7	1ПНБ—2	СБУ—1	650—750

с подрывкой до 10°; НПУ — наклонные по породе до 25° (сверху вниз); НСУ —« наклонные с подрывкой до 25° (сверху вниз); К — камеры.

ческими схемами очистных и подготовительных работ на угольных шахтах» (М., изд-во «Недра», 1971).

3.2. Расчет основных параметров организации работ производится в следующем порядке. Вначале по табл. 9 для принятого оснащения забоя проходческим оборудованием находится оптимальная месячная скорость проведения проектируемой выработки (v месяц) либо для заданной скорости принимается необходимая оснастка забоя, отвечающая условию наибольшей экономичности.

3.3. Принятая месячная скорость проведения выработки корректируется по таким факторам: крепость пород, тип применяемой крепи и обводненность забоя. Влияние крепости пород учитывается поправочным коэффициентом K_0 (табл. 10).

Таблица 10

Коэффициент крепости пород	до 4	4—6	7—9	10—11
K_0	1,1	1,0	0,9	0,8

3.4. Тип применяемой крепи учитывается следующим образом: при набрызгбетонной и анкерной принятая скорость умножается на 1,05—1,1, а при бетонной, металлобетонной, тюбинговой и блочной — на 0,9—0,95. По фактору обводненности забоя принятая скорость корректируется коэффициентами, значения которых приведены в сборнике норм на горнопроходческие работы для корректировки норм выработки.

3.5. Исходя из месячной скорости и режима работы сменная скорость проведения выработки

$$v_{см} = \frac{v\ \text{месяц}}{b \cdot m},$$

где b — количество рабочих смен в сутки;

m — количество рабочих дней в месяц.

При определении величины подвигания забоя за цикл, глубину шпуров рекомендуется принимать по данным табл. 11.

3.6. Количество шпуров на забой проводимой выработки в соответствии со СНиП Ш Б.9-69

$$N = 12{,}7\ \frac{q \cdot S \cdot k}{\gamma \cdot d^2 \cdot \rho}\ \text{шт.}, \qquad (3.1)$$

где q — удельный расход ВВ на 1 м^3 взорванной горной массы в плотном теле, кг/м^3;

S — площадь сечения выработки в проходке, м^2;

Таблица 11

Коэффициент крепости пород f	Рекомендуемая глубина шпуров (м) при сечении выработки, м²	
	до 12,0	свыше 12,0
1,5—3	2,0—2,5	2,5—3,0
4—6	1,5—2,0	2,2—2,5
7—11	1,2—1,8	1,5—2,2

k — коэффициент использования шпуров;
d — диаметр патронов ВВ, см;
ρ — гравиметрическая плотность ВВ, г/м³;
γ — коэффициент заполнения шпуров.

Значения входящих в формулу величин известны [3].

3.7. Величина подвигания забоя за цикл и сменная скорость проходки определяются исходя из продолжительности проходческого цикла:

$$T_{цик} = \frac{t_{см} \cdot h_{цик}}{v_{см}} r, \qquad (3,2)$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены;
$t_{цик}$ — величина подвигания забоя за цикл, м.

Затем определяется продолжительность отдельных процессов проходческого цикла — погрузки горной массы ($t_п$), бурения шпуров ($t_б$), крепления ($t_к$), вспомогательных операций ($t_в$) и технологических перерывов в цикле ($t_{т.п}$). Продолжительность процессов определяется исходя из удельной продолжительности в часах (по горизонтали и наклонным выработкам) отнесенной к 1 м выработки, по камерам — к 1 м³ камеры в свету и объема выполняемых работ за цикл:

для горизонтальных и наклонных выработок

$$t_{г.н} = t_{уд} \cdot h_ц, \qquad (3.3)$$

для камер

$$t_{кам} = t_{уд} \cdot t_ц \cdot S_{св}. \qquad (3.4)$$

3.8. Удельная продолжительность процессов проходческого цикла для камер и протяженных горизонтальных и наклонных выработок определяется по данным табл. 3.

3.9. Для горизонтальных и наклонных выработок общая численность проходчиков на каждый процесс определяется исходя из удельной численности и площади сечения проводимой выработки вчерне:

$$n = n_{уд} \cdot S_{пр}. \qquad (3.5)$$

Удельную численность проходчиков следует определять по данным табл. 12.

Таблица 12

Индекс выработки	Удельная численность проходчиков для горизонтальных и наклонных выработок, чел/м²				
	$n^{уд}_{общ}$	$n^{уд}_{б}$	$n^{уд}_{п}$	$n^{уд}_{к}$	$n^{уд}_{в}$
1	2	3	4	5	6
ГП—1	$0{,}437 - 0{,}255v + 0{,}212v^2$	$\frac{v}{3{,}191 + 1{,}128v}$	$\frac{v}{3{,}238 + 1{,}212v}$		
ГП—2	$0{,}398 - 0{,}233v + 0{,}225v^2$	$\frac{v}{3{,}146 + 0{,}493v}$			
ГП—3	$0{,}395 - 0{,}236v + 0{,}213v^2$	$\frac{v}{2{,}664 + 2{,}555v}$	$\frac{v}{3{,}073 + 0{,}854v}$	$\frac{v}{2{,}88 + 1{,}123v}$	$\frac{v}{4{,}67 + 0{,}925v}$
ГП—4	$0{,}452 - 0{,}265v + 0{,}255v^2$	$\frac{v}{3{,}146 + 0{,}493v}$			
ГП—5	$0{,}466 - 0{,}235v + 0{,}234v^2$	$\frac{v}{2{,}183 + 1{,}391v}$	$\frac{v}{2{,}783 + 1{,}035v}$		
ГП—6	$0{,}404 - 0{,}233v + 0{,}177v^2$	$\frac{v}{2{,}664 + 2{,}555v}$	$\frac{v}{3{,}238 + 1{,}212v}$		
ГС—1	$0{,}531 - 0{,}414v + 0{,}195v^2$	$\frac{v}{3{,}557 + 2{,}194v}$	$\frac{v}{4{,}476 + 0{,}112v}$		
ГС—2	$0{,}59 - 0{,}422v + 0{,}211v^2$	$\frac{v}{2{,}173 + 0{,}976v}$		$\frac{v}{4{,}281 + 0{,}525v}$	$\frac{v}{3{,}28 + 1{,}591v}$
ГС—3	$0{,}44 - 0{,}356v + 0{,}219v^2$	$\frac{v}{3{,}557 + 2{,}194v}$	$\frac{v}{3{,}27 + 0{,}513v}$		
ГС—4	$0{,}469 - 0{,}424v + 0{,}271v^2$	$\frac{v}{2{,}173 + 0{,}976v}$			

Продолжение таблицы 12

1	2	3	4	5	6
НП–1	$0{,}202 - 0{,}028v + 0{,}189v^2$	$\frac{v}{2{,}138 + 2{,}39v}$			
НП–2	$0{,}242 - 0{,}064v + 0{,}216v^2$	$\frac{v}{2{,}365 + 2{,}27v}$	$\frac{v}{3{,}766 + 1{,}211v}$		
НП–3	$0{,}22 - 0{,}013v + 0{,}205v^2$	$\frac{v}{2{,}482 + 1{,}729v}$		$\frac{v}{2{,}563 + 1{,}476v}$	$\frac{v}{4{,}958 + 0{,}01v}$
НП–4	$0{,}227 - 0{,}019v + 0{,}231v^2$	$\frac{v}{2{,}365 + 2{,}213v}$	$\frac{v}{2{,}485 + 1{,}993v}$		
НП–5	$0{,}209 + 0{,}038v + 0{,}217v^2$	$\frac{v}{2{,}482 + 1{,}729v}$			
НС–1	$0{,}181 - 0{,}004v + 0{,}19v^2$	$\frac{v}{2{,}648 + 1{,}813v}$			
НС–2	$0{,}231 - 0{,}045v + 0{,}202v^2$	$\frac{v}{2{,}482 + 1{,}729v}$	$\frac{v}{2{,}912 + 2{,}573v}$		
НС–3	$0{,}224 - 0{,}076v + 0{,}199v^2$	$\frac{v}{2{,}648 + 1{,}813v}$	$\frac{v}{2{,}599 + 1{,}643v}$	$\frac{v}{2{,}068 + 1{,}729v}$	$\frac{v}{5{,}118 + 0{,}06v}$
НС–4	$0{,}229 - 0{,}094v + 0{,}196v^2$	$\frac{v}{2{,}482 + 1{,}729v}$			

Продолжение таблицы 12

1	2	3	4	5	6
НПУ—1	$0{,}174 + 0{,}044v + 0{,}22v^2$	$\frac{v}{4{,}097 + 0{,}805v}$	$\frac{v}{4{,}33 + 1{,}06v}$	$\frac{v}{2{,}054 + 0{,}456v}$	$\frac{v}{5{,}374 + 0{,}03v}$
НПУ—2	$0{,}212 - 0{,}046v + 0{,}28v^2$	$\frac{v}{3{,}629 + v}$			
НПУ—3	$0{,}264 - 0{,}107v + 0{,}329v^2$	$\frac{v}{4{,}097 + 0{,}805v}$	$\frac{v}{2{,}59 + 1{,}594v}$		
НПУ—4	$0{,}30 - 0{,}279v + 0{,}441v^2$	$\frac{v}{3{,}620 + v}$			
НСУ—1	$0{,}244 - 0{,}124v + 0{,}285v^2$	$\frac{v}{4{,}097 + 0{,}805v}$	$\frac{v}{4{,}33 + 1{,}06v}$	$\frac{v}{1{,}51 + 1{,}048v}$	$\frac{v}{4{,}564 + 0{,}005v}$
НСУ—2	$0{,}238 - 0{,}132v + 0{,}306v^2$	$\frac{v}{3{,}629 + v}$			
НСУ—3	$0{,}269 - 0{,}183v + 0{,}338v^2$	$\frac{v}{4{,}097 + 0{,}805v}$	$\frac{v}{2{,}59 + 1{,}594v}$		
НСУ—4	$0{,}305 - 0{,}234v + 0{,}369v^2$	$\frac{v}{3{,}629 + v}$			

Окончание таблицы 12

1	2	3	4	5	6
		Для камер, чел.			
К—1	$3{,}787 - 0{,}243v + 0{,}072v^2$	$\frac{v}{1{,}55 + 0{,}07v}$	$\frac{v}{1{,}54 - 0{,}025v}$	$\frac{v}{2{,}377 - 0{,}0641v}$	$\frac{v}{1{,}232 + 0{,}09v}$
К—2	$5{,}986 - 0{,}864v + 0{,}104v^2$				
К—3	$4{,}863 - 0{,}485v + 0{,}078v^2$	$\frac{v}{0{,}951 + 0{,}078v}$	$\frac{v}{1{,}248 + 0{,}073v}$		
К—4	$5{,}367 - 0{,}728v + 0{,}09v^2$				
К—5	$4{,}972 - 0{,}665v + 0{,}086v^2$	$\frac{v}{0{,}794 + 0{,}119v}$			
К—6	$4{,}911 - 0{,}606v + 0{,}82v^2$	$\frac{v}{0{,}951 + 0{,}07\,8v}$	$\frac{v}{1{,}184 + 0{,}137v}$		
К—7	$5{,}08 - 0{,}745v + 0{,}088v^2$	$\frac{v}{0{,}794 + 0{,}119v}$			

3.10. Приведенные в табл. 3 и 12 расчетные формулы определения продолжительности процессов цикла и потребной численности проходчиков на их выполнение приемлемы для определенных горнотехнических условий проведения выработок. Разнообразие условий учитывается соответствующими поправочными коэффициентами, на которые следует умножить расчетные значения.

3.11. Влияние производительности буровых и погрузочных механизмов на продолжительность бурения и погрузки горной массы учитывается соответственно коэффициентами K_1 и K_2, значения которых приведены в табл. 13.

Таблица 13

Буровой механизм	Коэффициент K_1	Погрузочные машины	Коэффициент K_2
ЭБК—2М	1,0	ППМ—4	1,0
СЭК—1	0,98	ПМЛ—5	1,18
СЭР—19М	1,2	ППН—1с	0,97
СР—3	1,1	1ПНБ—2[3]	0,65
ПР—24П	1,1	2ПНБ—2[3]	0,65
БУ—1	0,67[1]	СКУ—1[2]	1,0
	0,9/0,74	ППН—7[2]	1,1
БУЭ—2	0,7[1]		
	0,9/0,78	—	—
СБУ—2	0,67[1]	—	—
	0,9/0,74	—	—
БУР—2	0,56[1]		
	0,8/0,7		
НБ—1п	0,62[1]	—	—
	0,8/0,77	—	—
НБ—1э	0,6[1]	—	—
	0,8/0,75		
КБМ—3	0,61[1]		
		—	—

Примечания: 1) Дробный коэффициент K_1 применяется при использовании БУ-1 и БУЭ-1 в выработках $S_{пр}>12{,}0$ м^2, а других установок в выработках $S_{пр}>15{,}0$ м^2. При этом K_1 умножается на числитель, а n_6 — на знаменатель

2) Применяются для уклонных выработок до 25°.

3) При использовании перегружателей время погрузки умножается на 0,9.

3.12. Трудоемкость возведения различных крепей при определении численности проходчиков учитывается коэффициентом K_3 (табл. 14).

3.13. Влияние крепости пород на трудоемкость выполнения процессов цикла учитывается коэффициентом K_4 (табл. 6).

3.14. Трудоемкость процесса бурения шпуров в зависимости от типа применяемого ВВ учитывается коэффициентом K_5 (табл. 15).

Таблица 14

Крепь	Коэффициент K_3 для	
	$n_к$	$n_{общ}$
Металлическая:		
0,75 рамы на 1 м	0,52	0,87
1,0 рама на 1 м	0,68	0,91
1,25 рамы на 1 м	0,84	0,96
1,5 рамы на 1 м	1,0	1,0
2,0 рамы на 1 м	1,33	1,09
Набрызгбетонная:		
толщиной 5 см	0,36	0,80
» 10 см	0,48	0,84
» 3 см со штангами 5 шт/м	0,53	0,85
толщиной 10 см с металлической сеткой и железобетонными штангами 5 шт/м	0,68	0,91
Анкерная	0,58	0,86
Бетонная	1,8	1,3
Металлобетонная	1,8	1,22
Тюбинговая	2,23—0,72 $S_{пр}$	1,1—0,01 $S_{пр}$
Железобетонные стойки и плоские металлические верхняки	1,25	1,07
Смешанная типа АП:		
1,0 рама на 1 м	0,87	0,96
1,5 рамы на 1 м	1,3	1,08

Таблица 15

Взрывчатые вещества	Коэффициент K_5 для	
	$t_б$	$n_{общ}$
ПЖВ—20	1,0	1,0
Аммонит АП—4ЖВ	0,92	0,98
Аммонит № 6 ЖВ	0,78	0,96
Детонит	0,7	0,93
Скальный аммонит № 1	0,7	0,93

3.15. По расчетным данным продолжительности процессов цикла и численности проходчиков на их выполнение трудовые затраты на цикл

$$T_{тз} = t_б n_б + t_п n_п + t_к n_к + t_в n_в + t_{т.п} n_{общ} \quad (3.6)$$

или

$$T_{тз} = T_ц \cdot n_{общ} \text{ чел-ч.} \quad (3.7)$$

Исходя из вышеизложенного сменный состав звена проходчиков

$$N = \frac{T_{тз}}{T_ц}. \quad (3.8)$$

3.16. Степень совмещения отдельных процессов проходческого цикла определяется следующим образом:

при совмещении вспомогательных работ с основными

$$M_{св}=\left(1-\frac{\Delta t_в}{t_в}\right)\cdot 100\%, \qquad (3.9)$$

где $\Delta t_в$ — продолжительность вспомогательных операций, не совмещенных с основными

$$\Delta t_в = t_ц - \Sigma t_2, \qquad (3.10)$$

$$\Sigma t_2 = t_п + t_б + t_к + t_{тп}. \qquad (3.11)$$

Нулевое или отрицательное значение $\Delta t_в$ показывает, что вспомогательные работы должны быть полностью совмещены с основными.

При совмещении крепления с погрузкой горной массы и бурением

$$M_{ск}=\left(1-\frac{\Delta t_к}{t_к}\right)100\%, \qquad (3.12)$$

где $\Delta t_к$ — продолжительность процесса крепления, не совмещенного с погрузкой и бурением,

$$\Delta t_к = t_ц - \Sigma t_1, \qquad (3.13)$$

$$\Sigma t = t_п + t_б + t_{тп}. \qquad (3.14)$$

Если $t_ц \leqslant t_1$, крепление должно быть полностью совмещено с погрузкой и бурением.

При совмещении бурения с погрузкой горной массы

$$M_{сб}=\left(1-\frac{\Delta t_б}{t_б}\right)100\%, \qquad (3.15)$$

где $\Delta t_б$ — продолжительность процесса бурения, не совмещенного с погрузкой.

Если $t_ц \leqslant t_1$, бурение совмещается с погрузкой.

При расчете суммарная продолжительность несовмещенных процессов проходческого цикла может несколько отличаться от абсолютной продолжительности цикла. В этих случаях следует корректировать расчетную продолжительность отдельных процессов или степень их совмещения.

3.17. Соответствие между суммарной трудоемкостью процессов $T_{тз}$ и общей трудоемкостью цикла $T_ц$ проверяется путем решения следующих уравнений:

$$T''_ц = T_ц \cdot n^{абс}_{общ} \cdot K_з \cdot K_4 \cdot K_5, \qquad (3.16)$$

$$T'_{ц} = t_{б}^{абс} n_{б}^{абс} К_1 К_4 К_5 + t_{п}^{абс} n_{п}^{абс} К_2 К_4 + t_{к}^{абс} n_{к}^{абс} К_3 К_4 + t_{в}^{абс} n_{б}^{абс} К_4 + + t_{тп}^{абс} n_{тп}^{абс} К_4 К_5. \quad (3.17)$$

Так как значения входящих в уравнения величин определяются по эмпирическим формулам, $T'_{ц}$ может отличаться от $T''_{ц}$ на 5—10%. В этом случае продолжительность отдельных процессов цикла или средней численности проходчиков, занятых на их выполнении, следует корректировать.

3.18. На основании расчетных затрат времени и труда по выполнению отдельных процессов проходческого цикла строится график организации работ. При его построении должно соблюдаться обязательное условие занятости всего звена проходчиков в течение полной рабочей смены.

3.19. Расчеты по определению оптимального количества проходчиков на 1 м² выработки при различных горно-геологических и горнотехнических условиях представлены на рис. 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13.

Коэффициенты, приведенные на рисунках, учитывают следующие типы крепи:

γ_1 — набрызгбетон толщиной 5 см;
γ_2 — набрызгбетон толщиной 10 см;
γ_3 — металлоарки (0,75 рамы на 1 м);
γ_4 — металлоарки (1 рама на 1 м) и набрызгбетон толщиной 10 см с металлической сеткой и железобетонными штангами;
γ_5 — металлоарки (1,25 рамы на 1 м);
γ_6 — металлоарки (1,5 рамы на 1 м);
γ_7 — металлоарки (2 рамы на 1 м);
γ_8 — бетонная и металлобетонная.

3.20. При проведении выработок в условиях применения сотрясательного взрывания организация работ представлена на графиках рис. 1—6.

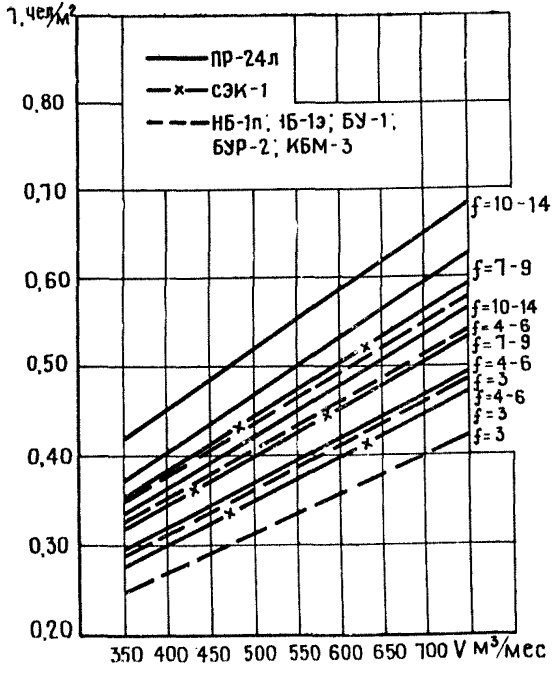
Раздел 4

ВЫБОР ОБЩЕШАХТНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Подъем

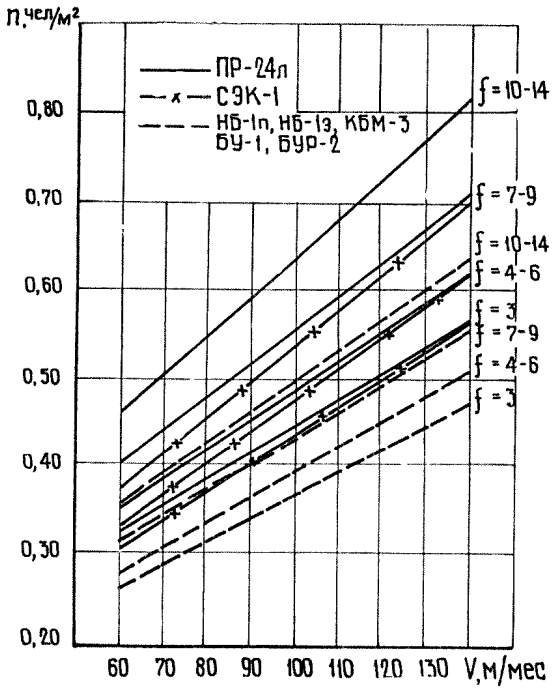
4.1. Выдача породы при проведении выработок на подготавливаемых горизонтах действующих шахт производится клетевыми и скиповыми постоянными подъемными установками.

Временные (бадьевые) подъемы используются только при проведении сбойки между стволами.



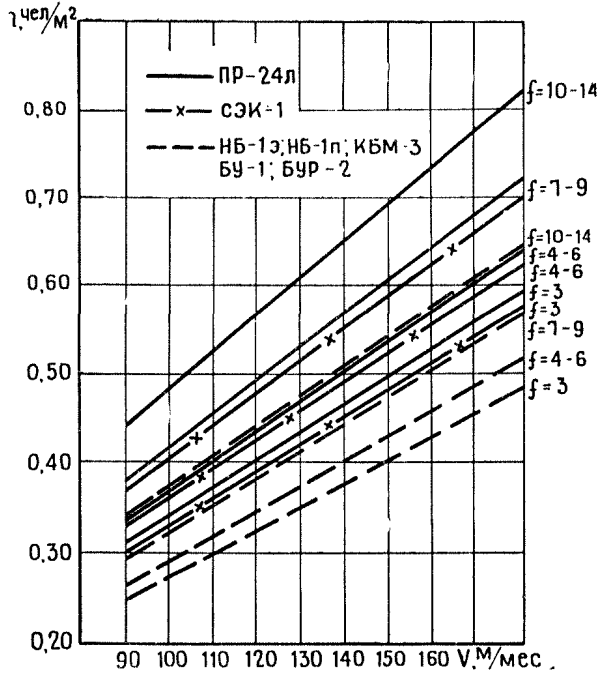
Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты Тип крепи γ_1	γ_2	γ_3	γ_4	γ_5	γ_6	γ_7	γ_8
ППМ-4 м	ПР-24л	3	0,78	0,83	0,84	0,86	0,89	1,0	1,1	1,24
		4-6	0,8	0,83	0,85	0,89	0,9	1,0	1,11	1,25
		7-9	0,8	0,83	0,85	0,89	0,9	1,0	1,1	1,25
		10-14	0,82	0,84	0,86	0,88	0,9	1,0	1,0	1,25
	СЭК-1	3	0,77	0,81	0,82	0,85	0,88	1,0	1,1	1,25
		4-6	0,78	0,82	0,83	0,88	0,88	1,0	1,1	1,25
		7-9	0,78	0,82	0,84	0,88	0,88	1,0	1,1	1,25
	БУ-1; БУР-2; КБМ-3	3	0,77	0,8	0,84	0,84	0,87	1,0	1,1	1,31
		4-6	0,78	0,81	0,84	0,87	0,89	1,0	1,1	1,26
		7-9	0,78	0,82	0,82	0,86	0,89	1,0	1,11	1,3
		10-14	0,78	0,82	0,84	0,86	0,89	1,0	1,1	1,28
Скрепер	ПР-24л	3	0,84	0,89	0,89	0,91	0,94	1,04	1,15	1,31
		4-6	0,84	0,89	0,89	0,92	0,95	1,05	1,16	1,3
		7-9	0,85	0,89	0,89	0,91	0,95	1,05	1,15	1,3
		10-14	0,86	0,89	0,9	0,92	0,95	1,05	1,12	1,25
	СЭК-1	3	0,82	0,87	0,89	0,91	0,94	1,0	1,16	1,32
		4-6	0,83	0,88	0,90	0,92	0,95	1,0	1,16	1,32
		7-9	0,84	0,88	0,89	0,91	0,94	0,99	1,16	1,32
ППН-1с	ПР-24л	3	0,83	0,87	0,87	0,89	0,91	1,02	1,13	1,3
		4-6	0,82	0,87	0,88	0,9	0,93	1,03	1,14	1,28
		7-9	0,83	0,86	0,87	0,89	0,92	1,03	1,13	1,28
		10-14	0,84	0,88	0,89	0,9	0,93	1,03	1,12	1,25
	СЭК-1	3	0,80	0,85	0,86	0,88	0,92	0,97	1,14	1,30
		4-6	0,82	0,86	0,87	0,90	0,93	0,98	1,14	1,30
		7-9	0,82	0,86	0,87	0,89	0,93	0,97	1,14	1,30
	БУ-1; БУР-2; КБМ-3	3	0,81	0,85	0,86	0,87	0,92	1,04	1,15	1,33
		4-6	0,81	0,84	0,86	0,89	0,92	1,03	1,16	1,32
		7-9	0,81	0,84	0,87	0,89	0,92	1,04	1,16	1,32
		10-14	0,82	0,86	0,87	0,89	0,93	1,03	1,14	1,29
1ПНБ-2; 2ПНБ-2	ПР-24л	3	0,78	0,8	0,8	0,83	0,87	0,97	1,08	1,25
		4-6	0,78	0,8	0,82	0,84	0,9	0,97	1,08	1,23
		7-9	0,77	0,81	0,82	0,83	0,88	0,97	1,08	1,21
		10-14	0,78	0,82	0,83	0,86	0,88	0,97	1,07	1,2
	СЭК-1	3	0,74	0,78	0,80	0,82	0,86	0,92	1,08	1,23
		4-6	0,75	0,79	0,80	0,83	0,87	0,92	1,06	1,23
		7-9	0,76	0,79	0,81	0,84	0,87	0,92	1,07	1,23
	БУ-1; БУР-2	3	0,73	0,78	0,79	0,81	0,85	0,96	1,09	1,25
		4-6	0,73	0,78	0,79	0,81	0,85	0,97	1,08	1,25
		7-9	0,74	0,78	0,80	0,82	0,84	0,97	1,09	1,26
		10-14	0,75	0,79	0,81	0,82	0,86	0,96	1,08	1,24

Рис. 7. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² камеры



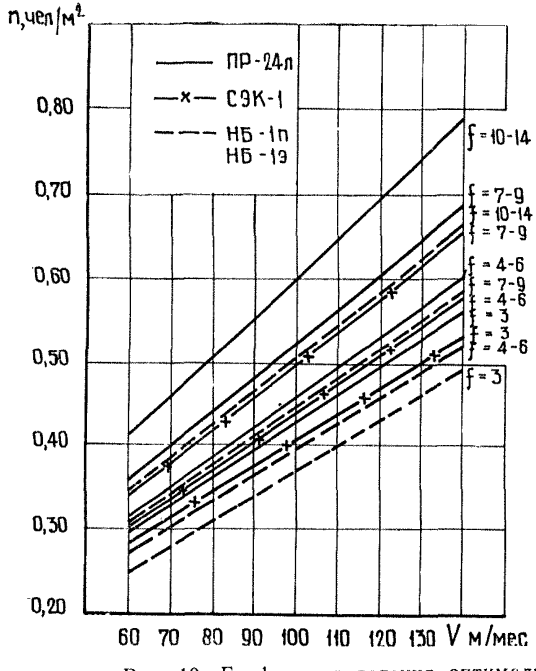
Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты тип крепи 0,28 γ_1	0,48 γ_2	0,32 γ_3	0,38 γ_4	0,88 γ_5	1 γ_6	1,33 γ_7	1,8 γ_8
ППМ-4м	ПР-24л	3	0,85	0,86	0,88	0,89	0,92	1,0	1,09	1,21
		4-6	0,84	0,87	0,87	0,89	0,91	1,0	1,08	1,2
		7-9	0,84	0,87	0,89	0,89	0,93	1,0	1,08	1,19
		10-14	0,85	0,88	0,89	0,9	0,92	1,0	1,08	1,18
	СЭК-1	3	0,85	0,87	0,87	0,88	0,91	1,0	1,09	1,22
		4-6	0,84	0,86	0,88	0,89	0,92	1,0	1,08	1,2
		7-9	0,84	0,87	0,88	0,89	0,92	1,0	1,08	1,2
	БУ-1 БУР-2 КБМ-3	3	0,79	0,84	0,84	0,88	0,89	1,0	1,11	1,25
		4-6	0,8	0,82	0,85	0,86	0,89	1,0	1,1	1,25
		7-9	0,8	0,84	0,86	0,87	0,91	1,0	1,11	1,24
		10-14	0,8	0,84	0,86	0,88	0,91	1,0	1,1	1,23
Скрепер	ПР-24л	3	0,89	0,91	0,93	0,94	0,97	1,02	1,14	1,27
		4-6	0,9	0,92	0,92	0,95	0,96	1,03	1,13	1,26
		7-9	0,9	0,92	0,94	0,95	0,98	1,06	1,13	1,25
		10-14	0,89	0,93	0,94	0,94	0,97	1,05	1,15	1,24
	СЭК-1	3	0,89	0,93	0,93	0,94	0,96	1,04	1,14	1,28
		4-6	0,9	0,92	0,94	0,95	0,97	1,04	1,13	1,26
		7-9	0,9	0,93	0,94	0,97	0,97	1,04	1,13	1,26
ППН-1с	ПР-24л	3	0,82	0,85	0,87	0,88	0,92	0,99	1,08	1,2
		4-6	0,83	0,86	0,86	0,88	0,91	0,99	1,07	1,19
		7-9	0,85	0,86	0,88	0,88	0,93	0,99	1,07	1,18
		10-14	0,84	0,87	0,88	0,89	0,92	0,99	1,07	1,17
	СЭК-1	3	0,82	0,86	0,86	0,87	0,91	0,97	1,08	1,21
		4-6	0,83	0,85	0,87	0,88	0,92	0,97	1,07	1,19
		7-9	0,85	0,86	0,87	0,88	0,92	0,97	1,07	1,19
	БУ-1; БУР-2; КБМ-3	3	0,77	0,82	0,83	0,85	0,89	0,98	1,1	1,24
		4-6	0,78	0,8	0,84	0,85	0,89	1,0	1,09	1,24
		7-9	0,78	0,82	0,85	0,86	0,91	0,98	1,1	1,23
		10-14	0,78	0,82	0,85	0,87	0,91	0,99	1,09	1,22
1ПНБ-2; 2ПНБ-2	ПР-24л	3	0,72	0,76	0,77	0,78	0,82	0,89	0,99	1,11
		4-6	0,73	0,76	0,78	0,79	0,81	0,9	0,98	1,1
		7-9	0,73	0,77	0,78	0,8	0,83	0,9	0,98	1,09
		10-14	0,74	0,79	0,80	0,79	0,82	0,9	0,98	1,08
	СЭК-1	3	0,69	0,75	0,76	0,77	0,81	0,87	0,99	1,11
		4-6	0,7	0,75	0,77	0,78	0,82	0,87	0,98	1,09
		7-9	0,7	0,77	0,77	0,79	0,82	0,87	0,98	1,09
	БУ-1, БУР-2 КБМ-3 НБ-13, НБ-1п	3	0,78	0,72	0,71	0,73	0,76	0,86	0,98	1,12
		4-6	0,79	0,69	0,72	0,73	0,76	0,86	0,97	1,12
		7-9	0,79	0,71	0,73	0,74	0,78	0,86	0,98	1,12
		10-14	0,79	0,71	0,73	0,76	0,78	0,88	0,97	1,11

Рис. 8. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² горизонтальной выработки по породе



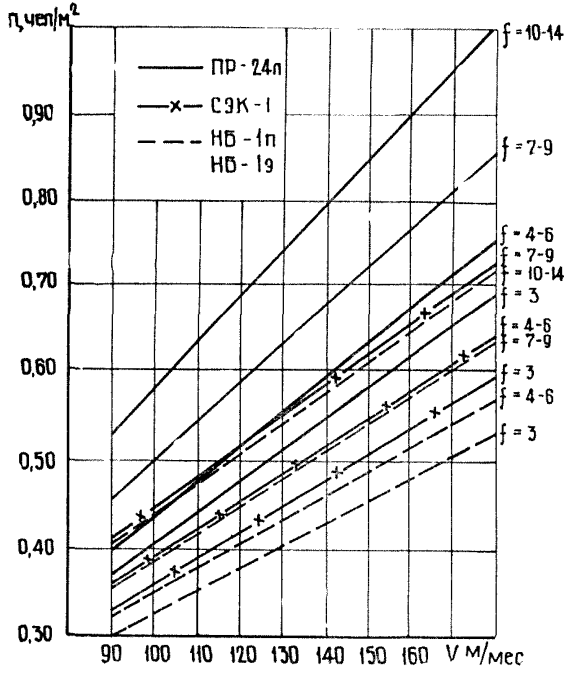
Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты Тип крепи γ_1	γ_2	γ_3	γ_4	γ_5	γ_6	γ_7	γ_8
ППМ-4 м	ПР-24л, СЭР-19д	3	0,85	0,86	0,89	0,9	0,91	1,0	1,01	1,17
		4-6	0,86	0,88	0,89	0,91	0,94	1,0	1,08	1,19
		7-9	0,86	0,89	0,89	0,91	0,92	1,0	1,01	1,17
		10-14	0,87	0,89	0,9	0,92	0,93	1,0	1,01	1,16
	СЭК-1, СЭР-19д	3	0,85	0,88	0,89	0,9	0,93	1,0	1,09	1,2
		4-6	0,85	0,87	0,89	0,9	0,93	1,0	1,05	1,18
		7-9	0,86	0,88	0,89	0,9	0,93	1,0	1,06	1,17
	БУ-1; БУР-2, КВМ-3; СЭР-19д	3	0,83	0,85	0,86	0,88	0,91	1,0	1,09	1,22
		4-6	0,81	0,85	0,86	0,87	0,91	1,0	1,08	1,21
		7-9	0,82	0,86	0,87	0,88	0,91	1,0	1,09	1,21
		10-14	0,83	0,87	0,87	0,89	0,91	1,0	1,08	1,21
Сирепер	ПР-24л, СЭР-19д	3	1,01	1,04	1,05	1,06	1,10	1,16	1,23	1,35
		4-6	1,02	1,05	1,05	1,07	1,11	1,17	1,24	1,35
		7-9	1,03	1,05	1,05	1,07	1,08	1,16	1,23	1,32
		10-14	1,03	1,05	1,06	1,07	1,09	1,16	1,22	1,31
	СЭК-1	3	1,02	1,05	1,07	1,08	1,11	1,14	1,26	1,37
		4-6	1,02	1,05	1,06	1,07	1,10	1,15	1,24	1,35
	СЭР-19д	7-9	1,02	1,04	1,05	1,07	1,09	1,13	1,23	1,33
ППН-1 с	ПР-24л, СЭР-19д	3	0,84	0,86	0,86	0,88	0,90	0,98	1,05	1,16
		4-6	0,85	0,87	0,89	0,90	0,92	1,0	1,06	1,17
		7-9	0,85	0,87	0,88	0,89	0,91	0,99	1,05	1,15
		10-14	0,86	0,88	0,89	0,91	0,92	0,99	1,06	1,15
	СЭК-1, СЭР-19д	3	0,85	0,88	0,88	0,90	0,92	0,96	1,01	1,19
		4-6	0,84	0,87	0,87	0,89	0,91	0,97	1,06	1,17
		7-9	0,84	0,87	0,88	0,90	0,91	0,96	1,06	1,16
	БУ-1; БУР-2; КВМ-3	3	0,81	0,84	0,84	0,86	0,88	1,0	1,06	1,21
		4-6	0,81	0,84	0,86	0,86	0,89	1,0	1,07	1,21
		7-9	0,83	0,86	0,86	0,88	0,91	1,0	1,09	1,21
		10-14	0,82	0,86	0,87	0,87	0,91	1,0	1,07	1,20
1ПНБ-2; 2ПНБ-2	ПР-24л, СЭР-19д	3	0,70	0,72	0,75	0,75	0,77	0,85	0,93	1,02
		4-6	0,71	0,74	0,76	0,77	0,79	0,86	0,94	1,04
		7-9	0,72	0,75	0,76	0,77	0,79	0,86	0,93	1,03
		10-14	0,75	0,77	0,78	0,79	0,81	0,87	0,94	1,04
	СЭК-1, СЭР-19д	3	0,71	0,73	0,75	0,75	0,77	0,86	0,93	1,04
		4-6	0,71	0,74	0,74	0,76	0,78	0,85	0,93	1,04
		7-9	0,72	0,74	0,75	0,77	0,78	0,86	0,93	1,03
	БУ-1; БУР-2, КВМ-3, НБ-1э; НБ-1п	3	0,64	0,67	0,67	0,69	0,73	0,82	0,92	1,04
		4-6	0,65	0,68	0,70	0,71	0,74	0,83	0,92	1,05
		7-9	0,67	0,69	0,71	0,72	0,75	0,84	0,93	1,05
		10-14	0,68	0,71	0,72	0,73	0,76	0,84	0,92	1,04

Рис. 9. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² горизонтальной выработки, проводимой с подрывкой боковых пород



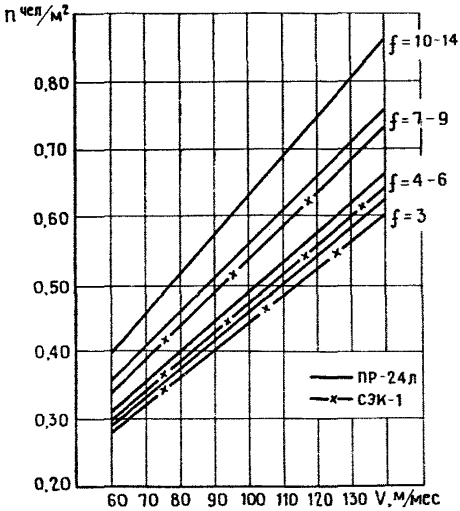
Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты							
			Тип крепи							
			0,36 γ_1	0,48 γ_2	0,52 γ_3	0,56 γ_4	0,68 γ_5	1 γ_6	1,33 γ_7	1,8 γ_8
ППМ-4м	ПР-24л	3	0,81	0,84	0,86	0,87	0,91	1,0	1,1	1,22
		4-6	0,82	0,85	0,88	0,87	0,9	1,0	1,09	1,23
		7-10	0,82	0,85	0,87	0,88	0,91	1,0	1,09	1,22
		11-14	0,85	0,86	0,87	0,88	0,92	1,0	1,08	1,20
	СЭК-1	3	0,8	0,84	0,85	0,87	0,9	1,0	1,1	1,24
		4-6	0,81	0,84	0,85	0,87	0,9	1,0	1,09	1,24
		7-10	0,81	0,84	0,86	0,88	0,9	1,0	1,09	1,23
Скрепер СКУ-1	ПР-24л	3	0,83	0,86	0,87	0,88	0,92	1,01	1,12	1,24
		4-6	0,84	0,87	0,87	0,88	0,91	1,01	1,11	1,25
		7-10	0,84	0,87	0,88	0,89	0,92	1,01	1,11	1,24
		11-14	0,85	0,88	0,88	0,89	0,93	1,01	1,1	1,22
	СЭК-1	3	0,82	0,86	0,86	0,88	0,91	0,98	1,12	1,25
		4-6	0,83	0,86	0,86	0,88	0,91	0,97	1,11	1,25
		7-10	0,85	0,86	0,85	0,89	0,91	0,97	1,11	1,24
1ПНБ-2; 2ПНБ-2	ПР-24л	3	0,73	0,76	0,76	0,79	0,82	0,91	1,01	1,13
		4-6	0,74	0,77	0,76	0,79	0,82	0,91	1,00	1,14
		7-10	0,74	0,77	0,77	0,8	0,85	0,92	1,00	1,13
		11-14	0,75	0,78	0,77	0,8	0,84	0,92	0,99	1,12
	СЭК-1	3	0,7	0,76	0,76	0,78	0,81	0,86	1,01	1,14
		4-6	0,71	0,76	0,76	0,78	0,82	0,86	1,00	1,14
		7-10	0,71	0,76	0,76	0,79	0,85	0,87	1,00	1,13
	НБ-19; НБ-1п	3	0,69	0,71	0,74	0,76	0,79	0,90	1,02	1,18
		4-6	0,69	0,74	0,74	0,76	0,79	0,90	1,01	1,17
		7-10	0,70	0,73	0,74	0,77	0,80	0,90	1,01	1,16
		11-14	0,72	0,75	0,76	0,78	0,82	0,91	1,01	1,15

Рис. 10. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² наклонной выработки (до 10°) по породе



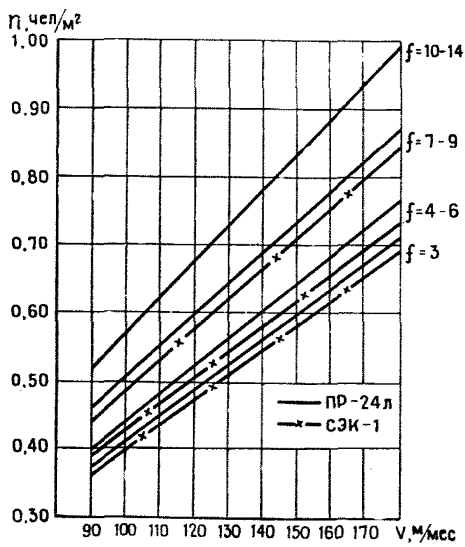
Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты Тип крепи 0,36 γ_1	0,48 γ_2	0,52 γ_3	0,56 γ_4	0,68 γ_5	1,0 γ_6	1,35 γ_7	1,8 γ_8
ППМ-4м	ПР-24л СЭР-19γ	3	0,84	0,88	0,89	0,9	0,92	1,0	1,09	1,19
		4-6	0,84	0,88	0,88	0,9	0,92	1,0	1,07	1,19
		7-9	0,85	0,88	0,89	0,91	0,93	1,0	1,07	1,17
		10-14	0,87	0,9	0,9	0,92	0,95	1,0	1,08	1,18
	СЭК-1 СЭР-19γ	3	0,85	0,85	0,88	0,9	0,91	1,0	1,09	1,23
		4-6	0,85	0,87	0,88	0,89	0,91	1,0	1,09	1,22
		7-9	0,85	0,88	0,88	0,9	0,93	1,0	1,09	1,22
Скрепер СКУ-1	ПР-24л СЭР-19γ	3	0,85	0,88	0,9	0,9	0,93	1,01	1,1	1,2
		4-6	0,85	0,88	0,89	0,9	0,93	1,0	1,08	1,2
		7-9	0,86	0,88	0,9	0,91	0,94	1,0	1,08	1,18
		10-14	0,88	0,9	0,91	0,92	0,94	1,0	1,09	1,19
	СЭК-1 СЭР-19γ	3	0,84	0,86	0,89	0,91	0,92	1,02	1,1	1,23
		4-6	0,84	0,88	0,89	0,9	0,92	1,02	1,1	1,22
		7-9	0,84	0,89	0,89	0,91	0,94	1,01	1,1	1,22
1ПНБ-2; 2ПНБ-2	ПР-24л СЭР-19γ	3	0,73	0,77	0,78	0,79	0,82	0,9	0,99	1,09
		4-6	0,71	0,77	0,76	0,79	0,81	0,89	0,97	1,09
		7-9	0,75	0,77	0,78	0,8	0,85	0,9	0,97	1,08
		10-14	0,77	0,79	0,8	0,81	0,85	0,91	0,98	1,08
	СЭК-1 СЭР-19γ	3	0,60	0,74	0,76	0,78	0,78	0,89	0,97	1,11
		4-6	0,72	0,76	0,75	0,77	0,8	0,89	0,97	1,1
		7-9	0,71	0,76	0,77	0,78	0,81	0,89	0,97	1,1
	НБ-1э, НБ-1п	3	0,70	0,73	0,75	0,75	0,78	0,88	0,96	1,06
		4-6	0,70	0,73	0,74	0,75	0,78	0,88	0,94	1,06
		7-9	0,72	0,75	0,76	0,77	0,78	0,88	0,94	1,04
		10-14	0,73	0,76	0,77	0,78	0,79	0,88	0,95	1,05

Рис. 11. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² наклонной выработки (до 10°), проводимой с подрывкой боковых пород



Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты Тип крепи γ_1	γ_2	γ_3	γ_4	γ_5	γ_6	γ_7	γ_8
ППН-7	пр-24л	3	0,8	0,84	0,85	0,87	0,9	1,0	1,11	1,25
		4-6	0,81	0,85	0,86	0,88	0,91	1,0	1,1	1,24
		7-9	0,82	0,85	0,85	0,88	0,91	1,0	1,1	1,25
		10-14	0,82	0,85	0,87	0,88	0,91	1,0	1,1	1,21
	сэк-1	3	0,8	0,83	0,84	0,87	0,9	1,0	1,11	1,25
		4-6	0,81	0,84	0,85	0,87	0,91	1,0	1,11	1,25
		7-9	0,81	0,84	0,85	0,87	0,9	1,0	1,1	1,24
Скрепер СКУ-1	пр-24л	3	0,74	0,77	0,79	0,81	0,83	0,93	1,04	1,19
		4-6	0,76	0,78	0,79	0,81	0,84	0,94	1,04	1,18
		7-9	0,76	0,79	0,80	0,81	0,84	0,93	1,03	1,16
		10-14	0,77	0,80	0,81	0,82	0,85	0,94	1,02	1,14
	сэк-1	3	0,73	0,77	0,78	0,80	0,83	0,9	1,02	1,19
		4-6	0,73	0,78	0,80	0,80	0,84	0,9	1,04	1,19
		7-9	0,74	0,79	0,80	0,81	0,84	0,9	1,03	1,18

Рис. 12. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² наклонной (10—30°) выработки по породе



Погрузочные машины	Буровое оборудование	Крепость породы, f	Коэффициенты Тип крепи γ_1	γ_2	γ_3	γ_4	γ_5	γ_6	γ_7	γ_8
ППН-7	пр-24л сэр-19г	3	0,84	0,87	0,89	0,89	0,92	1,0	1,09	1,2
		4-6	0,83	0,86	0,88	0,89	0,92	1,0	1,08	1,2
		7-9	0,84	0,87	0,89	0,9	0,92	1,0	1,08	1,17
		10-14	0,85	0,88	0,89	0,91	0,92	1,0	1,08	1,19
	сэк-1 сэр-19г	3	0,83	0,85	0,87	0,88	0,90	1,0	1,08	1,21
		4-6	0,84	0,86	0,88	0,89	0,92	1,0	1,08	1,21
		7-9	0,84	0,87	0,88	0,90	0,93	1,0	1,08	1,19
Скрепер СКУ-1	пр-24л сэр-19г	3	0,79	0,82	0,82	0,84	0,87	0,95	1,03	1,14
		4-6	0,79	0,81	0,82	0,84	0,87	0,95	1,03	1,14
		7-9	0,80	0,82	0,84	0,85	0,87	0,95	1,03	1,14
		10-14	0,81	0,84	0,85	0,86	0,88	0,95	1,02	1,12
	сэк-1 сэр-19г	3	0,78	0,81	0,82	0,84	0,86	0,92	1,02	1,15
		4-6	0,79	0,82	0,82	0,84	0,86	0,92	1,03	1,14
		7-9	0,80	0,83	0,84	0,85	0,88	0,92	1,03	1,14

Рис. 13. График определения оптимального количества проходчиков на 1 м² наклонной (10—30°) выработки, проводимой с подрывкой боковых пород

4.2. По каждому подъему, используемому для подготовки нового горизонта, составляется баланс времени его работы и рассчитывается производительность, зависящая от емкости подъемного сосуда и продолжительности цикла подъема.

4.3. Часовая производительность подъемной установки исходя из известных данных [4]

$$A = Q \cdot n_1 \text{ м}^3/\text{ч}, \tag{4.1}$$

где Q — емкость подъемного сосуда, м^3,

n_1 — число подъемов в час.

Для двухконцевого подъема

$$n_1 = \frac{3000}{\mathrm{T}}, \tag{4.2}$$

Для одноконцевого подъема

$$n_1 = \frac{3600}{2\mathrm{T}_1}. \tag{4.3}$$

где T — общее время движения клети;

$\mathrm{T} = \mathrm{T} + \theta$ — продолжительность одного цикла подъема, сек;

θ — пауза на загрузку и выгрузку (принимается по табл. 16).

Для неопрокидных клетей (скипов)

$$\mathrm{T} = t_1 + t_2 + t_3 \text{ сек}, \tag{4.4}$$

t_1 — время в период равномерно-ускоренного движения,

$$t_1 = \frac{v_{max}}{a_1}, \tag{4.5}$$

где v_{max} — максимальная скорость движения подъемного сосуда, м/сек;

a_1 — ускорение движения подъемного сосуда (принимается равным 0,5—1,0 м/сек^2);

t_2 — время в период равномерного движения,

$$t_2 = \frac{X_2}{v_{max}}, \tag{4.6}$$

$$X_2 = H - X_1 - X_3, \tag{4.7}$$

где H — высота подъема, м;

X_1 — путь в период равномерно-ускоренного движения,

$$X_1 = 0{,}5 v_{max} \cdot t_1, \tag{4.8}$$

Таблица 16

Операции	Клети						Скипы
	одноэтажные			двухэтажные			
	длина вагонеток, м						
	до 2,0	2,0—3,0	3,0	до 2,0	2,0—3,0	3,0	
Пауза, сек.	16	18	20	37	41	45	7
Время на исполнение сигнала машинисту, сек.	3	3	3	6	6	6	
Итого	19	21	23	43	47	51	7

X_3 — путь в период равномерно-замедленного движения,

$$X_3 = 0{,}5 v_{max} t_3, \tag{4.9}$$

t_3 — время в период равномерно-замедленного движения,

$$t_3 = \frac{v_{max}}{a_3}, \quad a_3 = a_1. \tag{4.10}$$

Для опрокидных клетей (скипов)

$$T = t_0 + t_1 + t_2 + t_3 + t_в, \tag{4.11}$$

t_0 — время движения подъемного сосуда в разгрузочных кривых,

$$t_0 = \frac{v_0}{a_0}, \tag{4.12}$$

a_0 — ускорение при движении подъемного сосуда в кривых (принимается 0,2 м/сек^2);

v_0 — скорость схода сосуда с разгрузочных кривых,

$$v_0 = 1{,}0—2{,}5 \text{ м/сек},$$

t_1 — время движения подъемного сосуда с ускорением вне разгрузочных кривых,

$$t_1 = \frac{v_{max} - v_0}{a_1}, \tag{4.13}$$

a_1 — ускорение движения подъемной машины вне разгрузочных кривых (принимается равным 0,5—1,0), м/сек;

t_2 — время равномерного движения,

$$t_2 = \frac{X_2}{v_{max}}, \tag{4.14}$$

$$X_2 = H — X_1 — X_3 — 2h_0, \tag{4.15}$$

X_1 — путь движения подъемного сосуда с ускорением вне разгрузочных кривых,

$$X_1 = \frac{v_{max} + v_0}{2} t_1, \tag{4.16}$$

X_3 — то же, с замедлением до разгрузочных кривых,

$$X_3 = \frac{v_{max} + v_в}{2} t_3, \tag{4.17}$$

t_3 — время движения подъемного сосуда с замедлением вне разгрузочных кривых,

$$t_3 = \frac{v_{max} - v_0}{2}; \; a_3 = a_1; \; v_в = v_0, \tag{4.18}$$

$t_в$ — время разгрузки подъемного сосуда,

$$t_в = \frac{2h_0}{v_в}, \tag{4.19}$$

h_0 — путь движения сосуда в кривых (принимается равным 5—8), м.

4.4. Месячная производительность подъема по породе

$$A_c = \frac{\tau A N}{k} \text{ м}^3/\text{сек}, \tag{4.20}$$

где τ — число часов работы подъема по выдаче породы в течение суток;

N — число рабочих дней в месяце;

A — часовая производительность подъемной установки, м^3;

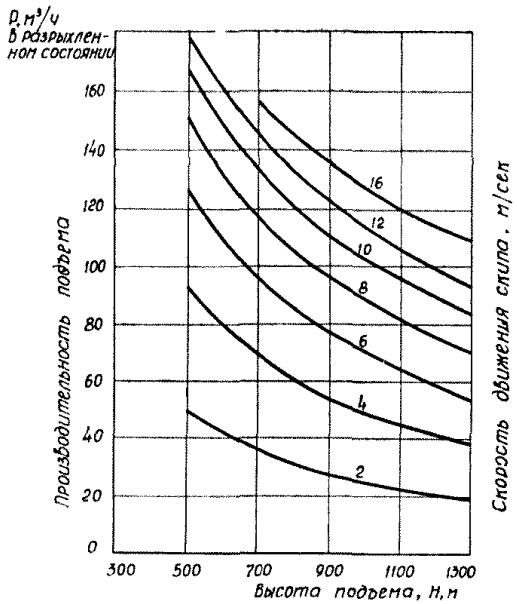
k — коэффициент неравномерной работы подъема, принимается 1,25 [5].

Зависимость производительности подъема от глубины ствола, типа и скорости движения подъемных сосудов приведена на рис. 14, 16, 17, 18.

Транспорт

4.5. Организация подземного транспорта при строительстве горизонта должна обеспечить требуемое развитие фронта горнопроходческих работ при принятых скоростях проведения горных выработок.

4.6. При проведении выработок и камер околоствольных дворов для транспортирования горной массы следует применять малогабаритные аккумуляторные электровозы с зарядкой батарей на поверхности или во временной зарядной камере, уст-

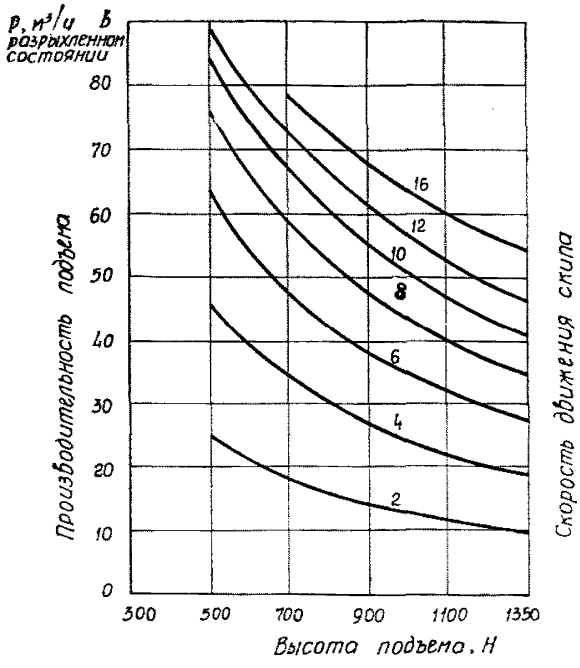


Коэффициенты пересчета производительности подъема[1]

Высота подъема	Емкость скипа	Скорость движения скипа, м/сек						
		2	4	6	8	10	12	16
500	3,6	1,4	1,4	1,3	1,3	1,3	1,2	—
	4,7	1,8	1,8	1,7	1,7	1,7	1,6	—
	7,1	2,7	2,6	2,5	2,5	2,4	2,3	—
	9,4	3,6	3,5	3,4	3,3	3,2	3,1	—
	10,6	4,0	4,0	3,8	3,6	3,5	3,4	—
	14,1	5,3	5,0	4,8	4,6	4,5	4,3	—
700	3,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
	4,7	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3
	7,1	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9
	9,4	2,6	2,6	2,6	2,5	2,5	2,5	2,5
	10,6	2,9	2,9	2,9	2,8	2,8	2,8	2,8
	14,1	3,8	3,8	3,7	3,7	3,6	3,6	3,6
900	3,6	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9
	4,7	1,0	1,0	1,0	1,1	1,1	1,1	1,1
	7,1	1,5	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,7
	9,4	2,0	2,0	2,1	2,1	2,1	2,1	2,2
	10,6	2,3	2,3	2,3	2,3	2,4	2,4	2,5
	14,1	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,1	3,1
1100	3,6	0,6	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8
	4,7	0,8	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	1,0
	7,1	1,3	1,3	1,3	1,3	1,4	1,4	1,5
	9,4	1,6	1,7	1,7	1,7	1,8	1,9	2,0
	10,6	1,9	1,9	1,9	1,9	2,0	2,1	2,2
	14,1	2,5	2,5	2,5	2,6	2,6	2,7	2,8
1300	3,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7
	4,7	0,7	0,7	0,7	0,8	0,8	0,8	0,9
	7,1	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2	1,2	1,3
	9,4	1,4	1,4	1,5	1,5	1,6	1,6	1,8
	10,6	1,6	1,6	1,7	1,7	1,8	1,8	2,0
	14,1	2,1	2,1	2,2	2,2	2,3	2,4	2,5

[1] За базу расчета принята высота подъема 700 м, емкость скипа – 3,6 м³

Рис. 14. График определения производительности двухконцевых скиповых подъемов

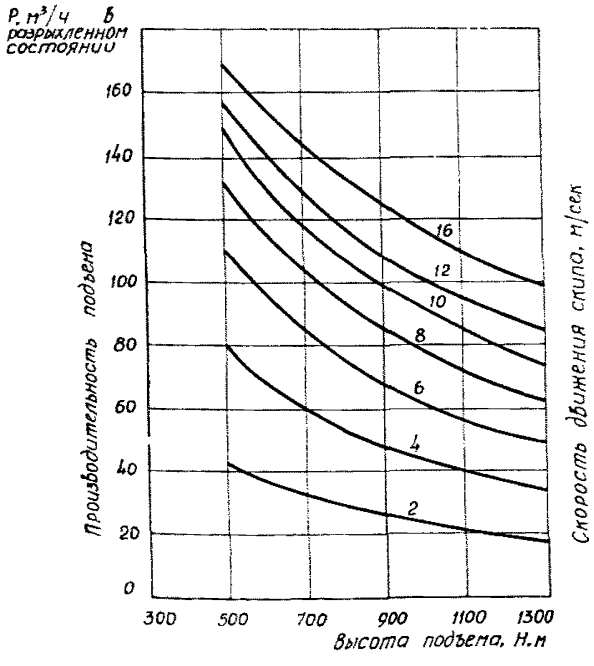


*) За базу расчета принята высота подъема 700 м, емкость скипа – 3,6 м³

Коэффициенты пересчета производительности подъема

Высота подъема	Емкость скипа	Скорость движения скипа, м/сек						
		2	4	6	8	10	12	16
500	3,6	1,4	1,4	1,3	1,3	1,3	1,2	—
	4,7	1,8	1,8	1,7	1,7	1,7	1,6	—
	7,1	2,7	2,6	2,5	2,5	2,4	2,3	—
	9,4	3,6	3,5	3,4	3,3	3,2	3,1	—
	10,6	4,0	3,9	3,8	3,6	3,5	3,4	—
	14,1	5,3	5,3	4,8	4,6	4,5	4,4	—
700	3,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
	4,7	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,4
	7,1	2,0	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	2,0
	9,4	2,6	2,6	2,6	2,5	2,5	2,5	2,7
	10,6	2,9	2,9	2,9	2,8	2,8	2,8	3,0
	14,1	3,8	3,8	3,7	3,7	3,6	3,6	3,9
900	3,6	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9
	4,7	1,0	1,0	1,1	1,1	1,1	1,1	1,2
	7,1	1,5	1,5	1,5	1,6	1,6	1,6	1,8
	9,4	2,0	2,0	2,1	2,1	2,1	2,1	2,4
	10,6	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,4	2,5
	14,1	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,1
1100	3,6	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8
	4,7	0,8	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	1,0
	7,1	1,3	1,3	1,3	1,3	1,4	1,4	1,4
	9,4	1,7	1,7	1,7	1,8	1,8	1,8	2,0
	10,6	1,9	1,9	1,9	1,9	2,0	2,0	2,2
	14,1	2,5	2,5	2,5	2,6	2,6	2,7	2,8
1300	3,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7
	4,7	0,7	0,7	0,7	0,8	0,8	0,8	0,9
	7,1	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2	1,2	1,3
	9,4	1,4	1,4	1,5	1,5	1,6	1,6	1,7
	10,6	1,6	1,6	1,7	1,7	1,7	1,8	2,0
	14,1	2,1	2,1	2,2	2,2	2,3	2,4	2,5

Рис. 15. График определения производительности одноконцевых скиповых подъемов

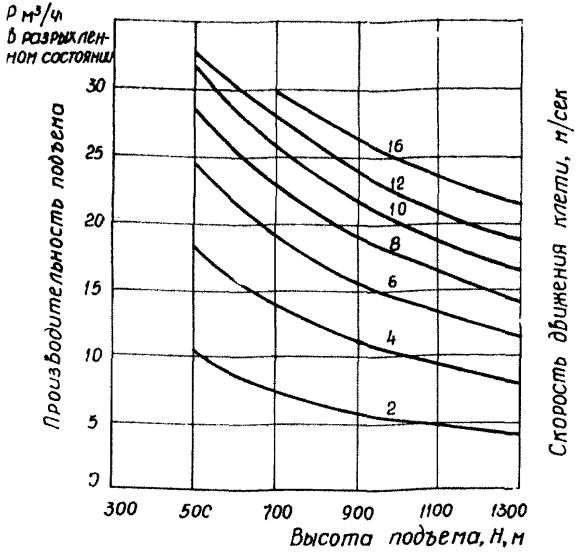


Коэффициенты пересчета производительности подъема*)

Высота подъема	Емкость сосуда	Скорость движения скипа, м/сек						
		2	4	6	8	10	12	16
500	3,3	1,4	1,3	1,3	1,3	1,3	1,2	1,2
	4,6	2,0	1,9	1,8	1,8	1,7	1,7	1,6
700	3,3	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
	4,6	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4
900	3,3	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9
	4,6	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2	1,2	1,2
1100	3,3	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8
	4,6	0,9	0,9	0,9	1,0	1,1	1,1	1,1
1300	3,3	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7
	4,6	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	1,0

*) За базу расчета принята высота подъема 700 м, емкость скипа – 3,3 м³

Рис. 16. График определения производительности опрокидных двухконцевых скиповых подъемов

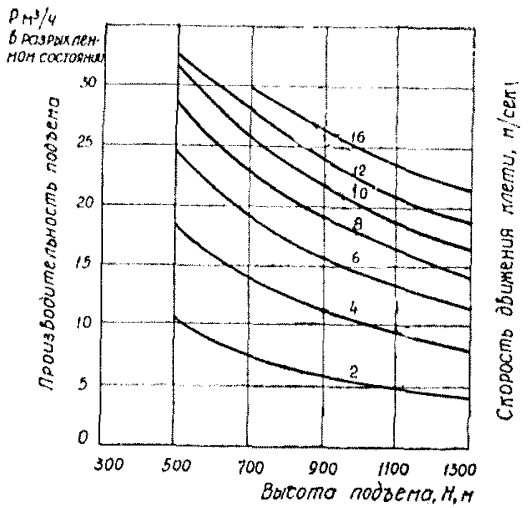


*) За базу расчета принята высота подъема 700 м, количество этажей в клети-1, тип вагонетки - ВГ-1.6

Коэффициенты пересчета производительности подъема

Высота подъема	Число этажей в клети	Тип вагонетки	Скорость движения клети, м/сек						
			2	4	6	8	10	12	16
500	1	ВГ-1,6	1,4	1,3	1,2	1,2	1,2	1,2	—
		ВГ-2,5	2,1	2,1	2,0	2,0	1,9	1,9	—
		ВГ-3,3	2,8	2,7	2,6	2,5	2,5	2,4	—
	2	ВГ-1,6	2,5	2,3	2,1	2,0	1,9	1,8	—
		ВГ-2,5	3,9	3,6	3,3	3,1	3,0	2,8	—
		ВГ-3,3	5,1	4,6	4,2	4,0	3,8	3,6	—
	3	ВГ-1,6	3,4	3,0	2,7	2,5	2,3	2,2	—
		ВГ-2,5	5,4	4,7	4,2	3,9	3,7	3,5	—
		ВГ-3,3	7,0	6,0	5,3	4,9	4,6	4,4	—
700	1	ВГ-1,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
		ВГ-2,5	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
		ВГ-3,3	2,1	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
	2	ВГ-1,6	1,9	1,8	1,7	1,7	1,6	1,6	1,6
		ВГ-2,5	2,9	2,8	2,7	2,6	2,5	2,5	2,5
		ВГ-3,3	3,8	3,6	3,4	3,3	3,2	3,2	3,1
	3	ВГ-1,6	2,6	2,4	2,3	2,1	2,0	2,0	2,0
		ВГ-2,5	4,1	3,7	3,5	3,3	3,2	3,1	3,0
		ВГ-3,3	5,4	4,8	4,5	4,2	4,1	4,0	3,9
900	1	ВГ-1,6	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9
		ВГ-2,5	1,2	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,4
		ВГ-3,3	1,6	1,6	1,7	1,7	1,7	1,7	1,8
	2	ВГ-1,6	1,5	1,5	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4
		ВГ-2,5	2,3	2,3	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
		ВГ-3,3	3,1	3,0	3,0	2,9	2,9	2,8	2,8
	3	ВГ-1,6	2,1	2,0	1,9	1,9	1,8	1,8	1,8
		ВГ-2,5	3,3	3,1	3,0	2,9	2,9	2,8	2,8
		ВГ-3,3	4,4	4,1	3,8	3,7	3,6	3,6	3,6
1100	1	ВГ-1,6	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8	0,8
		ВГ-2,5	1,0	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2	1,2
		ВГ-3,3	1,3	1,4	1,4	1,5	1,5	1,5	1,6
	2	ВГ-1,6	1,2	1,2	1,2	1,2	1,3	1,3	1,3
		ВГ-2,5	2,0	1,9	1,9	1,9	2,0	2,0	2,0
		ВГ-3,3	2,6	2,5	2,5	2,5	2,5	2,6	2,6
	3	ВГ-1,6	1,8	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7
		ВГ-2,5	2,8	2,7	2,6	2,6	2,6	2,6	2,6
		ВГ-3,3	3,7	3,5	3,4	3,3	3,3	3,3	3,3
1300	1	ВГ-1,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7
		ВГ-2,5	0,9	0,9	0,9	1,0	1,0	1,1	1,1
		ВГ-3,3	1,1	1,2	1,2	1,3	1,3	1,4	1,5
	2	ВГ-1,6	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2
		ВГ-2,5	1,7	1,7	1,7	1,7	1,8	1,8	1,9
		ВГ-3,3	2,2	2,2	2,2	2,2	2,3	2,3	2,4
	3	ВГ-1,6	1,6	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,6
		ВГ-2,5	2,4	2,4	2,3	2,3	2,3	2,4	2,4
		ВГ-3,3	3,2	3,1	3,0	3,0	3,0	3,0	3,1

Рис. 17. График определения производительности одноконцевых опрокидных клетевых подъемов.



*) За базу расчета принята высота подъема 700 м, количество этажей в клети-1, тип вагонетки - ВГ-1,6

Коэффициенты пересчета производительности подъема*)

Высота подъема	Число этажей в клети	Тип вагонетки	Скорость движения клети, м/сек						
			2	4	6	8	10	12	16
500	1	ВГ-1,6	1,4	1,3	1,2	1,2	1,2	1,2	—
		ВГ-2,5	2,1	2,1	2,0	2,0	1,9	1,9	—
		ВГ-3,5	2,8	2,7	2,6	2,5	2,5	2,4	—
	2	ВГ-1,6	2,3	2,3	2,1	2,0	1,9	1,8	—
		ВГ-2,5	3,9	3,6	3,3	3,1	3,0	2,8	—
		ВГ-3,5	5,1	4,6	4,2	4,0	3,8	3,6	—
	3	ВГ-1,6	3,4	3,0	2,7	2,6	2,3	2,2	—
		ВГ-2,5	5,4	4,7	4,3	3,9	3,7	3,5	—
		ВГ-3,5	7,0	6,0	5,3	4,9	4,6	4,4	—
700	1	ВГ-1,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
		ВГ-2,5	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
		ВГ-3,5	2,1	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
	2	ВГ-1,6	1,9	1,8	1,7	1,7	1,6	1,6	1,6
		ВГ-2,5	2,9	2,8	2,7	2,6	2,5	2,5	2,5
		ВГ-3,5	3,8	3,6	3,4	3,3	3,2	3,2	3,1
	3	ВГ-1,6	2,6	2,4	2,2	2,1	2,0	2,0	2,0
		ВГ-2,5	4,1	3,7	3,5	3,3	3,2	3,1	3,0
		ВГ-3,5	5,4	4,8	4,5	4,2	4,1	4,0	3,9
900	1	ВГ-1,6	0,8	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9
		ВГ-2,5	1,2	1,3	1,3	1,3	1,3	1,4	1,4
		ВГ-3,5	1,6	1,6	1,7	1,7	1,7	1,7	1,8
	2	ВГ-1,6	1,5	1,5	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4
		ВГ-2,5	2,3	2,3	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
		ВГ-3,5	3,1	3,0	3,0	2,9	2,9	2,8	2,8
	3	ВГ-1,6	2,1	2,0	1,9	1,9	1,8	1,8	1,8
		ВГ-2,5	3,5	3,1	3,0	2,9	2,9	2,8	2,8
		ВГ-3,5	4,4	4,1	3,8	3,7	3,6	3,6	3,6
1100	1	ВГ-1,6	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8	0,8
		ВГ-2,5	1,0	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2	1,2
		ВГ-3,5	1,3	1,4	1,4	1,5	1,5	1,5	1,6
	2	ВГ-1,6	1,2	1,2	1,2	1,2	1,3	1,3	1,3
		ВГ-2,5	2,0	1,9	1,9	1,9	2,0	2,0	2,0
		ВГ-3,5	2,6	2,5	2,5	2,5	2,5	2,6	2,6
	3	ВГ-1,6	1,8	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7
		ВГ-2,5	2,8	2,7	2,6	2,6	2,6	2,6	2,6
		ВГ-3,5	3,7	3,5	3,4	3,3	3,3	3,3	3,3
1300	1	ВГ-1,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7
		ВГ-2,5	0,9	0,9	0,9	1,0	1,0	1,1	1,1
		ВГ-3,5	1,1	1,2	1,2	1,3	1,3	1,4	1,5
	2	ВГ-1,6	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,2	1,2
		ВГ-2,5	1,7	1,7	1,7	1,7	1,8	1,8	1,9
		ВГ-3,5	2,2	2,2	2,2	2,2	2,3	2,3	2,4
	3	ВГ-1,6	1,6	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,6
		ВГ-2,5	2,4	2,4	2,3	2,3	2,3	2,4	2,4
		ВГ-3,5	3,2	3,1	3,0	3,0	3,0	3,0	3,1

Рис. 18. График определения производительности двухконцевых клетевых подъемов

роенной на рабочем горизонте (в уширении выработки или во временных выработках).

4.7. После сооружения в околствольном дворе камеры электровозного депо в ней оборудуется постоянная зарядная для тяжелых электровозов.

4.8 При применении для откатки горной массы контактных электровозов в околоствольном дворе оборудуется тяговая подстанция с выпрямителем.

Таблица 17

Количество забоев	Значение коэффициента
1	1,0
2	0,95
3	0,85
4	0,75
5	0,6
6	0,5

4.9. Характеристика грузопотока горной массы (совместная выдача угля и породы), породы или угля из одного забоя устанавливается исходя из конкретных горнотехнических условий и графика организации работ забоя.

Величина среднего минутного грузопотока за оперативное время из одного забоя

$$q_{1(\text{ср})} = \frac{Q_{\text{ц}}\gamma}{t_{\text{ц}}} \text{ т/мин}, \qquad (4.21)$$

где $Q_{\text{ц}}$ — объем горной массы, выдаваемой за цикл, м³/цикл;
γ — объемный вес горной массы, т/м³;
$t_{\text{ц}}$ — продолжительность одного цикла проходческих работ, мин.

В период работы проходческого комбайна или погрузочной машины (за время поступления груза на транспортную систему)

$$q_{1(\text{ср})} = \frac{Q_{\text{ц}}\gamma}{t_{\text{п}}} \text{ т/мин}, \qquad (4.22)$$

где $t_{\text{п}}$ — продолжительность работы комбайна или погрузочной машины по погрузке горной массы за один цикл, мин.

Максимальное значение суммарных минутных грузопотоков для транспортных систем при совместной транспортировке груза из забоев

$$U_{1(\max)} = Z\sum_{i=1}^{n} q_{1(n)i}, \qquad (4.23)$$

где Z—коэффициент, зависящий от количества забоев (табл. 17).

4.10. К вспомогательным грузам относятся:

а) оборудование подземное;
б) металлические крепи;
в) лесоматериалы;
г) железобетонные изделия;

д) прокат черных металлов;
е) сыпучие материалы;
ж) жидкости.

К номенклатуре вспомогательного груза относится также перевозка людей.

Объем доставки вспомогательных грузов определяется по каждому забою (т/сутки), а людей — чел./смену.

4.11. Выбор конвейеров с неравномерным грузопотоком.

Таблица 18

Ширина ленты конвейера B, мм	800		1000			1200	
Скорость ленты конвейера $v_к$, м/сек	1,6	2,0	1,6	2,0	2,5	2,5	3,15
Стационарный до 10°	7,2	9,3	11,2	14,0	17,5	25,0	31,6
Стационарный от 10° до 12°	7,0	9,0	10,9	13,6	17,0	24,2	30,6
Стационарный от 12° до 18°	6,8	8,8	10,6	13,3	16,6	23,7	30,0
Полустационарный до 10°	6,5	8,4	10,1	12,6	15,7	—	—
Полустационарный от 10° до 12°	6,3	8,1	9,8	12,2	15,2	—	—
Полустационарный от 12° до 18°	6,2	8,0	9,6	12,0	14,9	—	—

В табл. 18 отыскивается строка, соответствующая условиям работы конвейера в данной выработке и ее углу наклона ($Q_{к.пр}$ — приведенная производительность). Находим $Q_{к.пр}$, близкое значениям $U_{1(макс)}$.

Если $U_{1(макс)} > \gamma_1 Q_{к.пр}$, необходим усредняющий бункер (γ_1 — насыпной вес горной массы, т/м^3).

По значению $Q_{к.пр}$ из табл. 18 определяются технические параметры B и $v_к$.

Отбор пригодных исходя из приемной способности типов конвейеров производится по их техническим характеристикам.

На подземном транспорте должны применяться конвейеры, удовлетворяющие действующим «Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах» и изготовленные по технической документации, утвержденной в установленном порядке.

Монтаж и эксплуатация конвейеров должны осуществляться в соответствии с «Правилами безопасности...» и инструкциями заводов-изготовителей. Ленточные конвейеры должны эксплуатироваться с соблюдением «Правил эксплуатации подземных ленточных конвейеров на угольных и сланцевых шахтах».

Места перегрузочных пунктов с конвейера на конвейер должны быть оснащены пылеподавляющими устройствами.

4.12. На угольных шахтах применяются следующие виды подвижного состава:

— аккумуляторные электровозы;
— контактные электровозы;
— высокочастотные электровозы;
— дизелевозы;
— гировозы;
— шахтные вагонетки с глухим кузовом и с разгрузкой через дно;
— секционные поезда.

При наличии большого количества кривых производится спрямление пути в плане.

Сопротивление движению от кривых учитывается фиктивным уклоном $i_{кр}$.

$$i_{кр} = \frac{\sum W_{кр} \cdot l_{кр}}{L}, \tag{4.24}$$

где $W_{кр}$ — сопротивление движению по кривой, кгс/т;
$l_{кр}$ — длина кривой, м;
L — длина транспортирования, м.

При длине поезда $l_п \leqslant l_{кр}$

$$W_{кр} = \frac{240 S_э \beta\delta}{R}, \tag{4.25}$$

где R — радиус кривой, м;
$S_э$ — жесткая база подвижного состава, м;
β — расчетный коэффициент, равный 1,0 — для порожних вагонеток и 0,8 — для груженых;
δ — расчетный коэффициент, характеризующий состояние рельсового пути (равный 1,0 — для сухих рельсов и 0,45 — для мокрых, грязных рельсов).

При $l_п > l_{кр}$

$$W_{кр} = \frac{240 S_э \beta \cdot \delta l_{кр}}{R l_п}. \tag{4.26}$$

После спрямления в плане необходимо произвести спрямление профиля. Спрямлять разрешается только близкие по крутизне (отличающиеся не более, чем на 1—2%) соседние элементы профиля.

Спрямленный уклон

$$i_с = \frac{i_1 l_1 + i_2 l_2 + \ldots + i_п l_п}{l_1 + l_2 + \ldots + l_п} = \frac{\sum i_п l_п}{\sum l_п}, \tag{4.27}$$

где $i_1, \ldots, i_п$; $l_1, \ldots, l_п$ — уклон и длина каждого из элементов спрямленного профиля.

Уклон пути, спрямленного в профиле и плане,

$$i = i_с + i_{кр}.$$

Участок длиной больше двойной длины поезда, уклон которого отличается от соседних более, чем на 1—2%, является руководящим и спрямлению не подлежит.

Вес состава определяется для каждого маршрута по условиям трогания с места, сцепления, нагрева двигателей и торможения. Окончательно выбирается наименьший вес.

Определение весовой нормы состава при отсутствии на маршруте руководящего уклона определяется следующим образом:

а) по условиям трогания с места

$$Q_{тр} = P_э\left(\frac{1000\,\psi_{тр}}{W_{тр} \pm i - 108 a_{min}} - 1\right) \text{ т}, \qquad (4.28)$$

где $P_э$ — сцепной вес локомотива, т;

$\psi_{тр}$ — коэффициент сцепления (определяется по табл. 19), при трогании с места допускается подсыпка песка;

$W_{тр}$ — удельное сопротивление при трогании с места (принимается по табл. 20 равным основному сопротивлению движения груженых или порожних вагонеток);

a_{min} — минимальное ускорение поезда при трогании с места.

$$a_{min} = 0{,}03—0{,}05 \text{ м/сек.}$$

Таблица 19

Состояние рельсов	ψ
Покрытие жидкой угольной и породной грязью	0,07—0,08
Влажные, практически чистые	0,09
Мокрые, чистые	0,12—0,13
Сухие, практически чистые	0,17
Посыпанные песком	0,13—0,24
Покрыты песком, раздавленным в результате предшествующей поездки	0,14—0,18

Таблица 20

Емкость вагонетки, м³	Удельное основное сопротивление движению (W), кгс/т	
	груженые вагонетки	порожние вагонетки
0,8—1,6	10	12
2,5	9	11
3,3	7	9
5,6	6	7

При трогании с места на подъем знак перед i «плюс», на на спуске — «минус».

б) Выбранный по условиям трогания вес состава проверяется по условиям сцепления колес локомотива с рельсом:

$$Q_{сц} = \left(\frac{1000}{W \pm i}\right) - 1 \text{ т}. \qquad (4.29)$$

Посыпка песка, как правило, не предусматривается.

Количество вагонеток в порожнем и груженом составе одинаково.

в) Определение веса состава по нагреву тяговых двигателей. Вес поезда считается приемлемым при выполнении условия

$$I_{эф} \leqslant I_{дл},$$

где $I_{дл}$ — длительный ток двигателя, определяется по техническим характеристикам;

$I_{эф}$ — эффективный ток двигателя за рейс, А,

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{I_{гр}^2 \Delta t_{гр} + I_{пор}^2 \Delta t_{пор}}{T_р}}, \qquad (4.30)$$

где α — коэффициент, учитывающий нагрев двигателей при выполнении маневров. Для контактных электровозов $\alpha = 1{,}15—1{,}3$, для аккумуляторных — 1,05—1,15;

$I_{гр}$ — ток двигателя при движении с груженными вагонетками;

$\Delta t_{гр}$ — время движения с током $I_{гр.}$, мин;

$I_{пор}$ — ток двигателя при движении с порожними вагонетками, A;

$\Delta t_{пор}$ — время движения с током $I_{пор.}$, мин;

$T_р$ — время рейса, мин,

$$T_р = \Sigma \Delta t_Т + \Sigma \Delta t_{пуск} + \Theta \text{ мин},$$

$\Sigma \Delta t_Т$ — суммарное время движения электровоза под током, мин,

$$\Sigma \Delta t_Т = \Delta t_{гр} + \Delta t_{пор} \text{ мин.},$$

$\Delta t_{пуск}$ — суммарное время на разгон и торможение, равное приблизительно 2 мин.,

Θ — продолжительность пауз, во время которых через двигатели не протекает ток, мин,

$$\Theta = \Delta t_{ман} + \Delta t_{погр} + \Delta t_{разг} + \Delta t_{пр} \text{ мин},$$

$\Delta t_{ман}$ — время выполнения маневровых работ;

$\Delta t_{погр}$, $\Delta t_{разг}$ — время нахождения электровоза под погрузкой и разгрузкой, мин;

$\Delta t_{пр}$ — время простоев как незапланированных, так и технологических, мин.

Продолжительность маневров локомотивов в конечных пунктах их движения $\Delta t_{макс.}$ рассчитывается с учетом средних значений величин отдельных элементов маневрирования.

Скорость движения локомотива, м/сек:

— в хвосте при заталкивании	— 1,0
— в голове груженого состава	— 1,25

— в голове состава с порожняком — 1,5
— без состава (движение резервом) — 2,0

Продолжительность операций, сек:

— проезд локомотивом стрелок или съездов — 20
— перемена хода локомотива — 10
— продолжительность прицепки (отцепки) к составу — 10
— перевод централизованных стрелок и подготовка диспетчером маршрута — 10

Ориентировочно величина Θ выбирается в пределах 20—40 мин.

$$\sum \Delta t_{\text{т}} = \Delta t_{\text{гр}} + \Delta t_{\text{пор}} = \frac{60L}{v_{\text{гр}}} + \frac{60L}{v_{\text{п}}}, \qquad (4.31)$$

где $v_{\text{п}}$, $v_{\text{гр}}$ — установившаяся скорость движения порожнего и груженого составов, км/ч.

Для нахождения $v_{\text{гр}}$ и $v_{\text{п}}$ необходимо силу сопротивления движению груженого $W_{\text{г}}$ и порожнего $W_{\text{п}}$ поезда приравнять силе тяги электровоза с груженым $F_{\text{г}}$ и порожним $F_{\text{п}}$ составами:

$$W_{\text{г}} = F_{\text{г}} = (P + Q_{\text{г}})(W_{\text{г}} - i) \text{ кгс/т}; \qquad (4.32)$$

$$W_{\text{п}} = F_{\text{п}} = (P + Q_{\text{п}})(W_{\text{п}} + i) \text{ кгс/т}. \qquad (4.33)$$

По тяговым характеристикам $F = f(v)$ устанавливаются $v_{\text{г}}$ и $v_{\text{п}}$.

Если в результате расчетов оказалось, что $I_{\text{эф}} > I_{\text{дл}}$, необходимо уменьшить вес поезда и повторить расчеты, которые следует продолжать до тех пор, пока не окажется, что $I_{\text{эф}} \approx I_{\text{дл}}$.

г) Проверку веса состава, найденного по условиям нагрева двигателей, следует произвести для случая торможения груженого поезда на спуске:

$$Q = \frac{1000\, P_{\text{э}} \psi_{\text{т}}}{\dfrac{4{,}17 v_{\text{н}}^2}{l_{\text{т}} - l_{\text{п}}} - W_{\text{г}} + i} - P_{\text{э}} \text{ т}, \qquad (4.34)$$

где $v_{\text{н}}$ — скорость торможения (принимается равной $v_{\text{г}}$), км/ч;

$\psi_{\text{т}}$ — коэффициент сцепления при торможении (принимается при электрическом торможении по табл. 19, при колодочном в целях повышения безопасности его допускается снижать на 10%);

$l_{\text{т}}$ — тормозной путь, м;

$l_{\text{п}}$ — подготовительный тормозной путь, м,

$$l_{\text{п}} = \frac{v_{\text{н}} \cdot t_{\text{п}}}{3{,}6} \text{ м},$$

где $t_{\text{п}}$ — время подготовки тормозной системы (выбирается по табл. 21).

Таблица 21

Вид торможения и типа тормоза	Продолжительность подготовки тормозных систем, сек.
Колодочно-колесный тормоз с ручным приводом (однозаходный винт)	3,6
Колодочно-колесный тормоз с пневмоприводом	2,0
Динамическое торможение	1,5—1,7
Электромагнитный рельсовый тормоз	0,3—0,5

При оборудовании локомотива дополнительными тормозными средствами (например, электромагнитными тормозами)

$$Q = 1000 P_э \psi_т + B_м \text{ кгс}, \qquad (4.35)$$

где $B_м$ — тормозная сила электромагнитных тормозов, кгс.

Если найденный по формуле (4.34) вес состава по условиям торможения окажется меньше, чем вес состава, найденный по условиям нагрева двигателей, необходимо уменьшить или вес поезда, или скорость начала торможения до допустимой величины:

$$v_{н.доп} = \sqrt{\frac{(l_т - l_п)\left(\frac{P_э \psi_т 1000}{P+Q} + W_г - i\right)}{4.17}} \text{ км/ч}. \qquad (4.36)$$

Расчет веса состава при наличии на маршруте руководящего уклона имеет следующие особенности:

а) участок откатки, имеющий руководящий уклон $i_р$, не подлежит спрямлению;

б) определение веса состава по условиям трогания с места на руководящем уклоне производится только в случае расположения на нем погрузочно-разгрузочных пунктов;

в) проверка веса состава по сцеплению уклона производится по $i_р$;

г) проверка веса состава по нагреванию тяговых двигателей электровоза производится с учетом движения на руководящем уклоне:

$$I_{дл} \geqslant I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{\sum I^2 \Delta t}{T_р}} = \alpha \sqrt{\frac{I_г^2 \Delta t_г + I_{гр}^2 \Delta t_{гр} + I_п^2 \Delta t_п + I_{пр}^2 \Delta t_{пр}}{T_р}} A, \qquad (4.37)$$

где $I_{пр}$, $I_{тр}\Delta t_{пр}$, $\Delta t_{гр}$ — ток двигателя и время движения на руководящем уклоне с порожними и груженными вагонетками;

д) проверка веса состава по условиям обеспечения тормозного пути производится при движении груженого состава на руководящем спуске по $i_р$.

4.13. Возможное число рейсов одного локомотива в смену

$$n = \frac{T - T_1}{T_р}, \tag{4.38}$$

где T — продолжительность смены, мин;

T_1 — продолжительность подготовительно-заключительных операций и отдыха машиниста, смены батареи равная 60 мин — для аккумуляторных электровозов, 40 мин — для контактных.

Необходимое количество рейсов в смену для вывоза груза

$$n_г = \frac{k_н \cdot \lambda}{Z_1 \cdot q_0}, \tag{4.39}$$

где $k_н$ — коэффициент неравномерности выдачи груза (коэффициент резерва);

λ — сменный суммарный грузопоток участка, т;

q_0 — принятый полезный вес вагонетки, т;

Z_1 — количество вагонеток в составе.

Суммарное необходимое количество рейсов в смену

$$n_с = n_г + n_л, \tag{4.40}$$

где $n_л$ — необходимое количество рейсов в смену для перевозки людей.

Необходимое количество рабочих локомотивов

$$N = \frac{n_с}{n}. \tag{4.41}$$

Общее списочное количество локомотивов

$$N_с = N + N_р, \tag{4.42}$$

где $N_р$ — количество резервных локомотивов.

Количество резервных локомотивов принимать из расчета

$N < 3$ $N_р = 0$

$N = 4—6$ $N_р = 1$

$N = 7—12$ $N_р = 2$

$N > 13$ $N_р = 4$.

4.14. Сменная производительность одного рабочего локомотива

$$p = \frac{\lambda \cdot L}{N} \text{ ткм}. \tag{4.43}$$

Сменная производительность одного списочного локомотива

$$p_c = \frac{\lambda L}{N_c}. \qquad (4.44)$$

4.15. Необходимое количество вагонеток следует определять методом их расстановки, т. е. берется сумма вагонеток, находящихся в электровозных составах и на канатах лебедок, в забоях выработок, аккумулирующих разминовках и на поверхности. При этом вводится поправочный коэффициент ($k_р$= =1,27—1,33), учитывающий вагонетки, находящиеся в ремонтс, резерве и для перевозки материалов и оборудования.

4.16. Выбор вагонетки следует производить согласно ГОСТ 15174—70.

4.17. Определение расхода энергии на электровозную откатку:

А) Расход энергии за рейс, отнесенный к ободу колеса рудничного локомотива, определяется из выражения

$$A_р = 2{,}72 \cdot 10^{-3} \frac{\sum A_г + \sum A_п}{\eta_{эл}} \text{ кВт/ч}, \qquad (4.45)$$

где $A_г$ — расход энергии при движении груженого состава, кгс·км;

$A_п$ — расход энергии при движении порожнего состава, кгс·км;

$\eta_{эл}$ — к. п. д. электровоза ($\eta_{эл}=\eta_д \cdot \eta_{су} \cdot \eta_{ред}$);

$\eta_д$ — к. п. д. двигателя;

$\eta_{су}$ — к. п. д. системы управления электровоза;

$\eta_{ред}$ — к. п. д. редуктора.

Для приближенных расчетов можно принять $\eta_{эл}$=0,5—0,6 ($\eta_{дв}$=0,83; $\eta_{су}$=0,71; $\eta_{ред}$=0,94).

$$A_г = \Sigma (W_г + i)(P_э + Q) l_{уч} \text{ кгс·км}; \qquad (4.46)$$

$$A_п = \Sigma (W_п + i)(P_э + Q) l_{уч} \text{ кгс·км}, \qquad (4.47)$$

где $l_{уч}$ — длина участка, км.

Б) Расход энергии на один рейс контактного электровоза:

а) на шинах переменного тока тяговой подстанции

$$A_{тп} = \frac{A_р}{\eta_{т.с}\,\eta_п} = \frac{\alpha U_{ср} I_{ср} \sum \Delta t_т}{\eta_{т.с}\,\eta_п \cdot 6 \cdot 10^4} \text{ кВт. ч}, \qquad (4.48)$$

где $\eta_{т.с}$ — к. п. д. тяговой сети (0,90—0,95);

$\eta_п$ — к. п. д. тяговой подстанции (с ртутными преобразовательными агрегатами — 0,8—0,86, с полупроводниками — 0,9—0,95, электромагнитными — 0,75—0,8);

α — коэффициент, учитывающий расход энергии во время маневров (при реостатных системах управления

контактными электровозами — 1,15—1,40, при тиристорных — 0,7—0,9);

б) на шинах тяговой подстанции за смену

$$A_c = A_р \cdot n_c \text{ квт·ч}, \tag{4.49}$$

где n_c — количество рейсов за смену;

в) на шинах ЦПП

$$A'_c = \frac{A_c}{\eta_c}, \tag{4.50}$$

где η_c — к. п. д. сети от тяговой подстанции до ЦПП, равный 0,95;

г) удельный расход электроэнергии

$$a = \frac{A'_c}{\lambda L} \text{ кВт·ч/ткм}, \tag{4.51}$$

где λ — величина сменного грузопотока, т;

L — длина откатки, км;

д) расход энергии на шинах переменного тока зарядного устройства за один рейс при откатке аккумуляторными электровозами

$$A = \frac{A_р}{\eta_б \eta_{зу}} = \frac{\alpha U_{ср} I_{ср} \sum \Delta t_т}{\eta_з \cdot \eta_р \cdot \eta_{зу}} \text{ кВт·ч}, \tag{4.52}$$

где $\eta_б$ — общий энергетический к. п. д. аккумуляторной батареи (0,22—0,40);

$$\eta_б = \eta_р \cdot \eta_з,$$

$\eta_р$ — энергетический к. п. д. аккумуляторной батареи в режиме разряда (0,5—0,9);

$\eta_з$ — энергетический к. п. д. аккумуляторной батареи в режиме заряда (0,45);

$\eta_{зу}$ — к. п. д. зарядного устройства (0,7—0,92).

Определение расхода энергии на аккумуляторную откатку на шинах ЦПП за смену следует производить по формуле (4.50), а удельный расход электроэнергии — (4.51).

4.18. Возможное количество рейсов электровоза до полного разряда аккумуляторных батарей

$$n_р = \frac{A_б}{A_р}, \tag{4.53}$$

где $A_б$ — энергоемкость аккумуляторной батареи, квт·ч.

4.19. В целях обеспечения безопасной перевозки людей и грузов в выработках с уклоном от 0,005 до 0,050 применять шахтные локомотивы, оборудованные колодочными тормозами, динамическим торможением, системой электромагнитных рельсовых тормозов или другими дополнительными средствами торможения и указателями скорости.

В зависимости от условий откатки электровозы должны отвечать следующим требованиям.

В выработках с уклоном 0,005—0,03 допускается применение серийно выпускаемых электровозов (с тормозными башмаками и якорными устройствами), при этом состояние и регулировка тормозной системы электровозов должны обеспечивать полное оттормаживание или затормаживание за 1,5—2,0 оборота маховика. Толщина тормозных колодок до их замены должна быть не менее 15 мм, прокат бандажей не должен превышать 6 мм.

В выработках с уклоном 0,031—0,04 должны применяться электровозы, оборудованные динамическим торможением, указателями скорости и электрическими или пневматическими сигнальными устройствами.

В выработках с уклоном 0,041—0,05 должны применяться шахтные локомотивы, оборудованные динамическим торможением, механическими колодочными или дисковыми тормозами, электромагнитными рельсовыми тормозами и указателями скорости.

Грузовые вагонетки должны быть оборудованы сцепными устройствами ВТ-70.

Пассажирские вагонетки необходимо применять с дополнительными предохранительными сцепками, системой сигнализации для подачи сигнала аварийной остановки машинисту электровоза из любой вагонетки поезда.

Для ограждения приемно-отправительных площадок и погрузочных пунктов следует применять сигнальные устройства. С целью предотвращения самопроизвольного движения расцепленных вагонеток должны применяться стопоры, тормозные башмаки, стационарные барьеры с дистанционным управлением или автоматические.

Для ограждения мест выполнения ремонтных работ должны применяться якори, тормозные башмаки и переносные барьеры.

При выполнении маневровых работ на конечных станциях необходимо соблюдение следующих требований:

— маневровые работы на разминовках в конечных пунктах по обмену составов выполнять локомотивами;

— разминовки, приемно-отправительные площадки, погрузочные пункты должны ограждаться барьерами;

— при подходе к разминовкам и участкам, огражденным барьерами, скорость движения электровозов не должна превышать 1,0 м/сек,

— маневровые работы по обмену составов на конечных разминовках в подготовительных забоях должны производиться только локомотивами;

— в местах выполнения ремонтных работ вагонетки должны крепиться якорными устройствами и стопорными башмаками.

4.20. Для транспортирования груза вагонетками в выработках с уклоном более 5° следует применять одноконцевую канатную откатку, слабо наклонных выработках с уклонами более 0,05 до 5° можно применять откатку с хвостовым канатом.

Выбор лебедки (подъемной машины), электродвигателя и каната производится по заданной производительности и горнотехническим условиям.

Определение количества вагонеток (платформ) в составе из условия прочности сцепки:

а) Для грузового подъема

$$Z_2 = \frac{P_{сц}}{(G + G_0)(\omega' \cos\alpha + \sin\alpha)}, \qquad (4.55)$$

где $P_{сц}$ — допустимое усилие на сцепке, кг;

G_0 — вес тары вагонетки, платформы, кг;

G — вес груза, кг;

ω' — коэффициент сопротивления движению вагонеток, принимается по табл. 22.

α — угол наклона выработки, град.

Таблица 22

Полный вес одной вагонетки, т	Наибольшая скорость движения вагонеток					
	до 3 м/сек			3—5 м/сек		
	Количество вагонеток в партии					
	1—5	6—9	10 и более	1—5	6—9	10 и более
До 1,0	0,026	0,036	0,040	0,039	0,054	0,060
От 1,0 до 2,0	0,020	0,028	0,033	0,030	0,042	0,050
От 2,0 до 3,0	0,016	0,022	0 027	0,024	0,033	0,040
Более 3,0	0,015	0,020	0,024	0,022	0,030	0,030

б) Для пассажирского подъема

$$Z = \frac{P_{сц}}{(90n_л + G_0)(\omega' \cos\alpha + \sin\alpha)}, \qquad (4.56)$$

где 90 — средний вес одного пассажира, кг;

$n_л$ — количество посадочных мест в одной вагонетке.

Полученное количество вагонеток (платформ) округляется до ближайшего меньшего числа.

Предварительный выбор каната по весу 1 м ($P'_к$) определяется по наибольшему статическому усилию, действующему на канат, и максимальному допустимому усилию в канате:

$$P'_к = \frac{Z_2(G + G_0)(\omega' \cos\alpha + \sin\alpha)}{\frac{\sigma_в}{m\gamma_0} - L_р(\omega'_к \cos\alpha + \sin\alpha)}, \qquad (4.57)$$

где $\sigma_в = (140—180)\ 10^6$ кг/м^2 — предел прочности металла проволок каната на разрыв;

m — статический запас прочности каната, принимается по ПБ;

γ_0 — 8300—9300 кг/м^3 — приведенная плотность каната (в среднем 9000 кг/м^3);

$\omega'_к$ — коэффициент сопротивления движению каната ($\omega'_к = 0{,}15—0{,}35$, обычно $\omega'_к$ принимается равным 0,2);

$L_р$ — расчетная длина каната, м.

Фактический запас прочности принятого каната

$$m' = \frac{Q_к}{S_{ст.\ max}}, \tag{4.58}$$

где $Q_к$ — суммарное разрывное усилие всех проволок, кг;

$S_{ст.\ max}$ — максимальное статическое натяжение, кг,

$$S_{ст.\ max} = Z_2(G+G_0)(\omega' \cos\alpha + \sin\alpha) + P_к L_р(\omega'_к \cos\alpha + \sin\alpha). \tag{4.59}$$

Проверяется принятый канат на коррозионную устойчивость:

$$k_{уст} \leqslant \frac{\sum П_{пр}}{\sum S_{пр}}, \tag{4.60}$$

где $k_{уст}$ — коэффициент коррозионной активности, который не должен быть более 2,5 на 1 мм в случае неоцинкованного каната и не более 3,0 на 1 мм для оцинкованного каната;

$\Sigma S_{пр}$ — сумма площади сечения всех проволочек каната;

$\Sigma П_{пр}$ — сумма периметров всех проволок каната, мм.

Максимальная скорость движения состава

$$v_{max} = \frac{\pi D_б n_{дв}}{60 i} \leqslant v_{max}\ \text{м/сек}, \tag{4.61}$$

где $n_{дв}$ — количество оборотов вала электродвигателя (принимается по каталогу), об/мин.

При этом $n_{дв} \leqslant n'_{дв}$,

$n'_{дв}$ — рекомендуемое значение по ГОСТ;

i — передаточное число редуктора машины;

v_{max} — максимальная допустимая скорость движения по наклонной выработке согласно ПБ.

Определение продолжительности цикла ($Т_ц$) подъема (спуска) производится в соответствии с принятой диаграммой работы подъема

$$Т_ц = \Sigma t_i + \Sigma t_к, \tag{4.62}$$

t_i — продолжительность элементов движения, сек;

$t_к$ — затраты времени на вспомогательные операции и паузы, сек;

Для укрупненных расчетов продолжительность цикла подъема может быть определена (без построения диаграмм движения) по формулам:

$$T_ц = \frac{2L}{v_{ср}} + \frac{4(l_{кр} + Z_2 l_в)}{v'} + \sum t_к \text{ сек}, \qquad (4.63)$$

где L — длина основного прямолинейного участка, м;

$v_{ср}$ — средняя скорость движения, м/сек,

$$v_{ср} = (0{,}9—0{,}95)\,v,$$

0,9—0,95 — коэффициент, учитывающий разгон и торможение;

v — номинальная (паспортная) скорость, обеспечиваемая машиной-лебедкой (в соответствии с ПБ $v \leqslant 0{,}5$ м/сек);

$l_{кр} = 60—70$ — суммарная длина криволинейного участка и стрелочных переводов;

$l_в$ — длина вагонетки (платформы), м;

$v' = 0{,}5v$ — скорость движения состава на закруглениях и стрелках, м/сек;

$\Sigma t_к = 90—100$ сек — время на перецепку каната.

Баланс времени работы подземной подъемной установки в сутки

$$T'_г = k_н \cdot 3{,}6 \cdot 10^{-3} \Sigma T \cdot n_i \leqslant T_м, \qquad (4.64)$$

где $T_м$ — нормативное время работы подъема в сутки;

$k_н$ — коэффициент резерва на неравномерность работы всей системы подъема (принимается равным 1,5);

n_i — потребное количество подъемов (спусков) вагонеток с горной массой из забоев и ремонта выработок, платформ со вспомогательными материалами и оборудованием,

$$n_i = \frac{A_i}{Z_2(G + G_0)}, \qquad (4.65)$$

A_i — количество i-го груза, проходимого через наклонную выработку в сутки, т.

Эффективная мощность двигателя

$$N_{эф} = \frac{F_{эф} \cdot v_{max}}{102 \cdot \eta_р}, \qquad (4.66)$$

где $\eta_р$ — к. п. д. редуктора;

$F_{эф}$ — эффективное усилие.

Эквивалентная мощность двигателя для случая спуска груза

$$N_{эф} = \frac{1}{102}\sqrt{\frac{v_{max}^2 \sum F_{i(дв)}^2 t_{i(дв)} \frac{1}{\eta_р^2} + v_{ген}^2 \sum F_{i\,(ген)} \eta_р^2 \eta_{ген}^4}{T_{экв}}}, \tag{4.67}$$

где $F_{i(дв)}$ — усилие на окружности навивки при различных этапах движения — двигательный режим;

$F_{i(ген)}$ — то же, генераторный режим;

$v_{ген}$ — скорость спуска при генераторном режиме,

$$v_{ген} = (1{,}04—1{,}06)\, v_{max},$$

$t_{i(дв)}$ — продолжительность соответствующих периодов движения — двигательный режим;

$t_{i(ген)}$ — то же, генераторный режим;

$\eta_{ген}$ — к. п. д. электродвигателя, работающего в генераторном режиме.

Проверка выбранного электродвигателя по нагреву на перегрузку производится по максимальному значению усилия на окружности навивки:

$$\frac{F_{дв.max}}{F_{экв}} \leqslant \gamma_д,$$

$\gamma_д$ — кратковременная допустимая перегрузка для асинхронных двигателей (принимается по каталогу).

Выбор мощности электродвигателя при подъеме состава по уклону

$$N_у = k_з \frac{W_0 v}{102\eta_р}\ кВт, \tag{4.68}$$

при спуске по бремсбергу

$$N_б = k_з \frac{W_0 v_г \eta_р}{102}\ кВт, \tag{4.69}$$

для кратковременных периодов подтягивания вверх груженого состава при спуске его по бремсбергу с учетом допускаемой перегрузки двигателя в 1,6 раза

$$N_у = \frac{W_0 v}{102\eta_р \cdot 1{,}6}\ кВт. \tag{4.70}$$

4.21. Грузолюдские самоходные вагонетки следует применять на угольных шахтах любой категории по газу (опасных по внезапным выбросам угля и газа во всех выработках) для доставки оборудования, материалов и людей. Почва выработок должна

быть малообводнена и иметь коэффициент крепости по шкале профессора Протодъяконова не менее 4, обеспечивающий коэффициент сцепления шин с почвой не менее 0,35.

При выборе количества самоходных вагонеток длительность отдельных циклов рассчитывается по формуле

$$T_ц = t_{погр} + \Sigma t_{дв.гр} + t_{разг} + \Sigma t_{дв.пор} \text{ мин}, \quad (4.71)$$

где $t_{погр} = t_{разг} = 5$ мин — длительность операций по погрузке и разгрузке,

$$\Sigma t_{дв.гр} = \frac{L_{од}}{W_{од}} + \frac{L_{мв}}{W_{мв}} + \frac{L_{бв}}{W_{бв}} \text{ мин}, \quad (4.72)$$

$\Sigma t_{дв.гр}$ — суммарное время движения груженых вагонеток,

$$\Sigma t_{дв.пор} = \frac{L_{бв}}{W'_{бв}} + \frac{L_{мв}}{W'_{мв}} + \frac{L_{од}}{W'_{од}} \text{ мин}, \quad (4.73)$$

$\Sigma t_{дв.пор}$ — суммарное время движения порожних вагонеток;

$L_{од}$, $L_{мв}$, $L_{бв}$ — длина соответственно выработок околоствольного двора, магистральных и участковых, м;

$W_{од}$, $W_{мв}$, $W_{бв}$, $W'_{од}$, $W'_{мв}$, $W''_{од}$ — соответствующие скорости движения вагонеток (W — с грузом; W' — порожних).

Потребное количество вагонеток

$$n = \frac{k}{t_{см}} \Sigma t_{цi} m_i, \quad (4.74)$$

где $t_{цi}$ — время i-го типа рейса, мин;

m_i — количество рейсов i-го типа в смену для транспортирования конкретной величины груза;

k — коэффициент неравномерности работы вспомогательного транспорта (равный 1,2—1,4);

$t_{см}$ — время работы вспомогательного транспорта в течение одной смены.

Допустимые средние интервалы времени между движущимися друг за другом вагонетками определяются по формулам:

а) из условия отсутствия загрязнения выработки суммой окиси углерода и окислов азота

$$\tau_i = \frac{L}{\frac{v^2 S}{2{,}34 Z_3} - W - v}, \quad (4.75)$$

б) из условия отсутствия загрязнения выработки двуокисью углерода

$$\tau_i = \frac{L}{\frac{(9 - C_0) v^2 S}{0{,}00105 Z_3} - W - v}, \quad (4.76)$$

Здесь τ_i — средний интервал времени движения следующих друг за другом вагонеток, сек;

v — скорость вентиляционного потока, м/сек;

W — среднетехническая скорость вагонеток, м/сек;

C_0 — концентрация двуокиси углерода в вентиляционной струе при ее выходе, обусловленная выделением из угольных пластов, г/м^3;

Z_3 — количество цилиндров двигателя (для вагонеток ВГЛ-3, равное 3, для ВГЛ-1,5 — 4);

L — длина выработки, м;

S — сечение выработки, м^2.

При отрицательном значении τ работа машин в выработке невозможна.

Допустимое количество одновременно работающих самоходных вагонеток в выработке

$$n = \frac{L}{\tau_i - W}. \qquad (4.77)$$

Эксплуатация самоходных вагонеток должна осуществляться согласно ПБ.

4.22. Для механизации маневровых работ и сокращения времени на обмен вагонеток в горизонтальных выработках используются маневровые лебедки, имеющие дистанционное управление и выносной редуктор.

4.23. Для транспортирования груза в наклонных выработках используются лебедки типа ЛВД, скребковые и ленточные конвейеры, а для транспортирования груза и людей — лебедки типа ЛГЛ и 2ЛГЛ, моноканатные и монорельсовые дороги.

4.24. При проходке наклонных выработок, по которым доставка угля в период эксплуатации шахты предусмотрена конвейерами, наиболее рациональным является способ доставки горной массы при преобладании в ней угля — скребковыми конвейерами, породы — ленточными.

Основными отличительными признаками схем рельсового транспорта при проходке наклонных выработок являются степень совмещения откатки груженых вагонеток на приемную площадку с погрузочными работами в забое, место обмена вагонеток и тип забойной разминовки.

В связи с этим на практике нашли применение следующие шесть типов обмена вагонеток [6].

Схема I. Обмен вагонеток производится на приемной площадке уклона с последовательным выполнением транспортных и погрузочных работ. Вагонетки обмениваются в одиночном порядке или партиями, когда загрузка осуществляется с помощью перегружателя (рис. 19).

Схема II. Обмен вагонеток производится при помощи тупиковой разминовки, расположенной вблизи забоя, с последовательным выполнением транспортных и погрузочных работ. Одиночно разгруженные вагонетки собираются в партию на разминовке или на канате подъемной лебедки с последующей транс-

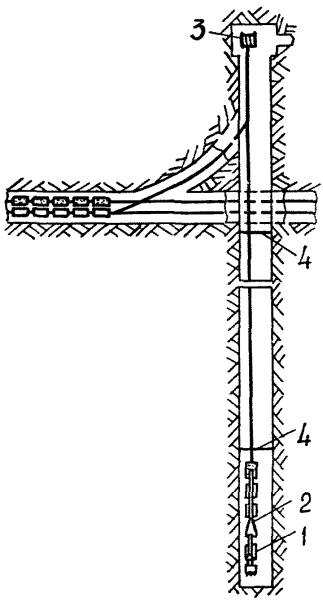


Рис. 19. I схема погрузочно-транспортных работ:
1 — погрузочная машина; *2* — перегружатель; *3* — подъемная лебедка; *4* — барьер

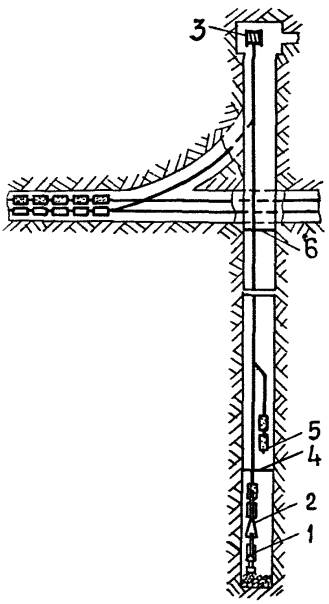


Рис. 20. II схема погрузочно-транспортных работ:
1 — погрузочная машина; *2* — перегружатель; *3* — подъемная лебедка; *4* — барьер; *5* — стопорное устройство; *6* — барьер

портировкой на приемную площадку. Обмен может производиться и партиями вагонеток в случае использования для их загрузки перегружателя (рис. 20).

Схема III. Обмен вагонеток производится вблизи забоя с помощью замкнутой разминовки с последовательным выполнением транспортных и погрузочных работ. Партия порожних вагонеток подъемной лебедкой спускается с приемной площадки на порожняковую ветвь разминовки и закрепляется с помощью стопорного устройства. Подача порожних вагонеток с разминовки

под погрузку производится маневровой лебедкой, установленной в нише на уклоне. Вагонетки в забой подаются всей партией, но в месте погрузки отцепляется одна, а остальные снова поднимаются на порожняковую ветвь разминовки и закрепляются с помощью стопорного устройства. Оставшаяся в забое порожняя вагонетка прицепляется к канату подъемной лебедки, загружается, поднимается на грузовую ветвь разминовки и закрепляется на ней стопорным устройством. Подача к месту погрузки и откатка на грузовую ветвь разминовки остальных вагонеток осуществляется в том же порядке. После загрузки всех вагонеток партии груженый состав подъемной лебедкой поднимается на приемную площадку и обменивается на порожний. Цикл транспортных операций повторяется. При использовании для погрузки вагонеток перегружателя обмен их в забое осуществляется партиями (рис. 21).

Схема IV. Обмен вагонеток производится вблизи забоя с помощью тупиковой разминовки с совмещением откатки груженого состава на приемную площадку с погрузочными работами в забое. С приемной площадки уклона в забой под погрузку с помощью подъемной лебедки спускается партия порожних вагонеток. Канат подъемной лебедки отцепляется и подтягивается к приемной площадке, а к спущенной партии порожняка прицепляется канат маневровой лебедки. После загрузки ближайшей к забою вагонетки весь состав (одна груженая и порожние вагонетки) откатывается на разминовку, груженая вагонетка отцепляется, а порожние подаются в забой. После загрузки следующей вагонетки весь состав опять откатывается на разминовку, от него отцепляется груженая вагонетка, а порожняк снова подается в забой. И так цикл повторяется до загрузки всей партии. К моменту окончания загрузки каждой предыдущей партии к забою спускается очередной состав порожняка. После перецепки каната подъемной лебедки от порожней партии вагонеток к груженой, размещаемой на разминовке, груз выдается на приемную площадку, а в забое возобновляются работы по погрузке горной массы. При использовании перегружателя загрузка и обмен вагонеток осуществляются группами (рис. 22).

Схема V. В качестве средств откатки и обмена вагонеток используются три лебедки (подъемная и две маневровые) и замкнутая разминовка, расположенная вблизи забоя.

С приемной площадки уклона на порожняковую ветвь разминовки спускается партия порожних вагонеток. После прицепки их к стопорному устройству канат подъемной лебедки отцепляется, и партия порожняка прицепляется к канату маневровой лебедки (порожняковой). Затем партия отцепляется от стопорного устройства и с помощью маневровой лебедки подается к месту погрузки. Одна вагонетка отцепляется, а остальные снова поднимаются на порожняковую ветвь разминовки и за-

крепляются там с помощью стопорного устройства. Оставшаяся в забое порожняя вагонетка прицепляется к канату другой маневровой лебедки (грузовой), загружается, после этого поднимается на грузовую ветвь разминовки и закрепляется на ней с помощью стопорного устройства. Затем в забой подается сле-

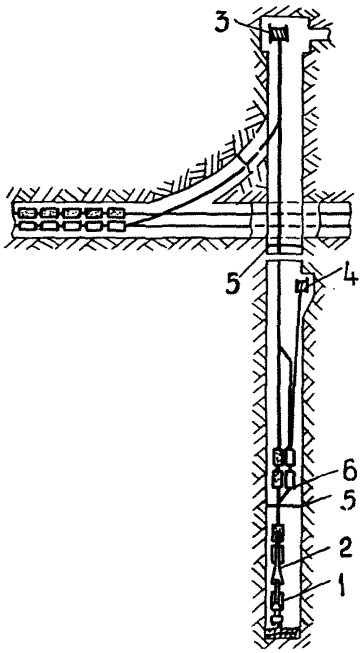


Рис. 21. III схема погрузочно-транспортных работ:
1 — погрузочная машина; *2* — перегружатель; *3* — подъемная лебедка; *4* — маневровая лебедка; *5* — барьер; *6* — стопорное устройство

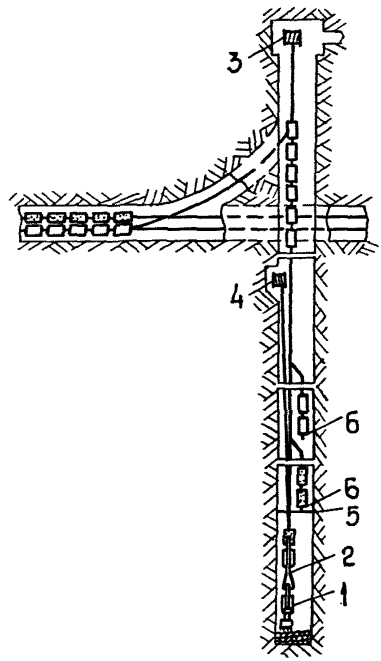


Рис. 22. IV схема погрузочно-транспортных работ:
1 — погрузочная машина; *2* — перегружатель; *3* — подъемная лебедка; *4* — маневровая лебедка; *5* — барьер; *6* — стопорное устройство

дующая порожняя вагонетка, которая после загрузки также поднимается на грузовую ветвь разминовки и т. д. К моменту окончания загрузки всех вагонеток на порожняковую ветвь спускается следующая партия порожняка, а груз после перецепки канатов выдается на приемную площадку.

Таким образом, обмен груженого состава на порожний совмещен с погрузкой и обменом вагонеток в забое.

С применением в этой схеме перегружателя загрузка вагонеток в забое осуществляется партиями, обмен груженой пар-

тии вагонеток на порожнюю производится так же, как и обмен одиночных вагонеток (рис. 23).

Схема VI. Откатка и обмен вагонеток при этой схеме осуществляется с помощью подъемной лебедки, одной маневровой лебедки и двух тупиковых разминовок — грузовой и порожняковой (рис. 24).

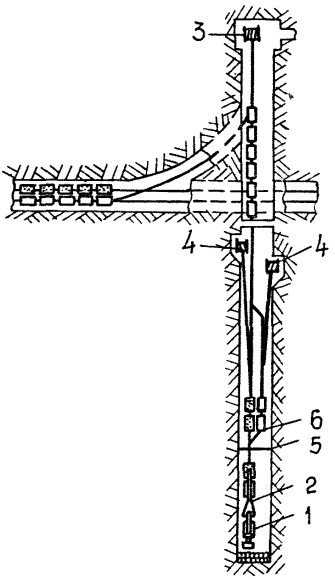


Рис. 23. V схема погрузочно-транспортных работ:
1 — погрузочная машина; *2* — перегружатель; *3* — подъемная лебедка; *4* — маневровая лебедка; *5* — барьер; *6* — стопорное устройство

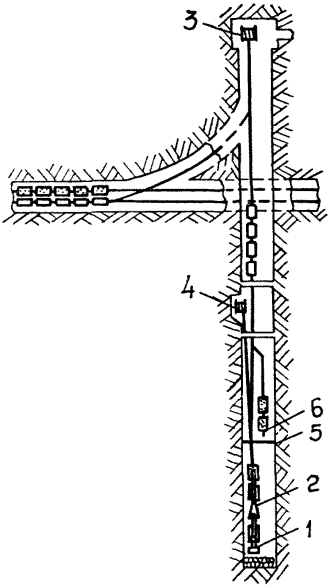


Рис. 24. VI схема погрузочно-транспортных работ:
1 — погрузочная машина; *2* — перегружатель; *3* — подъемная лебедка; *4* — маневровая лебедка; *5* — барьер; *6* — стопорное устройство

С приемной площадки уклона на порожняковую разминовку спускается несколько порожних вагонеток. Обмен вагонеток в забое осуществляется с помощью маневровой лебедки путем поочередной установки груженых вагонеток на грузовую разминовку. По окончании разгрузки вагонеток каждой предыдущей партии на порожняковую разминовку подается очередная партия порожняка, а партия груженых вагонеток выдается на приемную площадку. Откатка груженого состава на приемную

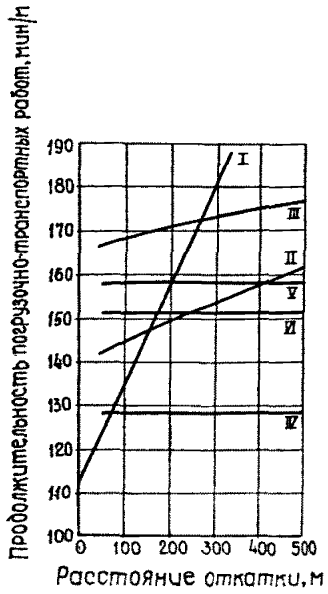


Рис. 25. График изменения продолжительности погрузочно-транспортных работ в зависимости от расстояния откатки для схем I—IV

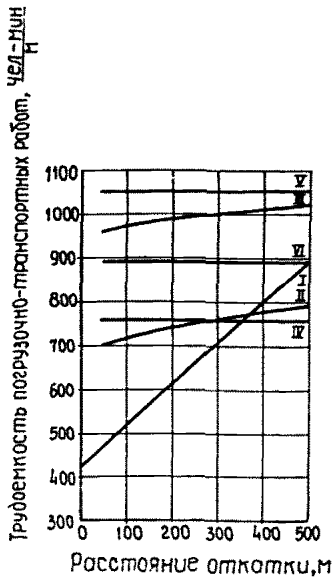


Рис. 26. График изменения трудоемкости погрузочно-транспортных работ в зависимости от расстояния откатки для схем I—VI

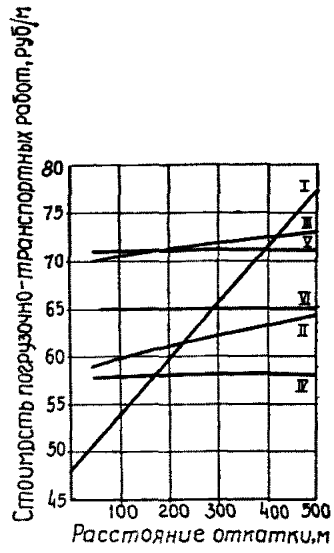


Рис. 27. График изменения стоимости погрузочно-транспортных работ в зависимости от расстояния откатки для схем I—VI

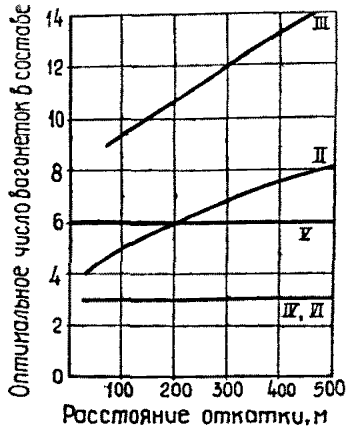


Рис. 28. График изменения оптимального количества вагонеток в составе в зависимости от расстояния откатки для схем II—VI

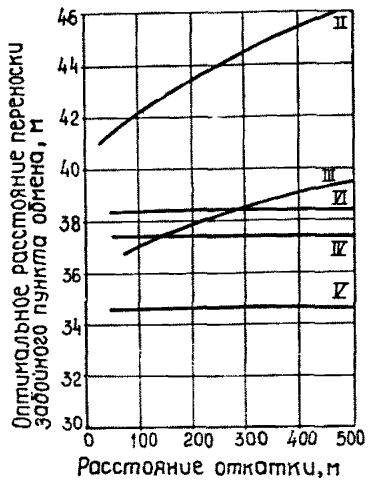


Рис. 29. График изменения оптимального расстояния переноски забойного пункта обмена в зависимости от расстояния откатки для схем II—VI

площадку совмещается с погрузкой и обменом вагонеток в забое. С применением перегружателя, обеспечивающего загрузку вагонеток партиями, обмен груженой партии вагонеток на порожнюю осуществляется в таком же порядке, как и обмен одиночных вагонеток.

Выполненные исследования показали, что наиболее эффективными схемами откатки и обмена вагонеток являются I и II, каждая из которых имеет свою экономически целесообразную

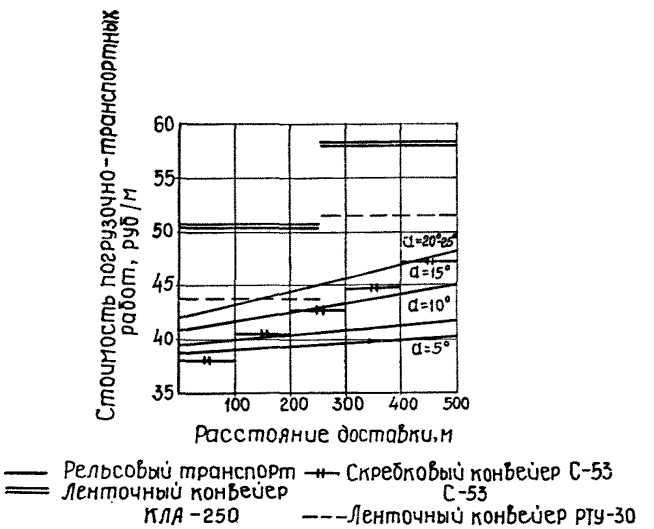


Рис. 30. График изменения стоимости погрузочно-транспортных работ в зависимости от расстояния доставки при рельсовом и конвейерном транспорте

область применения, зависящую от сечения выработки в проходке, емкости вагонетки, скорости движения по уклону, производительности погрузочной машины, трудоемкости переноски призабойного обменного устройства и количества одновременно загружаемых вагонеток.

Область изменения продолжительности, трудоемкости и стоимости погрузочно-транспортных работ 1 м уклона для расстояния откатки от 50 до 500 м при оптимальных технологических параметрах каждой схемы представлена на рис. 25, 26, 27.

Области оптимальных технологических параметров схем представлены на рис. 28, 29.

На рис. 30 показано графически изменение стоимости погрузочно-транспортных работ при рельсовом и конвейерном транспорте.

Проветривание

4.25. Проветривание горных выработок подготавливаемого горизонта необходимо увязывать с общей вентиляционной системой действующей шахты и осуществлять за счет общешахтной депрессии с использованием постоянных вентиляторов главного проветривания.

4.26. При одновременном проведении выработок нового горизонта от главных и фланговых стволов (шурфов) создаются самостоятельные системы проветривания, обслуживаемые общешахтными вентиляционными установками. При необходимости вопрос замены вентиляторов в период подготовки горизонта более мощными должен решаться на основании технико-экономического анализа. За счет общешахтной депрессии должно подаваться количество воздуха, достаточное для обеспечения надлежащего проветривания всей сети выработок данной системы на период полного развития горнопроходческих работ. Из подготавливаемого горизонта исходящая струя должна поступать в общешахтную струю кратчайшим путем.

Схемы проветривания необходимо составлять по этапам в соответствии с развитием фронта горнопроходческих работ на подготавливаемом горизонте.

Тупиковые выработки следует проветривать вентиляторами местного проветривания.

4.27. Общее количество воздуха для проветривания строящегося горизонта определяется по формуле:

$$Q_{\text{пр}} = 1{,}1\,(\Sigma Q_{\text{уч}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{п. в}} + \Sigma Q_{\text{ут}})\ \text{м}^3/\text{мин}, \qquad (4.78)$$

где 1,1 — коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по выработкам;

$Q_{\text{уч}}$ — количество воздуха для проветривания участков, м³/мин,

$$Q_{\text{уч}} = \sum_{i=1}^{n-1} Q_{\text{з}} n_i + 1{,}43 g_n, \qquad (4.79)$$

где 1,43 — коэффициент согласно § 176 ПБ;

$Q_{\text{зп}}$ — количество воздуха, подаваемого в каждую выработку, находящуюся в проходке, м³/мин;

n — количество групп или отдельных вентиляторов, расстояние между которыми более 10 м;

g_n — количество воздуха группы вентиляторов или отдельного вентилятора, которое забирается последним из общей струи воздуха;

$\Sigma Q_{\text{к}}$ — количество воздуха для обособленного проветривания камер.

Примечание. Под участком понимается группа вентиляторов или один вентилятор, исходящая струя воздуха которых попадает в общую исходящую струю воздуха горизонта.

Для проветривания склада ВМ

$$Q_к = 0{,}07 V_к \text{ м}^3/\text{мин}, \tag{4.80}$$

где V — суммарный объем выработок склада ВМ, м³.

Для камер с работающими электрическими установками

$$Q_к = \frac{50 \sum_i N_i (1 - \eta_i) k_{зi}}{26 - t_0} \text{ м}^3/\text{мин}, \tag{4.81}$$

где N_i — мощность установки (учитываются одновременно работающие установки), квт;

η_i — к. п. д. электроустановки (для насосных установок принимается равным к. п. д. двигателя, а для подземных вакуум-насосных станций — равным произведению к. п. д. двигателя и вакуум-насоса);

$k_з$ — коэффициент загрузки в течение суток.

Для проветривания зарядных камер

$$Q_к = \frac{31 \cdot 10^{-4} \sum_i E_i \cdot n_{ai} \cdot n_{бi}}{26 - t_0} \text{ м}^3/\text{мин}, \tag{4.82}$$

где E_i — емкость аккумуляторной батареи;

n_{ai} — количество аккумуляторов в батарее;

$n_{бi}$ — количество одновременно заряжаемых батарей, (при этом должно выполняться условие $Q_к \geqslant 30$ м³/мин);

$\Sigma Q_{п.в}$ — количество воздуха для поддержания выработок;

$\Sigma Q_{ут}$ — утечки воздуха через вентиляционные сооружения.

Расчет воздуха для поддержания выработок выполняется по их фактической газообильности с проверкой по скорости движения воздуха:

$$Q_{п.в} \geqslant 60 \cdot S \cdot v_{min}, \tag{4.83}$$

где $Q_{п.в}$ — количество воздуха, подаваемого в поддерживаемую выработку, м³/мин;

S — площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

v_{min} — минимальная скорость движения воздуха в выработке согласно ПБ (может быть принята равной 0,25 м/с, для конвейерных выработок вместо v_{min} подставляется скорость 1,3 м/с).

Примечание: для поддерживаемых подготовительных выработок длиной не более 30 м, в которых установлены перемычки с дверями, вместо расчета по минимальной скорости количество воздуха должно определяться по нормам утечек.

Нормы утечек воздуха через подземные вентиляционные сооружения приведены в табл. 23, 24, 25.

Таблица 23

Тип глухих перемычек	Нормы утечек (при площади перемычек, м²), м³/мин				
	2	4	7	10	15
Бетонные, каменные, кирпичные, шлакоблочные, бетонитовые	7	10	13	16	19
Чураковые	11	15	20	24	30

Примечание: В случае применения покрытий из полеуретана нормы утечек в табл. 23 следует уменьшить в 1,5 раза.

Таблица 24

Тип перемычек и дверей	Нормы утечек (при площади дверей, м²), м³/мин				
	1,5	2,5	3,5	4,5	5,5
Одностворчатые двери, установленные:					
в бетонных, каменных, кирпичных, шлакоблочных, бетонитовых перемычках	34	37	41	—	—
в чураковых перемычках	38	41	45	—	—
Двухстворчатые двери в выработках с рельсовым путем, установленные:					
в бетонных, каменных, кирпичных, шлакоблочных, бетонитовых перемычках	—	51	57	65	70
в чураковых перемычках	—	55	62	70	75

Таблица 25

Тип сооружения	Нормы утечек воздуха, м³/мин
Загрузочное устройство в околоствольном дворе:	
без бункера (течки)	240
с бункером	100
Участковый бункер	30
Гезенк-лаз	30

Указанные нормы соответствуют перепаду давления 50 кгс/м². При других перепадах давления нормы утечек пересчитываются по формуле

$$Q_{ут} = Q_{ут.н}\sqrt{\frac{h}{50}}, \qquad (4.84)$$

где $Q_{ут}$ — норма утечек через сооружение при фактическом перепаде давления, м³/мин;

$Q_{ут.н}$ — норма утечек через сооружение при перепаде давления 50 кгс/м², м³/мин;

h — фактический перепад давления (определяется на основании замеров по данным расчета депрессии шахты), кгс/м².

Примечание. Для поддерживания выработок норму утечек через перемычки с дверями следует сравнивать с количеством воздуха, рассчитанным согласно формуле (4.83) и принять большую из этих величин.

Нормы утечек через шлюзы

$$Q_{\text{ут. ш}} = k_{\text{пер}} \cdot Q_{\text{ут. н}} \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.85)$$

$k_{\text{пер}}$ — коэффициент, зависящий от количества перемычек в шлюзе (принимается равным 0,75 при двух перемычках, 0,65 — при трех и 0,57 — при четырех);

$Q_{\text{ут. н}}$ — норма утечек воздуха через одну перемычку при общем перепаде давления на шлюзе, м³/мин.

Норма утечек через кроссинг определяется как сумма норм утечек через шлюзы (перемычки), умноженная на коэффициент 1,25.

4.28. Общая депрессия горизонта определяется суммой депрессий, подсчитанной по отдельным выработкам, которые соединены последовательно в одну цепь, представляющую наибольшее сопротивление при его подготовке.

Начальной точкой отсчета последовательной цепи следует считать воздухоподающий ствол от рабочего горизонта, а конечной — соединение исходящих струй подготавливаемого горизонта и действующей шахты.

Общая депрессия:

$$h_{\text{общ}} = \Sigma h_{\text{гор}} + \Sigma h'_{\text{мс}} \text{ кг/м}^2, \qquad (4.86)$$

где $\Sigma h_{\text{гор}}$ — суммарная депрессия по выработкам;

$\Sigma h'_{\text{мс}}$ — суммарная депрессия местного сопротивления выработок, кг/м² (ориентировочно принимается 15% от $\Sigma h_{\text{гор}}$).

Депрессия выработки

$$h = \frac{\alpha P L}{S^3} Q^2 = rLQ^2, \qquad (4.87)$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки (принимается в зависимости от вида крепи и сечения выработки), $\frac{\text{кг сек}^2}{\text{м}^4}$;

P — периметр поперечного сечения выработки, м;

L — длина прямолинейного участка выработки одного сечения, м;

S — сечение выработки в свету, м²;

Q — количество воздуха, протекающего по выработке, м³/сек;

r — сопротивление 1 м выработки.

Распределение воздуха по вентиляционным струям необходимо выравнивать путем установки в таких выработках перемычек с вентиляционными окнами и т. п.

4.29. После определения $Q_{гор}$ и $h_{общ}$ должна производиться проверка вентиляторов главного проветривания на совместную работу по обеспечению воздухом рабочего и подготавливаемого горизонтов. Увеличение производительности вентиляторов достигается путем изменения числа оборотов или углом поворота их лопаток.

4.30. Количество воздуха, необходимое для проветривания тупиковых выработок, определяется по выделению метана или углекислого газа, по газам, образующимся при взрывных работах, количественному составу работающих в них людей. Проверка осуществляется по допустимой скорости движения воздуха и тепловому фактору. Принимается наибольшее количество воздуха, определенное указанным методом.

Для выработок протяженностью до 300 м расчет выполняется сразу на максимальную их длину. Для выработок большей протяженности допускается расчет на отдельные периоды по промежуточным значениям 300, 600, 900 м и т. д., включая максимальную длину.

4.31. Расчет количества воздуха по выделению метана (углекислого газа) производится следующим образом.

При взрывном способе выемки угля (для шахт, опасных по газу)

$$Q_{з\cdot п} = \frac{Sl_{з.тр}}{k_т}\left[\frac{71\, I_{з.п\ max}}{Sl_{з,тр}\,(C_{max} - C_0) + 18\, I_{з.п.max}}\right] м^2/мин, \quad (4.88)$$

где $Q_{з.п}$ — количество воздуха, которое необходимо подать в призабойное пространство выработки, м³/мин;

$l_{з.тр}$ — расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя выработки, принимается равным 8 м;

$k_т$ — коэффициент турбулентной диффузии (принимается равным 1,0 для выработок с площадью поперечного сечения до 10 м² и 0,8 — более 10 м²);

$I_{з.п\ max}$ — максимальное метановыделение в призабойном пространстве после взрывания по углю, м³/мин.

При известном фактическом метановыделении

$$I_{з.п.max} = \frac{35\, S_у\, l_{вз}\, I_ф}{mv\,(\sqrt{T_2 + 1} - \sqrt{T_3 + 1})} м^3/мин, \quad (4.84)$$

Здесь $S_у$ — площадь забоя выработки по углю, м²;

$l_{вз}$ — подвигание угольного забоя за взрывание, м;

v — средняя скорость проведения участка выработки, для которого определено $I_ф$, м/сут;

T_3 — продолжительность проведения участка выработки от пункта 3 в 25—30 м до забоя (см. рис. 31 б);

T_2 — продолжительность проведения участка выработки от пункта 2 до забоя (см. рис. 31 а)

Если $I_ф$ определялось по формуле (4.90), при расчете следует принимать $T_з=0$.

Максимальное метановыделение в призабойном пространстве подготовительной выработки после взрывания по углю может быть определено на основании специальных наблюдений в действующей выработке, проводимой по тому же пласту, или по природной метаноносности.

При наблюдениях определяется фактическое метановыделение с обнаженных поверхностей пласта на участке выработки, который вбирается согласно рис. 31.

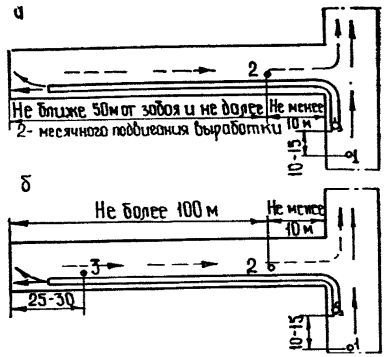


Рис. 31. Схемы расположения пунктов замеров для определения $I_ф$.

Для определения $I_ф$ производят отбор проб и замеры количества воздуха в пунктах 1, 2, 3, указанных на рис. 31. Пробы отбираются мокрым способом одновременно и должны характеризовать среднюю концентрацию метана в пунктах замера. Отбор проб следует производить после погрузки угля, но не ранее чем через 2 ч после взрывания по углю. В пунктах 2 и 3 пробы следует отбирать не менее чем через 2 часа после взрывания по углю; в пунктах 2 и 3 — не менее пяти проб, в пункте 1 — не менее трех. Замеры количества воздуха производятся в пунктах 2 и 3.

При мощности пласта до 1,5 м и любой длине тупиковой части выработки, а также при мощности пласта более 1,5 м и длине тупиковой части менее 100 м пункты замера располагаются согласно рис. 31 а. Величина $I_ф$ в этом случае рассчитывается по следующей формуле:

$$I_ф=0{,}01Q_2(C_2—C_1)\ м^3/мин, \qquad (4.90)$$

где Q_2 — количество воздуха в пункте 2, м³/мин;
C_1 и C_2 — соответственно концентрация метана в пунктах 1 и 2, %.

При мощности пласта более 1,5 м и длине тупиковой части выработки более 100 м пункты замеров располагаются согласно рис. 31 б, а $I_ф$ рассчитывается по формуле

$$I_ф=0{,}01\,(Q_2C_2— Q_3C_3)\ м^3/мин, \qquad (4.91)$$

где Q_3 — количество воздуха в пункте 3, м³/мин;
C_3 — концентрация метана в пункте 3, %.

Если при расчете по формуле (4.91) получается $I_ф < 0{,}2$ м³/мин, то результаты замеров в пункте 3 отбрасываются и производится повторный расчет $I_ф$ по формуле (4.90).

При известной природной метаноносности пласта $I_{з.п.max}$ рассчитывается по формуле:

$$I_{з.п.\,max} = 0{,}07\, l_y\, l_{вз} \left[X - X_1 \left(\frac{100 - W - A_{пр}}{100} \right) \right], \qquad (4.92)$$

где X_1 — остаточная метаноносность угля при атмосферном давлении, м³/т горючей массы (определяется по графику рис. 32); X — природная метаноносность пласта (принимается по данным геологоразведочных или научно-исследовательских организаций), м³/т; W — природная влажность угля, %; $A_{пр}$ — природная зольность угля, %.

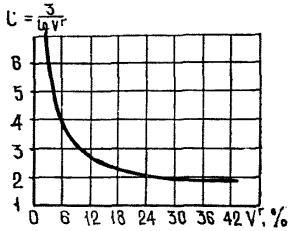


Рис. 32. График для определения величины $C = \frac{3}{\lg v}$.

Для пластов тонких и средней мощности приближенно природная метаноносность

$$X = \left[\frac{2630\, I_{пр.ф}}{m \cdot v_п} + X_1 \times \left(\frac{100 - W - A_{пр}}{100} \right) \right] k'_н, \qquad (4.93)$$

где $v_п$ — средняя скорость проведения выработки, м/мес;

$k'_н$ — коэффициент, учитывающий изменение метаноносности с глубиной, при ведении работ на глубинах до 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным 1, если разность между глубиной, которой определяется метаноносность, и глубиной залегания действующей выработки не превышает 20 м и рассчитывается по формуле (4.94) при большей разности. На глубинах более 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным 1 при разности глубин до 50 м, а при большей разности рассчитывается по формуле:

$$k'_н = \frac{X_р}{X_0}. \qquad (4.94)$$

Здесь $X_р$ и X_0 — рассчитывается по формуле (4.97);

m — мощность пласта, м;

$I_{пр.ф}$ — приведенное метановыделение в действующей подготовительной выработке (соответствует ме-

тановыделению в выработке через 1 месяц после начала ее проведения), м³/мин,

$$I_{\text{пр.ф.}} = \frac{1}{n} \sum \frac{I_{\text{п}i}}{k_{T_i}}, \qquad (4.95)$$

где n — число определений $I_{\text{п}i}$;

$I_{\text{п}i}$ — количество метана, выделяющегося из подготовительной выработки при отдельных замерах, м³/мин, определяется по формуле (4.96);

k_{T_i} — коэффициент, зависящий от времени T, прошедшего от начала проведения выработки до момента определения $I_{\text{п}i}$ (определяется по табл. 26).

Таблица 26

T, сут.	k_{T_i}	T, мес.	k_{T_i}	T, мес.	k_{T_i}
5	0,40	1,0	1,00	3,0	1,73
10	0,57	1,25	1,16	3,5	1,83
15	0,70	1,5	1,29	4,0	1,88
20	0,80	1,75	1,40	5,0	1,94
25	0,90	2,0	1,50	—	—
		2,5	1,64	более 5	2,0

Количество газа, выделяющегося из выработки при отдельных замерах,

$$I_{\text{п}i} = 0{,}01\, Q_{\text{п}_i}(\text{C}-\text{C}_0), \qquad (4.96)$$

где $Q_{\text{п}_i}$ — количество воздуха в тупиковой части выработки на расстоянии 10—15 м от ее устья, м³/мин;

C и C_0 — концентрация газа соответственно в исходящей из выработки вентиляционной струе и в поступающем воздухе по данным лабораторных анализов, %.

Значения X и X_0 рассчитываются по формуле

$$X_0 = \frac{3}{\lg V^{\text{г}}} + [(H - H_0)\, k_{\text{т. п}}]/[0{,}02\,(H-H_0) + 0{,}0015(V^{\text{г}})^{2{,}7} + 2{,}5] \times$$

$$\times \left[1 + \frac{1100\,\alpha_{\text{пл}}}{\alpha_{\text{пл}}(H - H_0) + 5 \cdot 10^4}\right], \qquad (4.97)$$

H — глубина разработки, для которой рассчитывается метаноносность;

H_0 — глубина расположения границы метановой зоны, м;

$V^{\text{г}}$ — выход летучих веществ, %;

$\alpha_{\text{пл}}$ — угол падения пласта, град;

$k_{т.п}$ — коэффициент, учитывающий влияние температуры пород,

$$k_{т.п} = \frac{1{,}15 + 0{,}0007\,H}{1 + 0{,}02\,t_п}, \qquad (4.98)$$

$t_п$ — температура пород на глубине H, °С.

Для облегчения расчетов формула (4.97) может быть представлена в виде:

$$X_0 = C + Dk_{т.п}\ м^3/т\ горючей\ массы. \qquad (4.99)$$

Значение С в этой формуле определяется по графику рис. 32, D — по номограмме рис. 33.

4.32. Количество воздуха для проветривания всей подготовительной выработки при любых способах проведения

$$Q_п = \frac{100\,I_п k_{н.п}}{C - C_0}\ м^3/мин, \qquad (4.100)$$

где $I_п$ — среднее ожидаемое газовыделение в подготовительной выработке (при расчете по фактическому метановыделению), м³/мин;

$k_{н.п}$ — коэффициент неравномерности газовыделения в подготовительной выработке; принимается равным 1,1, а в условиях Подмосковного бассейна — 2,4 для выработок, проводимых в угольном массиве, и 3,3 для выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству;

С — допустимая концентрация газа в исходящей вентиляционной струе подготовительной выработки (принимается согласно ПБ), %;

C_0 — концентрация газа в струе воздуха, поступающей в подготовительную выработку (определяется по результатам замеров), %. Для шахт Подмосковного бассейна при обособленном проветривании подготовительных выработок вместо С следует принимать концентрацию углекислого газа в атмосферном воздухе на поверхности шахты.

Ожидаемое метановыделение в выработке при любом способе проведения определяется по формуле

$$I_п = I_{пр.ф}\frac{v_{п.р}}{v_п} k_т k'_н\ м^3/мин, \qquad (4.101)$$

при расчете по природной метаноносности

$$I_п = \left(\frac{A_м}{1440} + 0{,}38\,m v_{п\,р} k_т \cdot 10^{-3}\right)\left(X - X_1\,\frac{100 - W - A_{пр}}{100}\right) м^3/мин, \qquad (4.102)$$

где $A_п$ — средняя добыча угля в подготовительной выработке, т/сут;

$v_{пр}$ — планируемая скорость проведения подготовительной выработки, для которой рассчитывается ожидаемое метановыделение, м/мес;

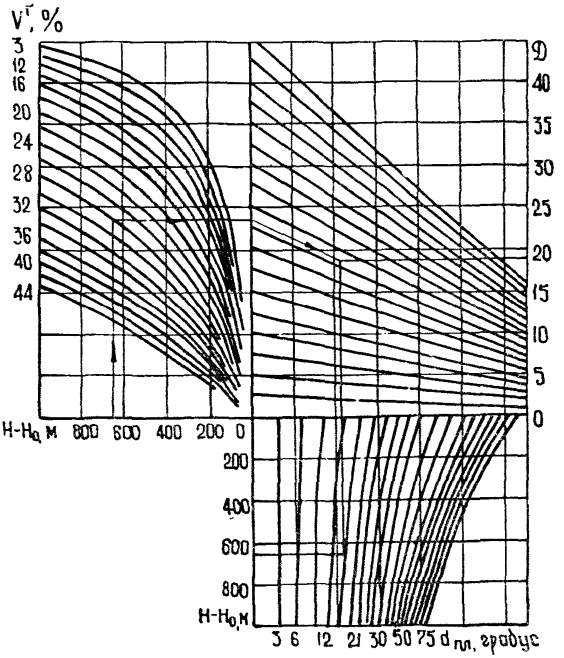


Рис. 33. Номограмма для определения величины D в формуле (4.99)

$v_п$ — средняя скорость проведения действующей выработки, для которой определено $I_{пр.ф}$, м/мес;

$k''_н$ — коэффициент, учитывающий изменение метанообильности выработок с глубиной, при ведении работ на глубинах до 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным 1, если разность между глубиной, для которой определяется метанообильность подготовительной выработки, и глубиной залегания действующей выработки не превышает 20 м, и рассчитывается по формуле (4.103) при большей разности; на глубинах более 300 м ниже границы метановой зоны при-

нимается равным 1 при разности глубины до 50 м, а при большей разности рассчитывается по формуле

$$k_H = \frac{X_p - X_1}{X_0 - X_1}, \qquad (4.103)$$

X_p и X_0 — определяется по формуле (4.97), а X_1 — по графику (рис. 34).

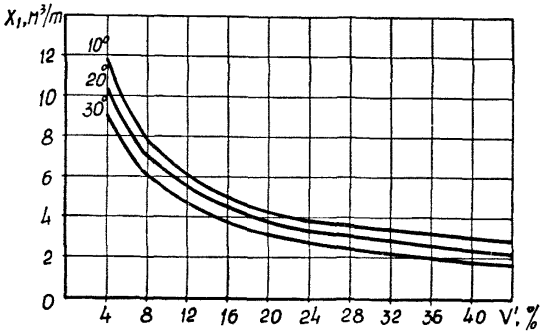


Рис. 34. График зависимости остаточной метаноносности пласта X_1 от выхода летучих веществ V' при определенной температуре.

Ожидаемое выделение углекислого газа в подготовительной выработке для шахт подмосковного бассейна

$$I_п = 0{,}25\, I_{п.ф} \left(3 + \frac{l_{п.р}}{\overline{l}_п}\right) м^3/мин, \qquad (4.104)$$

где $I_{п.ф}$ — среднее фактическое выделение углекислого газа в действующую выработку, м³/мин,

$$I_{п.ф} = \frac{\sum I_{пi}}{n}, \qquad (4.105)$$

где $l_{пр}$ — проектная длина выработки, для которой ведется расчет ожидаемого газовыделения, м;

$\overline{l}_п$ — средняя длина действующей выработки за период, в течение которого измерялось газовыделение, м,

$$\overline{l}_п = \frac{\sum l_{пi}}{n} м, \qquad (4.106)$$

$l_п$ — длина действующей выработки при отдельных замерах газовыделениям, определяется по формуле (4.96).

Для прочих бассейнов

$$I_n = I_{\text{пф}} \frac{l_{\text{пр}}}{l_n} \text{ м}^3/\text{мин},$$

4.33. Расчет количества воздуха по газам, образующимся при взрывных работах:

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{2{,}25}{T} \sqrt{\frac{B I_{\text{ВВ}} \bar{S}^2 l_n^2 k_{\text{обв}}}{k^2_{\text{ут.тр}}}} \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.107)$$

где T — время проветривания выработки после взрывания (принимается согласно ПБ), мин;

B — количество одновременно взрываемых ВВ, кг;

$I_{\text{ВВ}}$ — газовость ВВ, л/кг (принимается равной 100 л/кг при взрывании по углю и 40 л/кг — при взрывании по породе);

S — средняя площадь поперечного сечения тупиковой части подготовительной выработки в свету, м².

Для выработок переменного сечения

$$\bar{S} = \frac{S_1 l_1 + S_2 l_2 + \ldots + S_n l_n}{l_1 + l_2 + \ldots + l_n} \text{ м}^2, \qquad (4.108)$$

$S_1, S_2, \ldots, S_n$ — площадь поперечного сечения отдельных участков выработки, м²;

$l_1, l_2, \ldots, l_n$ — длина этих участков, м;

l_n — длина тупиковой части выработки, м (для выработок большой протяженности вместо l_n подставляется критическая длина $l_{n\,\max}$, определяемая согласно п. 4.34);

$k_{\text{обв}}$ — коэффициент, учитывающий обводненность выработки (по данным табл. 27);

$k_{\text{ут. тр}}$ — коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубах (определяется согласно п. 4.35).

4.34. Критическая длина выработки

$$l_{n.\,\max} = 12{,}5 \frac{B I_{\text{ВВ}} k_{\text{т. с}}}{\bar{S} k^2_{\text{ут. тр}}}, \qquad (4.109)$$

где $k_{\text{т. с}}$ — коэффициент турбулентной диффузии полной свободной струи определяется по табл. 28 в зависимости от величины $\frac{l_{\text{з.тр}}}{d_{\text{тр.п}}}$;

$l_{\text{з. тр}}$ — расстояние от конца вентиляционных труб до забоя выработки, м (принимается согласно ПБ);

Таблица 27

Характеристика выработок	$k_{обв}$
Стволы сухие (приток до 1 м³/ч) и обводненные глубиной более 200 м. Горизонтальные и наклонные выработки проводятся по сухим породам	0,8
Стволы обводненные (приток до 6 м³/ч) глубиной более 200 м. Горизонтальные и наклонные выработки частично проводятся по водоносным горизонтам (влажные выработки)	0,6
Стволы обводненные (приток от 6 до 15 м³/ч), капеж в виде дождя. Горизонтальные и наклонные выработки на всю длинну проводятся по водоносным породам или с применением водяных завес (обводненные выработки)	0,3
Стволы обводненные (приток более 15 м³/ч), капеж в виде ливня:	0,15

Таблица 28

$\frac{l_{з.тр}}{d_{тр.п}}$	$k_{т.с}$	$\frac{l_{з.тр}}{d_{тр.п}}$	$k_{т.с}$	$\frac{l_{з.тр}}{d_{тр.п}}$	$k_{т.с}$	$\frac{l_{з.тр}}{d_{тр.п}}$	$k_{т.с}$
3,22	0,247	4,80	0,300	9,60	0,529	30,8	0,810
3,58	0,262	5,40	0,335	12,10	0,600	48,1	0,873
3,93	0,275	6,35	0,395	15,8	0,672	84,5	0,952
4,28	0,287	7,72	0,460	21,5	0,744	193,5	0,965

$d_{тр.п}$ — приведенный диаметр вентиляционных труб, м (при расположении вентиляционных труб в углу выработки равен $2d_{тр}$, а при расположении у стенки, посередине высоты или ширины выработки $1{,}5d_{тр}$);

$d_{тр}$ — действительный диаметр вентиляционных труб, м.

4.35. Значения коэффициента утечек воздуха для гибких вентиляционных труб диаметром 400—600 мм при длине звеньев 20 м принимаются по табл. 29, а при увеличении числа стыков за счет применения 5- или 10-метровых звеньев и фасонных частей — по табл. 30.

Таблица 29

Длина трубопровода, м	$k_{ут.тр}$	Длина трубопровода, м	$k_{ут.тр}$
50	1,04	600	1,35
100	1,07	700	1,39
150	1,11	800	1,43
200	1,14	1000	1,54
250	1,16	1200	1,76
300	1,19	1500	2,09
400	1,25	2000	2,63
500	1,30		

Таблица 30

Общее число стыков в трубопроводе	$k_{ут.тр}$	Общее число стыков в трубопроводе	$k_{ут.тр}$
До 4	1,04	18—20	1,23
5	1,05	21—25	1,30
6—8	1,07	26—35	1,33
9—11	1,11	36—45	1,43
12—14	1,15	46—55	1,54
15—17	1,19		

Значения коэффициента утечек для гибких вентиляционных труб диаметром 700—1000 мм при длине звеньев 10 м принимается по табл. 31.

Таблица 31

Длина трубопровода, м	$k_{ут.тр}$	Длина трубопровода, м	$k_{ут.тр}$
100	1,07	900	2,27
200	1,13	1000	2,63
300	1,22	1200	3,23
400	1,32	1400	4,00
500	1,41	1600	4,75
600	1,54	1800	6,25
700	1,72	2000	7,15
800	1,96		

Значение коэффициента утечек для металлических трубопроводов определяется по формуле

$$k_{ут.тр} = \left(\frac{1}{3} k_{ут.ст} \cdot d_{тр} \frac{L_{тр}}{l_{зв}} \sqrt{R} + 1\right)^2, \qquad (4.110)$$

где $k_{ут.ст}$ — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости (принимается по табл. 32);

$l_{зв}$ — длина звена (трубы), м;

$L_{тр}$ — длина трубопровода, м;

R — аэродинамическое сопротивление трубопровода без учета утечек, $k\mu$;

$$R = 6{,}5 \frac{\alpha L_{тр}}{d_{тр}^5}, \qquad (4.111)$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, кгс·сек^2/м^4 (принимается по табл. 33).

4.36. Расчет количества воздуха по численному составу работающих в выработке людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot m \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.112)$$

Таблица 32

Качество соединения труб	Коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости
Удовлетворительное	0,002—0,005
Хорошее	0,001—0,0002

Таблица 33

d, м	α	d, м	α
0,4	0,00036	0,8	0,00029
0,5	0,00035	0,9	0,00028
0,6	0,00030	1,0	0,00025
0,7	0,00030	1,2	0,00021

где m — максимальная численность одновременно работающих людей в выработке.

4.37. Для подачи в забой принимается наибольшее количество воздуха, полученное при расчетах по вышеизложенным факторам.

Принятое количество воздуха проверяется:

— по максимальной скорости его движения

$$Q_{з.п} \geqslant 60 v_2 \cdot S \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.113)$$

где v_2 — минимально допустимая скорость движения воздуха вдоль выработки, м/сек (принимается согласно ПБ);

S — площадь поперечного сечения выработки, м^2;

— по скорости движения воздуха в призабойном пространстве подготовительной выработки

$$Q_{з.п} \geqslant 20 S \cdot v_{з.\min} \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.114)$$

$v_{з.\min}$ — минимальная скорость движения в призабойном пространстве выработки, м^3/сек (принимается согласно Правилам безопасности в зависимости от температуры воздуха);

— по прогнозированию температурных условий — согласно «Временной методике по прогнозированию температурных условий в тупиковых горных выработках», разработанной МакНИИ.

4.38. Для проветривания тупиковых выработок длиной до 1000—1500 м могут применяться гибкие трубопроводы, свыше 1000—1500 м — жесткие.

При выборе типа трубопровода можно пользоваться известными данными [7]. Основные технико-экономические показатели вентиляционных труб приведены в табл. 34.

4.39. Для проветривания тупиковых выработок рекомендуются осевые и центробежные вентиляторы (см. табл. 35).

Таблица 34

Трубы	Технико-экономические показатели			
	диаметр, м	длина звена, м	срок службы, лет	оптовая цена, руб/кг
Стальные с эпоксидно-перхлорвиниловым покрытием	0,3; 0,4 0,5	3,0	5,0	0,34
	0,6; 0,7 0,8	3,5		
	0,9, 1,0 1.2	4,0		
Гибкие на чеферной основе с двухсторонним резиновым покрытием	0,3; 0,4 0,5	5,0	1,0	1,85—2,60
	0,6; 0,7 0,8	10,0		
	0,9; 1,0 1,2	20,0		
Гибкие на синтетической основе с полихлорсвиниловым покрытием	0,3; 0,4 0,5	5,0		
	0,6; 0,7 0,8	10,0	1,5	1,30—3,00
	0,9; 1.0	20,0		
Стеклопластиковые из рулонированного стеклопластика	0,3; 0,4 0,5	4,0	5,0	1,5
	0,6; 0,7 0,8; 0,9 1,0	6,0		

В осевых вентиляторах ВМ и ВМП предусмотрена возможность регулирования производительности: за счет поворота лопаток направляющего аппарата в вентиляторах с электрическим приводом и перекрытием части каналов (в вентиляторах с пневматическим двигателем). К вентиляторам следует присоединять глушители шума типа ГШ.

4.40. Расчет производительности ВМП:

$$Q_{в}=k_{ут.\,тр}Q_{з.\,п}\ м^3/мин. \qquad (4.115)$$

При этом должно выполняться следующее условие:

$$Q_{в} > k'_{ут.\,тр}\,Q_{з.п}\ м^3/мин, \qquad (4.116)$$

где $Q_{в}$ — производительность ВМП, м³/мин;

$k'_{ут.тр}$ — коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубах на участке от ВМП до устья выработки, при установке ВМП не далее 50 м от устья принимается равным 1, а при больших расстояниях определяется по табл. 29, 30, 31 или формуле (4.110).

4.41. Количество воздуха, поступающего к всасу ВМП, должно удовлетворять следующим условиям:

— для любого отдельно установленного ВМП

$$Q_{вс} \geqslant 1{,}43Q_{в}\ м^3/мин, \qquad (4.117)$$

Показатели	Венти		
	проходка 505-2м	СВМ-5м	СВМ-6м
Диаметр рабочего колеса, мм	510	510	600
Скорость вращения, об/мин	2950	2950	2950
Производительность, м³/мин	145—225	110—230	190—420
Давление, кг/м²	240—50	168—70	245—120
к. п. д. вентиляторов	0,70	0,70	0,75
Мощность электродвигателя, квт	9,5	5,5	14
Давление сжатого воздуха, атм	—	—	—
Расход сжатого воздуха при давлении 5 атм, м³/мин	—	—	—
Основные размеры, мм:			
длина	873	610	630
ширина	640	625	700
высота	690	690	770
Масса, кг	265	175	265
Оптовая цена с двигателем, руб.	225	174	224
Завод-изготовитель	Томский электромеханический		
Выпускается	до 1972 г.	до 1973 г.	до 1973 г.

Показатели	Венти		
	ВМП-5	ВМП-6	ВЦО-0,6
Диаметр рабочего колеса, мм	500	600	600
Скорость вращения, об/мин	3200—3500	2000—3300	2970
Производительность, м³/мин	70—270	120—480	60—462
Давление, кг/м²	220—80	290—60	620—265
к.п.д. вентиляторов	0,71	0,72	0,76
Мощность электродвигателя, квт	—	—	50
Давление сжатого воздуха, атм	5	3—5	—
Расход сжатого воздуха при давлении 5 атм, м³/мин	4—8	9,5—19,5	—
Основные размеры, мм:			
длина	380	700	1650
ширина	670	805	1450
высота	680	855	1500
Масса, кг	75	220	608
Оптовая цена с двигателем, руб.	180	600	1605
Завод-изготовитель			Рутченковский рудоремонтный завод
Выпускается	Серийно		По единичным заказам

*) С электродвигателем **) м³/сек

Таблица 35

ляторы			
ВМ-5м	ВМ-6м	ВМ-8м	ВМ-12м
500	600	800	1200
2940	2940	2960	1470
100—280	140—480	240—780	600—1920
240—120	195—120	420—80	380—80
0,75	0,76	0,80	0,82
13	24	55	110
—	—	—	—
—	—	—	—
935	1050	1460	1900
650	730	680	1350
670	750	1000	1500
250	350	650	2000
240	500	1200	2500
завод им. Вахрушева			
с 1972 г.	с 1973 г.	с 1974 г.	с 1974 г.

Продолжение таблицы 35

ляторы			
ВЦ-7	ВЦПД-8	ВЦО-1,0	ВЦП-16
750	800	1000	1600
3000	2980	1485	975,1475
84—660	300—1320	150—960	6—36,10—46**)
1080—100	920—250	435—250	115—400
0,80	0,85	0,76	200—920
75	125	100	0,865
—	—	—	
—	—	—	
1495	3550	3015	4525
1200	1510	2865	2940
1430	1720	2285	2830
1400	3064	2702	7730*)
1660	4000	1270	
с 1972 г.	Серийно взамен	Не выпускается	
с 1974 г. серийно	ВЦО—1		

для любой группы ВМП, работающих на разные трубопроводы и установленных в одном месте,

$$Q_{вс} \geqslant 1{,}43\Sigma Q_{в} \text{ м}^3/\text{мин}. \qquad (4.118)$$

Примечания: 1. ВМП, работающие последовательно на один трубопровод, следует рассматривать как один вентилятор.

2. ВМП считаются установленными в одном месте, если расстояние между ними не превышает 10 м. При расстоянии от ближайшего ВМП более 10 м вентилятор считается установленным отдельно.

4.42. При проведении параллельных выработок, проветриваемых за счет общешахтной депрессии и при помощи ВМП, расчет количества воздуха для тупиковой части выработки производится согласно пп. 4.31—4.34, а количество воздуха, подаваемого к всасу ВМП, должно соответствовать требованиям п. 4.41 и следующему условию:

$$Q_{вс} \geqslant \frac{100 \cdot I_{пар}}{0{,}5 - C_0} \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.119)$$

где $I_{пар}$ — выделение метана в параллельной выработке от ее начала до места установки ВМП, м³/мин (определяется на основании замеров).

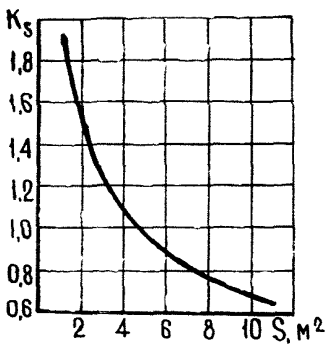


Рис. 35. График определения коэффициента приведения площади перемычки.

4.43. Количество воздуха, которое необходимо подавать в устье параллельной выработки,

$$Q_{i.пар} = Q_{вс}\left(1 + \frac{0{,}01\, n_{п} k_{пр}}{k_S}\right) \text{ м}^3/\text{мин}, \qquad (4.120)$$

где $n_{п}$ — число перемычек от устья параллельной выработки до места установки ВМП; $k_{пр}$ — приведенные утечки воздуха, принимаются по табл. 36; k_S — коэффициент приведения площади перемычки (определяется в зависимости от площади перемычки S по графику рис. 35).

Таблица 36

Типы перемычек	$k_{пр}$
Шлако-и бутобетонные	1,05
Каменные	1,20
Шлакоблочные	1,40
Чураковые	1,75
Дощатые	2,45

Водоотлив

4.44. Для осуществления водоотлива при строительстве горизонта предусматривается устройство временной главной водоотливной установки, которая должна состоять из двух насосов (не менее). Каждый насос должен обеспечивать откачку расчетного притока воды.

Насосы временного главного водоотлива располагаются в камере ожидания или в сбойке между стволами, размеры которых определяются габаритами насосов и временной электростанции.

4.45. При выборе производительности насоса временного водоотлива и определении резервной емкости водосборника часовой приток воды следует принимать равным 30% от водопритока при эксплуатации шахты (на основании практических данных). Производительность насоса для откачки суточного притока воды рассчитывается исходя из 16-часовой их работы.

4.46. До оборудования постоянного водоотлива и устройства постоянного водосборника необходимо предусматривать временный водосборник. Он должен быть рассчитан на 4-часовой прием воды и иметь устройство для чистки.

4.47. Временной водоотливной установкой вода подготавливаемого горизонта откачивается по временному или постоянному трубопроводу в водосборник вышележащего горизонта.

4.48. При проведении выработок околоствольного двора вода поступает во временный водосборник по профилированным канавкам. Из выработок, находящихся ниже уровня профилированной канавки, вода перекачивается участковыми насосами.

Из выработок, проводимых со стороны вентиляционного ствола, вода откачивается при помощи зумпфового водоотлива.

4.49. При проведении наклонных выработок с подготавливаемого горизонта водоотлив осуществляется по ступенчатой схеме: вода из забоя откачивается забойным насосом в промежуточную емкость, размещаемую в нише или в сбойке между двумя проводимыми выработками, а оттуда перекачным насосом подается в водосборник рабочего горизонта. Перекачной насос располагается ниже перекачной емкости, чтобы он всегда находился под заливом.

4.50. В качестве перекачных насосов временного водоотлива рекомендуются центробежные типа МС, К, ВМ-18 и другие (выбираются в зависимости от притока и геодезической высоты подъема воды). Для откачки воды из забоя проводимых выработок необходимо применять насосы Н-1м, НЗУ-1, «Малютка», ВНМ и другие; для перекачки воды в выработках с углом наклона более 20° — поршневые или центробежные подвесные насосы.

4.51. Выбор перекачных насосов временного водоотлива следует производить исходя из заданного часового притока воды при условии откачки суточного притока за 16 часов (§ 531 ПБ):

$$Q_{\text{нас}} = \frac{24 \cdot Q_{\text{ч}}}{16} = 1{,}5\ Q_{\text{ч}}\ \text{м}^3/\text{ч}. \qquad (4.121)$$

Требуемый полный напор насоса определяется геодезической высотой подъема воды, гидравлическими потерями в трубопроводе, арматуре и фасонных частях, величиной скоростных потерь насоса во всасывающем и нагнетательном трубопроводах и объемным весом шахтной воды.

4.52. Потребная мощность электродвигателя насоса

$$N = 1{,}15 \cdot \frac{Q_{\text{н}} \cdot H' \gamma}{3600 \cdot 102\, \eta}\ \text{кВт}, \qquad (4.122)$$

где $Q_{\text{н}}$ — фактическая производительность насоса, м³/ч;
γ — объемный вес шахтной воды, кг/м³;
H' — полный напор, развиваемый насосом при фактической производительности, м;
1,15 — коэффициент запаса.
η — к. п. д. насоса.

4.53. Диаметр нагнетательных труб при заданной производительности насоса принимается в соответствии с диаметром нагнетательного патрубка.

Диаметр трубопровода при принятой средней скорости движения в нем воды

$$D_{\text{в}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{\text{н}}}{\pi \cdot v_{\text{в}} \cdot 3600}} = 0{,}02 \sqrt{\frac{Q_{\text{н}}}{v_{\text{в}}}}, \qquad (4.123)$$

где $Q_{\text{н}}$ — производительность насоса, м³/ч;
$V_{\text{в}}$ — средняя скорость движения воды в трубопроводе, м/сек (принята равной 1,2—1,5).

Исходя из расчетного диаметра трубопровода подбираются трубы по ГОСТу, после чего определяется действительная скорость движения воды:

$$v_{\text{д}} = 0{,}0004 \frac{Q_{\text{и}}}{D^2}\ \text{м/сек}. \qquad (4.124)$$

4.54. Для шахтного водоотлива рекомендуются трубы стальные водогазопроводные и стальные бесшовные горячекатаные по ГОСТ 3262—62 и ГОСТ 8732—70.

Раздел 5

ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ

Сжатый воздух.

5.1. Расчет сети сжатого воздуха следует производить на основании календарного плана развития горных работ на горизонте с указанием типа и количества работающих пневматических машин в наиболее нагруженную смену.

5.2. Схема пневматической сети составляется на период максимального ее развития. На ней должны быть нанесены все трубопроводы, их диаметры; указаны расход сжатого воздуха на отдельных участках, его давление в начале участка и потери на самом участке.

Для участков, которые действовали до периода максимального развития пневматической сети и будут действовать после, расчеты составляются отдельно.

5.3. Общий расход сжатого воздуха (производительность компрессорных станций) по известным данным [7]

$$V = \mu \bar{k}_0 \sum_{i=1}^{i=z} n_i q_i k_{изi} k_{дi} k_{зi} + \frac{a(P+1)}{60 \cdot 6} \Sigma l + \frac{bm(P+1)}{60 \cdot 6} \text{ нм}^3/\text{мин}, \quad (5.1)$$

где μ — коэффициент расхода сжатого воздуха неучтенными механизмами, равный 1,05—1,1 (тормозные устройства подъемных машин, пневматическое оборудование механических мастерских и др.);

$\bar{k}_0$ — средневзвешенный коэффициент одновременности работы механизмов, методика определения которого приведена ниже;

Z — количество групп однотипных механизмов;

n — количество работающих в смене механизмов одного типа, шт.;

q — номинальный расход воздуха одним механизмом данной группы потребителей при непрерывной его работе, нм/^{3}мин (принимается по каталожным данным). Если механизм имеет несколько приводных двигателей, номинальный расход представляет собой сумму расхода сжатого воздуха всеми установленными двигателями;

$k_{из}$ — коэффициент, учитывающий увеличение расхода сжатого воздуха по сравнению с номинальным значением в результате износа двигателя (принимается равным

для отбойных, бурильных молотков и поршневых двигателей — 1,15, для шестеренчатых — 1,20, для турбинных — 1,0);

$k_д$ — коэффициент, учитывающий изменение расхода сжатого воздуха вследствие отличия расчетного давления в пункте потребления от номинального для механизма (принимается равным для турбинных пневмодвигателей $\frac{P+1}{P_м+1}$, для поршневых — $\frac{P}{P_м}$, для шестеренчатых мощностью 10 л. с. и более, имеющих номинальное давление менее расчетного, — 1,0, менее 10 л. с. — $\frac{P}{P_м}$, где $P_м$ — номинальное давление, указанное в каталоге, ати);

$k_з$ — коэффициент загрузки, учитывающий изменение расхода сжатого воздуха механизмов вследствие отличия фактической нагрузки на валу двигателя от номинальной при регулировании (принимается по данным табл. 37);

Таблица 37

Оборудование	При проектировании		При проверочном расчете	
	$k_{вi}$	$k_{зi}$	$k_{вi}$	$k_{зi}$
Отбойные молотки при работе по добыче	0,4	1,0	0,4	1,0
Бурильные молотки при бурении пород средней крепости	0,65	1,0	0,65	1,0
Вентиляторы местного проветривания	1,0	0,7	1,0	0,7
Породопогрузочные машины типа ПМЛ—5	0,4	0,25	0,4	0,25
Буросбоечные станки типа ЛБС—4	0,5	1,0	0,5	1,0
Гировозы типа ГР—4	0,3	1,0	0,25	1,0

a — предельно допустимая на 1 км величина утечек сжатого воздуха через неплотности в воздухопроводе с металлическими трубами при давлении в сети, равном 5 ати, нм³/км (принята равной 200);

P — расчетное давление сжатого воздуха в месте потребления, ати (если сжатый воздух является основным видом энергии, принимается равным 4,5);

Σl — суммарная длина воздухопроводной сети с металлическими трубами, км;

b — предельно допустимая величина утечек сжатого воздуха в месте присоединения одного механизма при давлении сжатого воздуха 5 ати, нм³/ч. ед (принята равной 25);

m — общее число постоянно присоединенных к пневматической сети механизмов, шт.

Определение средневзвешенного коэффициента одновременности работы механизмов

Коэффициент $\overline{K_0}$ определяется в следующей последовательности:

Средневзвешенный коэффициент включения

$$\overline{k_в} = \frac{V_{ср}}{V_{max}}, \tag{5.2}$$

где $V_{ср}$ — средний расход сжатого воздуха, нм³/мин,

$$V_{ср} = \sum_{i=1}^{i=z} n_i \cdot q_i \cdot k_{из_i} \cdot k_{д_i} \cdot k_{з_i} \cdot k_{в_i}, \tag{5.3}$$

V_{max} — наибольший расход сжатого воздуха механизмами, нм³/мин,

$$V_{max} = \sum_{i=1}^{i=z} n_i \cdot q_i \cdot k_{из_i} \cdot k_{д_i} \cdot k_{з_i}, \tag{5.4}$$

$k_в = \frac{\tau_{в_i}}{\tau}$ — коэффициент включения отдельных механизмов;

$\tau_{в_i}$ — машинное время работы механизма в течение наиболее загруженного двухчасового периода, мин;

τ — длительность наиболее загруженного в смене периода, мин (принимается равной 120).

Предварительно определяется значение коэффициента одновременности по табл. 38 при обеспеченности $D=0{,}99$ и количестве механизмов $\sum_{i=1}^{i=z} n_i$.

Необходимая величина обеспеченности

$$D \geqslant 1 - 0{,}0121 \frac{Q_c}{(1-\overline{k_0})\, V_{max}}, \tag{5.5}$$

где Q_c — емкость пневматической сети, м³.

Таблица 38

		Коэффициент одновременности k_0 при количестве механизмов									
		5	10	20	30	40	50	100	200	300	600
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1,0	$k_0 = 1{,}0$ при всех значениях обеспеченности в любом количестве механизмов										
0,9	0,99	1,0	1,0	0,99	0,99	0,98	0,98	0,97	0,95	0,94	0,93
	0,90	0,99	0,98	0,97	0,96	0,96	0,96	0,94	0,93	0,92	0,92
	0,75	0,97	0,96	0,95	0,94	0,94	0,93	0,92	0,91	0,91	0,91
0,8	0,99	0,98	0,97	0,95	0,93	0,93	0,92	0,89	0,87	0,85	0,84
	0,90	0,97	0,95	0,92	0,89	0,88	0,87	0,85	0,83	0,83	0,83
	0,75	0,90	0,89	0,86	0,85	0,84	0,84	0,83	0,82	0,81	0,81
0,7	0,99	0,95	0,92	0,89	0,86	0,85	0,84	0,81	0,78	0,76	0,75
	0,90	0,90	0,87	0,83	0,81	0,79	0,78	0,70	0,74	0,73	0,73
	0,75	0,82	0,80	0,77	0,76	0,75	0,74	0,73	0,72	0,71	0,71
0,6	0,99	0,90	0,86	0,82	0,79	0,77	0,76	0,71	0,68	0,67	0,65
	0,90	0,82	0,79	0,74	0,72	0,70	0,69	0,67	0,64	0,63	0,63
	0,75	0,73	0,71	0,68	0,66	0,65	0,65	0,63	0,62	0,61	0,61
0,5	0,99	0,82	0,78	0,73	0,69	0,67	0,66	0,62	0,59	0,57	0,55
	0,90	0,74	0,70	0,64	0,62	0,60	0,59	0,56	0,54	0,53	0,53
	0,75	0,63	0,61	0,58	0,56	0,55	0,55	0,53	0,52	0,51	0,51
0,4	0,99	0,74	0,69	0,63	0,59	0,57	0,55	0,51	0,48	0,47	0,45
	0,90	0,63	0,59	0,54	0,51	0,50	0,49	0,47	0,45	0,44	0,43
	0,75	0,53	0,51	0,48	0,46	0,45	0,45	0,43	0,42	0,41	0,41
0,3	0,99	0,64	0,59	0,53	0,49	0,46	0,45	0,41	0,38	0,36	0,35
	0,90	0,52	0,48	0,43	0,41	0,39	0,38	0,36	0,34	0,34	0,33
	0,75	0,42	0,40	0,37	0,36	0,35	0,35	0,33	0,32	0,31	0,31
0,2	0,99	0,52	0,48	0,41	0,37	0,34	0,32	0,29	0,27	0,25	0,24
	0,90	0,39	0,36	0,31	0,29	0,28	0,28	0,26	0,24	0,23	0,23
	0,75	0,31	0,29	0,26	0,25	0,24	0,24	0,23	0,21	0,21	0,21
0,1	0,99	0,38	0,34	0,28	0,24	0,21	0,20	0,17	0,15	0,14	0,13
	0,90	0,25	0,23	0,19	0,17	0,16	0,16	0,14	0,13	0,13	0,12
	0,75	0,18	0,17	0,15	0,14	0,13	0,13	0,12	0,11	0,11	0,11
0,0	$\overline{k}_0 = 00$ при всех значениях обеспеченности и любом количестве механизмов.										

Значение обеспеченности следует принимать равным не менее 0,75.

По подсчитанной обеспеченности D, средневзвешенному коэффициенту включения $\overline{k}_в$ и суммарному количеству механизмов $\sum_{i=1}^{i=z} n_i$ определяется расчетное значение средневзвешенного коэффициента одновременности $\overline{k}_0$ по данным табл. 38.

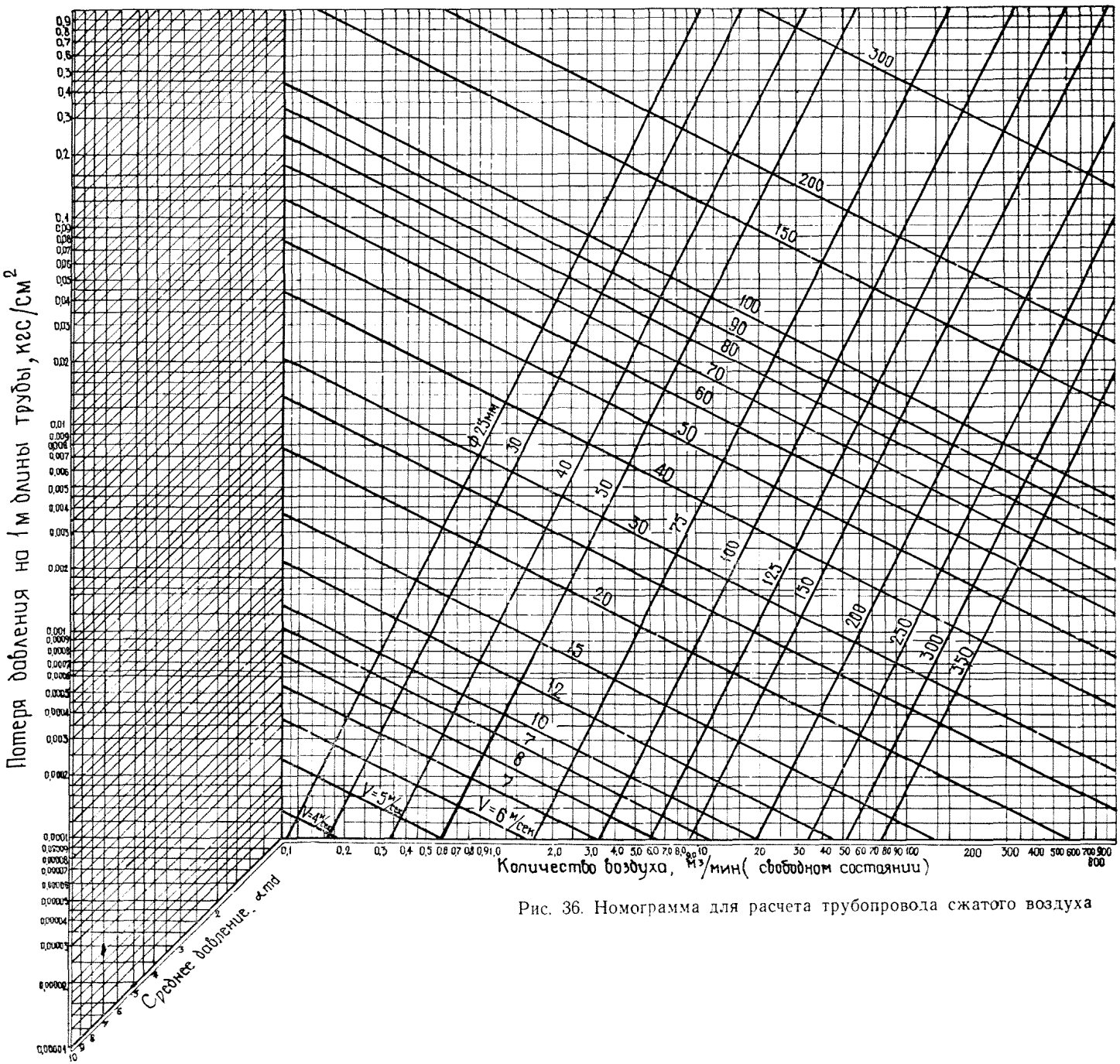


Рис. 36. Номограмма для расчета трубопровода сжатого воздуха

При подсчете расхода сжатого воздуха $V_{ср}$ и V_{max} рекомендуется пользоваться значениями коэффициентов включения $k_{в_i}$ и загрузки $k_{з_i}$ для различных групп механизмов, приведенных в табл. 37. Если ожидаемый режим работы механизма ненапряженный, коэффициент включения $k_{в_i}$ должен быть уменьшен.

При наличии механизмов, не вошедших в табл. 37, коэффициенты включения $k_{в_i}$ и загрузки $k_{з_i}$ следует принимать в соответствии с ожидаемым режимом их работы.

5.4. Выбор необходимого диаметра трубопровода производится по номограмме (рис. 36), разработанной в ИГМ и ТК им. Федорова М. М.

5.5. Рабочее давление наиболее удаленных от компрессорной станции горных машин должно быть не менее 5 ат.

5.6. Потери давления в отдельных частях трубопровода: 0,1—0,5 ат — в главной магистрали (поверхность и ствол); 0,4—0,8 ат — в разводящей магистрали околоствольных дворов и квершлагов; 0,6—1,0 ат — в коренных штреках и других выработках до конца жестких частей трубопровода; 0,5 ат — в гибких шлангах. Общие потери давления в жесткой части трубопровода — 1,1—2,3, во всей сети — 1,6—2,8 ат.

5.7. Трубы для шахтных пневматических сетей должны приниматься: при условном диаметре 100 мм и менее и рабочем давлении от 2 до 10 кг/см^2 — стальные водогазопроводные усиленные сварные по ГОСТ 3262—62; более 100 мм — стальные бесшовные горячекатаные по ГОСТ 8732—70 или стальные бесшовные холоднотянутые и холоднокатаные по ГОСТ 8734—58.

Фланцы применяют по ГОСТ 1233—67 и ГОСТ 1255—67, муфты — по ГОСТ 8943—59 и ГОСТ 8964—59.

Резиновые шланги и рукава должны соответствовать ГОСТ 8318—57. Рукава изготавливают на рабочее давление 8 кг/см^2 длиной от 8 до 10 м и внутренним диаметром 13, 16, 19, 25, 38 и 51 мм.

В качестве запорных устройств применяются задвижки, вентили и краны. Эквивалентную длину местных сопротивлений, которые суммируются с проектной длиной расчетных участков, следует принимать по табл. 39.

5.8. Соединение труб следует предусматривать на фланцах, или быстроразъемными накидными замками, или муфтами на резьбе. Для фланцевых соединений применяются прокладки из паронита, асбеста и других материалов, устойчивых к воздействию тепла, влаги и масла.

5.9. На ответвлениях от магистрального воздухопровода следует предусматривать установку задвижек и воздухомеров, а также патрубков с вентилями для подключения манометров.

5.10. Трубопровод сжатого воздуха в случае пожара может быть использован для подачи воды. С этой целью на нем следу-

Таблица 39

Местное сопротивление	Внутренний диаметр труб, мм										
	25	50	80	100	125	150	200	250	300	350	400
Проходной вентиль	6	1,5	25	35	50	60	65	100	140	170	200
Угловой вентиль	3	7	11	15	20	25	35	50	60	70	85
Задвижка	0,7	0,7	1,0	1,5	2,0	2,5	3,5	5	6	7	8,5
Колено	0,2	0,4	0,7	1,0	1,4	1,7	2,4	3,2	4	5	6
Тройник	2	4	7	10	14	17	25	32	40	50	60
Переход	0,5	1,0	3	2,5	3,5	4,0	6	8	10	12	15

ет предусматривать установку перемычек, пожарных кранов с вентилями, чтобы присоединить рукава и редукторы, обеспечивающие при необходимости снижение напора.

Монтаж и прокладка трубопроводов

5.11. Монтаж трубопровода в стволе производят снизу вверх. Для монтажа труб клеть или люлька оборудуется монтажными устройствами. Крепятся трубопроводы к расстрелам армировки либо к стенкам ствола.

В горизонтальных и наклонных выработках с наклоном до 20° трубопроводы укладываются на почву выработки по опорным подкладкам или подвешиваются к крепи; от 20 до 45° — на опорные подкладки, а в нижней части устанавливается опорное колено.

В выработках с углом наклона свыше 45° трубопровод закрепляется к крепи выработки на цепных подвесках; в случае пучащей почвы трубопровод подвешивается к крепи на цепных подъемах, расположенных через 3—6 м.

5.12. Трубопровод сжатого воздуха после монтажа испытывается на герметичность. Для этого его заполняют сжатым воздухом на максимальное давление компрессора и выдерживают в течение 5 минут (падение давления не должно превышать 0,5 кг/см^2). Затем давление снижают до 3 ати и производят осмотр трубопровода. Утечки воздуха в трубопроводе выявляют обмыливанием фланцевых соединений и по звуку.

Примерный расчет сети сжатого воздуха при подготовке крыла шахтного поля

Требуется рассчитать необходимое количество сжатого воздуха и диаметр трубопровода для подготовки нового крыла шахтного поля. Схема расстановки пневмомеханизмов представлена на рис. 37, а данные о количестве и типе механизмов, работающих в наиболее загруженной смене — в табл. 40.

Таблица 40

Механизмы	Номинальн. давление	К-во шт.	Номинальный расход воздуха, м³/мин	Коэффициенты				Наибольший расход воздуха V_{max}, м³/мин	Средний расх. воздуха $V_{ср.}$, м³/мин
				износа $k_{из}$	давления $k_д$	загрузки $k_з$	включения $k_в$		
Бурильные молотки ПР—25	5,0	4	3,5	1,15	1,0	1,0	0,65	16,1	10,5
Бурильная установка БУР-2	5,0	1	20	1,15	1,0	1,0	0,8	23,0	18,4
Вентиляторы местного проветривания ВМП—6м	5,0	2	15	1,0	1,0	0,7	1,0	21	21
Итого:	—	7	—	—	—	—	—	60,1	49,9

Всего к пневматической сети постоянно подключено 9 пневмомеханизмов различных типов. Наибольшая длина пневматической сети от забоев до компрессорной на поверхности — 1510 м. Расчетное давление Р в месте потребления — 5 ат.

Значения $V_{ср}$ и V_{max} подсчитываются по формулам (5.3) и (5.4) и приведены в табл. 40. Средневзвешенный коэффициент включения

$$\bar{K}_в = \frac{49,9}{60,1} = 0,83.$$

Исходя из данных табл. 38 при $\bar{k}_в = 0,83$, $n = 9$ и принятой обеспеченности $Д = 0,99\,\bar{k}_0$ будет равно 0,97.

Расчетная величина расхода сжатого воздуха

$$V_{расч} = 1,05 \cdot 0,97 \cdot 60,1 + \frac{0,2 \cdot 6}{60 \cdot 6} \cdot 1510 + \frac{25 \cdot 9 \cdot 6,0}{60 \cdot 6} = 70,0 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Следовательно, для обеспечения сжатым воздухом пневмомеханизмов в наиболее нагруженную смену производительность компрессорной должна быть не менее 70 м³/мин.

Давление сжатого воздуха (с учетом потерь на ствол — 0,3, околоствольный двор и квершлаг — 0,4, штрек — 0,6, гибкие шланги — 0,5 кг/см²)

$$P = 5 + 0,3 + 0,4 + 0,6 + 0,5 = 6,8 \text{ ати.}$$

Диаметры трубопроводов необходимо определять по известной номограмме (рис. 36) с учетом потерь давления на 1 м трубопровода и количества воздуха, подаваемого по нему.

В стволе следует прокладывать трубопровод диаметром 200 мм, околоствольном дворе и квершлаге — 150 мм и по групповым полевым штрекам — 100 мм.

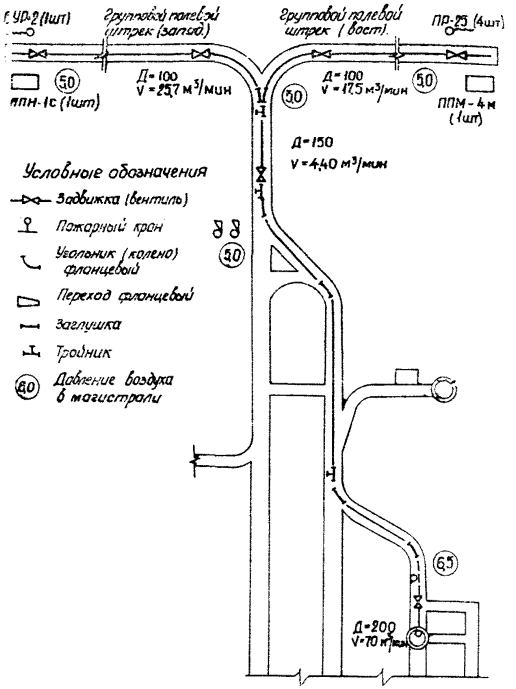


Рис. 37. Схема расстановки пневмомеханизмов при строительстве Северного крыла гор. 850 м

Аналогичный расчет производится и для других крыльев горизонта.

Источники водоснабжения для борьбы с пылью и пожаром в шахте

5.13. При проработке настоящего раздела следует пользоваться следующими дополнительными материалами: «Указания по проектированию трубопроводов в подземных выработках угольных и сланцевых шахт», «Инструкция по противопожарной защите угольных и сланцевых шахт», «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах».

5.14. Противопожарно-оросительный трубопровод должен быть временным. Если стационарный трубопровод совпадает по диаметру и расположению труб и может быть качественно

смонтирован, его следует использовать при подготовке горизонта.

5.15. Противопожарно-оросительный трубопровод для строительства нового горизонта должен подключаться к противопожарно-оросительному рабочего горизонта или прокладываться с поверхности.

5.16. Сеть противопожарно-оросительного водопровода состоит из магистральных и участковых линий. Магистральные линии прокладываются в стволах, околоствольных дворах, квершлагах, коренных и групповых откаточных штреках, уклонах и бремсбергах. К участковым относятся линии, прокладываемые в откаточных, вентиляционных и ярусных (промежуточных и выемочных) штреках. При наличии двух или трех параллельно наклонных выработок противопожарный трубопровод прокладывается по выработке, оборудованной ленточным конвейером, а пожарные краны в параллельные выработки выносятся по сбойкам.

Напор воды в трубопроводе при пожаротушении должен быть от 60 до 150 м вод. ст. Для создания необходимого напора в участковых трубопроводах на откаточных штреках устанавливаются напорные станции с одним рабочим и одним резервным насосами (если длина напорной линии превышает 1 км или количество пожарных кранов на ней более пяти).

При напоре воды более 15 ати на пожарных кранах водопровода должны устанавливаться диафрагмы ДКН-25-70. Регулирование напора для работы оросителей производится при помощи переносных редукторов ПШ-4.

5.17. После редуцирования проведение выработок осуществляется с установкой пожарных кранов на трубопроводе без диафрагм.

Последующая переноска редукторов по мере подвигания забоя выработки производится с одновременной установкой диафрагм на пожарные краны пройденных участков.

Для отключения отдельных участков водопровода на ответвлениях устанавливаются задвижки. На магистральных водопроводах, не имеющих ответвлений, задвижки устанавливаются на расстоянии не более 400 м.

5.18. Для пожаротушения устанавливаются пожарные краны в следующих местах:

а) в выработках с ленточными конвейерами через 50 м (у каждого пожарного крана должен быть шкафчик, в котором хранится пожарный ствол со спрыском 19 мм и рукав длиной 20 м, диаметром 70 мм, снабженный с обоих концов соединительными гайками);

б) около всех камер в 5 м от входа (если расстояние между камерами не превышает 40 м, устанавливается один пожарный кран и один шкафчик);

в) у каждого ходка в склад ВМ;

г) у пересечений и ответвлений подземных выработок (в выработках, не имеющих пересечений и ответвлений — через 200 м);

д) в околоствольных дворах, где нет камер, — через 100 м;

е) с каждой стороны ствола у сопряжений его с околоствольным двором.

У каждой приводной головки ленточных конвейеров для тушения пожара предусматривается автоматическая установка УАК-1.

5.19. Диаметры магистрального трубопровода, проложенного по стволу, околоствольному двору и квершлагу, рассчитываются исходя из суммарного расхода воды на устройство водяной завесы для преграждения распространения пожара и непосредственного тушения пожара струей из одного пожарного ствола, а также половины расхода на обеспыливание.

Нормы расхода воды на устройство противопожарной водяной завесы, зависящие от сечения выработки и скорости движения воздуха по ней, представлены в табл. 41.

Таблица 41

Сечение выработки, м²	Нормы расхода воды на устройство противопожарной завесы, м³/ч при скорости движения воздуха по выработке, м/с				
	1	2	3	4	5
4,5	29,7	34,7	40,5	49,5	59,4
5,0	33,0	38,5	45,0	55,0	66,0
5,5	36,3	42,4	49,5	60,5	72,5
6,0	39,8	46,2	54,0	66,0	79,1
6,5	42,9	50,0	58.5	71,5	—
7,0	46,2	53,9	63,0	77,0	—
7,5	49,2	57,7	67,5	82,5	—
8,0	52,8	61,6	72,0	—	—
8,5	56,1	65,5	76,5	—	—
9,0	59,5	69,4	81,0	—	—
9,5	62,7	73,1	—	—	—
10,0	66,0	77,0	—	—	—
11,0	72,6	—	—	—	—
12,0	79,2	—	—	—	—

Расход воды на один пожарный ствол исходя из имеющихся данных [8] принимается 8 л/сек.

5.20. Расход воды (в л/сек) на пылеподавление принимается по существующим нормам проектирования [8] при:

а) промывке шпуров в процессе бурения — 0,08—0,2;

б) орошении забоя выработки перед взрыванием — 0,05—0,08;

в) устройстве водяной завесы в период взрывания и проветривания — 0,05—0,08;

г) орошении в процессе погрузки угля и породы в вагонетки — 0,25—0,5;

д) орошении в процессе перегрузки с конвейера на конвейер или в вагонетки — 0,05—0,08;

е) орошении в процессе разгрузки вагонеток с откидывающимися днищами — 0,4—0,6.

Расход воды на пылеподавление при работе очистных и проходческих комбайнов, стругов и предварительного увлажнения угля в массиве рассчитывается по методике, изложенной в «Руководстве по борьбе с пылью в угольных шахтах». М., изд-во «Недра», 1971.

5.21. Суточный и максимальный часовой расход воды на пылеподавление при строительстве нового горизонта

$$Q_{сут}=k\Sigma Vq \text{ м}^3\text{/сутки}, \tag{5.6}$$

$$Q_{ч}=k\Sigma qNtn \text{ м}^3\text{/ч}, \tag{5.7}$$

где V — объем работ за расчетное время по отдельным производственным процессам;

q — удельный расход воды на соответствующий вид работ;

N — количество однотипных потребителей воды;

k — коэффициент на неучтенные расходы и утечки, равный 1,15;

n — коэффициент одновременности работы однотипных потребителей воды;

t — среднее время работы потребителей в час.

5.22. Коэффициент одновременности работы однотипных потребителей следует принимать в зависимости от их количества (табл. 42).

5.23. При расчете противопожарно-оросительного водопровода скорость движения воды в трубах следует принимать в пределах от 1,2 до 1,5 м/сек.

Независимо от расчета диаметр труб не должен быть менее 100 мм. Диаметр временных забойных водопроводов может быть и меньше, что зависит от расхода воды на обеспыливание. Постоянные водопроводные линии не должны доходить до забоев проводимых выработок ближе чем на 40 м.

5.24. Выбор диаметра противопожарно-оросительного трубопровода производится из условия пропуска максимального часового расхода воды.

Тогда

$$D_в=\sqrt{\frac{4\cdot Q_ч}{\pi\cdot v\cdot 3600}} \text{ м}, \tag{5.8}$$

Таблице 42

Водопотребители	Коэффициент одновременности работы однотипных потребителей воды				
	Количество потребителей				
	2—3	3—5	5—10	10—20	свыше 20
Форсунки и отбойные молотки	0,9	0,7	0,65	0,5	0,4
Бурильные молотки	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6
Завесы и оросители для пылеподавления при взрывных работах	1,0	0,7	0,4	0,3	0,2
Опрокидыватели	1,0	1,0	0,95	—	—
Погрузочно-разгрузочные пункты	1,0	0,85	0,8	0,65	0,55
Места поливки породы и орошения стенок выработок	0,8	0,2	0,15	0,1	—

где $D_в$ — внутренний диаметр трубы, м;

$Q_ч$ — максимальный часовой расход воды, м³/ч;

v — скорость воды в трубопроводе, м/сек.

Потери напора в противопожарно-оросительном трубопроводе определяются по формулам института ВОДГЕО:

$$\text{при } v \geqslant 1{,}2 \text{ м/сек } i = 0{,}00107 \frac{v^2}{D^{1,3}}; \tag{5.9}$$

$$\text{при } v < 1{,}2 \text{ м/сек } i = 0{,}000912 \frac{v^2}{D^{1,3}} \left(1 + \frac{0{,}867}{v}\right)^{0,3} \tag{5.10}$$

где v — средняя скорость движения воды;

i — гидравлический уклон (потери напора на 1 м длины трубопровода);

D — расчетный внутренний диаметр трубопровода, м.

Потери напора на местные сопротивления следует учитывать в размере 5% от потерь напора на сопротивление по длине трубопровода.

5.25. Для прокладки противопожарно-оросительного трубопровода в шахте должны использоваться стальные электросварные (ГОСТ 10704—63), стальные водогазопроводные (ГОСТ 3262—62) и бесшовные горячекатаные трубы (ГОСТ 8732—70). Трубы соединяются между собой при помощи приваренных к ним фланцев. Временные линии противопожарно-ороситель-

ного трубопровода можно прокладывать из труб, соединяемых между собой посредством быстроразъемных накидных замков.

В горных выработках противопожарно-оросительную магистраль монтируют со стороны прохода для людей.

5.26. Шахтный водопровод должен иметь защитное заземление, а в выработках с откаткой контактными электровозами, кроме этого, — защиту от блуждающих токов.

5.27. Если противопожарно-оросительный водоподающий став, проложенный по стволу, выходит из строя, предусматривается переключение других имеющихся ставов (за исключением газопроводов) на противопожарное водоснабжение подземных выработок.

При этом на трубопроводах следует иметь установку перемычек пожарных кранов с вентилями для присоединения рукавов и редукторов в случае необходимости снижения напора.

5.28. Редукторы и задвижки для переключения водоотливных и других ставов на противопожарное водоснабжение должны устанавливаться в камерах главного водоотлива или в специальных запирающихся нишах.

5.29. Для быстрого и правильного использования переключающих устройств к плану ликвидации аварий прикладывается схема этих устройств, на которой обозначены и пронумерованы запорные вентили и указана последовательность их использования.

5.30. Для тушения пожара можно использовать воду любого качества с обязательной последующей промывкой и дезинфекцией линий совмещенного противопожарно-оросительного водопровода.

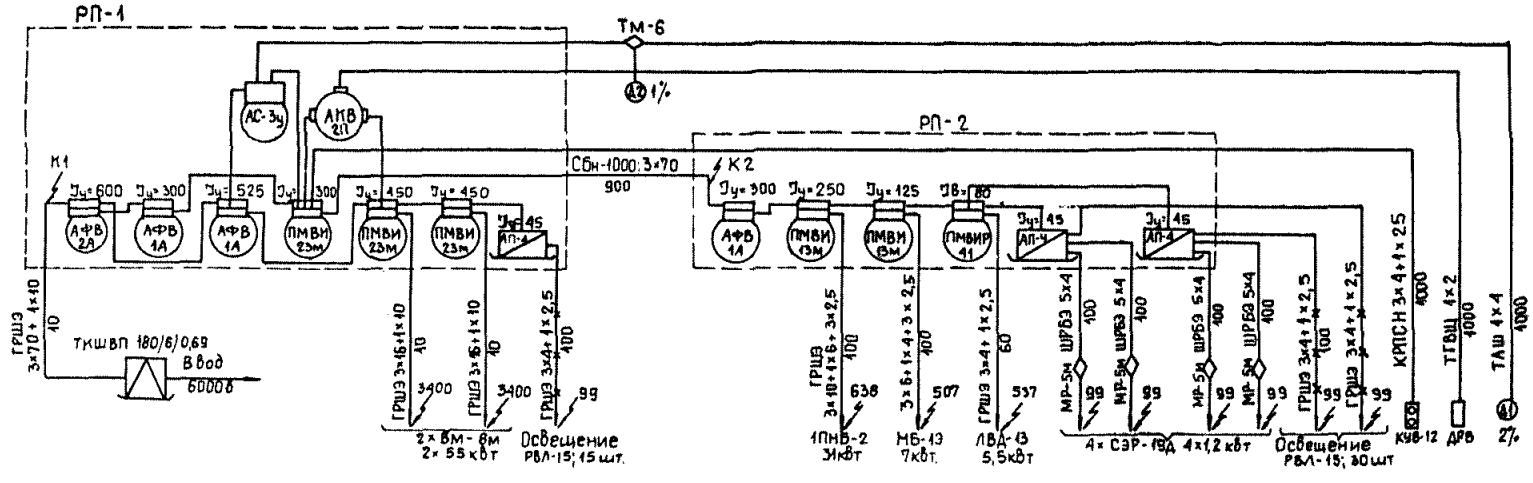
Электроснабжение

5.31. Электроснабжение при строительстве и подготовке новых горизонтов изложено в Инструкции к методическим указаниям по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт, раздел III.

Детально разработаны схемы временного электроснабжения при проходке камеры, горизонтальной и наклонной горных выработок. В качестве примера произведен расчет двух схем электроснабжения (на напряжение 660 и 380 *В*) при проведении горизонтальной горной выработки (рис. 38, 39).

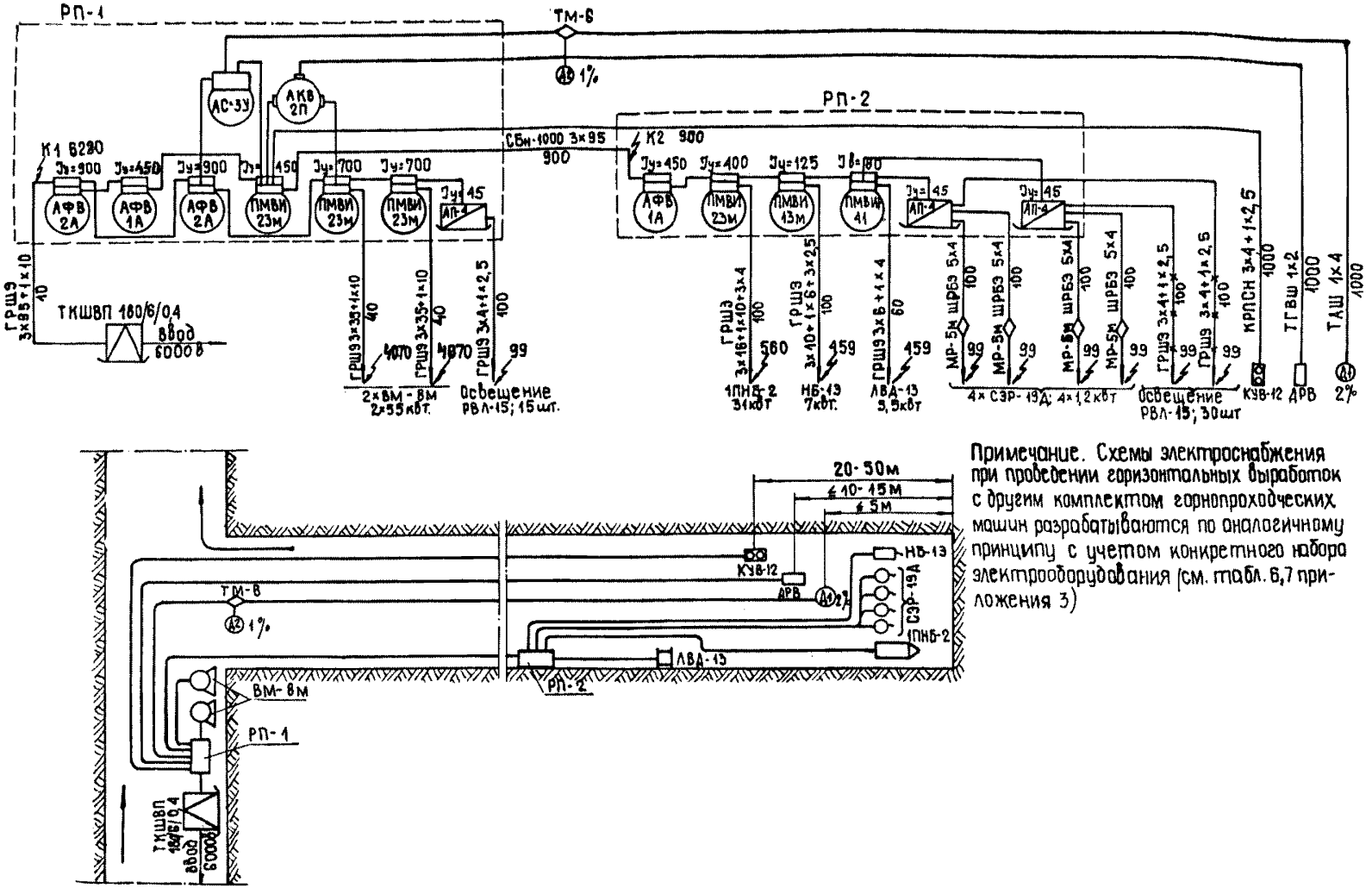
Набор электрооборудования и материалов выполнен для шахт, не опасных, опасных по газу и шахт с пластами, опасными по внезапным выбросам угля и газа.

Для питания потребителей электрической энергией при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок приняты комплектные передвижные трансформаторные подстанции,



Примечание. Схемы электроснабжения при проведении горизонтальных выработок с другим комплектом горнопроходческих машин разрабатываются по аналогичному принципу с учетом конкретного набора электрооборудования (см. табл. 4,5 приложения 3)

Рис. 38. Схема электроснабжения при проведении горизонтальной выработки (U=660 В)



Примечание. Схемы электроснабжения при проведении горизонтальных выработок с другим комплектом горнопроходческих машин разрабатываются по аналогичному принципу с учетом конкретного набора электрооборудования (см. табл. 6,7 приложения 3)

Рис. 39. Схема электроснабжения при проведении горизонтальной выработки (U=380 В)

питание которых предусмотрено от участковых или центральных (временных или постоянных) подземных электроподстанций.

При проведении камер передвижные трансформаторные подстанции не предусмотрены в связи с малыми электрическими нагрузками. Питание низковольтных силовых потребителей и освещения предусмотрено от временных центральных или участковых подземных электроподстанций.

Во всех схемах электроснабжения подготовительных выработок предусмотрено дистанционное управление групповым магнитным пускателем с помощью кнопочного поста, расположенного у забоя или у распределительного пункта тупиковой выработки.

В начальный период проходки выработок подготавливаемого горизонта питание потребителей электрической энергии предусмотрено от электроподстанции рабочего горизонта при помощи кабелей, прокладываемых по стволу.

Для питания передвижных трансформаторных подстанций принято напряжение 6000 В, силовых низковольтных потребителей — 660 В (380 В), ручных электросверл и освещения — 127 В.

5.32. Выбор мощности трансформатора подземной передвижной подстанции производится по формуле

$$S_{тр} = \Sigma P_{уст} \frac{k_c}{\cos \varphi} - кВа, \qquad (5.11)$$

где $\Sigma P_{уст}$ — суммарная установленная мощность электродвигателей и освещения, присоединенных к передвижной подстанции, кВт;

k_c — коэффициент спроса;

$\cos \varphi$ — средневзвешенный коэффициент мощности групп токоприемников (принимается по известным данным [9]).

Коэффициент спроса [10] находят из соотношения

$$k_c = 0{,}4 + 0{,}6 \frac{P_{нд}}{\Sigma P_{уст}}, \qquad (5.12)$$

где $P_{н.д}$ — установленная мощность наиболее крупного электродвигателя в группе, кВт.

5.33. Фидерным кабелем является кабель от передвижной подстанции ТКШВП до распределительного пункта.

Вводное устройство передвижной подстанции предусматривает присоединение с низкой стороны гибкого кабеля, поэтому в качестве фидерного кабеля используется только гибкий кабель типа ГРШЭ.

Расчетный ток в фидерном кабеле

$$I_р = \frac{S_{тр}}{\sqrt{3}U_н} \text{ А}. \quad (5.13)$$

Здесь $U_н$ — номинальное напряжение в сети, кВт.

Предварительное сечение фидерного кабеля выбирается исходя из экономической плотности по следующей формуле:

$$S_{ф.э} = I_р \sqrt{T_м \cdot C \cdot 10^{-3}} \text{ мм}^2, \quad (5.14)$$

где $T_м$ — количество часов использования максимума нагрузки проходческой машины в году;

C — стоимость 1 кВт. ч электроэнергии, руб.

5.34. Сечение кабелей для прочих потребителей предварительно определяется исходя из экономической плотности тока с последующей проверкой сечения по нагреву:

$$S_{к.б} = \frac{I_р}{I_{эк}} \text{ мм}^2, \quad (5.15)$$

где $I_{эк}$ — экономическая плотность тока в бронированном кабеле, А/мм^2.

Выбор сечения гибких кабелей, которые предусматриваются для питания проходческих машин и механизмов, производится по формуле (5.14).

5.35. Выбор уставок тока срабатывания максимальных реле и плавких вставок предохранителей, автоматов и магнитных пускателей производится в соответствии с методикой, изложенной в «Правилах безопасности в угольных и сланцевых шахтах» (М., изд-во «Недра», 1974).

Величина уставки тока срабатывания реле защитных автоматов, встроенных в передвижные трансформаторные подстанции, фидерных автоматических выключателей и магнитных пускателей:

а) Для защиты магистрали

$$I_у \geqslant I_{н.п} + \Sigma I_{н.р}, \quad (5.16)$$

где $I_{н.п}$ — номинальный пусковой ток наиболее мощного электродвигателя, А;

$\Sigma I_{н.п}$ — сумма номинальных токов всех остальных токоприемников, А.

б) Для защиты ответвления

$$I_у \geqslant I_{н.п}. \quad (5.17)$$

Номинальный пусковой ток для электродвигателей определяется по каталожным данным. При отсутствии таких данных для практических расчетов с достаточной точностью пусковой

ток для электродвигателей с коротко-замкнутым ротором принимается равным шестикратному номинальному току:

$$I_{пп} \approx 6I_{н}, \tag{5.18}$$

а для электродвигателей с фазным ротором

$$I_{пп} \approx 1{,}5I_{н}, \tag{5.19}$$

где $I_{н}$ — номинальный ток электродвигателя, А.

Выбранная уставка тока срабатывания реле проверяется по минимальному току двухфазного короткого замыкания. При этом отношение расчетного минимального тока двухфазного короткого замыкания к уставке тока срабатывания реле должно удовлетворять условию:

$$\frac{I_{кз}^{(2)}\,\min}{I_{у}} \geqslant 1{,}5, \tag{5.20}$$

где 1,5 — коэффициент чувствительности защиты.

Номинальный ток плавкой вставки предохранителей:

а) Для защиты магистрали

$$I_{в} \geqslant \frac{I_{пп}}{1{,}6 \div 2{,}5} + \Sigma I_{нр}\ \text{А}, \tag{5.21}$$

где 1,6—2,5 — коэффициент, обеспечивающий неперегорание плавкой вставки при пусках электродвигателей с короткозамкнутым ротором.

б) Для защиты ответвлений

$$I_{в} \geqslant \frac{I_{пп}}{1{,}6 \div 2{,}5}\ \text{А}. \tag{5.22}$$

Для нормальных условий пуска электродвигателя (редкие пуски и быстрое разворачивание) значение коэффициента в формулах (5.21), (5.22) следует принимать равным 2,5, а при тяжелых условиях (частые пуски при длительном разворачивании) — 1,6—2.

Чрезмерно занижать номинальный ток плавкой вставки не следует, так как последняя может перегореть при пусках, что является одной из причин выхода из строя электродвигателей в режиме однофазной работы.

Выбранная плавкая вставка должна быть проверена по расчетному минимальному току двухфазного короткого замыкания.

При этом отношение расчетного тока двухфазного короткого замыкания к номинальному току плавкой вставки должно удовлетворять условию

$$\frac{I_{кз\,min}}{I_{в}} \geqslant 4 \div 7. \tag{5.23}$$

5.36. Проверка уставок тока срабатывания реле по предельно отключаемому току защитой аппаратуры.

Согласно требованиям Правил безопасности отключение защитным аппаратом максимальных токов К. З. может быть обеспечено при

$$I_0 > 12 I^{(3)}_{\text{кз. max}}, \tag{5.24}$$

где I_0 — предельно отключаемый ток защитного аппарата, А;

$I^{(3)}_{\text{кз. max}}$ — расчетный максимальный ток трехфазного К. З., А.

Величина расчетного максимального тока трехфазного К. З. связана с величиной расчетного минимального тока двухфазного К. З., подсчитанной по методике, приведенной в Правилах безопасности, следующей зависимостью:

$$I^{(3)}_{\text{кз. max}} \approx 1{,}6\, I^{(2)}_{\text{кз. min}}. \tag{5.25}$$

С учетом этой зависимости выражение (5.24) примет вид:

$$I_0 > 1{,}92 I^{(2)}_{\text{кз.min}}. \tag{5.26}$$

Если отключающая способность проверяемого защитного аппарата окажется равной или будет меньше величины, указанной в (5.24) или (5.26), то при наличии на присоединении питающего аппарата, группового, общего или другого защитного аппарата, удовлетворяющего выражению (5.20) или (5.23), необходимо проверить, удовлетворяет ли он условию

$$I^{(3)}_{\text{кз max}} \leqslant \frac{I_0}{1{,}2} \text{ или } I^{(2)}_{\text{кз min}} \leqslant \frac{I_0}{1{,}92}. \tag{5.27}$$

Все токи, меньшие величин, определяемых из выражения (5.27), должны отключаться проверяемым защитным аппаратом, а токи, равные или большие этих величин, — групповым или общим защитным аппаратом.

Чтобы обеспечить отключение этих токов, необходимо соблюдение условия:

$$I_y \leqslant \frac{I_{\text{кз.max}}}{1{,}5} = \frac{I_0}{1{,}5 \cdot 1{,}2} = 0{,}55\, I_0, \tag{5.28}$$

где I_y — уставка реле максимального тока дополнительно устанавливаемого аппарата, А.

При установке в распредпункте дополнительного автомата в цепи аварийного тока, кроме магнитного пускателя, оказываются включенными два или больше автоматических выключателя, что значительно улучшает условия коммутирования.

В табл. 43 даны предельно отключаемые токи К. З. защитной аппаратуры при отключении их каскадной системой, т. е. одним или несколькими последовательно включенными автоматическими выключателями совместно с магнитными пускателями различного типа.

Таблица 43

Наименование магнитного пускателя	Наименование контактора, встроенного в магнитный пускатель	Предельно отключаемый ток К. З. защитной аппаратуры I_0, А		
		при одном автоматическом выключателе	при двух автоматических выключателях	при трех автоматических выключателях
ПМВИ-23М	КТ-7023	5000	8000	11000
ПМВИ-13М	КТ-7023	2900	4650	6400

Одновременность срабатывания нескольких автоматических выключателей обеспечивается, если уставки их максимально-токовых расцепителей будут одинаковы.

5.37. Все электрические аппараты, предназначенные для управления и защиты подземных токоприемников, комплектуются в низковольтные распредпункты, которые состоят из фидерных автоматов типа АФВ, магнитных пускателей ПМВИ и ПМВИР, пусковых агрегатов АП-4, аппаратуры защитного отключения.

Подключение распредпунктов к передвижным трансформаторным подстанциям выполняется бронированными и гибкими экранированными кабелями марки СБГ-1000 и ГРШЭ-660.

Для каждого распредпункта производится выбор фидерных автоматов и магнитных пускателей по номинальным значениям напряжения, тока и мощности подключаемых потребителей электрической энергии, а также выбор величины уставок тока срабатывания максимальных реле и номинальных токов плавких вставок предохранителей с проверкой их по минимальному току двухфазного короткого замыкания и по предельно-отключаемому току защитной аппаратуры согласно требованиям «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах».

Питание забойных распредпунктов производится от групповых магнитных пускателей типа ПМВИ, которые устанавливаются на свежей струе воздуха и включаются дистанционно при помощи кнопок управления, находящихся на расстоянии 20 ÷ ÷ 50 м от забоя подготовительных выработок.

5.38. Высоковольтные кабели для питания передвижных трансформаторных подстанций в рассматриваемых вариантах не предусматриваются. Они выбираются в каждом конкретном случае в зависимости от длины проводимой выработки и мощности подключаемых токоприемников.

Подземные кабельные сети между распредпунктами выполняются бронированными и гибкими кабелями с медными жилами марки СБН-1,0 и ГРШЭ-660, которые прокладываются по горизонтальным и наклонным выработкам.

Питание электродвигателей проходческих машин и механизмов осуществляется от распредпунктов при помощи гибких экранированных кабелей марки ГРШЭ, а ручных сверл — ШРБЭ.

В горных выработках бронированные и гибкие кабели подвешиваются нежестко на резиновых лентах по сварным металлоконструкциям.

Кабели выбираются с учетом нагрузок подземных токоприемников и проверяются по нагреву. Кроме этого, низковольтные бронированные кабели, имеющие большую длину (до 900 м), проверяются по допустимой величине потери напряжения.

Контроль состояния изоляции в силовой сети 0,69 кВ (0,4 кВ) осуществляется устройствами автоматического контроля изоляции, встроенными в передвижные трансформаторные подстанции ТКШВП.

5.39. Для непрерывного автоматического контроля за содержанием метана в тупиковых забоях и для контроля за поступлением необходимого количества свежего воздуха в забои подготовительных выработок принята соответственно аппаратура АМТ-3У и АКВ-2П, которая сблокирована с групповыми магнитными пускателями, питающими электрооборудование тупиковой выработки.

Анализатор метана термокаталический АМТ-3У, состоящий из трех датчиков метана ДМТ-3Т и аппарата сигнализации АС-3У, предназначен для:

а) непрерывного автоматического контроля содержания метана в месте установки датчиков ДМТ-3Т;

б) автоматического отключения электрического питания проводимой выработки при предельно допустимой концентрации метана;

в) световой и звуковой аварийной сигнализации с предельно допустимой концентрацией метана;

г) дистанционного визуального контроля содержания метана по указывающему прибору аппарата АС-3У.

Аппаратура АКВ-2П, состоящая из релейного блока и датчика, предназначенная для контроля количества воздуха, поступающего в горные выработки, проветриваемые вентиляторами местного проветривания, обеспечивает:

а) выдержку времени 5—10 минут на включение электрооборудования тупиковой выработки от момента установления нормального режима ее проветривания;

б) автоматическое с выдержкой времени 1—2 мин отключение электрооборудования тупиковой выработки и невозможность

его включения при нарушении нормального режима проветривания;

в) мгновенное автоматическое отключение электроэнергии при отключении пускателя вентилятора местного проветривания;

г) световую сигнализацию в нормальном и аварийном режимах проветривания забоя тупиковой выработки.

5.40. В условиях подземных выработок освещению подлежат места установки передвижных трансформаторных подстанций, распределительных пунктов, забой подготовительных выработок и др.

Освещение камер, горизонтальных и наклонных выработок осуществляется люминесцентными светильниками во взрывобезопасном исполнении типа РВЛ-15 с лампами по 15 вт. Питание светильников производится от пусковых агрегатов типа АП-4 с трансформаторами мощностью 4 кв А, которые устанавливаются в распределительных пунктах.

Осветительная сеть выполняется гибкими кабелями марки ГРШЭ. Состояние изоляции в сети электроосвещения контролируется устройствами автоматического контроля изоляции, встроенными в пусковые агрегаты АП-4.

5.41. Заземлению подлежат нетоковедущие части передвижных трансформаторных подстанций, фидерных автоматов, магнитных пускателей, бронированных кабелей и другого оборудования, обычно не находящихся под напряжением, но которые могут оказаться под ним в случае повреждения изоляции.

Заземление металлических нетоковедущих частей электрооборудования и кабелей должно быть выполнено в соответствии с требованиями «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах» (М., изд-во «Недра», 1974).

Раздел 6

МОНТАЖ ПОСТОЯННОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

6.1. Монтаж технологического оборудования на подготавливаемом горизонте производится в соответствии со специально разработанным графиком по мере готовности горных выработок и приемки их комиссией под монтаж. График разрабатывается на основании календарного плана ведения горных работ и проекта организации работ по монтажу оборудования.

6.2. К началу монтажа оборудования должны быть полностью готовы (в соответствии с техническими условиями и чертежами) фундаменты и опорные конструкции. В соответствии с проектом организации работ необходимо подготовить монтажные

Таблица 44

Оборудование	Состав звена, чел.	Затраты труда на монтаж оборудования, чел.-ч	Стоимость монтажа, руб.	Примечание
Круговые опрокидыватели на одну вагонетку	5	$T = \frac{1}{0{,}0061-0{,}0005X}$	$C = \frac{1}{0{,}0084-0{,}00076X}$	X — емкость вагонетки, м³
Круговые опрокидыватели на две вагонетки	5	$T = \frac{1}{0{,}0044-0{,}00039X}$	$C = \frac{1}{0{,}006-0{,}00055X}$	X — емкость вагонетки, м³
Толкатели цепные с замкнутой цепью	5	$T = \frac{1}{0{,}012-0{,}0014X}$	$C = \frac{1}{0{,}019-0{,}0022X}$	X — масса, т
Толкатели штоковые с пневматическим двигателем	4	$T = \frac{1}{0{,}0168-0{,}0026X}$	$C = \frac{1}{0{,}0274-0{,}0043X}$	X — масса, т
Толкатели для проталкивания нерасцепленных составов		$T = \frac{1}{0{,}013-0{,}0008X}$	$C = \frac{1}{0{,}021-0{,}0013X}$	X — масса, т
Насосы центробежные секционные типа МС	Количество колес: 2 2—3	$T = 8{,}53+14{,}07X$	$C = 5{,}37+8{,}83X$	X — масса, т
	3 —	$T = 7{,}72+20{,}2X$	$C = 5{,}02+12{,}25X$	
	4 —	$T = 9{,}91+21{,}95X$	$C = 6{,}90+12{,}95X$	
	5 —	$T = 12{,}56+19{,}75X$	$C = 8{,}10+11{,}96X$	
	6 2—3	$T = 14{,}02+20{,}23X$	$C = 9{,}03+12{,}51X$	Состав звена 2 чел. — для насосов массой до 1 т; 3 чел.— более 1 т
	7 —	$T = 15{,}12+22{,}23X$	$C = 9{,}92+13{,}23X$	
	8 2—3	$T = 16{,}52+22{,}51X$	$C = 10{,}68+13{,}5X$	
	9 —	$T = 20{,}29+21{,}4X$	$C = 13{,}07+12{,}8X$	
	10 —	$T = 20{,}44+22{,}96X$	$C = 15{,}66+11{,}85X$	
Подземные подъемные машины с диаметром барабана 2—3 м	7	$T = \frac{1}{0{,}002-0{,}00002X}$	$C = \frac{1}{0{,}0033-0{,}000035X}$	X — масса, т
Подъемные машины с лебедками типа БЛ и ЛГЛ	7	$T = 19{,}6+19{,}2X$	$C = 12{,}1+11{,}1X$	X — масса, т

Окончание таблицы 44

Оборудование	Состав звена, чел.	Затраты труда на монтаж оборудования, чел.-ч	Стоимость монтажа, руб.	Примечание
Компенсаторы высоты типа КВ	5	$T = -0,2+19,13X$	$C = 1,14+11,3X$	X — масса, т
Площадки качающиеся типа ПК	4	$T = -8+20X$	$C = 11,7+0,1X$	X — масса (в пределах 7—11), т
Ртутные выпрямители типа РМ	4	$T = -1,6+25X$	$C = -0,15+20X$	X — масса, т
Ленточные конвейеры (без ленты):				
типа КРУ-350, длиной 350—2100 м	8	$T = 300+4,8X$	$C = 215+3,6X$	X — длина конвейера, м
типа ЛКУ—250, длиной 200—1000 м	4	$T = 295+3,1X$	$C = 213+2,24X$	X — длина конвейера, м
Полустационарные длиной 200—500 м	6	$T = 215+3,1X$	$C = 156+2,24X$	X — длина конвейера, м

приспособления, грузоподъемные средства, электрические лебедки, тали и другое монтажное оборудование.

6.3. До спуска в шахту технологическое оборудование подвергается ревизии, тщательно проверяется его техническое состояние, выявляются и устраняются дефекты.

Спуск оборудования по стволу производят в клети на платформах или под клетью на стропах. По горизонтальным и наклонным выработкам оборудование доставляется в вагонетках или специальных платформах. В выработках, где нет путей, доставка оборудования производится на салазках или катках с помощью лебедок или талей.

При монтаже трубопроводов в вертикальных, наклонных и горизонтальных выработках следует руководствоваться «Проектом организации работ по монтажу трубопроводов в горных выработках», разработанным ВНИИОМШСом в 1971 г.

6.4. Ориентировочные трудовые затраты и стоимость монтажа основного технологического оборудования на подготавливаемом горизонте в зависимости от его веса или длины (для конвейеров) можно определить по данным табл. 44.

6.5. Монтажные работы в подземных условиях должны выполняться в соответствии с требованиями «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах», ТУ и заводских инструкций по монтажу оборудования, а также по разработанным мероприятиям, предусмотренным проектом организации работ в соответствии с конкретными условиями монтажа.

ЛИТЕРАТУРА

1. В. Н. Горбенко, Г. П. Данилина. О возможности применения техиздат, 1952.
   ЭВМ при построении математической модели угольной шахты. Сб. «Кибернетика в горном деле», Алма-Ата, изд-во «Наука», 1966.
2. Отчет «Разработка экономико-математических моделей планирования производства строительно-монтажных работ». ИЭП АН УССР, Донецк, 1971.
3. Руководство по буровзрывным работам при проведении горных выработок. М., изд-во «Недра», 1964.
4. И. Я. Гершиков, А. К. Глинский, А. Д. Димашко, А. А. Кревневич. Шахтные электрические лебедки и подъемные машины. Углетехиздат, 1952.
5. Основные направления и нормы технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М., 1973.
6. В. Г. Иванов, Б. Н. Кравцов, Г. А. Ганзен, Д. С. Муравьев, Э. Э. Нильва, Л. И. Елагин. Выбор технологии транспортных работ при проведении наклонных выработок. М., 1973.
7. Временная инструкция по определению расчетных расходов сжатого воздуха для угольных шахт. Донецк, ИГМ ГИ, 1967.
8. Указания по проектированию трубопроводов, прокладываемых в подземных выработках угольных и сланцевых шахт. М., 1972.
9. Указания по проектированию электроснабжения угольных шахт. М., Центрогипрошахт, 1963.
10. Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах, часть III., М., изд-во «Недра», 1972.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 3
Раздел 1. Основные положения составления проекта организации строительства нового горизонта действующей шахты . 4
Раздел 2. Метод оптимизации параметров строительства нового горизонта действующей шахты 6
Раздел 3. Методика расчета основных параметров проходческого цикла 23
Раздел 4. Выбор общешахтных комплексов 35
Раздел 5. Энергоснабжение 93
Раздел 6. Монтаж постоянного технологического оборудования . 114
Литература 117

Методические указания по проектированию технологии и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих лент

Ответственный за выпуск к. т. н. В. Е. Морозов
Редактор А. Ф. Каплинская
Технический редактор В. П. Лемищенко

БЦ 14066. Сдано в набор 3.IV. 1976 г. Подписано к печати 1.XII. 1976 г. Формат 60×90¹/₁₆. Печ. л. 7,3. Уч.-изд. л. 7,5. Бумага № 2. Зак. 875. Тир. 500.

Харьковская городская типография № 16 Областного управления по делам издательств, полиграфии и книжной торговли,
г. Харьков-3, ул. Университетская, 16.

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Следует читать
57	14 сверху	кВт/ч	кВт.ч
58	4 сверху	квт.ч	кВт.ч
72	11 снизу	$Q_з n_i$	$Q_{зпi}$
73	11 сверху	квт	кВт
96	1 колонка таблицы	—	$\overline{k_в}$
96	2 колонка таблицы	—	D
96	1 строка сверху	k_0	$\overline{k_0}$
96	4 строка сверху	k_0	$\overline{k_0}$
99	15 снизу	$\overline{K_в}$	$\overline{k_в}$
108	18 снизу	кВа	кВ·А
109	3 сверху	кВт	кВ
111	5 сверху	$12I^{(3)}_{кз,max}$	$1{,}2I^{(3)}_{кз.max}$
111	7 снизу	$I_{кз.max}$	$I^{(3)}_{кз.max}$
112	20 снизу	СБГ-1000	СБН-1000
114	15 сверху	4 кВА	4 кВ·А

„Методические указания по проектированию и организации работ при подготовке новых горизонтов действующих шахт"

gost.e-ecolog.ru