

**МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР  
АКАДЕМИЯ НАУК СССР  
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ  
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А. А. СКОЧИНСКОГО  
ЭСТОНСКИЙ ФИЛИАЛ**

---

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА  
ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КАМЕРНОЙ  
СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ШАХТ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО  
ОБЪЕДИНЕНИЯ „ЭСТОНСЛАНЕЦ“**

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР  
АКАДЕМИЯ НАУК СССР  
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ  
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А. А. СКОЧИНСКОГО  
ЭСТОНСКИЙ ФИЛИАЛ

---

УТВЕРЖДЕНА  
техническим директором —  
главным инженером  
ПО «Эстонсланец»  
В. А. СЕРЫН  
15 марта 1979 г.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА  
ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КАМЕРНОЙ  
СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ШАХТ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО  
ОБЪЕДИНЕНИЯ „ЭСТОНСЛАНЕЦ“



Москва  
1979

Технологическая схема очистных и подготовительных работ при камерной системе разработки для шахт производственного объединения "Эстонсланец" составлена на основе опыта работы сланцевых шахт и передовых бригад, а также результатов научно-исследовательских работ ИГД им. А. А. Скочинского и ВНИМИ. При разработке технологической схемы использованы рекомендации и предложения работников ПО "Эстонсланец" и Технологического управления по подземному способу добычи Минуглепрома СССР.

Технологическая схема очистных и подготовительных работ при камерной системе разработки предназначена для применения в сланцевых шахтах Эстонского месторождения. В разработке схемы принимали участие: кандидаты технических наук Ю. К. Самлан и А. А. Тоомик, инженеры О. В. Дыков, Э. А. Кесккола, Л. Н. Панкова, Р. М. Петров, Ю. В. Приймаги, Г. В. Смирнов, О. Б. Травницкая и В. С. Ундуск (Эстонский филиал Института горного дела им. А. А. Скочинского), канд. техн. наук Г. А. Иванов и инж. А. В. Плахов (ВНИМИ).

## 1. ВВЕДЕНИЕ

Основным направлением развития подземной добычи горючих сланцев является ее техническое перевооружение на базе внедрения новой техники и совершенствования технологии.

В 1977 г. на шахтах Эстонского месторождения камерной системой разработки добыто 62,7% общей подземной добычи сланца. С целью усовершенствования камерной системы выполнен ряд научно-исследовательских работ, позволяющих улучшить технологию добычи и режим работы, а также повысить эффективность использования оборудования; кроме того, разработаны технические задания на недостающие машины.

Средняя суточная нагрузка на камерный блок по товарному сланцу в 1977 г. составила 1119 т, максимальная превысила 1600 т.

Главным направлением в достижении поставленной задачи является повышение эффективности использования применяемой и вновь осваиваемой горной техники путем внедрения оптимальных параметров системы разработки, а также совершенствования режимов работы оборудования, технологических процессов и организации труда.

## 2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ СЛАНЦЕВ

### 2.1. Геологические и горнотехнические условия разработки

Пласт горючих сланцев имеет пологое залегание с общим уклоном на юг 0,3%, глубина его залегания в районе действующих шахт

производственного объединения "Эстонсланец" от 20 до 70 м, а у Чудского озера – более 100 м.

Слои горючих сланцев приурочены к отложениям кукрузеского подгоризонта среднего ордовика мощностью от 11,5 до 16,5 м. Нижняя часть кукрузеского подгоризонта характеризуется большой сланценосностью и выделяется как промышленный пласт, где пачки горючих сланцев переслаиваются известняками. Сюда входят пачки горючих сланцев А, А', В, С, D, E, F, G, H, из которых при подземной разработке промышленный интерес представляют пачки от А по F общей мощностью 3–3,25 м. При камерной системе разработки вынимается пласт общей мощностью около 2,80 м. Толща пород выше разрабатываемой пачки мощностью 3–4 м составляет непосредственную кровлю горных выработок, а перекрывающая ее толща – основную кровлю. Первые прослои непосредственной кровли общей мощностью до 0,3 м относятся к "ложной" и легко отслаиваются вслед за обнажением. Крепость пачек сланца по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова составляет 2–4, слоев известняка – 4–8. Теплота сгорания сланцев колеблется от 1900 до 4000 ккал/кг.

Карбонатные породы ордовика и приуроченные к ним пачки горючих сланцев характеризуются значительной трещиноватостью. Густота трещин неравномерна; она увеличивается в местах перегибов почвы и в зонах карстовых нарушений. Кроме того, монолитность массива пород нарушается горизонтальными трещинами, развитыми по плоскостям напластования.

Карстовые нарушения развиты по вертикальным тектоническим трещинам северо-восточного простирания. В среднем через каждые 1,3 км встречается одно карстовое нарушение и 1,3% запасов сланца заменено глиной, а 3,5% по действующим шахтам затронуто карстовым процессом.

В гидрогеологическом отношении Эстонское месторождение располагается в пределах северо-восточной части Прибалтийского артезианского бассейна, где выделяется несколько водоносных комплексов и горизонтов. На условия ведения горных работ оказывают влияние воды четвертичных отложений, верхнего (кейла-раквереского) и среднего (кукрузе-идавереского) подгоризонтов ордовикского горизонта. Из-за неглубокого залегания пласта приток воды в шахты колеблется по сезонам года в пределах от 200 до 15000 м<sup>3</sup>/ч. С увеличением глубины разработки сокращается колебание притока воды в шахты.

## 2.2. Развитие подземной добычи горючих сланцев

На месторождении применяются система разработки длинными столбами с выемкой их спаренными лавами и камерная система. Использование взрывной отбойки и серийно выпускаемых горных машин для погрузки и транспортирования горной массы позволяет в настоящее время эффективно применять вариант камерной системы разработки со столбчатыми целиками.

В последние годы эта технология постоянно совершенствовалась путем замены забойного оборудования старых образцов новыми, более надежными машинами, внедрения бульдозеров и врубных машин, уточнения параметров очистных камер и основных процессов добычного цикла<sup>х)</sup> и улучшения организации работ в камерных блоках. Перечисленные мероприятия обеспечили рост основных технико-экономических показателей очистных забоев.

Средняя суточная нагрузка на камерный блок по товарному сланцу увеличилась с 907 в 1970 г. до 1119 т в 1977 г. Производительность труда на очистных работах за этот же период увеличилась на 3,6% и достигла в 1977 г. 27,0 т товарного сланца на выход. Эксплуатационные потери горючего сланца в недрах при камерной системе составили в среднем 23,9%.

Большой удельный вес добычи при данной технологии и относительно высокая степень механизации производственных процессов, необходимость упорядочения и унификации использования машин и механизмов в камерном блоке, параметров самого блока и технологических процессов обусловили необходимость разработки типовой технологической схемы.

На основании исследований выявлены следующие пути совершенствования данной технологии:

увеличение пропускной способности участкового транспорта и погрузочных пунктов;

механизация процессов бурения шпуров по забоям и в кровлю и установки анкеров;

увеличение общего подвигания линии очистного забоя за цикл путем увеличения подвигания забоя как поперечной камеры при расширении, так и продольных камер;

<sup>х)</sup> Под циклом понимается совокупность всех процессов по выемке горной массы из поперечной и продольных камер и обоев.

повышение доли применения погрузочных машин типа 2ПНБ-2 и бульдозеров, особенно при нагрузке на блок более 2500 т горной массы;

уменьшение площади междуканальных целиков и, как следствие, сокращение потерь путем внедрения принудительной посадки основной кровли.

Основным направлением развития технологии подготовительных работ в ближайшие годы остается совершенствование буровзрывного способа проходки, а в дальнейшем – применение проходческих комбайнов избирательного действия типа 4ПП-3.

Одним из путей совершенствования крепления подготовительных выработок является применение винтовых анкеров. Бурение шпуров и закрепление в них анкеров будет производиться автономной установкой, позволяющей полностью механизировать ручной труд.

## 3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

### 3.1. Основные принципы

В основу разработки технологической схемы были положены следующие принципы:

максимальная механизация всех производственных процессов в очистном забое с использованием серийно выпускаемых горных машин и оборудования, обеспечивающих наибольшую эффективность;

комплексное решение вопросов, связанных с технологией очистных и подготовительных работ в панели; горных, механизации и организации работ, участкового транспорта, вентиляции, энергообеспечения, связи и сигнализации, безопасности, санитарных условий и культуры труда;

своевременное воспроизводство очистного фронта в пределах панели оптимальным числом одновременно действующих подготовительных забоев, определяемым средней скоростью проведения подготовительных выработок, исходя из комплексных норм выработки;

рациональная последовательность подготовки очистного фронта шахты с учетом нужд транспорта, проветривания и подземного дренажа для того, чтобы в любой момент времени содержать на горно-подготовительных работах постоянное число бригад и рабочих;

максимальная механизация горноподготовительных работ на базе использования погрузочных машин ИПНБ-2 и буро-погрузочных машин ИПНБЭС, средств малой механизации, а в перспективе – проходческих комбайнов;

соответствие производительности очистных и подготовительных забоев пропускной способности общешахтного транспорта благодаря устройству на стыках разных видов транспорта аккумулярующих бункеров; максимальное соответствие суточной нагрузки шахты и среднесуточной нагрузки на блок, определенной по всем сменам цикла, исходя из потенциальных возможностей погрузочного обводнения с учетом пропускной способности участкового транспорта;

максимальное использование передовых методов и рациональной организации труда.

### 3.2. Область применения

Технологическая схема применима при горизонтальном залегании пласта, опасного по взрывам пыли, мощностью от 2,5 до 3,4 м на глубине от 10 до 80 м в трещиноватых, но устойчивых карбонатных породах почвы и кровли, исключая зоны карстовых нарушений.

### 3.3. Способ подготовки и система разработки

Подготовка шахтного поля – панельная. Порядок отработки шахтного поля – прямой, от ствола к границам. Направление подготовительных выработок определяется по минимальному влиянию карстовых нарушений, трещин и обводненности пород на очистные и подготовительные работы. В нормальных геологических условиях для подготовки камерного блока необходимо проходить один сборный и один бортовой штреки. Вблизи зон карстовых нарушений необходимое количество бортовых штреков определяется с учетом конкретных горно-геологических условий.

Применяется камерная система разработки со столбчатыми целиками и отработкой двумя подблоками на один общий (сборный) штрек. Как правило, поперечные камеры рекомендуется располагать под прямым углом к сборному штреку. Количество камерных блоков в панели выбирается исходя из технико-экономического обоснования с учетом пропускной способности панельных штреков по условию обеспечения вентиляции и транспортирования горной массы.

### 3.4. Способ управления горным давлением

Управление горным давлением производится путем оставления столбчатых целиков для поддержания основной кровли.

### 3.5. Технология выемки

Принимается буровзрывная отбойка с предварительной зарубкой пласта и механизированной погрузкой горной массы. Непосредственная кровля закрепляется анкерной крепью. Участковый транспорт горной массы осуществляется скребковыми и ленточными конвейерами.

### 3.6. Взрывные работы

Параметры буровзрывной отбойки выбираются по "Методическим указаниям для составления надежных паспортов буровзрывных работ (применительно к Прибалтийскому бассейну горючих сланцев)" утвержденным в 1970 г. Взрывные работы осуществляются согласно "Единым правилам безопасности при взрывных работах", утвержденным в 1967 г., "Руководству по безопасному применению короткозамедленного взрывания и предупреждению взрывов пыли на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна" (1975 г.) и "Инструкции по устройству и эксплуатации подземных раздаточных камер и участковых пунктов хранения взрывчатых материалов на угольных и сланцевых шахтах" (1978 г.), разработанным МакНИИ, а также в соответствии с паспортами буровзрывных работ, составленными на шахтах.

### 3.7. Средства механизации

В технологической схеме предусматривается использование современного высокопроизводительного оборудования, серийно выпускаемого отечественными заводами и прошедшего промышленные испытания в условиях сланцевых шахт или намеченного к испытанию, а также применение средств механизации, проектируемых или находящихся в стадии экспериментальной проверки.

### 3.8. Крепь подготовительных и очистных забоев

В подготовительных выработках и очистных камерах предусматривается применение анкерной крепи, параметры которой определяются согласно "Инструкции по применению камерной системы разработки на сланцевых шахтах Эстонской ССР" (1967 г.).

### 3.9. Параметры способа подготовки и системы разработки

Длина камерного блока для действующих шахт принята в пределах 600–800 м, в перспективе – до 1200 м. В нормальных горно-геологических условиях рациональная ширина полублока находится в пределах 135–170 м и в зависимости от применяемого погрузочного оборудования и степени его использования во времени определяется по "Практическому руководству по выбору типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт". Вблизи зон карстовых нарушений ширина полублока определяется с учетом конкретных условий.

Размеры опорных целиков в зависимости от горно-геологических условий (глубины залегания, трещиноватости и других факторов) определяются по методике, разработанной ВНИМИ (согласно п.4). С точки зрения повышения эффективности использования погрузочных машин, целесообразно размер опорного целика по длине поперечной камеры приближать к минимально допустимому, но не менее 4,0 м, а размер по продвиганию – исходя из необходимой площади.

### 3.10. Производительность погрузочных машин

Производительность погрузочных машин, а также состав погрузочного оборудования в камерном блоке определяются в соответствии с "Методикой выбора типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт" (1971 г.) и "Практическим руководством по выбору типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт" (1972 г.), составленными отделением разработки сланцевых месторождений ИГД им.А.А.Скопчинского.

### 3.11. Безопасность работ

При разработке пласта сланца следует руководствоваться положениями "Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах", утвержденными Госгортехнадзором СССР в 1972 г. и "Руководства по безопасному применению короткозамедленного взрывания и предупреждению взрывов пыли на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна" (1975 г.), разработанного МакНИИ.

### 3.12. Организация и режим работы

Принят двухсменный режим работы с перерывом 5 ч между сменами при пятидневной рабочей неделе, продолжительность смены – 7 ч.

Основной формой организации труда в очистных забоях является суточная комплексная бригада.

#### 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ КАМЕР И ЦЕЛИКОВ<sup>х)</sup>

Определение размеров очистных выработок и междуканальных целиков в камерных блоках со столбчатыми целиками осуществляется, согласно методике ВНИМИ, следующим образом. Размеры очистных выработок (продольных и поперечных камер) выбираются в зависимости от геологических условий по соответствующим формулам:

при последовательном расположении целиков

$$(A + q)^2 + (b + q)^2 = \ell_g^2; \quad (4.1)$$

при расположении целиков в шахматном порядке

$$\frac{4(A + q)^2 + (b + q)^2}{4(A + q)} = \ell_g^2. \quad (4.2)$$

В этих выражениях  $A$  – ширина поперечной камеры;  $b$  – ширина продольной камеры;  $q$  – суммарная ширина зон разрушения обеих стенок выработки взрывными работами ( $q = 0,6$  м);  $\ell_g$  – допустимая величина устойчивого пролета кровли.

Величина допустимого пролета кровли выработок определяется геологическими условиями того или иного участка пласта. В соответствии с исследованиями ВНИМИ кровля пласта горючего сланца в зависимости от ее нарушенности тектонической трещиноватостью может быть разделена на три типа по устойчивости. Для каждого из них установлены допустимые пролеты выработок, приведенные в табл. 4.1.

Приведенная классификация кровли составлена применительно к так называемым "нормальным" геологическим условиям. В зонах

<sup>х)</sup> С момента утверждения данной технологической схемы теряют силу методические указания по определению конструктивных элементов камерной системы разработки, представленные в ранее изданных документах института ВНИМИ.

Таблица 4.1

## Классификация кровли пласта горючего сланца

Тип кровли	Степень устойчивости кровли	Расстояние между тектоническими трещинами в кровле, м	Допустимый пролет, выработка $l_p$ , м
1	Высокая	Более 15	От I3 до I4
2	Средняя	5-15	От II до I3
3	Пониженная	Менее 5	От 9 до II

явно выраженных карстовых нарушений в результате действия процессов карстообразования структура, качественный состав и свойства пород кровли значительно изменены. Устойчивость пород кровли в этих местах весьма понижается, и она может обрушиться даже в узких выработках, закрепленных штанговой крепью. Высота обрушения достигает 2,3 м, т.е. по слой  $H'$  включительно. В таких условиях камеры следует отрабатывать с подрывкой "ложной" кровли, а замки крепежных штанг располагать в известняке над слоем горючего сланца  $H'$ , заглубляя их в вышележащий известняк на 0,3-0,4 м.

При выборе размеров выработок по формуле (4.1) или (4.2) одним из неизвестных, например шириной продольной камеры, задаются, обычно исходя из технологических соображений. Ширину второй выработки находят в результате решения соответствующего уравнения.

Размеры целиков различного назначения определяются в зависимости от срока их службы, исходя из длительной прочности массива горных пород. Длительная прочность пласта горючего сланца вычисляется по следующему выражению:

$$R_t = R_\infty + C \left( \frac{1}{t} \right)^m, \quad (4.3)$$

где  $R_t$  - длительная "кубиковая" прочность массива горных пород, слагающих целик,  $тс/м^2$ ;  $R_\infty$  - предел длительной прочности массива горных пород,  $тс/м^2$ ;  $C$  и  $m$  - постоянные, зависящие от свойств горных пород, причем  $C$  имеет размерность  $тс/м^2$ , а  $m$  - безразмерная величина;  $t$  - срок службы целика в годах;  $1$  - год.

Значения постоянных, входящих в уравнение (4.3), принимаются следующими:  $R_\infty = 650 тс/м^2$ ;  $C = 340 тс/м^2$ ;  $m = 0,25$ . Расчет целиков со сроком службы более 5 лет следует проводить по пределу длительной прочности, т.е. принимать  $R_t = R_\infty = 650 тс/м^2$ .

Для расчета размеров междукамерных целиков могут быть использованы следующие формулы:

в случае квадратных в плане целиков

$$(1,6 R_t - n \gamma H) x^2 - [(3,2q + 0,6h) R_t + n(A+B) \gamma H] x + q(1,6q + 0,6h) R_t - nAB \gamma H = 0; \quad (4.4)$$

в случае прямоугольных целиков, вытянутых по направлению подвигания линии очистных забоев

$$y = \frac{q[1,6(x+q) - 0,6h] R_t + nA(B+x) \gamma H}{[1,6(x-q) - 0,6h] R_t - n(B+x) \gamma H}; \quad (4.5)$$

в случае прямоугольных целиков, вытянутых перпендикулярно направлению подвигания линии очистных забоев

$$y = \frac{q[1,6(x-q) - 0,6h] R_t + nB(A+x) \gamma H}{[1,6(x-q) - 0,6h] R_t - n(A+x) \gamma H}. \quad (4.6)$$

В этих формулах  $x$  - расчетная (с учетом разрушенной взрывными работами зоны) ширина целика;  $y$  - расчетная (с учетом разрушенной взрывными работами зоны) длина целика;  $h$  - высота целика;  $n = 1, 0, 1, 3$  - коэффициент запаса прочности;  $q$  - суммарная ширина зон разрушения стенок целиков взрывными работами ( $q = 0,6$  м);  $\gamma = 2,5 т/м^3$  - объемный вес пород налегающей толщи;  $H$  - глубина разработки;  $R_t$  - длительная "кубиковая" прочность материала целика.

При расчетах пролетов выработок по формулам (4.1) и (4.2) и размеров целиков по формулам (4.4)-(4.6) полученные расчетные размеры являются в то же время и проектными.

В паспортах управления кровлей и крепления целесообразно указывать только проектные размеры целиков и камер. В случае, если размеры целиков в очередном ряду окажутся меньше проектных, то при оформлении следующего (поперечного) ряда целиков недоста-



ющую ширину следует компенсировать соответствующим увеличением размеров целиков этого ряда.

Барьерные целики, оставляемые в выработанном пространстве при разработке полезных ископаемых камерными системами, служат для предотвращения возможных массовых разрушений между камерными целиками на значительных площадях. На шахтах Эстонского месторождения горючих сланцев роль барьерных целиков выполняют целики, оставляемые для охраны сборных, главных и панельных штреков, а также междублоковые.

Расчет барьерных целиков, разрезанных сбойками, осуществляется по следующим формулам:

однорядных

$$x = \frac{(1,6q + 0,6h)(y-q)R_t + n(\beta+y)(\ell_0 + Htg\omega) \gamma H}{1,6(y-q)R_t - n(\beta+y) \gamma H}, \quad (4.7)$$

двурядных

$$x = \frac{(1,6q + 0,6h)(y-q)R_t + 0,6n(\beta+y)(\beta + \ell_0 + Htg\omega) \gamma H}{1,6(y-q)R_t - n(\beta+y) \gamma H}, \quad (4.8)$$

в которых  $x$  — ширина целика;  $y$  — расчетная длина целика (расстояние между сбойками);  $\beta$  — ширина обойки в целике;  $\omega$  — угол обрушения пород налегающей толщи;  $\ell_0$  — шаг последующих осадок основной кровли (длина обламывающихся породных блоков);  $\beta$  — ширина выработки между рядами целиков. Остальные обозначения ясны из вышесказанного. В формулах (4.7) и (4.8) коэффициент запаса прочности  $n$  принимается равным 1, I-1,3. Выражение (4.8) можно использовать для расчета междублоковых целиков и целиков, служащих для охраны штреков. При расчете околоштрековых целиков по формуле (4.8) определяются размеры крайних, примыкающих к выработанному пространству целиков. Ширина целиков между штреками должна приниматься в пределах 4–6 м. Полученные по формулам (4.7) и (4.8) расчетные размеры целиков являются одновременно и проектными.

При расчете размеров барьерных и охранных целиков шаг последующих осадок (длину обламывающихся консолей)  $\ell_0$  основной кровли и угол обрушения  $\omega$  следует принимать в зависимости от глубины разработки: до 20 м —  $\ell_0 = 7$  м;  $\omega = 16^\circ$ ; 20–30 м —  $\ell_0 = 9$  м;  $\omega = 19^\circ$ ; свыше 30 м —  $\ell_0 = 11$  м;  $\omega = 19^\circ$ .

## 5. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Выбор средств механизации для камерного блока производится исходя из обеспечения макимальных нагрузок при условии снижения удельных приведенных затрат или повышения производительности труда горнорабочих. При этом учитывается необходимость соответствия производительности забойных машин приемной способности транспортных средств, а также соблюдения правил технической эксплуатации и техники безопасности.

На основании научно-исследовательских работ и данных каталогов рекомендован перечень средств механизации очистных работ.

Исходя из вышеуказанного в технологической схеме представлены три варианта схемы очистного забоя, различающихся составом оборудования. В каждом варианте схемы очистного забоя в зависимости от горно-геологических условий (глубины залегания и производительности пласта) и организации работ предусмотрена конкретная суточная нагрузка на блок, рассчитываемая по предлагаемой методике.

Первый вариант состава участкового оборудования включает пять погрузочных машин ППБ-2, два бульдозера Д-535, четыре самоходных перегружателя, две врубовые машины "Урал-33", два скребковых конвейера СП-80к и два конвейера СП-63м, а также необходимый набор ручных электросверл СЭР-19м. Среднесуточная нагрузка на камерный блок при данном составе машин колеблется от 1900 до 2550 т горной массы.

Второй вариант состава оборудования предусматривает, кроме перечисленных машин, применение трех установок типа БУА-3с для бурения шпуров по забой и двух установок типа СБУ-1с для бурения шпуров в кровлю. При ориентировочных ценах бурильных установок, принятых в расчете, нагрузка на блок около 2500 т горной массы является минимальным пределом, когда внедрение их экономически оправдывается. Верхний предел нагрузки для данного варианта ограничивается техническими возможностями погрузочного оборудования и составляет около 2600 т горной массы. Применение данного комплекса оборудования способствует росту производительности труда.

Третий вариант состава оборудования включает в себя две погрузочные машины ППБ-2, три машины ППБ-2, два самоходных перегружателя, два бульдозера Д-535, перечисленный выше состав бурильных и врубовых машин, а также скребковый конвейер СП-202,

освоенный заводом "Свет шахтера" в 1976 г. взамен конвейеров СП-63 и СП-63м. Данный состав оборудования экономически целесообразно применять при нагрузках на блок свыше 2500 т горной массы, причем указанное погрузочное оборудование способно обеспечить нагрузку до 3300 т горной массы. Однако достижение таких нагрузок будет сдерживаться производительностью бурильных и врубовых машин. Для полной реализации возможностей погрузочного оборудования потребуются увеличение числа бурильных и врубовых машин, что приведет к скачкообразному росту удельных приведенных затрат. Исходя из этого при рекомендуемых параметрах камерного блока и данном составе оборудования повышение нагрузки на блок свыше 3000 т горной массы является нецелесообразным.

Если из-за горно-геологических или экономических условий требуется применение другого состава машин, то погрузочное оборудование выбирается согласно практическому руководству в зависимости от фактической нагрузки на блок или ширины полублока, а число бурильных, врубовых и транспортных машин рассчитывается по общепринятым методикам.

#### 5.1. Средства механизации погрузки

В рассматриваемых вариантах технологической схемы предусматривается применение погрузочных машин типа ИПНБ-2 и 2ПНБ-2, основные технические параметры которых приведены в табл. 5.1.

При отгрузке горной массы из длинного забоя максимальная ширина рабочего пространства (расстояние от линии забоя поперечной камеры до скребкового конвейера после очередного взрывания) не должна превышать 7 м. В случае выемки трех полос поперечной камеры необходимо предусматривать передвигку решетчатого става скребкового конвейера без разборки на 1,5-2,0 м после отгрузки горной массы второй полосы.

При расширении поперечной камеры и первых взрываниях в продольных камерах (при расстоянии между линией забоя продольной камеры и скребковым конвейером до  $L_{zp} \leq 10,5$  м) погрузку горной массы рекомендуется осуществлять погрузочными машинами, а при последующих взрываниях в продольных камерах и сбоях - погрузочными машинами в комплексе с бульдозерами типа Д-535, применяемыми для формирования развала перед погрузкой и перегрузки горной массы, или погрузочными машинами в комплексе с бульдозером и перегружателем, используемыми для формирования развала

перед погрузкой и для транспортирования горной массы на скребковый конвейер.

Т а б л и ц а 5.1

Техническая характеристика погрузочных машин

Параметры	ИПНБ-2	2ПНБ-2
Теоретическая производительность, м <sup>3</sup> /мин	2,66	3,27
Ширина носка, мм	1600	1800
Рабочая ширина желоба конвейера, мм	535	650
Скорость движения машины, м/мин:		
рабочая	9,9	9,8
маневровая	17,9	16,8
Высота разгрузки, мм:		
максимальная	2800	2980
минимальная	150	490
Мощность электропривода, кВт:		
ходовой части гидронасоса	II	20
заборно-погрузочной части скребкового конвейера	20	1x15
Общая установленная мощность, кВт	3I	65
Габаритные размеры, мм:		
длина	7100	7800
ширина	1600	1800
высота (мин/макс)	1200/2800	1450/2890
Масса, кг	6750	11840

Для повышения эффективности применения погрузочных машин рекомендуется:

перед погрузкой горной массы из коротких забоев предварительно оформлять развал горной массы бульдозером;

при использовании погрузочных машин типа ИПНБ-2 в качестве перегрузочного средства целесообразно применять самоходные перегружатели;

погрузочные машины типа 2ПНБ-2 использовать лишь для погрузки горной массы из развала на почву с дальнейшей перегрузкой ее на скребковый конвейер с помощью бульдозера;

предусмотреть последовательную очередность отгрузки горной массы из продольных камер по всей ширине полублока;

переход погрузочной машины на исходную позицию для работы в последующую смену осуществлять в конце текущей смены;

размер опорного междукамерного целика по ширине полублока стремиться приближать к минимально допустимому, а размер целика по подвиганию рассчитывать из условия устойчивости целика в течение времени отработки камерного блока по методике ВНИМИ (согласно п.4);

ширину сбоек (первоначальную ширину поперечной камеры) принимать не менее 3 м и не более 4 м;

в зависимости от горно-геологических условий в поперечной камере вынимать 1-3 полосы; с целью повышения коэффициента использования погрузочных машин стремиться к выемке большего количества полос, но при этом окончательная ширина поперечной камеры не должна превышать 9 м;

ширину продольных камер следует принимать как можно большей, особенно при использовании погрузочных машин типа 2ПНБ-2. В осложненных горно-геологических условиях, где ширина продольных камер не должна превышать 8 м, с точки зрения повышения технологической производительности, следует отдавать предпочтение более узким продольным камерам (но не менее 6 м).

Для транспортирования горной массы от погрузочных машин до забойного скребкового конвейера предусмотрено применение самоходных скребковых перегружателей, изготавливаемых в местных условиях на базе ходовой части погрузочной машины УП-3 и решетчатого става серийных двухцепных скребковых конвейеров общей мощностью 26 кВт (СПС-1). В третьем варианте технологической схемы применены более мощные и производительные самоходные скребковые перегружатели на базе ходовой части погрузочной машины ПНБ-2 общей мощностью 31 кВт (СПС-2), которая в настоящее время используется в объединении "Эстонсланец".

При совместной работе погрузочной машины с перегружателем последний нужно располагать в направлении движения горной массы на забойном конвейере или под прямым углом к нему; при этом разгрузочный хобот перегружателя не должен находиться над движущимися частями скребкового конвейера. Погрузочная машина должна находиться, как правило, со стороны сборного штрека по отношению к перегружателю. Основные схемы работы погрузочной машины совместно с перегружателем на разных этапах цикла приведены на рис. 5.1.

Техническая характеристика перегружателей СПС-1 (СПС-2)	
Производительность, т/ч	250
Габариты в транспортном положении, мм:	
длина	10500
ширина	1000
высота	1400
Скорость движения, м/мин	15,0; 17,9
Скорость движения скребковой цепи, м/с	До 1,0
Угол поворота относительно ходовой части, град	± 30-35
Мощность электропривода, кВт:	
ходовой части	II
скребкового конвейера	15; 20
Масса, кг	6000

Во всех вариантах технологической схемы применены бульдозеры Д-535 на оазе трактора Т-74 с дизельным двигателем СМД-14А мощностью 75 л.с., который оборудован комбинированной системой нейтрализации отработавших газов, включающей в себя каталитический нейтрализатор НКД-110 и жидкостный нейтрализатор общим объемом 435 л.

Бульдозеры предназначены для оформления развала горной массы в продольных камерах, перемещения горной массы при перегрузке с почвы на скребковый конвейер и из сбоек после их соединения, зачистки рабочего и законвейерного пространства с погрузкой горной массы на скребковый конвейер, перегона врубовых машин, передвижки скребкового конвейера без разборки и с частичной разборкой в новую поперечную камеру, а также для вспомогательного транспорта в пределах камерного блока.

Не рекомендуется использовать бульдозер для погрузки горной массы при расширении поперечных камер, а также для оформления развала перед погрузкой в продольных камерах путем маневрирования по поверхности самого развала во избежание дополнительного измельчения горной массы и нарушения правил эксплуатации бульдозеров.

Примерные схемы работы бульдозера на разных этапах цикла приводятся на рис. 5.2. Эксплуатация бульдозеров с дизельным приводом должна осуществляться в соответствии с "Временными нормами и техническими требованиями для безопасной эксплуатации дизельных локомотивов (машин) в угольных шахтах" (1975 г.), разработанными МакНИИ.

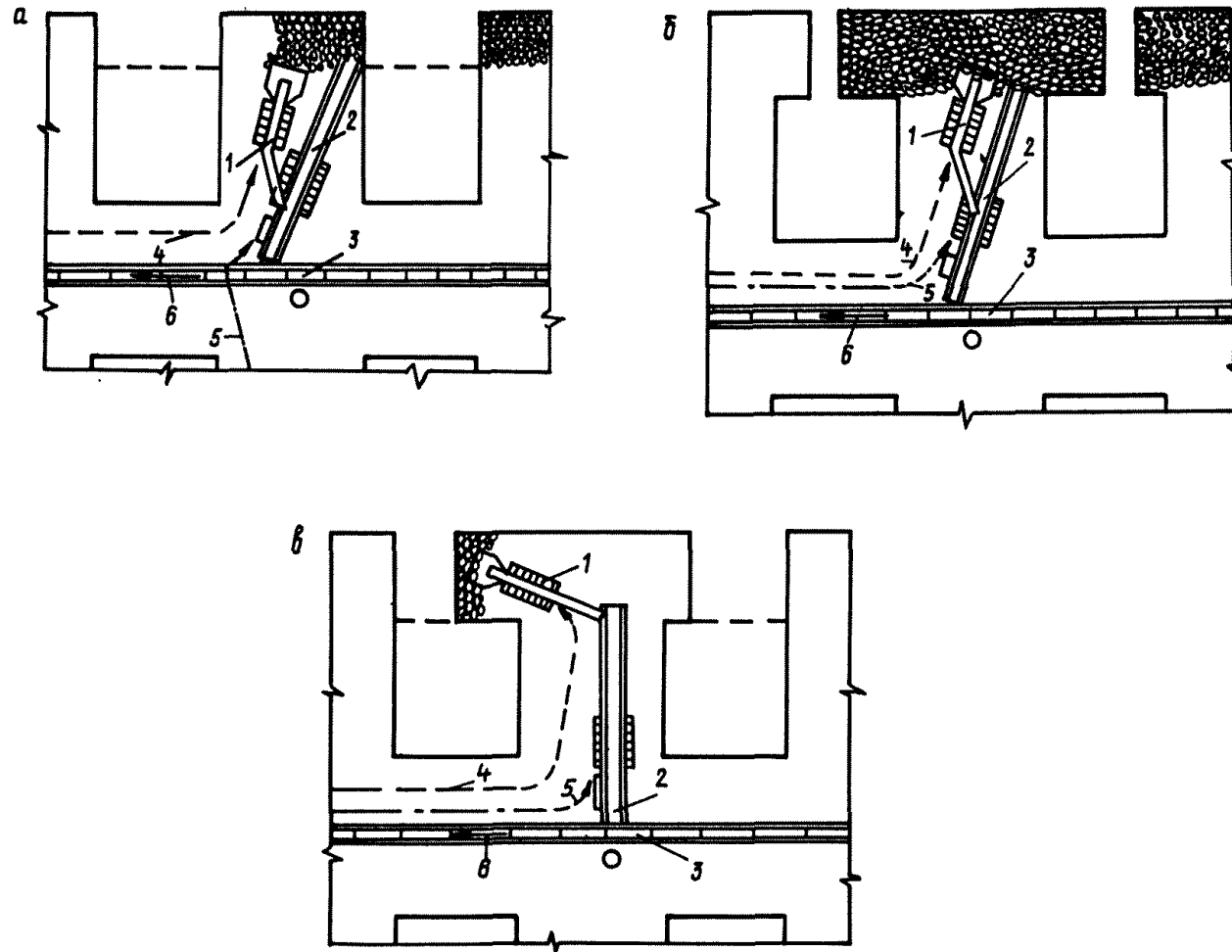


Рис. 5.1. Схема работы погрузочной машины совместно с перегружателем при отгрузке горной массы:

*a* - из продольных камер при  $L_{\text{кп}} > 10,5$  м с расположением перегружателя под углом к забойному конвейеру; *б* - из сбоек с расположением перегружателя под углом к забойному конвейеру; *в* - из сбоек с расположением перегружателя перпендикулярно забойному конвейеру; 1 - погрузочная машина; 2 - перегружатель; 3 - скребковый конвейер; 4 - направление движения скребковой цепи конвейера; 5 - направление движения перегружателя; 6 - направление движения скребковой цепи конвейера

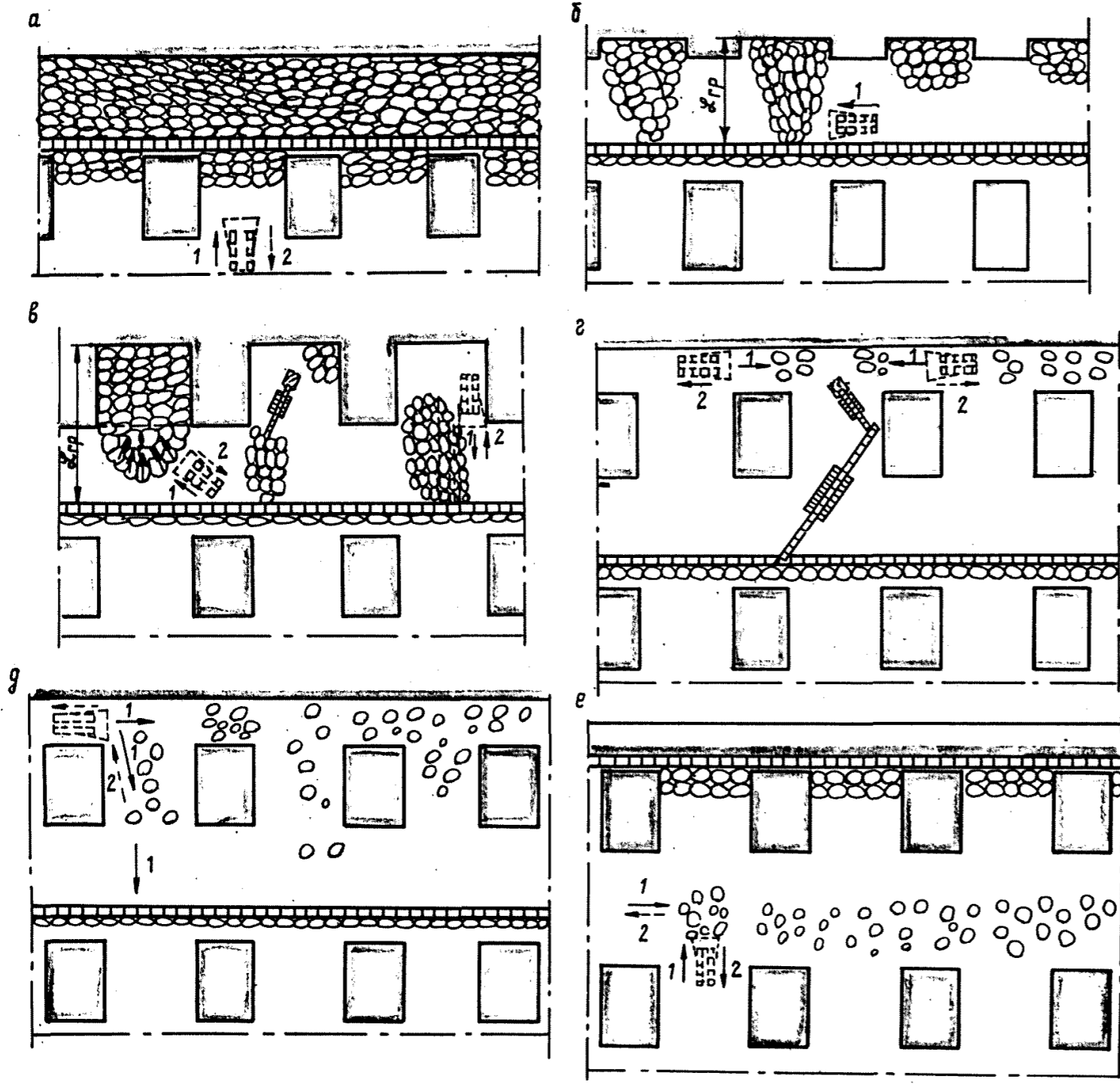


Рис. 5.2. Схема работы бульдозера:

*a* - после взрыва длинных полос; *b* - в продольных камерах при  $L_{пр} \leq 10,5$  м; *b* - в продольных камерах при  $L_{пр} > 10,5$  м; *z* - в сбойках после их соединения и отгрузки основной части горной массы погрузочной машиной; *g* - при зачистке почвы рабочего пространства; *e* - при зачистке почвы законвейрного пространства; 1 - рабочий ход бульдозера; 2 - холостой ход бульдозера

### 5.2. Средства механизации бурения

В первом варианте технологической схемы для бурения шпуров по забой и в кровлю под анкерную крепь используются ручные электросверла типа СЭР-19м (СЭР-19Д) соответственно с ручной и механической (при помощи домкрата) подачей. Во втором и третьем вариантах предусмотрено применение самоходных бурильных установок. Опыт их применения в сланцевых шахтах и практика использования в других бассейнах СССР и за рубежом показывают, что установки для бурения по забой являются более сложными, тяжелыми и, следовательно, более дорогими, чем для бурения под анкерную крепь. В то же время последние из-за необходимости частых переездов должны обладать большей маневренностью (с одной установки такие машины бурят не более двух шпуров, тогда как машины БУА-1с или БУА-3с имеют ширину обуривания с одной позиции 3,6-3,9 м). В связи с этим, а также из-за значительных объемов бурения как по забой, так и в кровле нецелесообразно использование на очистных работах универсальных бурильных установок. Наиболее обоснованными и отвечающими условиям сланцевых шахт по конструктивному исполнению и технико-экономическим параметрам являются: для бурения шпуров по забой машина БУА-3с, для бурения в кровле - типа СБУ-1с (табл.5.2.).

Т а б л и ц а 5.2

Техническая характеристика самоходных бурильных установок

Параметры	БУА-3с	СБУ-1с
Ширина обуривания с одной позиции, м	3,7	-
Количество бурильных машин	1	1
Ход подачи, м	До 2,5	2,2
Усилие подачи, кгс	1000	900
Число оборотов шпинделя вращателя, об/мин	1400	700-1000
Максимальный крутящий момент при бурении, кгс·м	7,8	5,0
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневмоколесный
Скорость передвижения, м/мин	18	70-85
Установленная мощность, кВт (л.с.)	24,5	15 (20)
Габариты в транспортном положении, м:		
длина	7,35	5,4
ширина	1,40	1,6
высота	1,34	1,8

### 5.3. Средства механизации зарубки

Для увеличения подвигания забоя за взрыв и выхода крупнокусковатой горной массы, а также с целью экономии взрывчатых материалов во всех вариантах технологической схемы для зарубки сланца в длинных и коротких забоях предусмотрено применение врубовой машины "Урал-33".

Техническая характеристика врубовой машины "Урал-33"

Длина бара, м	2,0
Скорость движения режущей цепи, м/с:	
рабочая	2,96
вспомогательная	1,59
Скорость подачи, м/мин:	
рабочая	До 2,8
маневровая	До 8,1
Рабочее тяговое усилие на канате, кгс	12000
Электродвигатель:	
тип	ЭДК4-1м
мощность, кВт	93
Габаритные размеры, мм:	
длина в рабочем положении (с расстыковщиком)	4000
длина в транспортном положении с баром длиной 2 м	5670
ширина	720
высота	400

Направление зарубки полос поперечной камеры, продольных камер и сбоек зависит от организации работ в полублоке, последовательности передвижки забойных скребковых конвейеров, но, как правило, выдерживается от бортового штрека к сборному.

Для соблюдения прямолинейности забоя целесообразно зарубку последней полосы в продольных камерах и первой полосы в сбоях производить отдельно.

Зарубку сбоек в течение смены для соблюдения безопасности ведения взрывных работ требуется производить через одну продольную камеру. Перегон врубовой машины на исходную позицию для работы в последующую смену целесообразно производить в конце текущей смены. Для сокращения времени врубовую машину рекомендуется перегонять с помощью бульдозера.

Примерные схемы зарубки полос поперечной камеры, первой, второй и последующих полос продольных камер и сбоек представлены на рис. 5.3-5.6.

Таблица 5.3

Техническая характеристика скребковых конвейеров

Тип	Производительность, т/ч	Длина при установке двух двигателей в горизонтальной установке, м	Мощность привода, кВт	Завод-изготовитель	Примечание
СП-63	300	140	2x45 (2x32)	"Свет нахтера"	Серийные
СП-63м	300	110	2x45	"Свет нахтера"	То же
СП-80к	300	160	2x55	Анжерский	"
СП-202 <sup>х</sup> )	600	200	3x110	"Свет нахтера"	Опытная партия, базовый тип, серия с 1976 г.

х) Для данного типа указаны максимальные значения.

#### 5.4. Средства механизации доставки

При данной технологии доставка горной массы вдоль поперечной камеры (полублока) осуществляется скребковыми конвейерами. Выбор типа и числа скребковых конвейеров производится с учетом применяемого состава погрузочного оборудования в полублоке, их технической (по чистой погрузке) производительности и длины полублока.

Основные технические данные наиболее приемлемых для условий сланцевых шахт скребковых конвейеров приведены в табл. 5.3.

Исходя из производительности полублока, допустимой длины конвейера при установке двух электродвигателей, а также учитывая организационные вопросы, целесообразно в полублоке последовательно устанавливать два скребковых конвейера, причем первый из них от сборного штрека должен быть мощнее и производительнее второго.

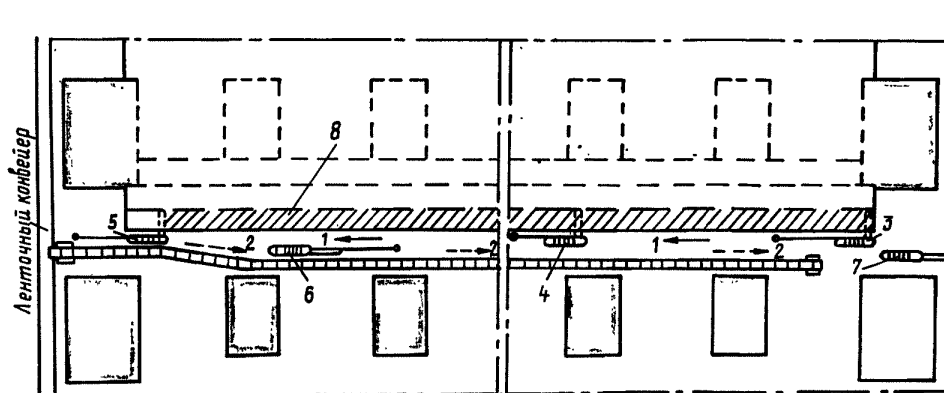


Рис. 5.3. Схема зарубки расширений поперечной камеры:

1 - направление зарубки; 2 - направление перегона; 3 - место начала зарубки; 4 - зарубка поперечной камеры; 5 - место окончания зарубки, вывод бара; 6 - перегон врубовой машины; 7 - место нахождения врубовой машины после зарубки; 8 - зарубочная часть пласта

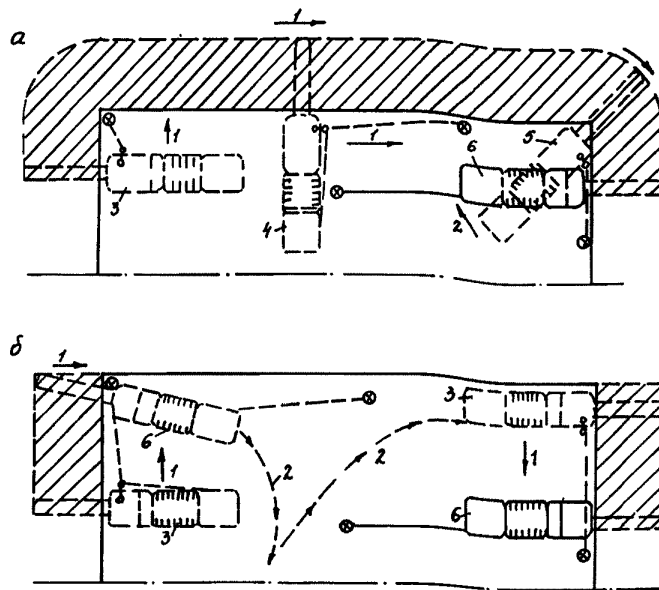


Рис. 5.4. Схема зарубки сооек:

а - совместно с зарубкой последней полосы в продольной камере; б - раздельно; 1 - направление зарубки; 2 - направление разворота; 3 - начало зарубки сойки; 4 - зарубка камеры; 5 - зарубка сойки; 6 - окончание зарубки сойки и выход бара

В случае применения в полублоке двух погрузочных машин типа ИПНБ-2 и одного бульдозера (I и II варианты схемы очистного забоя) предусмотрено доставку горной массы вдоль линии забоя осуществлять скребковыми конвейерами СП-80к и СП-63м, при использовании одной погрузочной машины ИПНБ-2, одной машины ИПНБ-2 и бульдозера (III вариант) - скребковым конвейером СП-202.

Монтаж скребковых конвейеров в поперечной камере рекомендуется производить у опорных целиков. Приводную головку и переходные секции - "спуск" первого скребкового конвейера - целесообразно устанавливать на расстоянии 2,5-3,0 м от опорных целиков. Положение скребковых конвейеров после монтажа (передвижения в новую поперечную камеру) показано на рис. 5.7.

Передвижение скребковых конвейеров без разборки рекомендуется осуществлять бульдозером перед взрыванием очередной полосы, после взрыва которой забой удаляется от конвейера более чем на 7 м. В рассматриваемых примерах технологической схемы передвижение скребковых конвейеров без разборки предусмотрено производить после отгрузки горной массы второй полосы при расширении поперечной камеры. Передвижение конвейеров без разборки заключается в передвижении решетчатого става на новую дорогу, шаг передвижки I, 5-2,0 м. Передвижение без разборки должно производиться в направлении от сборного штрека к бортовому, причем приводная головка первого конвейера остается на месте. Положение скребковых конвейеров после передвижения на новую дорогу без разборки (перед передвижением в новую камеру с разборкой на секции) показано на рис. 5.7.

Передвижение скребковых конвейеров в новую поперечную камеру с частичной разборкой на секции целесообразно производить одной погрузочной машиной и бульдозером в течение одной смены. Для соблюдения требуемых размеров сопряжения приводной головки скребкового конвейера и става ленточного конвейера целесообразно первоначально производить передвижение первого конвейера. Передвижение скребковых конвейеров в новую поперечную камеру с частичной разборкой на секции заключается в передвижении приводной головки, решетчатого става и натяжной головки (рис. 5.8-5.10).

Перед передвижением скребковых конвейеров необходимо производить разборку их решетчатых ставов на секции длиной 10 м. После передвижения конвейеров и установки их в новой поперечной камере во избежание отодвигания решетчатого става от линии забоя со стороны законвейерного пространства устраивают подпор из горной массы с помощью бульдозера.

## 6. УЧАСТКОВЫЙ ТРАНСПОРТ

### 6.1. Конвейерный транспорт по сборному штреку

Транспортирование горной массы по сборному штреку при данной технологической схеме производится с помощью ленточных конвейеров. Технические характеристики конвейеров, которые в наибольшей степени отвечают условиям транспортирования горной массы по сборному штреку на сланцевых шахтах, приведены в табл. 6.1.



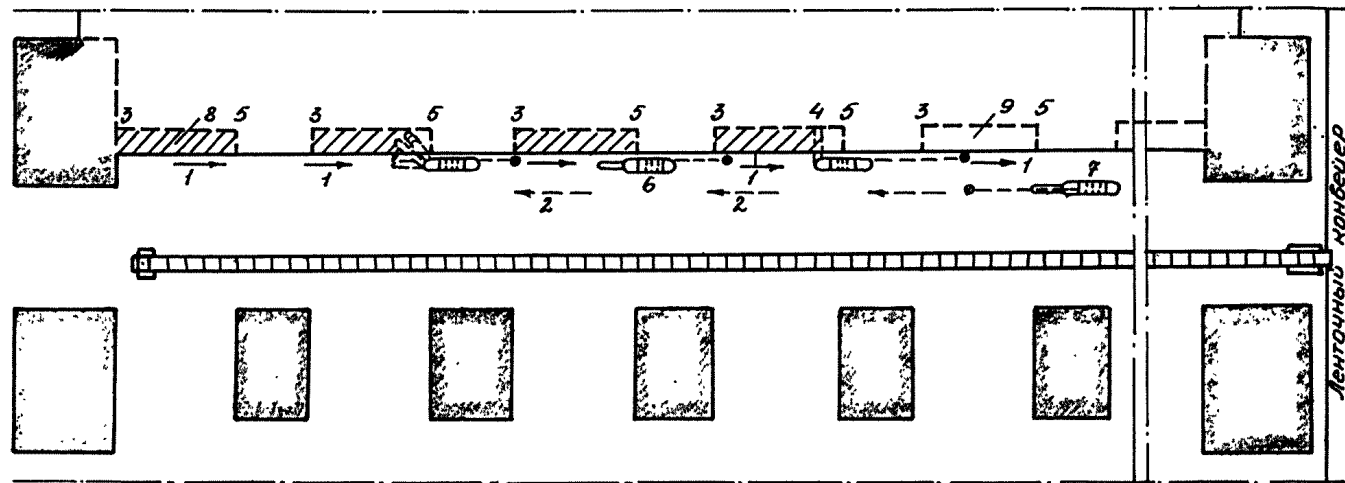


Рис. 5.5. Схема зарубки первой полосы в продольных камерах:

1 - направление зарубки; 2 - направление перегона врубной машины; 3 - место начала зарубки; 4 - зарубка камеры; 5 - место окончания зарубки; 6 - перегон врубной машины для зарубки следующей камеры; 7 - перегон врубной машины для зарубки второй полосы; 8 - подрубленные камеры; 9 - камеры, подготовленные к зарубке

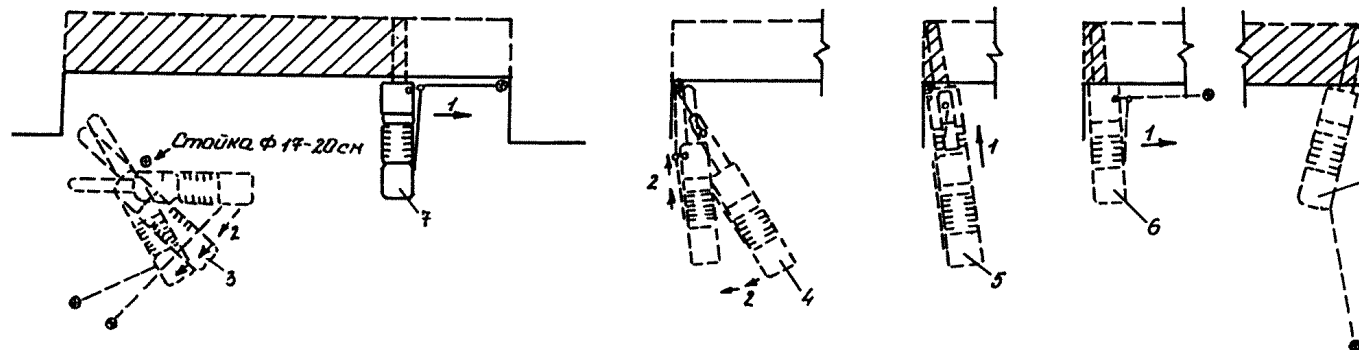


Рис. 5.6. Схема зарубки второй и последующих полос в продольной камере:

1 - направление зарубки; 2 - направление разворота врубной машины; 3 - место разворота; 4 - подача в камеру; 5 - заводка бара; 6, 7 - зарубка камеры; 8 - окончание зарубки и вывод бара

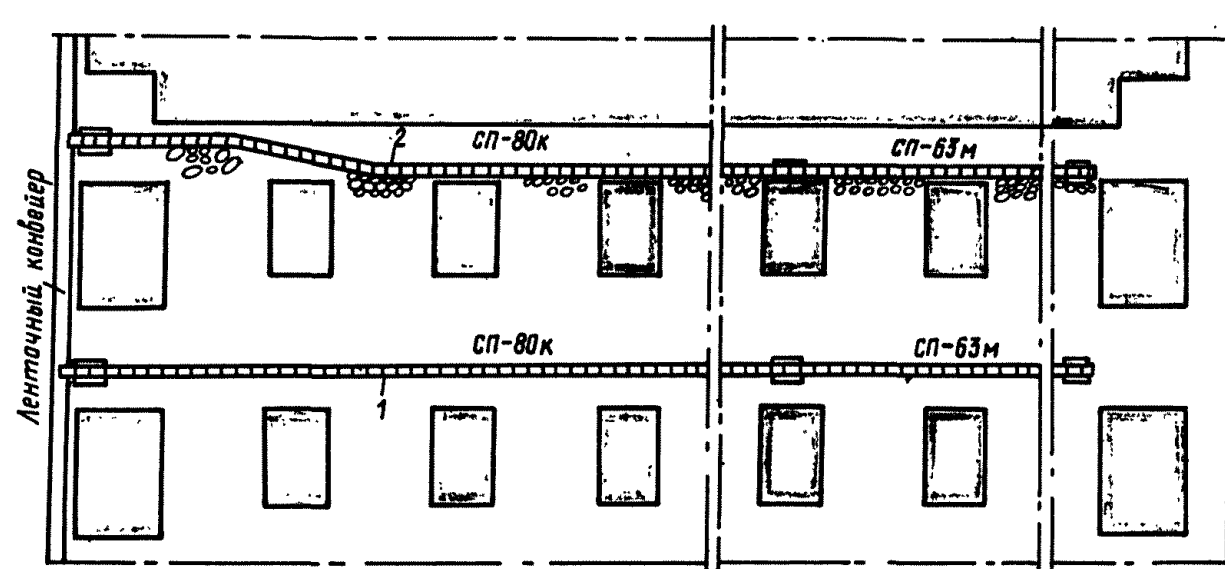


Рис. 5.7. Положение окреboквых конвейеров:  
1 - до передачи; 2 - после передачи

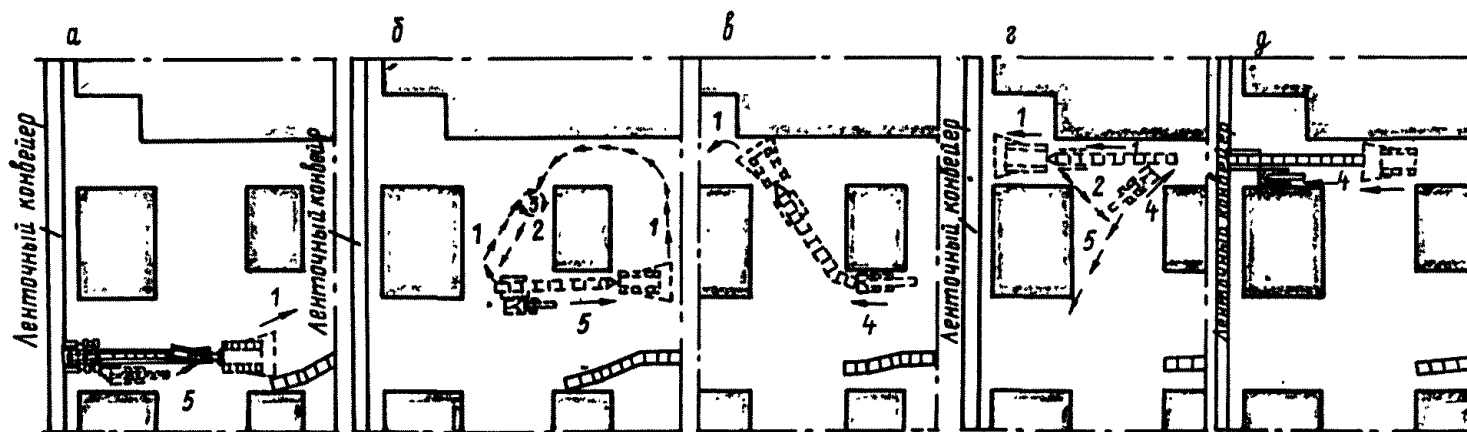


Рис. 5.8. Передвижка приводной головки скреboкого конвейера в новую поперечную камеру:

а, б - вытаскивание приводной головки из устья поперечной камеры; в - передвижка приводной головки через продольную камеру; г, д - установка приводной головки в устье новой поперечной камеры; 1, 2 - направления движения бульдозера соответственно вперед и назад; 3 - разворот бульдозера; 4, 5 - направления движения погрузочной машины соответственно вперед и назад

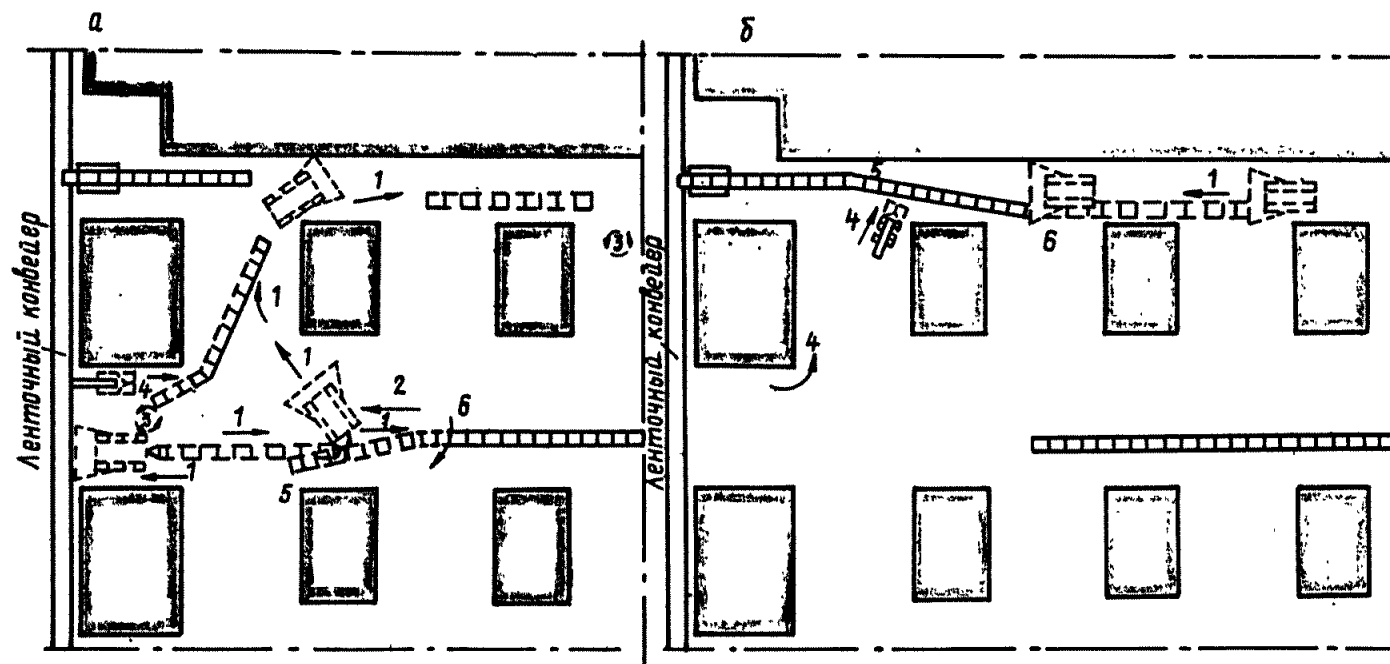


Рис. 5.9. Передвижка решетчатого става в новую поперечную камеру:  
*а* - передвижка секции решетчатого става; *б* - установка в окончательное положение; 1, 2 - направление движения бульдозера соответственно вперед и назад; 3 - разворот бульдозера; 4 - направление движения погрузочной машины вперед; 5, 6 - места рассоединения (соединения) нижней ветви цепи

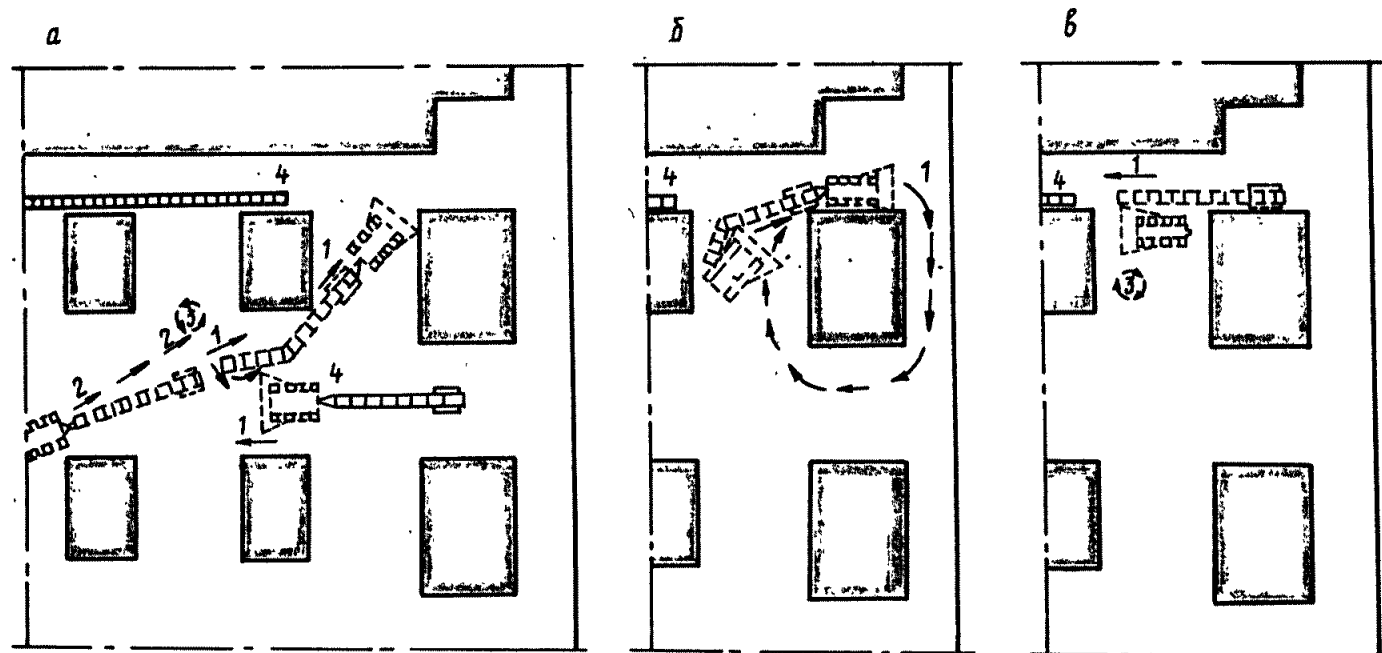


Рис. 5.10. Передвижка натяжной головки в новую поперечную камеру:  
*а* - передвижка через продольную камеру; *б* - установка в новой камере; *в* - присоединение к решетчатому ставу; 1, 2 - направление движения бульдозера соответственно вперед и назад; 3 - разворот бульдозера; 4 - место соединения решетчатого става

Основными технологическими требованиями, предъявляемыми к конвейерам при их выборе, являются возможность приема на несущий орган конвейера максимальных минутных грузопотоков без просыпания горной массы на почву и обеспечение в этот период нормального режима работы привода и ленты конвейера. В соответствии с технологическими требованиями основными техническими параметрами, по которым должны выбираться конвейеры для конкретных камерных блоков, являются минутная приемная способность конвейера (т/мин) и техническая производительность конвейера (т/ч).

Под приемной способностью конвейера понимается количество горной массы, которое может принять в единицу времени (минуту) движущаяся лента при наибольшем заполнении ее грузом.

Приемная способность для каждого типа размера конвейера является постоянным параметром, определяется скоростью движения ленты и ее геометрическими размерами - шириной ленты, углом наклона боковых роликов - и приводится в заводских характеристиках ( $m^3/мин$ ). Для определения приемной способности (т/мин) необходимо приведенные данные умножить на плотность транспортируемой горной массы в разрыхленном состоянии (насыпная масса). При полустационарной установке конвейера, когда трудно обеспе-

чить центрирование ленты, рекомендуется принимать приемную способность на 10% меньше расчетной.

Для обеспечения приема горной массы на ленту конвейера без просыпания ее на почву сборного штрека необходимо, чтобы приемная способность конвейера была не менее максимального минутного грузопотока, поступающего на этот конвейер.

Техническая производительность конвейера является переменным параметром, зависящим от длины конвейера и угла наклона выработки. При установлении пределов изменения технической производительности конвейера заводами-изготовителями учитываются такие конструктивные параметры, как мощность привода и прочность ленты.

Выбор конвейеров по технической производительности заключается в установлении допустимой (по мощности привода, прочности ленты и другим конструктивным параметрам) длины конвейера для конкретных горнотехнических условий работы в случае наибольшей загруженности ленты горной массой, поступающей из обоих полублоков в наиболее производительные смены цикла.

В связи с тем, что в заводских характеристиках показана зависимость длины конвейера от угла установки и величины равномерного часового грузопотока, а фактический грузопоток, посту-

Т а б л и ц а 6.1

Техническая характеристика ленточных конвейеров

Модели	Приемная способность при стационарной установке в горизонтальной выработке, $m^3/мин$	Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/с	Техническая производительность, т/ч		Длина конвейера при угле наклона $\alpha^0$ , м		Суммарная мощность привода, кВт
				номинальная	максимальная	при номинальной производительности	при производительности 0,8 от максимальной	
2Л80Б	9,4	800	2,00	340	450	870	1050	80
1Л100К	11,5	1000	1,60	420	560	1170	900	100
1Л100	11,5	1000	1,60	420	560	1170	2500	200
	14,5		2,00	500	700	-	2000	-
1Л1100	11,5	1000	1,60	420	560	1170	1800	200
	14,5		2,00	500	700	-	1450	-
КЛБ-5000МА	-	1000	2,26	500	-	400	-	75
КЛА-250П	9,1	800	1,85	250	380	700	-	75

пающий на конвейер, неравномерный, необходимо сначала расчетным путем установить величину условного равномерного грузопотока (эксплуатационную производительность), эквивалентную величине фактического максимального неравномерного грузопотока. После этого по заводской характеристике, соответствующей технической производительности, равной или близкой к расчетной и эксплуатационной производительности (не превышающей ее), можно установить допустимую длину конвейера для данных условий.

Выбор конвейера по приемной способности и технической производительности должен осуществляться для конкретного камерного блока в соответствии с "Основными положениями проектирования систем конвейерного транспорта от лав, оборудованных механизированными комплексами" (1970 г.).

Поступающие на сборный конвейер суммарные минутные грузопотоки, создаваемые погрузочными машинами и бульдозером, зависят от числа одновременно работающих погрузочных средств и условий работы в каждом полублоке. Максимальные минутные грузопотоки при наличии в блоке четырех погрузочных машин ПНБ-2 и бульдозера составляют 9-10 т/мин, при наличии двух машин ПНБ-2 и двух машин 2ПНБ-2 - 11-12 т/мин.

Таким образом, всем рассматриваемым вариантам технологической схемы при максимальных сменных нагрузках на блок 1700 т (I и II варианты) и 1900 т горной массы (III вариант) в наибольшей степени отвечает ленточный конвейер Л100К.

## 6.2. Погрузочные пункты

Для обеспечения бесперебойной работы камерного блока в периоды отсутствия порожняка на погрузочном пункте при электровозной откатке по панельному штреку или в период непродолжительных остановок магистральной конвейерной линии на панельном штреке эти пункты должны иметь аккумулирующие емкости в виде механизированных бункеров (бункер-конвейеров). До промышленного выпуска механизированных бункеров в качестве аккумулирующей емкости допускается применение запаса порожних вагонеток. С учетом параметров суммарного грузопотока и среднего времени ожидания порожняка емкость аккумулирующего бункера должна составлять 100 т.

При отсутствии бункера аккумулирующую емкость порожних вагонеток рекомендуется выбирать: при суточной нагрузке до 2500 т горной массы - 25 вагонеток; свыше 2500 т - 30 вагонеток.

Размеры порожняковой и грузовой ветвей погрузочного пункта, оборудованного механизированным бункером емкостью, равной или большей нормативной; должны обеспечивать размещение не менее 1,2 порожнего и груженого составов.

Размеры порожняковой ветви погрузочного пункта, для которого аккумулирующая емкость принята в виде запаса порожних вагонеток, должны обеспечивать одновременное размещение нормативного запаса вагонеток и одного обменного состава их, перевозимого электровозом при каждом рейсе. Длина грузовой ветви должна быть не меньше длины порожняковой ветви.

В перспективе при использовании комбинированного транспорта (конвейерного - по панельным штрекам, электровозного - по главным штрекам) целесообразно на погрузочных пунктах панели устраивать бункер, емкость которого определяется конкретно для каждого случая в зависимости от поступающего минутного грузопотока.

На погрузочных пунктах для выполнения операций, связанных с погрузкой горной массы в вагонетки, рекомендуется применять либо автоматизированные погрузочные пункты, либо дистанционно управляемые толкатели и перекрыватели межвагонного пространства (табл. 6.2).

Т а б л и ц а 6.2

Техническая характеристика толкателей  
и автоматизированных комплексов

Параметры	Тип толкателя			Тип комплекса	
	ТК-22	ПКТ-2А	ПТВ-3м	ППГ-3	ОПП-3,3
Тип рабочего органа	Канат-каретка		Рейка-кулак	Цепь-кулак	
Тяговое усилие, кгс	2000	2500	3000	4200	6000
Зона действия, м	150	8-16	3,7	3,8	3,9
Скорость движения рабочего органа, м/с	0,55	0,5	0-0,26	0-0,4	0-0,4
Тип проталкиваемых вагонеток	УВГ-3,3 ВД-3,3	УВГ-3,3	УВГ-3,3 ВД-3,3	УВГ-3,3	ВД-3,3
Масса, кг	3000	3400	1900	4500	4500
Мощность, кВт	15	15	8	22	30
Завод-изготовитель	Краснолучский	Воркутинский		Каменский	

В случае применения электрогидравлического толкателя ПТВ-3м с целью увеличения скорости проталкивания рекомендуется применение толкателя с двумя параллельно присоединенными маслостанциями.

При выборе типа оборудования погрузочного пункта необходимо исходить из условия, что производительность его должна обеспечивать прием максимального минутного грузопотока, поступающего с конвейера.

Во всех вариантах технологической схемы предусмотрено применение автоматизированных комплексов ППГ-3 или ОПП-3,3 как наиболее соответствующих для приема максимального минутного грузопотока, поступающего с ленточного конвейера. До приобретения и освоения автоматизированных комплексов временно рекомендуется принять толкатели типа ПТВ-3м и ПЭТ-4.

### 6.3. Транспортирование горной массы от подготовительных забоев

Значительные притоки воды в забой подготовительных выработок (особенно панельных, выполняющих функцию подземного дренажа) вследствие повышенной обводненности пласта горючих сланцев и вмещающих пород не позволяют эффективно использовать конвейерный транспорт для перемещения горной массы из подготовительных забоев. В силу этого на шахтах, использующих магистральные конвейерные линии на панельных штреках, целесообразно для транспортирования горной массы из подготовительных забоев применять электровозную откатку, для чего требуется проводить второй панельный откаточный (рельсовый) штрек параллельно конвейерному и вентиляционному штрекам.

На шахтах, где в качестве магистрального транспорта по панельным штрекам используется электровозная откатка, целесообразность применения этого же вида транспорта горной массы из подготовительных забоев очевидна. Поэтому в технологической схеме предусмотрено применение электровозной откатки для транспортирования горной массы из подготовительных забоев независимо от применяемого вида магистрального транспорта.

На шахтах, где для транспортирования горной массы из подготовительных забоев используются электровозы, необходимо по возможности предусматривать электровозы с кабиной, расположенной в середине электровоза. При применении электровозов с кабиной,

расположенной с одной стороны электровоза, необходимо предусматривать возможность маневрирования электровозов в выработке таким образом, чтобы при выполнении погрузочных работ в забое кабина находилась со стороны, противоположной забою.

### 6.4. Вспомогательный транспорт

Поскольку для транспортирования горной массы от очистных или подготовительных забоев необходимо иметь штреки, оборудованные под электровозную откатку, то целесообразно доставку материалов и оборудования к камерным блокам и подготовительным забоям производить с помощью контактных электровозов типа ЮКР или И4КР в грузовых или специально оборудованных (для ВМ, ГСМ) вагонетках.

Транспортирование материалов и оборудования к очистным забоям в пределах камерного блока впредь до создания эффективных средств вспомогательного транспорта (например безрельсовых тягачей с грузовыми платформами) рекомендуется производить действующим способом в грузовых, специально оборудованных вагонетках по сборному штреку. Различные материалы (крепёжные, запасные части и другие) целесообразно доставлять к рабочим местам при помощи бульдозера.

Перевозку людей по откаточным штрекам к очистным и подготовительным забоям рекомендуется осуществлять в составах людских вагонеток при помощи электровозной тяги.

## 7. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Для подготовки шахтного поля к очистным работам при рельсовом магистральном транспорте проходят панельные откаточные и панельные вентиляционные штреки; при конвейерном транспорте дополнительно проходят конвейерный штрек. Камерные блоки на панелях подготавливают путем проходки сборного и бортового штреков (вместе с устьями для будущих поперечных камер) и разрезных выработок (камер).

Высокая прочность пород пласта и боковых пород позволяет во всех выработках, проводимых для подготовки камерного блока, применять анкерную крепь и только в зонах карстовых нарушений необходимо применять рамную крепь. Очистные работы практически не оказывают влияния на устойчивость кровли подготовительных выработок.

Сечение выработок определено по факторам транспорта, проветривания и типу применяемого проходческого оборудования. Для выработок сланцевых шахт Эстонского месторождения наиболее характерны размеры, приведенные в табл. 7.1.

Т а б л и ц а 7.1

Основные размеры подготовительных выработок

Тип выработки	Ширина, м	Высота, м	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>
Панельные откаточные штреки	5,5	3,3	18,1
Панельные вентиляционные штреки	5,0	2,8	14,0
Сборные штреки	6,0 <sup>х)</sup>	2,8	16,8
Бортовые штреки	6,0 <sup>х)</sup>	2,8	16,8
Разрезные выработки камер	5,4 <sup>х)</sup>	2,8	15,1

х) Без учета устьев для камер.

При планировании объема подготовительных работ на последующие периоды следует учитывать гидрогеологические условия шахтного поля. На обводненных участках панельные штреки необходимо проводить с определенным опережением подготавливаемых блоков для удовлетворения условий дренажа (см. схему последовательности подготовки камерного блока). Конкретные объемы опережающей проходки панельными штреками определяются на основе "Временного руководства по проведению дренажных работ на шахтах треста "Эстонсланец" (1974 г.).

Из-за высокой крепости пород пласта основным техническим направлением в области подготовительных работ остается совершенствование буровзрывного способа на базе применения погрузочных машин. На основе результатов исследований и обобщения передового опыта шахт в технологической схеме при проходке подготовительных выработок предусматривается применять погрузочную машину ИПНБ-2. Кроме того, при проходке панельных штреков целесообразно применение буропогрузочной машины ИПНБЭС с навесным бурильным оборудованием, параметры которого соответствуют требованиям бурения в условиях шахт ПО "Эстонсланец". Применение такого оборудования повысит производительность труда до 1,6 м/чел.-смену.

#### Техническая характеристика погрузочной машины ИПНБЭС

Основные размеры, мм:	
длина	7280
ширина	1600
высота в транспортном положении	2000
Масса, кг	9300
Размеры забоя, обруиваемого с одной позиции, м:	
высота	3,5
ширина	3,8
Установленная мощность, кВт	38,5
Сечение выработок, м <sup>2</sup>	14,0-18,2

Средства призабойного транспорта выбраны из условий наиболее целесообразного их сочетания с участковым транспортом при подготовке участка к эксплуатации. В качестве средств призабойного транспорта рекомендуется применять шахтные вагонетки УВГ-3,3 и ВД-3,3. Подачу вагонеток в забой рекомендуется производить быстроходными лебедками Г7ЛС-2П, а из забоя - лебедками ЛВД-24. Временный путь укладывается на почву выработки без шпал и комплектуется передвижными разминовками. Емкость порожняковой ветви до разминовки должна обеспечить прием горной массы с одного цикла и иметь резерв не менее 10 вагонеток.

Электрооборудование (пускатели, реле утечки, бурильные трансформаторы и др.) должно монтироваться на раме, позволяющей передвигать его с помощью лебедки вслед за продвижением забоя. Разгрузка оборудования и механизмов производится с помощью ручной тали.

## 8. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ, БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ И ПОДЗЕМНЫМИ ВОДАМИ

### 8.1. Вопросы вентиляции и борьбы с пылью

Для обеспечения безопасных условий труда при высоких нагрузках на очистные забои определяются аэродинамические параметры технологических схем: общее количество воздуха, подаваемого в выработку, и ее депрессия.

Проветривание сланцевых шахт Эстонского месторождения имеет некоторые особенности, связанные с горно-геологическими условиями месторождения: отсутствием газовыделения (метана, углекислоты и др.) из горючих сланцев и боковых пород и неглубоким залеганием сланца. В то же время сланцевые шахты являются опасными по

взрывам пыли. Неглубокое залегание пласта сланца обуславливает применение главным образом участковой схемы првветривания.

Все расчеты по вентиляции проводятся в соответствии с "Временной инструкцией по расчету количества воздуха для проветривания сланцевых шахт" (1978 г.). Данные об аэродинамических сопротивлениях горных выработок, вентиляционных сооружений и устройств представлены в табл. 8.1 и 8.2.

Т а б л и ц а 8.1

Аэродинамическое сопротивление горных выработок

Горная выработка	Сечение в овету, м <sup>2</sup>	Удельное аэродинамическое сопротивление, кмюрги/100 м
Главный и панельный откаточный штреки	18,1	0,00044
Главный и панельный вентиляционный штреки	14,0	0,00125
Сборный штрек с конвейером	16,8	0,00111
Бортовой штрек	16,8	0,00074
Разрезная выработка	15,1	0,00095
Очистной забой	25,2/11,2	0,00053/0,00348

Для примера в технологической схеме принято, что на участке имеются один камерный блок и три подготовительных забоя, работающих одновременно. Принят всасывающий способ проветривания как более распространенный на сланцевых шахтах.

Т а б л и ц а 8.2

Аэродинамическое сопротивление вентиляционных сооружений и устройств

Вентиляционное сооружение или устройство	Аэродинамическое сопротивление, кмюрги
Глухая перемычка	100
Вентиляционная дверь для прохода людей	60
Вентиляционная дверь для пропуска транспорта	40

Мероприятия по предупреждению взрыва пыли в очистных и подготовительных забоях проводятся согласно "Руководству по безопасному применению короткозамедленного взрывания и предупреждению

взрывов пыли на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна" (1975 г.).

Проветривание камерных блоков и контроль состава шахтной атмосферы, в которых эксплуатируются бульдозеры с дизельными двигателями, должны осуществляться в соответствии с "Временными нормами и техническими требованиями для безопасной эксплуатации дизельных локомотивов (машин) в угольных шахтах".

## 8.2. Вопросы борьбы с подземными водами

Для уменьшения притока подземных вод в очистные забои сланцевых шахт применяется подземный способ дренажа. Во время проходки панельных штреков и подготовки камерных блоков в опережающих панельных штреках бурят восстающие дренажные скважины для отвода подземных вод из очистных забоев непосредственно в шахтный отлив. Схема дренажа и ее основные параметры определяются на основе "Временного руководства по проведению дренажных работ на шахтах треста "Эстонсланец" (1974 г.).

Удельный приток в выработки, ооконтуривающие работающий камерный блок, допускается до 2 м<sup>3</sup>/ч на 100 м. Определение расстояния между дренажными скважинами в зависимости от величины опережения панельными штреками при различной степени обводненности пород производится по номограммам, показанным на рис. 8.1.

## 9. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

### 9.1. Общие положения

На шахтах ПО "Эстонсланец", глубина разработок которых не превышает 80 м, электроснабжение забойного оборудования следует производить по кабелям, проложенным по скважинам и шурфам от поверхностных передвижных трансформаторных киосков. При таком способе питания необходимо следить, особенно при электроснабжении камерных блоков с высокой нагрузкой, чтобы максимальная длина кабельной линии от трансформатора до забоя не превышала 550-600 м.

Экономическая эффективность электроснабжения очистных работ зависит в основном от шага перемещения трансформаторных киосков. Если напряжение высокой стороны незначительно отличается от номинального или если местность не позволяет бурить и эксплуа-



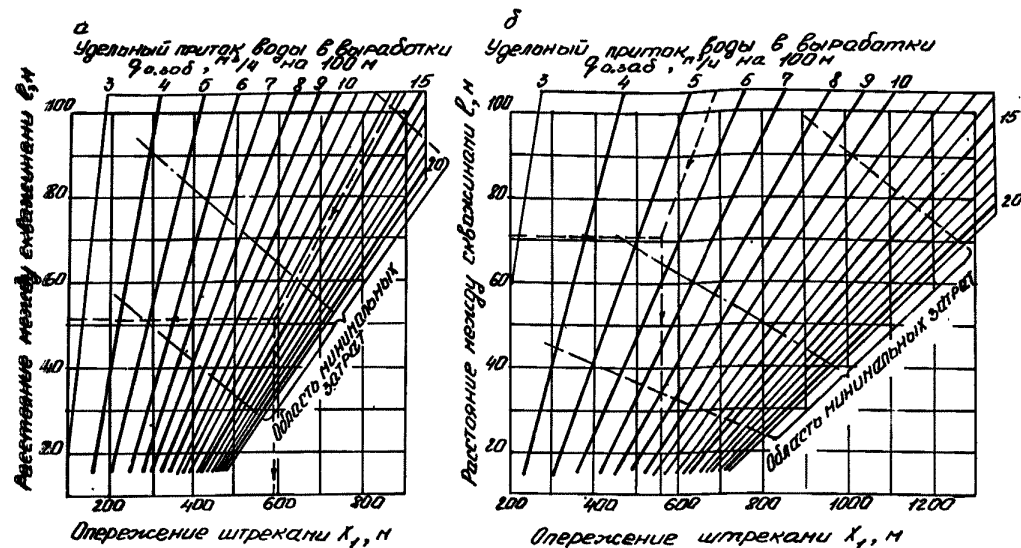


Рис. 8.1. Номограммы для определения расстояния между скважинами  $l$  в зависимости от опережения панельными штреками  $X_1$  и степени обводненности пород  $q_{обв}$  на внутренних (а) и на внешних (б) панелях

тировать энергетические скважины в требуемых точках, то целесообразно электропитание камерного блока осуществлять через одни и те же скважины в течение времени отработки всего блока, т.е. предусматривать разовую установку трансформаторного киоска. В данном случае максимальное удаление распределительных пунктов полублоков от энергетической скважины должно быть 300–400 м. В случае неудовлетворительного напряжения высокой стороны шаг передвижки трансформаторного киоска следует сокращать с таким расчетом, чтобы максимальное удаление распределительных пунктов полублоков от энергетической скважины было не более 150 м.

В разработанных схемах электропитания применительно к различным вариантам технологической схемы очистных и подготовительных работ в качестве низкого напряжения использованы две ступени: 380 В как наиболее распространенное в настоящее время и 660 В как наиболее перспективное. Схемы электропитания очистных и подготовительных забоев составлены на основе методических указаний, разработанных совместно с ИГД им. А.А.Скочинского и МакНИИ.

Приводятся три варианта схемы электропитания очистных работ, составленных в соответствии с рекомендуемым набором технологического оборудования камерных блоков:

электропитание напряжением 660 В камерного блока (I вариант схемы очистного забоя) и погрузочного пункта, работающего на конвейерный магистральный транспорт;

электропитание напряжением 380 В камерного блока (II вариант схемы очистного забоя) и погрузочного пункта, работающего на локомотивный магистральный транспорт;

электропитание напряжением 660 В камерного блока (III вариант схемы очистного забоя) и погрузочного пункта, работающего на локомотивный магистральный транспорт.

Примерная схема электропитания подготовительных забоев представлена в одном варианте на напряжение 660 В. В случае проведения сборных и бортовых штреков встречными забоями электропитание проходческого оборудования производится через отдельные энергетические скважины с использованием одного комплекта пусковой и коммутационной аппаратуры.

Каждый вариант схемы состоит из двух частей:

схемы размещения наружных передвижных трансформаторных киосков (КТПН) и распределительных подземных пунктов низкого напряжения (РПП) на плане горных работ;

схемы электроснабжения камерного блока и погрузочного пункта.

На схемах электроснабжения камерного блока указаны типы пускателей и коммутационной аппаратуры, мощность электродвигателей забойного оборудования, а также значения расчетных минимальных токов двухфазного короткого замыкания и уставок, ток срабатывания реле максимального тока.

В табл. 9.1–9.10 приведены технические данные электрооборудования и кабелей, которые могут найти применение на сланцевых шахтах, а также необходимые данные для расчета элементов электроснабжения очистных и подготовительных работ.

Наиболее полно и эффективно используются трансформаторные киоски в схемах, где предусматривается питание всего оборудования очистного забоя от одного силового трансформатора. Однако, если установленная мощность силового трансформатора недостаточна, рекомендуется снабжать электроэнергией оборудование погрузочного пункта от отдельного трансформаторного киоска.

При установке в трансформаторном киоске двух трансформаторов следует предусматривать их разделительную работу. Параллельная работа трансформаторов рекомендуется только как исключение.

Во всех схемах электроснабжения предусматривается установка нескольких распределительных пунктов. Число распределительных пунктов на полублок зависит от ширины полублока; для данной схемы рекомендуется выбирать один или два пункта. Целесообразно предусматривать раздельное питание наиболее мощных токоприемников (врубных машин, скребковых конвейеров) от остальных энергопотребителей.

Питание распределительных пунктов и электроснабжение отдельных приемников забоя рекомендуется осуществлять по кабелям типа ГРШЭ. Для питания электросверл рекомендуется применять особо гибкий кабель типа ШРБЭ и ШВБЭ, для освещения сборного и откаточного штреков – КРПСН напряжением 127 В, для забоя – голые алюминиевые провода. Сечение перемычек между коммутационными аппаратами на РПП должно быть не менее расчетного для транзитного тока нагрузки, протекающего через данную перемычку.

При производстве работ первого цикла распределительные пункты в середине полублока рекомендуется располагать в специальной

камере, подготовленной во время проходки нарезной выработки. Передвижку распределительных пунктов следует производить через 2–3 цикла.

В случае применения общешахтного напорного трубопровода нет необходимости предусматривать в схемах электроснабжения распределительную и пусковую аппаратуру для противопожарных и оросительных насосов.

Порядок расчета данного раздела электроснабжения подобен порядку расчета раздела электроснабжения очистных и подготовительных работ в технологических схемах разработки пластов на угольных шахтах.

Выбранные варианты схемы электроснабжения следует дополнить, исходя из конкретных условий, и определить элементы схемы по методике, расчетные формулы которой приведены ниже.

## 9.2. Порядок расчета схем электроснабжения камерных блоков

Необходимые исходные данные оборудования, электрических потребителей и технические характеристики двигателей приводятся в таблицах.

### 9.2.1. Определение мощности трансформатора

Расчетная мощность трансформатора  $S_p$  определяется по формуле

$$S_p = \frac{K_c \sum P_{уст}}{\cos \varphi} \text{ кВА,}$$

где  $K_c$  – коэффициент спроса;

$\sum P_{уст}$  – суммарная установочная мощность токоприемников, кВт;

$\cos \varphi$  – условный средневзвешенный коэффициент мощности для группы очистных и подготовительных забоев (принимается равным 0,6).

Коэффициент спроса определяется следующим образом:

$$K_c = 0,3 + 0,7 \frac{P_H}{\sum P_{уст}},$$

где  $P_H$  – номинальная мощность наиболее мощного электродвигателя.

С учетом перегрузочной способности трансформатора повышение расчетной мощности  $S_p$  допускается не более чем на 10%. При невыполнении этого условия следует выбрать другой трансформатор.

### 9.2.2. Расчет кабельной сети участка

а) Сечение магистрального кабеля выбирается по условию

$$J_{доп} \geq J_{расч},$$

где  $J_{доп}$  - длительно допустимый ток кабеля соответствующего сечения по нагреву. При температуре окружающей среды от 25°C следует вводить поправочные коэффициенты (табл. 9.1);

$J_{расч}$  - расчетный ток нагрузки магистрального кабеля, А;

$$J_{расч} = \frac{K_c \sum P_{уст}}{\sqrt{3} U_N \cos \varphi},$$

где  $P_{уст}$  - установленная мощность токоприемников, питающихся по кабелю, кВт;

$U_N$  - номинальное напряжение сети, В. Таблица 9.1

Поправочные коэффициенты на температуру воздуха для токовых нагрузок на кабели

Расчетная температура среды $t$ , °C	Нормированная температура жилы, °C	Поправочные коэффициенты при фактической температуре среды $t$ , °C								
		0	5	10	15	20	25	30	35	40
25	65	1,27	1,22	1,17	1,12	1,06	1,00	0,94	0,87	0,79
	70	1,25	1,20	1,15	1,11	1,06	1,00	0,94	0,89	0,82
	75	1,23	1,18	1,14	1,10	1,05	1,00	0,95	0,95	0,84
	80	1,20	1,17	1,13	1,09	1,04	1,00	0,95	0,90	0,85

Значения  $K_c$  и  $\cos \varphi$  принимаются такими же, как при определенном уровне мощности трансформатора.

Если условию  $J_{доп} \geq J_{расч}$  не удовлетворяет ни один кабель максимально возможного сечения, то к прокладке принимают два параллельных или раздельно включенных кабеля. При параллельном включении кабелей их суммарное сечение определяется по условию

$$2 J_{доп} \geq J_{расч};$$

б) Сечение гибких кабелей для питания отдельных токоприемников участка предварительно выбирается, исходя из длительно допустимой нагрузки по нагреву номинальным током  $J_N$ , согласно условию

$$J_{доп} > 1,1 J_N.$$

С учетом механической прочности предпочтительные сечения гибких кабелей должны быть не менее ( $\text{мм}^2$ ):

для погрузочных машин	16-25
конвейеров (кроме забойных)	10-16
электросверл	4-6
прочих электродвигателей	10-16

в) Выбранные сечения кабелей проверяются по допустимой потере напряжения на зажимах наиболее удаленного токоприемника в нормальном режиме работы.

Потеря напряжения  $\Delta U_{тр}$  в трансформаторе определяется по формуле

$$\Delta U_{тр} = \sqrt{3} J_{расч} (R_T \cos \varphi + X_T \sin \varphi) \text{ В},$$

где  $R_T$  - активное сопротивление трансформатора;

$$R_T = \frac{\Delta P_K \cdot U_N^2}{S_{н.тр}^2} \text{ мОм};$$

$X_T$  - индуктивное сопротивление трансформатора, которое определяется по формуле

$$X_T = \sqrt{Z_T^2 - R_T^2} \text{ мОм},$$

где  $Z_T$  - полное сопротивление трансформатора;

$$Z_T = \frac{e_K \cdot U_N^2}{S_{н.тр}} \text{ мОм};$$

$\Delta P_K$  - потери мощности трансформатора при номинальной нагрузке трансформатора, Вт (табл. 9.2);

$e_K$  - напряжение короткого замыкания, % (см. табл. 9.2).

Потери напряжения в гибком кабеле равны

$$\Delta U_{г.к} = \sqrt{3} J_{расч} \cdot L (R \cos \varphi + X \sin \varphi) \text{ В},$$

где  $R$  - активное сопротивление трансформатора и кабелей, Ом (табл. 9.3);

$X$  - индуктивное сопротивление трансформатора и кабелей, Ом (см. табл. 9.3).

Параметры схемы электроснабжения должны обеспечивать напряжение на зажимах электродвигателей не ниже 0,8 номинального:

$$U_n \geq 0,8 U_N.$$

Т а б л и ц а 9.2

Техническая характеристика силовых трансформаторов с масляным охлаждением

Тип трансформатора	Номинальная мощность, кВА	Верхний предел номинального напряжения обмоток, кВ		Потери мощности, Вт		Напряжение к.з., % номинального	Ток х.х., % номинального
		высокого напряжения	низкого напряжения	х.х. при номинальном напряжении	к.з. при номинальной нагрузке		
ТМ-160/6-10-68	160	6-10	0,4/0,69	540	2650	4,5	2,4
ТМ-250/6-10-68	250	6-10	0,4/0,69	780	3700	4,5	2,3
ТМ-400/6-10-68	400	6-10	0,4/0,69	1080	5500	4,5	2,1
ТМ-630/6-10-68	630	6-10	0,4/0,69	1680	7600	5,5	2,0

Т а б л и ц а 9.3

Сопротивление кабелей с медными жилами

Сопротивление	Сопротивление кабеля (Ом/км) при сечении жилы, мм <sup>2</sup>									
	4	6	10	16	25	35	50	70	95	120
Активное бронированного и гибкого кабеля при температуре 20°C	4,600	3,070	1,840	1,150	0,740	0,520	0,423	0,260	0,194	0,153
Индуктивное бронированного кабеля напряжением до 1000 В	0,095	0,090	0,073	0,068	0,066	0,064	0,063	0,061	0,060	0,060
Индуктивное гибкого кабеля напряжением до 1000 В <sup>х)</sup>	0,101	0,095	0,092	0,090	0,088	0,084	0,081	0,079	0,078	0,076

х) Индуктивное сопротивление гибкого кабеля приведено по справочным данным. Расчетные величины сопротивления гибких кабелей современных конструкций несколько выше приведенных.

Напряжение на зажимах электродвигателей при пуске определяется по формуле

$$U_n = \frac{U_0 - \Delta U_{н.р}}{1 + \sqrt{3} \frac{I_{н.п}}{I_n} (R \cos \varphi + X \sin \varphi)} \text{ В,}$$

где  $U_0$  - напряжение трансформатора при холостом ходе, В;  
 $\Delta U_{н.р}$  - потеря напряжения от прочих работающих электродвигателей в тех участках сети, через которую подключен пускаемый двигатель, В.

### 9.2.3. Выбор фидерного автоматического выключателя и магнитного пускателя

а) Фидерные автоматические выключатели выбираются по значению, номинальному току, номинальному напряжению и проверяются по предельному току отключения.

Рабочий ток, который проходит через автомат, определяется по формуле

$$I_{рад} = \frac{K_c \sum P_{чет}}{\sqrt{3} \cdot U_n \cdot \cos \varphi} \text{ А;}$$

типоразмер фидерного автомата выбирается, исходя из условия

$$I_n \geq I_{рад},$$

где  $I_n$  - номинальный ток фидерного автомата, выбираемого по табл. 9.4.

б) Магнитные взрывобезопасные выключатели выбираются по значению, номинальному напряжению, номинальной мощности включаемого пускателя электродвигателя, зависящей от режима его работы, и проверяются по способности пускателя отключать максимально возможный ток двухфазного к.з.

Основные технические данные магнитных пускателей приведены в табл. 9.5.

в) Выбранный фидерный выключатель или магнитный пускатель проверяются на способность отключать минимальный ток двухфазного к.з.:

$$I_0 > 1,92 I_{к.з. \min}^{(2)},$$

Таблица 9.4

Основные технические данные автоматических взрывобезопасных выключателей

Тип	Номинальный ток, А	Предельная коммутационная способность (А) при $\cos \varphi = 0,6$ (действующее значение) и напряжении, В		Уставка максимального тока расцепителей, А	
		380	660	с цифровой маркировкой	без цифровой маркировки
AB-320Д0	320	20000	20000	800-2400 (через 200 А)	
AB-200Д0	200	17000	20000	400-1200 (через 100 А)	
АФВ1А	200	22000	12000	300, 450, 600	375, 525
АФВ2А	350	22000	12000	600, 900, 1200	750, 1050
АФВ3А	500	22000	12000	1000, 1500, 2000	1250, 1750

Примечание. Автомат АФВ1А устанавливается вместо автомата АВ-200Д0, а АФВ2А вместо АВ-320Д0, если последнего нет в наличии.

Таблица 9.5

Технические данные магнитных пускателей

Тип пускателя	Номинальный ток, А	Наибольшая мощность подключаемого электродвигателя (кВт) при напряжении, В		Предельно отключаемый ток, А	Уставка реле максимального тока, А
		380	660		
ПМВИ-13	63	55	55	1400	150, 200, 250, 325
ПМВИ-23м	120	55	100	2400	300, 400, 500, 650, 800
ПМВИ-61	250	120	155	2100	500, 1000, 1500
ПВИ-250	250	120	160	3750	500, 1000, 1500
ПВИ-125	125	55	100	2500	250-750 (через 50 А)
ПВИ-63	63	30	55	1500	125-375 (через 25 А)
ПВИР-63	63	32	55	1500	125-375 (через 25 А)

Примечание. При отсутствии пускателей типа ПВИ-63, ПВИ-125, ПВИ-250, ПВИР-63 они могут быть заменены соответственно пускателями ПМВИ-13м, ПМВИ-23м, ПМВИ-61, ПМВИР-41.

где  $J_0$  - предельно отключаемый ток защитного аппарата, А;  
 $J_{к.зmin}^{(2)}$  - расчетный минимальный двухфазный ток короткого замыкания на зажимах защитного аппарата, который определяется по формуле.

$$J_{к.зmin}^{(2)} = \frac{K \cdot U_0}{2 Z_{к.з}},$$

где  $K$  - коэффициент, учитывающий снижение тока к.з. из-за возможности уменьшения напряжений в высоковольтной сети;  
 $Z_{к.з}$  - эквивалентное сопротивление до точки к.з., МОм;

$$Z_{к.з} = \sqrt{(R_T + R_K)^2 + (X_T + X_K)^2};$$

$R_K$  - активное и индуктивное сопротивление кабелей от трансформатора до точки к.з., МОм;

$$R_K = \sum_{i=1}^n R_i; X_K = \sum_{i=1}^n X_i;$$

$R_i = R_0 L_i$  - активное сопротивление отдельных участков кабелей сети от трансформатора до точки к.з., МОм;

$R$  - величины удельных активных сопротивлений, мОм/км;

$L_i$  - длина  $i$ -го участка кабеля, км;

$X_i = X_0 L_i$  - индуктивное сопротивление отдельных участков кабелей сети от трансформатора до точки к.з., МОм.

Если отключающая способность проверяемого защитного аппарата оказывается равной или меньшей рассчитанной по выражению

$$J_0 > 1,92 J_{к.зmin}^{(2)}$$

величины, то при наличии на присоединении, питающем защитный аппарат, группового, общего или другого защитного аппарата необходимо проверить, удовлетворяет ли он условию

$$J_{к.зmin}^{(2)} \leq \frac{J_{огр}}{1,92},$$

где  $J_{огр}$  - предельно отключаемый ток группового или общего защитного аппарата, А.

Если ни один из защитных аппаратов не удовлетворяет условию, необходимо установить дополнительный защитный аппарат согласно требованиям Инструкции к § 387 ПБ.

#### 9.2.4. Выбор и проверка уставок токовых реле аппаратов низкого напряжения

Величина уставки тока срабатывания реле автоматических выключателей и магнитных пускателей определяется по формулам:

а) для защиты магистрали:

$$J_y \geq J_{н.пуск} + \sum J_{н.раб} \text{ А};$$

где  $J_y$  - уставка срабатывания реле, А;

$J_{н.пуск}$  - номинальный пусковой ток наиболее мощного электродвигателя, А;

$\sum J_{н.раб}$  - сумма номинальных токов всех остальных токоприемников, А (табл. 9.6);

б) для защиты ответвлений, питающих электродвигатель или группу одновременно пускаемых электродвигателей:

$$J_y \geq \sum J_{н.пуск} \text{ А};$$

в) для защиты ответвления, питающего осветительную нагрузку:

$$J_y \geq 3 J_{н.раб} \text{ А};$$

Выбранная и принятая к установке на шкале ближайшая большая уставка тока срабатывания реле проверяется по расчетному минимальному току двухфазного к.з.:

$$\frac{J_{к.зmin}^{(2)}}{J_y} \geq K_y,$$

где  $K_y$  - коэффициент чувствительности.

9.2.5. Минимальный ток двухфазного к.з. в кабеле может быть найден также по формуле

$$J_{к.зmin}^{(2)} = \frac{U_n}{2 \sqrt{(R_T + R_{50} L_{прив})^2 + (X_T + X_{50} L_{прив})^2}} \text{ А},$$

где  $R_T, X_T$  - активное и индуктивное сопротивления обмоток трансформатора, Ом;

$R_{50}, X_{50}$  - активное и индуктивное сопротивление кабеля с сечением основной жилы 50 мм<sup>2</sup>, принимаемые равными соответственно 0,423 и 0,075 Ом/км;

$L_{прив}$  - приведенная длина кабельной линии, определяемая суммированием приведенной длины отдельных кабелей по формуле

$$L_{прив} = \ell_1 K_{п1} + \ell_2 K_{п2} + \dots + \ell_n K_{пn} \text{ км},$$

где  $\ell_1, \ell_2, \dots, \ell_n$  - фактическая длина кабеля различного сечения;  
 $K_{п1}, K_{п2}, \dots, K_{пn}$  - коэффициенты приведения сечений кабелей для определения  $J_{к.зmin}^{(2)}$  (табл. 9.7).

Т а б л и ц а 9.6

Технические данные электродвигателей при номинальной нагрузке

Тип электро- двигателя	Номи- наль- ная мощ- ность, кВт	Частота вращения, об/мин	Ток линейный (А) при напряжении, В		КПД	cos φ	$\frac{J_n}{J_n}$	$\frac{M_n}{M_n}$	$\frac{M_n}{M_n}$
			380	660					
ЭДКОФ-43/4	45	1475	88,5	51,0	89,5	0,86	6,5	2,7	3,2
ЭДКОФ-43/4	55	1475	108	62,5	86,6	0,96	6,5	2,6	3,0
ЭДКОФ-53/4	110	1460	-	-	93,0	0,89	7,0	2,5	3,2
ЭДК4-1м	93	1460	202	117	91,3	0,86	-	-	-
МА36-42/4	100	1480	194	112	92,5	0,85	6,5	2,0	2,5
КОФ12-4	10	1470	21	12	87,0	0,84	6,7	2,2	2,3
КОФ22-4	20	1475	40	23	90,0	0,85	6,0	2,1	2,1
КОФ21-4	15	1475	30	17,5	89,0	0,85	6,5	2,1	2,1
ВАО 52-4	10	1460	20,0	11,5	88,0	0,86	7,0	1,3	2,2
ВАО 92-4	100	1470	190	110	91,5	0,88	6,0	1,8	2,2
ВАО 71-4	22	1460	43	25	90,0	0,86	7,0	1,6	2,2
ВАО 62-4	17	1460	33,5	19,5	89,5	0,86	7,0	1,3	2,2
ВАО 82-4	55	1470	105	61	91,0	0,88	6,5	1,8	2,2

Т а б л и ц а 9.7

Коэффициенты приведения сечений кабелей для  
определения  $J_{к.з.т.п.}$ 

Сечение основ- ной жилы кабе- ля, мм <sup>2</sup>	Коэффициент приведения	Сечение основной жилы кабеля, мм <sup>2</sup>	Коэффициент приведения
Для сетей напряжением 380 и 660 В (сечения приведены к 50 мм <sup>2</sup> )			
4	12,30	35	1,41
6	8,22	50	1,00
10	4,92	70	0,72
16	3,06	95	0,54
25	1,97	120	0,43
Для сетей напряжением 127 В (сечения приведены к 4 мм <sup>2</sup> )			
2,5	1,60	6	0,67
4,0	1,00	10	0,40

## 9.2.6. Выбор номинального тока плавких вставок

а) для защиты магистрали:

$$J_B \geq \frac{J_{н.пуск}}{1,6 \div 2,5} + \sum J_{н.раб} \text{ А,}$$

где  $J_B$  - номинальный ток плавкой вставки;

б) для защиты отвления:

$$J_B \geq \frac{J_{н.пуск}}{1,6 \div 2,5} \text{ А;}$$

при осветительной нагрузке:

$$J_B > J_{н.раб};$$

в) для трансформаторов, встроенных в агрегат АП:

$$J_y \geq \frac{1,2 \div 1,4}{K_T} (J_{н.уст} + \sum J_{н.раб}) \text{ А,}$$

где  $K_T$  - коэффициент трансформации.

Т а б л и ц а 9.8

Перечень электрооборудования, установленного на машинах и механизмах в камерном блоке

Электрооборудование	Тип электро-двигателя	Установ-ленная мощность, кВт	Коли-чество двига-телей	Суммарная устано-вленная мощность, кВт	$\eta$ , %	cos $\varphi$	Рабочий ток, А	Пусковой ток, А
Ленточный конвейер Л100К	МА36-42/4	100	1	100	0,92	0,85	112	728
Врубцовая машина "Урал-33"	ЭДК 4-1м	93	2	186	0,92	0,86	117	485
Погрузочная машина ИПНБ-2	КОФ 22-4	20	4	80	0,90	0,85	23	138
	КОФ 12-4	11	4	44	0,87	0,84	12	80
Перегрузатель	КОФ 12-4	11	4	44	0,87	0,84	12	80
	КОФ 21-4	15	4	60	0,90	0,85	17,5	105
Скребокый конвейер СП-63м	ЭДКОФ 42/4	45	4	180	0,90	0,86	51	331
Скребокый конвейер СП-80к	ЭДКОФ 43/4	55	4	220	0,89	0,86	62	334
Электросверло СРР-19м	Специальный	1,2	12	14,4	0,85	0,60	-	-

Номинальный ток плавкой вставки предохранителей, встроенных в аппараты, установленные на первичной стороне осветительных трансформаторов типа ТСН, выбирается по формуле

$$J_{\phi} \geq \frac{I_1 + I_2 + I_4}{K_T} J_{н. раб} \text{ А.}$$

Принимается плавкая вставка с ближайшим к расчетному значению ее номинального тока.

### 9.3. Пример расчета схемы электроснабжения камерного блока

Исходные данные: схема электроснабжения напряжением 660 В камерного блока (I вариант схемы очистного забоя) и погрузочного пункта, работающего на конвейерный магистральный транспорт.

Перечень электрооборудования, установленного на машинах и механизмах в камерном блоке, представлен в табл. 9.8. Расчет схемы электроснабжения ведется следующим образом.

#### 9.3.1. Суммарная установленная электромеханическая мощность

$$P_{уст} = 100 + 186 + 44 + 80 + 44 + 60 + 180 + 220 + 14,4 = 928,4 \text{ кВт.}$$

#### 9.3.2. Коэффициент спроса по участку

$$K_c = 0,3 + 0,7 \frac{93}{928,4} = 0,37.$$

#### 9.3.3. Расчетная мощность трансформатора

$$S_p = 928,4 \frac{0,37}{0,6} = 566,3 \text{ кВт.}$$

9.3.4. По табл. 9.2 принимается трансформатор ТМ 630/6-10-68.

9.3.5. Выбор сечения кабелей от трансформатора до РПП-0,66 № 1-2 (РПП-0,66 № 2-2):

а) расчетный ток кабелей, проложенных по скважине

$$J_{расч.к} = \frac{928,4 \times 0,37 \times 1000}{3 \times 660 \times 0,6} = 501,4 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимаются два кабеля типа ГРШЭ сечением жил 95 мм<sup>2</sup> (3 x 95 + 1 x 10); при этом  $J_{доп.к.с} = 2 \times 290 = 580 \text{ А} > 501,4 \text{ А};$



Таблица 9.9

## Технические и конструктивные данные шахтных кабелей

Длительно допустимые нагрузки, А	Число и номинальное сечение жил, мм <sup>2</sup>			Наружный диаметр кабеля, мм
	основных	заземляющих	вспомогательных	
1	2	3	4	5

## Гибкие экранированные кабели марки ГРШЭ

45	3x4	1x2,5	3x1,5	28,8
56	3x6	1x4	3x2,5	32,0
75	3x10	1x6	3x2,5	35,0
105	3x16	1x10	3x4	40,1
136	3x25	1x10	3x4	41,5
168	3x35	1x10	3x4	47,5
200	3x50	1x10	3x4	49,3
250	3x70	1x10	3x4	53,7
290	3x95	1x10	3x4	57,5
32	3x4	1x2,5	-	23,7
58	3x6	1x4	-	28,1
75	3x10	1x16	-	30,1
105	3x16	1x10	-	34,6
136	3x25	1x10	-	37,5
168	3x35	1x10	-	41,7
200	3x50	1x10	-	43,8
250	3x70	1x10	-	49,6
290	3x95	1x10	-	53,6

## Гибкие кабели марки КРПСН

33	3x2,5	1x1,5	-	19,1
45	3x4	1x2,5	-	20,2
58	3x6	1x4	-	23,4
75	3x10	1x6	-	26,0
105	3x16	1x10	-	31,5
136	3x25	1x10	-	35,1
168	3x35	1x10	-	36,5
200	3x50	1x10	-	44,9
250	3x70	1x10	-	49,2
33	3x2,5	2x1,5	-	20,7
45	3x4	2x2,5	-	22,8
58	3x6	2x4	-	25,0
45	3x4	3x2,5	-	23,8
58	3x6	3x4	-	26,0
105	3x16	3x10	-	38,8

Продолжение табл. 9.9

1	2	3	4	5
136	3x25	3x10	-	42,5
168	3x35	3x10	-	45,5
200	3x50	3x10	-	48,1

Примечание. Длительно допустимые нагрузки кабелей марки ГРШЭ могут быть увеличены на 10%.

б) расчетный ток кабелей, проложенных по сборному штреку от скважины до РПП-0,66 № 1-1 (РПП-0,66 № 2-1)

$$J_{расч.к.ш} = \frac{414,2 \times 0,37 \times 1000}{3 \times 660 \times 0,6} = 223,6 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 95 мм<sup>2</sup> (3 x 95 + 1 x 10); при этом  $J_{доп.к.ш} = 290 \text{ А} > 223,6 \text{ А}$ ;

в) расчетный ток кабелей, проложенных от РПП-0,66 № 1-1 до РПП-0,66 № 1-2 (РПП-0,66 № 2-1 до РПП-0,66 № 2-2)

$$J_{расч.к} = \frac{183 \times 0,37 \times 1000}{3 \times 600 \times 0,6} = 98,8 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимаются два гибких кабеля типа ГРШЭ сечением 70 мм<sup>2</sup> (3 x 70 + 1 x 10 + 3 x 4); при этом  $J_{доп.к} = 250 \text{ А} > 98,8 \text{ А}$ ;

г) сечение кабеля, проложенного по сборному штреку от скважины до РПП-0,66 № 3, по номинальному току потребителя, питающегося от РПП-0,66 № 3,  $J_H = 112 \text{ А}$  выбирается по табл. 9.9. Принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 50 мм<sup>2</sup> (3 x 50 + 1 x 10); при этом  $J_{доп} = 200 \text{ А} > 112 \text{ А}$ .

9.3.6. Выбирается сечение кабелей для электропотребителей участка:

а) для ленточного конвейера ПЛЮОК

$$J_H = 112 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 50 мм<sup>2</sup> (3 x 50 + 1 x 10 + 3 x 4); при этом  $J_{доп} = 200 \text{ А} > 112 \text{ А}$ ;

б) для скребкового конвейера СП-80к

$$J_H = 2 \times 62 = 124 \text{ А.}$$

По табл.9.9 принимается кабель типа ГРШЭ сечением жил 25 мм<sup>2</sup> (3 х 25 + 1 х 10 + 3 х 4); при этом

$$J_{доп.к} = 136 \text{ А} > 124 \text{ А};$$

в) для скребкового конвейера СП-63м

$$J_H = 2 \times 53 = 106 \text{ А.}$$

Инструкция по эксплуатации конвейера СП-63м рекомендует гибкий кабель ГРШЭ (3 х 35 + 1 х 10 + 3 х 4); при этом

$$J_{доп} = 168 \text{ А} > 106 \text{ А};$$

г) для погрузочной машины ИПНБ-2

$$J_H = 12 + 23 = 35 \text{ А.}$$

Инструкция по эксплуатации погрузочной машины рекомендует гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 16 мм<sup>2</sup> (3 х 16 + 1 х 10 + 3 х 4); при этом  $J_{доп.к} = 105 \text{ А} > 35 \text{ А};$

д) для врубовой машины "Урал-33"

$$J_H = 117 \text{ А.}$$

По табл.9.9 принимается кабель типа ГРШЭ сечением жил 50 мм<sup>2</sup> (3 х 50 + 3 х 10); при этом  $J_{доп.к} = 200 \text{ А} > 117 \text{ А};$

е) для перегружателя

$$J_H = 12 + 17,5 = 29,5 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимается кабель типа ГРШЭ сечением 16 мм<sup>2</sup> (3 х 16 + 1 х 10 + 3 х 4); при этом  $J_{доп} = 105 \text{ А} > 29,5 \text{ А.}$

9.3.7. Выбранные сечения кабелей проверяются по допустимой потере напряжения на зажимах наиболее удаленного токоприемника (врубовой машины "Урал-33") в нормальном режиме работы:

а) потеря напряжения в трансформаторе равна

$$\Delta U_{тр} = 501,4 \times \sqrt{3} (0,0083 \times 0,6 + 0,038 \times 0,8) = 30,27 \text{ В};$$

б) потеря напряжения в кабелях, проложенных в скважине, составляет

$$\Delta U_{р.к} = 501,4 \times \sqrt{3} \times 0,1 \times 0,97 \times 0,6 = 5,04 \text{ В};$$

в) потеря напряжения в кабеле, проложенном от РПП-0,66 (общий) до РПП-0,66 № I-I (РПП-0,66 № 2-I), равняется

$$\Delta U_{р.к} = 223,6 \times \sqrt{3} \times 0,35 \times 0,194 \times 0,6 = 15,7 \text{ В};$$

г) потеря напряжения в кабеле, проложенном от РПП-0,66 № I-I до РПП-0,66 № I-2 ("Урал-33" и СП-63м), равна

$$\Delta U_{р.к} = \sqrt{3} \times 98,8 \times 0,12 \times 0,26 \times 0,6 = 3,19 \text{ В};$$

д) потеря напряжения в кабеле, проложенном от РПП-0,66 № I до РПП-0,66 № I-2 (ИПНБ-2, перегружатель и т.д.), составляет

$$\Delta U_{р.к} = \sqrt{3} \times 30,6 \times 0,12 \times 0,26 \times 0,6 = 0,99 \text{ В};$$

е) потеря напряжения в гибком кабеле, питающем "Урал-33", равна

$$\Delta U_{р.к} = \sqrt{3} \times 50 \times 0,15 \times 0,392 \times 0,6 = 3,05 \text{ В.}$$

9.3.8. Напряжение на зажимах электродвигателя "Урал-33" определяется следующим образом:

$$U_{дв} = 690 - (30,27 + 5,04 + 15,7 + 3,19 + 0,99 + 3,05) = \\ = 631,8 \text{ В} > 627 \text{ В.}$$

9.3.9. Напряжение на зажимах электродвигателя при пуске равно

$$U_{п} = (690 - 7,88) / I + \sqrt{3} \frac{485}{660} (0,0083 + 0,1 \times 0,097 + 0,35 \times 0,194 + \\ + 0,12 \times 0,26 + 0,15 \times 0,447) \times 0,6 + 0,0038 \times 0,8 = 598,35 \text{ В} > 528 \text{ В.}$$

#### 9.4. Выбор аппаратов низкого напряжения и токов уставок

Для расчетов токов короткого замыкания и уставок защиты должны определяться уставки реле и величины плавких вставок предохранителей по технологическому режиму работы электроприемников. Сначала определяется минимальная уставка тока срабатывания первичных электромагнитных реле прямого действия, которыми комплектуются автоматические выключатели АВ-15Б. Выключатель АВ-15Б устанавливается в качестве общего для оперативного обслуживания

электрооборудования участка напряжением 380 В, а для 660 В - АВМ-ЮСВ.

Расчетный ток уставки для АВ-15Б равен

$$J_y = 2 \times 485 + 825 = 1795 \text{ А; принимается } J_y = 2000 \text{ А.}$$

Расчетные токи уставки максимальных реле автоматических выключателей, питающих оба полублока камерного блока, составляют

$$J_y = 668 + 349 = 1017 \text{ А; принимается } J_y = 1500 \text{ А.}$$

Для защиты магистральных кабелей, питающих две лавы камерного блока, выбираются автоматические фидерные выключатели АФВ-3; для защиты магистрального кабеля, питающего РПП-0,66 № 3-АФВ-2А,  $J_{н.л}$  равен

$$J_{н.л} = 728 \text{ А; принимается } J_y = 1200 \text{ А.}$$

Для автоматических фидерных выключателей, защищающих электрооборудование и питающихся от РПП-0,66 № 1-1,  $J_y = 668 + 65 = 733 \text{ А}$ , от РПП-0,66 № 1-2 -  $J_y = 485 + 167 = 652 \text{ А}$ . В обоих случаях принимаются фидерные выключатели АФВ-2 А с

$$J_y = 1050 \text{ А.}$$

Для защиты от тока к.з. двигателей отдельных машин и питающих их кабелей принимают максимальные реле, встроенные в магнитные пускатели. Уставка тока максимальных реле магнитного пускателя для ленточного конвейера  $J_{н.л} = 728 \text{ А}$ ; принимается  $J_y = 1000 \text{ А}$ . Выбор уставок тока максимального реле для остальных магнитных пускателей производится аналогично.

С учетом приведенной длины проводов внутреннего монтажа горных машин (перегрузатель, ПНЕ-2) величины расчетных токов двухфазного к.з. в точках  $K_1, \dots, K_{12}$  составят (А):

$$\begin{array}{ll} J_{K_1}^{(2)} = 7564 & J_{K_7}^{(2)} = 987 \\ J_{K_2}^{(2)} = 2999 & J_{K_8}^{(2)} = 1000 \\ J_{K_3}^{(2)} = 1132 & J_{K_9}^{(2)} = 95 \\ J_{K_4}^{(2)} = 1961 & J_{K_{10}}^{(2)} = 1598 \\ J_{K_5}^{(2)} = 1116 & J_{K_{11}}^{(2)} = 1506 \\ J_{K_6}^{(2)} = 95 & J_{K_{12}}^{(2)} = 1668 \end{array}$$

Если отношение расчетного минимального тока двухфазного к.з.  $J_{к.з}^{(2)}$  к уставке тока срабатывания реле согласуется с допустимой величиной, то выбор мощности трансформатора, сечения кабелей и величины вставок произведен правильно. Результаты расчета значений токов уставок, полученных и допустимых соотношений между током двухфазного к.з. и током уставки, приведены в табл. 9.10.

Т а б л и ц а 9.10

Результаты расчета токов короткого замыкания и токов уставок

Элемент	Ток уставки $J_y$ , А	Полученное отношение $\frac{J_{к.з.}^{(2)}}{J_y}$
Фидерные автоматы		
(K <sub>1</sub> ) АФВ-2А	1200 > 728	$\frac{7564}{1200} = 6,3$
АФВ-3	1500 > 1017	$\frac{7564}{1500} = 5,04$
(K <sub>2</sub> ) АФВ-2А	1050 > 587	$\frac{2999}{1050} = 2,8$
Магнитные пускатели		
(K <sub>3</sub> ) ПМВИ-13м	250 > 185	$\frac{1132}{250} = 4,5$
(K <sub>4</sub> ) ПМВИ-6Г	1000 > 664	$\frac{1961}{1000} = 1,96$
(K <sub>5</sub> ) ПМВИ-13м	250 > 210	$\frac{1116}{250} = 4,5$
(K <sub>6</sub> ) АП-3,5	40 > 15,2	$\frac{95}{40} = 2,4$
(K <sub>7</sub> ) ПМВИ-13м	250 > 210	$\frac{987}{250} = 3,9$
(K <sub>8</sub> ) ПМВИ-13м	250 > 185	$\frac{1000}{250} = 4,0$
(K <sub>9</sub> ) АП-3,5	40 > 15,2	$\frac{95}{40} = 2,4$
(K <sub>10</sub> ) ПМВИ-6Г	1000 > 485	$\frac{1598}{1000} = 1,6$
(K <sub>11</sub> ) ПМВИ-6Г	1000 > 662	$\frac{1506}{1000} = 1,51$
(K <sub>12</sub> ) ПМВИ-6Г	1000 > 728	$\frac{1668}{1000} = 1,67$

Примечание. Допустимое отношение  $\frac{J_{к.з.}^{(2)}}{J_y} = 1,5$ .

## 10. ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ

Технические средства производственной связи камерного блока должны обеспечивать диспетчерскую, аварийную, для оповещения, а также технологическую связь.

В соответствии с Правилами безопасности погрузочные пункты на откаточном штреке, сопряжения сборного штрека с поперечными камерами, а также подготовительные забои должны быть оборудованы телефонными аппаратами общешахтной телефонной связи. В зависимости от структуры административно-хозяйственной и диспетчерской телефонной связи шахты могут быть применены телефонные аппараты ТАША-2, ТАШБ-ЦБ, ТАШБ-АТС, ТАШ-60ЦБ. В перечисленных пунктах устанавливаются также абонентские устройства системы аварийной громкоговорящей связи и оповещения об авариях типа ИГАС-3 или ГИС-1.

Предупредительная предупусковая и кодовая двухсторонняя оперативная звуковая сигнализация конвейерной линии обеспечивается аппаратурой автоматизации и связи, поставляемой с конвейером ПЛЮОК (АУК-ЮТМ-68; АКС; БС-1). Для автоматизации конвейерных линий можно применять аппаратуру БИСУК-1, а по мере освоения производством - новые, более совершенные образцы.

Предупредительную сигнализацию о запуске механизмов, экстренный останов скребковых конвейеров и громкоговорящую связь в забое рекомендуется осуществлять с использованием следующей аппаратуры:

АУС, ГАУСС - для дистанционного управления механизмами, автоматического включения предупредительного сигнала, организации громкоговорящей связи и выключения конвейеров;

АС-ЗС - для связи и предупредительной сигнализации;

АУПСМ - для дистанционного управления забойными машинами и механизмами и предупредительной сигнализации об их пуске;

ПС-ИУ - для предупредительной сигнализации о пуске забойных и проходческих машин;

КТВ-2 - для экстренной остановки скребковых конвейеров.

Для телефонных линий следует использовать кабели типа ТАШ, ТАШС, ТРШЭ, для линий управления, сигнализации и связи - кабели типа КГШ, КВРБМ. По Правилам безопасности для линий управления и сигнализации разрешается использовать голые провода при искробезопасных схемах напряжением 24 В и менее.

При выборе средств связи (основного и вспомогательного оборудования) следует руководствоваться рекомендациями, приведенными в брошюре "Аппаратура связи, рекомендуемая к использованию на предприятиях угольной промышленности" (М., ЦНИИУголь, 1976).

## 11. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ЭСТЕТИКА И КУЛЬТУРА ТРУДА НА ПОДЗЕМНЫХ УЧАСТКАХ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТ

Все мероприятия в области производственной эстетики и культуры труда на камерных блоках должны предусматривать снижение утомляемости рабочих, повышение производительности труда и безопасности работ. Для каждого блока эти мероприятия включают: окраску оборудования (горных машин, аппаратуры, ручного инструмента) в оптимальные цвета; рациональное размещение в выработках машин, оборудования и других средств труда и их нормативных запасов при наименьшем загромождении сечения выработки для повышения удобства и безопасности горных работ; снижение влияния на работающих неблагоприятных факторов; наличие предупредительных и указательных табло, обеспечивающих полную информацию трудящихся о производственной обстановке на блоке.

Окраска машин, оборудования и других средств труда при подземных работах должна удовлетворять следующим основным требованиям: цвет оборудования должен в максимальной степени содействовать улучшению рабочей обстановки и исключать излишнее напряжение зрения рабочего; набор сигнально-предупредительных цветов, цветовые обозначения, а также распределение цветов по элементам оборудования должны быть разграничены, давать однозначную информацию и содействовать поднятию культуры производства. Окраску машин, оборудования и аппаратуры рекомендуется производить в соответствии с "Руководящим материалом по лакокрасочному покрытию для угольных машин и оборудования" (М., Гипроуглемаш, 1967). Для окраски подземных машин и оборудования рекомендуются эмали ИЦ 132А (ГОСТ 6631-65) в основном светлых тонов: желтая, фиштак-овая, цвета слоновой кости, светло-серая, голубая, а в отдельных случаях - красная, коричневая, черная. Для окраски предметов и приборов, способствующих обеспечению безопасности труда (телефоны, ящики аптечки, самоспасатели, огнетушители и др.), должны применяться красные, оранжевые и желтые краски, хорошо различимые на большом расстоянии. Переносные приборы и оборудование, которые в отдельные моменты могут оказаться засыпанными кусками

сланца или известняка, следует окрашивать в цвета, хорошо контрастирующие с окружающей обстановкой.

Согласно технологии горных работ, оборудование в камерном блоке должно размещаться в строгом соответствии с ПТЭ и полностью отвечать требованиям Правил безопасности. При этом должна быть обеспечена сохранность оборудования, а также его доступность для осмотра и ремонта. Необходимые нормативные запасы оборудования, запасных частей и материалов должны размещаться вблизи рабочих мест в определенном порядке, обеспечивающем быстрое нахождение этих запасов, их сохранность и минимальное заполнение поперечного сечения горных выработок.

Рабочие места в камерном блоке и на погрузочном пункте должны быть соответствующим образом оборудованы, освещены и содержаться в надлежащем состоянии. непригодное для работы оборудование должно немедленно удаляться с участка.

На каждом камерном блоке для обеспечения работающих необходимой производственной информацией кроме табло с указательными знаками должны вывешиваться специальные таблицы. Таблицы выполняются на металлических пластинках размером 25x40 см и окрашиваются различными красками в зависимости от содержания информации. Таблицы должны быть освещены. По назначению они делятся на три группы:

таблицы со срочной или аварийной информацией: противопожарное оборудование, санитарные носилки, резервные самоспасатели и т.д. Эти таблицы должны иметь или оранжевый фон, по которому печатными буквами делается надпись красками, или на них должен быть нарисован символ;

информационные таблицы, показывающие названия выработок, пути следования и места, предназначенные для хранения или размещения материалов и оборудования, запасных частей и инструмента, питьевой воды и т.д. Эти таблицы должны иметь светло-голубой или салатный фон, по которому черными буквами делается надпись;

таблицы непосредственно по технике безопасности: "Не работай без каски!", "Пользуйся рукавицами!" и т.д. Эти таблицы должны иметь белочный или слоновой кости фон, по которому черными жирными буквами должна быть сделана надпись и обведена красной светящейся рамкой. В определенных местах вывешиваются единые знаки: телефон, участок № ..., вход запрещен и т.д.

Спецодежда должна предохранять рабочих от воздействия окружающей среды, содержаться в исправном и чистом состоянии. Для

рабочих применяется светло-серая одежда (брезент), для инженерно-технических работников - темно-синяя.

Для лучшей видимости и повышения безопасности на рабочих местах и путях следования рекомендуется использовать защитные каски светлых тонов, на тыльной стороне которых светящейся краской нанесен квадрат 60x60 мм или впрессована глянцевая пластмассовая пластина, отражающая свет. Защитные каски целесообразно иметь различных цветов:

для рабочих - оранжевого или красного цвета, а для ИТР - белого.

Ответственность за состояние производственной эстетики и культуры труда на камерных блоках несет начальник участка.

## 12. ОПЫТ РАБОТЫ БРИГАД НА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТАХ

### 12.1. Работа передовых бригад в камерных блоках

Постепенное улучшение технико-экономических показателей, особенно на шахтах "Ахтме" и "Виру", показывает, что внутренние резервы камерной системы разработки еще не исчерпаны. В табл. 12.1 приведены средние показатели 13 лучших бригад за 1976-1977 гг.

Т а б л и ц а 12.1

Средние показатели работы передовых бригад

Годы	Среднесуточная добыча, т		Производительность труда, т/выход	
	горной массы	товарного сланца	горной массы	товарного сланца
1976	1915	1283	41,4	27,7
1977	1962	1297	45,3	30,0

Из данных табл. 12.1 следует, что среднесуточная добыча передовых бригад увеличилась на 1,1%, производительность труда на выход - на 8,3%.

Нагрузка на блок у передовых бригад при одинаковых горно-геологических условиях и составе участкового оборудования превышает средние показатели по объединению до 40%. В настоящее время

из 30 действующих камерных блоков 23 бригады выдают 1000 т и более товарного сланца в сутки. Наиболее высокие показатели достигнуты бригадами В.Иванова и Б.Федотова на шахте "Ахтме", Э.Вахта и А.Пертеля на шахтах "Виру" и "Эстония" (соответственно 1617, 1727, 1570 и 1637 т/сут).

Высокие показатели передовых бригад достигаются благодаря широкому применению бульдозеров при погрузке горной массы, материальному стимулированию рабочих, хорошей организации труда и повышению коэффициента использования погрузочных машин.

Так, бульдозер используется для подготовки развала горной массы к последующей работе погрузочных машин, для перегрузки части горной массы с почвы камеры (после работы погрузочной машины) на скребковый конвейер – при работе в продольных камерах; для подачи горной массы к рабочему органу погрузочной машины – при работе в обойках. Использование бульдозера для перегона врубной машины сокращает время на эту операцию.

## 12.2. Опыт работы проходческих бригад

Объем проведения подготовительных выработок по производственному объединению "Эстонсланец" за период с 1970 по 1977 г. возрос с 81,3 до 104,2 тыс.м., а средние скорости проведения выработок за этот же период возросли с 159 до 178 м/мес. Средняя производительность проходчика на выход за 1977 г. по шахтам производственного объединения колебалась от 1,13 до 1,36 м. Анализ состояния проходческих работ на шахтах объединения показывает, что около 32% всего объема подготовительных выработок в 1977 г. пройдено со средней скоростью свыше 200 м/мес; 13 из 51 проходческой бригады объединения имеют среднемесячные скорости проходки свыше 200 м. Бригада К.Ааги с шахты "Таммику" проходила в среднем около 330 м/мес. Этой же бригадой в сентябре 1977 г. пройдено 665,3 м сборного штрека, причем достигнута максимальная производительность труда проходчика на выход 2,45 м штрека, или 40,4 м<sup>3</sup>.

Показатели работы передовых бригад по шахтам за 1977 г. приведены в табл. 12.2.

Приведенные выше данные показывают, что при одинаковых средствах механизации в передовых бригадах при четкой организации работ основные показатели (скорость подвигания забоя и производительность труда) в 1,5-2,0 раза выше, чем средние по объедине-

Т а б л и ц а 12.2

Показатели работы передовых бригад за 1977 г.

Шахта	Скорость проходки за месяц, м		Производительность труда проходчика на выход, м	
	средняя в течение года	максимальная	средняя за год	максимальная
"Сомпа"	230,3	260,0	1,66	1,68
"Виру"	214,3	275,3	1,29	1,54
"Таммику"	300,1	491,4	1,60	2,10
"Ахтме"	238,2	325,7	1,33	1,62
"Эстония"	211,5	369,0	1,35	1,68
"Кохтла"	210,4	261,0	1,37	1,51
"Кивичли"	237,7	254,0	1,36	1,52

нию. Основными путями достижения уровня передовых бригад является интенсификация проходческих процессов, более эффективное использование погрузочных машин и полная укомплектованность проходческих бригад. Кроме того, увеличению темпов проведения подготовительных выработок на шахтах производственного объединения способствует применение в подготовительных забоях буропогрузочных машин.

## 13. МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА КАМЕРНЫЙ БЛОК

Нагрузка на камерный блок зависит от технологической производительности<sup>х)</sup>, коэффициента использования погрузочных машин и состава погрузочного оборудования. Суточная нагрузка на камерный блок определяется по формуле

$$Q_H = \frac{\sum_{i=1}^n Q_{свт,i}}{d} = \frac{\sum_{i=1}^n 60 T_{см} \cdot Q_{тех}^4 \cdot K_{ис}^4 \cdot m}{d},$$

где  $Q_H$  – суточная нагрузка на камерный блок, т;

$Q_{свт}$  – суточная производительность комплекта погрузочного оборудования, т;

$T_{см}$  – длительность омены, ч;

<sup>х)</sup> Под технологической производительностью погрузочных машин понимается отношение веса отгруженной горной массы к машинному времени работы (времени выполнения основных и вспомогательных операций), т/мин.

$Q_{техн}^4$  - технологическая производительность погрузочной машины за цикл при совместной работе с перегружателем или бульдозером, т/мин;  
 $K_{ис}^4$  - коэффициент использования погрузочной машины за цикл;  
 $m$  - число рабочих смен в сутки;  
 $n$  - число рабочих комплектов погрузочного оборудования на блок;  
 $\alpha$  - коэффициент, учитывающий уменьшение объема погрузки за цикл за счет взрывонавалки и погрузки бульдозером. При рекомендуемых схемах работы бульдозера принимается  $\alpha \approx 0,90 \div 0,95$ .

### 13.1. Методика определения технологической производительности погрузочных машин

Процесс погрузки горной массы в течение цикла при данной технологической схеме складывается из работы погрузочной машины в длинном забое (поперечной камере) и в коротких забоях (продольных камерах и сбойках). Технологическая производительность погрузочных машин на разных этапах цикла непостоянна вследствие изменения условий работы.

Технологическая производительность погрузочной машины за цикл определяется по формуле

$$Q_{техн}^4 = \frac{L_{п.к} \cdot \ell_{под}^4 - [S_{м.ц} (N-1) + S_{о.ц} \cdot q + \beta_{у.к} \cdot L_{у.к} \cdot P]}{\sum_{i=1}^n \frac{L_{п.к_i} \cdot \ell_{под_i}^4}{Q_{техн_i}} + \sum_{j=1}^m \frac{\beta \cdot \ell_{под_j}^k \cdot N + x \beta_{сб} (N-1) + (x_{ош} - L_{у.к}) \beta_{сб} \cdot P}{Q_{техн_j}^{n-3}}},$$

где  $L_{п.к}$  - длина поперечной камеры, м;  
 $\ell_{под}^4$  - общее подвигание забоя за цикл, м;  
 $S_{м.ц}$  - площадь междукамерного целика, м<sup>2</sup>;  
 $N$  - число продольных камер в полублоке;  
 $S_{о.ц}$  - площадь околострекового целика, м<sup>2</sup>;  
 $q$  - число околострековых целиков, приходящихся на цикл;  
 $\beta_{у.к}$  - ширина устья камеры, м;  
 $L_{у.к}$  - длина устья камеры, м;  
 $P$  - число устьев камер, приходящихся на цикл;  
 $n$  - число вынимаемых полос при расширении поперечной камеры;  
 $L_{п.к_i}$  - длина вынимаемой полосы при  $i$ -м взрыве поперечной камеры, м;  
 $\ell_{под}^i$  - подвигание забоя при  $i$ -м взрыве поперечной камеры, м;

$Q_{техн_i}^4$  - технологическая производительность погрузочной машины при работе на разных этапах соответственно в поперечных, продольных камерах и поперечных забоях, т/мин;  
 $Q_{техн_j}^{n-3}$  - технологическая производительность погрузочной машины при работе на разных этапах соответственно в поперечных, продольных камерах и поперечных забоях, т/мин;  
 $m$  - число вынимаемых полос в продольных камерах;  
 $\beta$  - ширина продольной камеры, м;  
 $\ell_{под_j}^k$  - подвигание забоя при  $j$ -м взрыве в продольных камерах, м;  
 $x$  - размер междукамерного целика по длине поперечной камеры, м;  
 $\beta_{сб}$  - ширина сбойки (ширина поперечной камеры до расширения), м;  
 $x_{ош}$  - размер околострекового целика по длине поперечной камеры, м.

Значения технологической производительности погрузочных машин ИПНБ-2 и 2ПНБ-2 за цикл, определенные при ширине продольной камеры 7,5 м, размерах опорных целиков по подвиганию 6 м и по длине 5 м, табулированы и представлены в практическом руководстве.

Технологическая производительность погрузочных машин ИПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в длинных забоях (при отгрузке горной массы из расширений поперечной камеры) в зависимости от ширины рабочего пространства  $\beta$  (м) и кусковатости горной массы  $\ell$  (мм) определяется по номограмме, представленной на рис. 13.1.

Ширина рабочего пространства после взрыва очередной полосы в поперечной камере определяется из выражения

$$A = (\beta_{сб} - 1) + \sum_{i=1}^n \ell_{под_i}^4.$$

Если  $A > 7$  м, то перед взрыванием требуется передвинуть скребковый конвейер и при определении  $A$  следует вычесть шаг передвижки.

В качестве показателя кусковатости принимается максимальный размер куска, свыше которого в горной массе содержится не более 5%. При расчетах следует принимать  $\ell = 400$  мм (после вторичного дробления).

Технологическая производительность погрузочной машины при работе в поперечных камерах  $Q_{техн_j}$  (т/мин) определяется по формуле

$$Q_{техн_j} = K_j \cdot Q_{техн}.$$

Технологическая производительность погрузочных машин ИПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в коротких забоях в зависимости от ширины

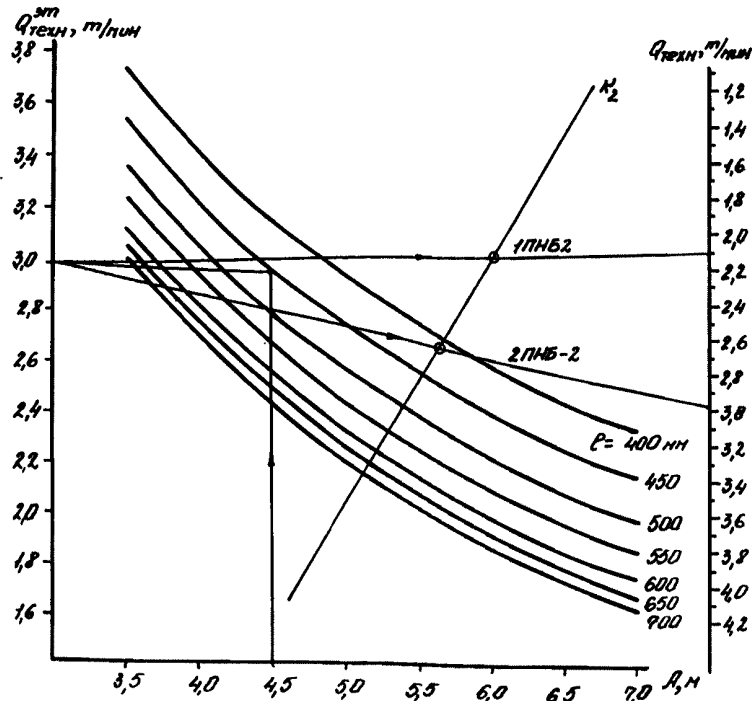


Рис. 13.1. Номограмма для определения технологической производительности  $Q_{техн}$  погрузочных машин 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в длинных забоях в зависимости от ширины рабочего пространства  $L_p$  и кусковатости горной массы  $\rho$

камеры  $b$  (м), показателя формы  $\Pi_\Phi$ , длины развала  $L_p$  (м) и кусковатости горной массы  $\rho$  (мм) определяется по номограмме, представленной на рис. 13.2.

Параметры развала горной массы  $\Pi_\Phi$  и  $L_p$  в продольной камере зависят от расстояния линии забоя камеры до скребкового конвейера:

$$L_p = (b_{сб} - 1) + \sum_{i=1}^n l_{под_i}^g + \sum_{j=1}^m l_{под_j}^k.$$

Средние значения указанных параметров представлены в табл. 13.1.

Коэффициент  $k_j$  при отгрузке горной массы первых взрывов в продольных камерах, когда использование перегружателя или бульдозера для перегрузки неэффективно ( $L_{грj} < 10,5$  м), определяется

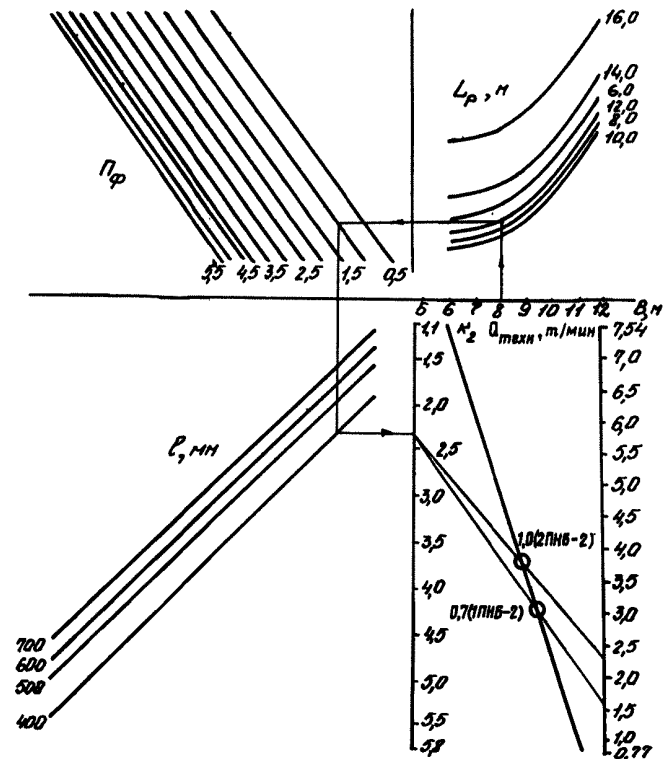


Рис. 13.2. Номограмма для определения технологической производительности  $Q_{техн}$  погрузочных машин 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в коротких забоях в зависимости от ширины камеры  $b$ , показателя формы развала  $\Pi_\Phi$ , длины развала  $L_p$  и кусковатости горной массы  $\rho$

по графику в зависимости от коэффициента трудности погрузки  $k_{тр} = \frac{L_{грj}}{L_{маш}}$  ( $L_{маш}$  — длина погрузочной машины, м), причем для погрузочных машин 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 предельные значения  $k_{тр,п}$  соответственно равны 1,48 и 1,35 (рис. 13.3).

При отгрузке горной массы последующих взрывов в продольных камерах, когда для перегрузки используется перегружатель или бульдозер ( $L_{гр} > 10,5$  м), коэффициент трудности погрузки превышает 1,48 (1ПНБ-2) и 1,35 (2ПНБ-2), коэффициент  $k_j = 1$ . При использовании бульдозера для предварительного оформления развала горной массы в продольных камерах полученные по номограмме зна-



Т а б л и ц а 13.1

Параметры развала горной массы

Расстояние от линии забоя до скребкового конвейера $L_{cp}$ , м	Длина развала $L_p$ , м	Показатель формы развала $\Pi_f$
Без предварительного оформления развала		
7,5-9,5	7,5-9,5	1,6
9,5-11,5	9,5-11,5	1,1
11,5	11,5	1,0
С предварительным оформлением развала бульдозером		
10,5	7-9	3-5

чения технологической производительности следует уменьшить на 10%. Технологическая производительность в сбоях составляет 80% производительности погрузочной машины при отгрузке горной массы последнего взрыва в продольной камере без предварительного оформления развала бульдозером.

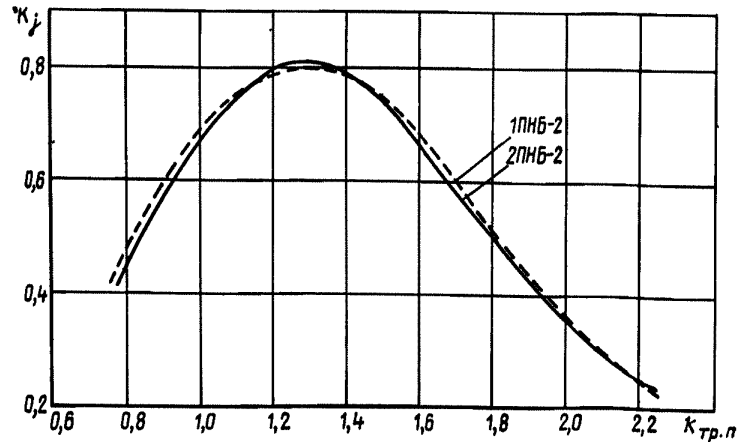


Рис. 13.3. Зависимость коэффициента снижения технологической производительности погрузочных машин  $k_g$  от коэффициента трудности погрузки  $k_{гр.н}$

### 13.2. Определение коэффициента использования погрузочных машин

Коэффициент использования погрузочной машины за смену определяется по формуле

$$k_{исп} = \frac{t_{маш}}{t_{маш} + t_{пр}^{техн} + t_{пр}^{орг} + t_{пр}^{п.о} + t_{пр}^{п.-з.о} + t_{пр}^o}, \quad (13.1)$$

где  $t_{маш}$  — машинное время работы погрузочной машины, мин;  
 $t_{пр}^{техн}$  — время простоев погрузочной машины по технологическим причинам, мин;  
 $t_{пр}^{орг}$  — время простоев погрузочной машины по организационным причинам, мин;  
 $t_{пр}^{п.о}$  — время простоев, связанных с ликвидацией отказов погрузочной машины, мин;  
 $t_{пр}^{п.-з.о}$  — время простоев, связанных с проведением подготовительно-заключительных операций, мин;  
 $t_{пр}^o$  — время простоев, связанных с отдыхом и личными нуждами машинистов, мин.

Машинное время работы погрузочной машины определяется как отношение веса горной массы, полностью отгруженной из забоя или части его, которая ограничена сферой действия одной машины (случай работы в одном полублоке двух погрузочных машин), к технологической производительности машины на конкретном этапе цикла.

Технологические простои погрузочной машины включают простои, связанные с выполнением других процессов и операций цикла (машинист погрузочной машины занят выполнением других работ или погрузочная машина не может выполнять свои функции):

- оборку забоя и кровли;
- раскайловку крупных кусков горной массы;
- подтяжку и подвеску кабеля;
- перегон перегружателя;
- передвижку скребкового конвейера без разборки решетчатого става;
- передвижку скребкового конвейера в новую поперечную камеру с разборкой решетчатого става на секции;
- замену составов вагонеток на погрузочном пункте и др.

Время на оборку забоя и кровли, на раскайловку крупных кусков горной массы, подтяжку и подвеску кабеля рекомендуется принимать  $0,35 t_{маш}$ , время на перегон и установку перегружателя —  $0,15 t_{маш}$ .

При погрузке горной массы из дальних полос продольных камер (VI-IX) во время замены составов вагонеток на погрузочном пункте рекомендуется производить погрузку на почву (особенно при приме-

нении погрузочных машин 2ПНБ-2). Средняя продолжительность обмена вагонеток на погрузочном пункте составляет 5 мин.

Для определения времени остальных технологических простоев необходимо знать объемы работ, нормы выработки и степень совмещения процессов цикла с погрузкой. Эта группа простоев рассчитывается конкретно для каждого блока. Например, передвижка скребковых конвейеров без разборки решчатого става предусмотрена после отгрузки горной массы второй полосы (второе расширение поперечной камеры), а передвижка скребковых конвейеров с разборкой на секции - в течение последней смены цикла.

Время организационных простоев погрузочной машины включает время простоев из-за отсутствия порожняка, фронта погрузки, электроэнергии, ремонта транспортного оборудования и т.д. В рассматриваемых вариантах технологической схемы принято, что организационные простои погрузочных машин сведены к минимуму.

Время простоев, связанных с ликвидацией отказов, определяется по формуле

$$t_{пр}^{A.O} = \frac{t_{маш}}{t_n} \cdot t_{A.O},$$

где  $t_{A.O}$  - среднее время простоя, связанного с ликвидацией отказа, мин;

$t_n$  - наработка на отказ погрузочной машины, мин.

Среднее время простоя, связанного с ликвидацией отказа, для условий сланцевых шахт достигает 3,2 ч. Нарботка на отказ в условиях сланцевых шахт для погрузочных машин типа ПНБ-2 составляет 36,9 ч, типа 2ПНБ-2 - 45,7 ч.

Таким образом, для погрузочной машины типа ПНБ-2  $t_{пр}^{A.O} \approx 0,09 t_{маш}$ , типа 2ПНБ-2 -  $t_{пр}^{A.O} \approx 0,07 t_{маш}$ .

Время подготовительно-заключительных операций составляет 30-40 мин в смену.

Время на отдых и личные нужды составляет 11% оперативного времени, включающего машинное время и время, затрачиваемое машинистом на выполнение перечисленных процессов и операций.

С учетом приведенных значений отдельных составляющих простоев максимально достижимая величина коэффициента использования погрузочной машины за смену по формуле (13.1) составляет 0,55.

Коэффициент использования погрузочных машин за цикл зависит от качества организации работ в отдельные смены, а также длительности цикла и определяется по формуле

$$k_{ис}^u = k_{ис}^{см} \cdot \frac{D-1}{D},$$

где  $D$  - длительность цикла, смен.

Максимальное теоретическое значение коэффициента использования погрузочных машин при рекомендуемых размерах ширины полублока и подвигания линии забоя за цикл при выемке одной, двух и трех полос в поперечной камере составляет соответственно 0,49; 0,50 и 0,51.

В настоящее время опыт работы передовых бригад показывает, что коэффициент использования погрузочных машин за цикл составляет 0,44-0,45.

Рекомендуется для всех вариантов состава оборудования минимальное значение коэффициента использования погрузочных машин за цикл принимать 0,4.

Целесообразно в период до широкого освоения на сланцевых шахтах новых, более мощных и быстроходных типов толкателей и ленточного конвейера Л100К уменьшать рекомендуемые коэффициенты использования погрузочных машин за цикл до 15% в зависимости от ритмичности работы электровозной откатки.

### 13.3. Выбор состава погрузочного оборудования для камерного блока

Выбор состава погрузочного оборудования производится на основе "Методики выбора типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт" (1971 г.) и "Практического руководства по выбору типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт" (1972 г.) в зависимости от нагрузки на блок путем минимизации удельных приведенных затрат на процесс погрузки.

Удельные приведенные затраты на процесс погрузки для погрузочных машин ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при использовании перегружателя или бульдозера определяются по номограммам, представленным соответственно на рис. 13.4 и 13.5.

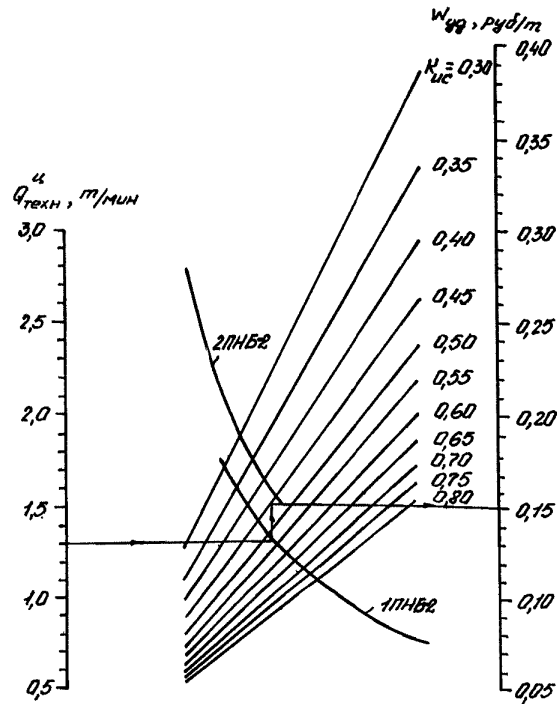


Рис. 13.4. Номограмма для определения удельных приведенных затрат процесса погрузки  $W_{уг}$  погрузочной машиной 1ПНБ-2 или 2ПНБ-2 совместно с перегружателем в зависимости от технологической производительности погрузочной машины за цикл  $Q_{техн}$  и коэффициента использования ее за цикл  $k_{ис}$ .

Удельные приведенные затраты на процесс погрузки для всего комплекса погрузочного оборудования  $W_{ком}$  (руб/т) определяются по формуле

$$W_{ком} = \frac{\sum_{i=1}^n W_i \cdot Q_{сутi}}{\sum Q_{сутi}},$$

где  $W_i$  - удельные приведенные затраты на процесс погрузки для комплектов погрузочная машина-перегрузатель или погрузочная машина-бульдозер, руб/т;

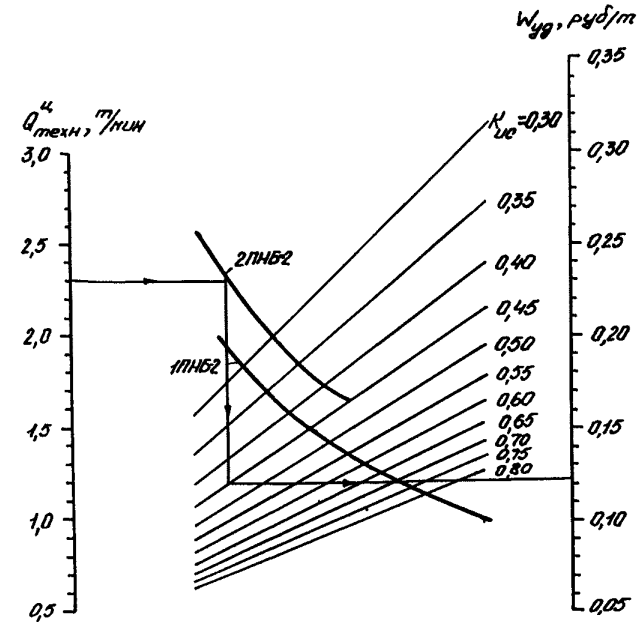


Рис. 13.5. Номограмма для определения удельных приведенных затрат процесса погрузки  $W_{уг}$  погрузочной машиной 1ПНБ-2 или 2ПНБ-2 совместно с бульдозером в зависимости от технологической производительности погрузочной машины за цикл  $Q_{техн}$  и коэффициента использования ее за цикл  $k_{ис}$ .

$Q_{сутi}$  - суточная производительность комплекта погрузочного оборудования, т;

$n$  - число комплектов погрузочного оборудования на блок.

Состав комплекса погрузочного оборудования выбирается из условия обеспечения заданных нагрузок на камерный блок при

$$W_{ком} = f(n, Q_{техн}^4, k_{ис}^4) \rightarrow \text{млн.}$$

Для упрощения расчетов по выбору состава погрузочного оборудования следует использовать номограмму, представленную на рис. 13.6.

### 13.4. Пример расчета нагрузки на камерный блок

Поставленная задача решается в двух вариантах: задается предварительная оценка нагрузки на камерный блок, исходя из директивных или других соображений (для проектных расчетов);

выбирается один из рекомендованных вариантов состава оборудования и задается коэффициент использования погрузочных машин за цикл (для эксплуатации).

В первом случае, исходя из горнотехнических данных и предварительной оценки нагрузки на блок, определяют рациональный состав погрузочного оборудования, коэффициента использования погрузочных машин и параметры камерного блока. Во втором случае, исходя из горнотехнических данных, выбранного состава комплекса погрузочного оборудования и коэффициента использования погрузочных машин за цикл, определяются рациональные параметры камерного блока и нагрузки на блок.

#### А. Пример расчета на стадии проектирования

**Исходные данные.** Для примера исходными горнотехническими данными являются:

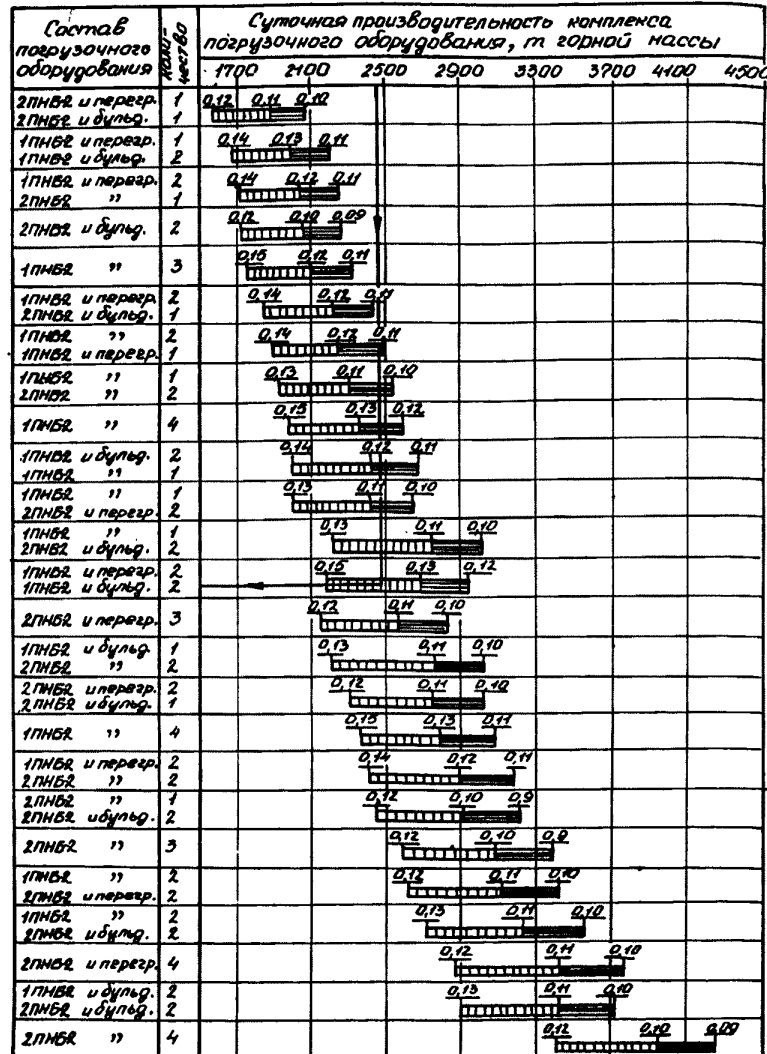
вынимаемая мощность пласта, м	2,8
глубина залегания пласта, м	45
угол падения, град	0
производительность пласта, т/м <sup>2</sup> :	
по товарному сланцу	3,24
по горной массе	5,00

характер пород кровли пласта устойчивые

Исходя из передового опыта, для I и II вариантов схемы очистного забоя предварительно принимается нагрузка 1600 т товарного сланца в сутки ( $1600 \times \frac{5,00}{3,24} = 2464$  т горной массы).

**Состав погрузочного оборудования.** Состав погрузочного оборудования выбирается в зависимости от принятой нагрузки на камерный блок по номограмме, представленной на рис. 13.6 (при одинаковом коэффициенте использования всех работающих погрузочных машин).

Для обеспечения нагрузки на камерный блок 1600 т товарного сланца (2464 т горной массы) в сутки выбирается следующий состав погрузочного оборудования: погрузочные машины ИПНБ-2 – четыре; самоходные перегружатели – четыре; бульдозеры Д-535 – два. При



▬ — двухсменный режим работы при  $K_{ис} = 0,42 \pm 0,50$   
 ▬ — двухсменный режим работы при  $K_{ис} = 0,50 \pm 0,55$   
 0,15 — удельные приведенные затраты процесса погрузки 1 т горной массы, руб

Рис. 13.6. Номограмма выбора состава погрузочного оборудования в зависимости от суточной производительности комплекса погрузочного оборудования  $Q_{сут}$  и удельных приведенных затрат на процесс погрузки комплекса погрузочного оборудования  $W_{ком}$

этом коэффициент использования каждой из четырех погрузочных машин за цикл составляет приблизительно 0,47-0,48.

Исходя из выбранного состава погрузочного оборудования и предварительной оценки коэффициента использования согласно Практическому руководству, определяем необходимый диапазон ширины полублока - 160-170 м.

Для обеспечения нагрузки на камерный блок 1800 т товарного сланца в сутки выбирается следующий состав погрузочного оборудования: погрузочные машины ПНБ-2 - две; погрузочные машины 2ПНБ-2 - две; самоходные перегружатели - два; бульдозеры Д-535 - два.

Коэффициент использования каждой из четырех погрузочных машин за цикл составляет приблизительно 0,43. Необходимая ширина полублока - 160-170 м.

Параметры камерного блока. Дополнительные исходные данные: время работы полублока - 2 г.; объемная масса пород - 2,5 т/м<sup>3</sup>.

Из условий более эффективного использования выбранного оборудования принимаем: ширину поперечной камеры А равной 9,0 м; ширину продольной камеры В равной 7,0 м; междукамерные целики - прямоугольные, длинная сторона в направлении движения очистного забоя.

Размеры прямоугольных междукамерных целиков, определенные по методике ВНИИМ: ширина целика  $x = 4,5$  м; длина целика  $y = 6,5$  м.

Размеры целиков у сборного и бортового штреков, определенные по той же методике: ширина целика  $x_{o.ш} = 6,0$  м; длина целика  $y_{o.ш} = 8,5$  м.

Таким образом, подвигание за цикл составляет

$$l_{под}^{II} = 6,5 + 9,0 = 15,5 \text{ м.}$$

Окончательная ширина полублока определяется, исходя из полученных размеров целиков и камер. Принимаем в полублоке 14 продольных камер шириной 7 м. Общая ширина вместе с междукамерными целиками и целиками у сборного и бортового штреков составляет

$$L_{п.к} = 14 \times 7 + 13 \times 4,5 + 2 \times 6 = 168,5 \text{ м.}$$

В данном случае целесообразно в поперечной камере отбойку пласта вести тремя длинными полосами с подвиганием  $l_{под1-3}^{\Phi} = 1,8$  м, в продольных камерах - пятью полосами с  $l_{под1-5}^K = 1,7$  м и одной полосой с  $l_{под6}^K = 1,6$  м.

Технологическая производительность погрузочных машин для отдельных этапов и за цикл в целом. Технологическая производительность погрузочных машин определяется согласно п.13.1 с учетом определенных параметров камерного блока.

В данном примере требуется определить технологическую производительность погрузочной машины ПНБ-2 на отдельных этапах цикла и в целом за цикл, если производится предварительное оформление развала горной массы бульдозером и для перегрузки используется перегружатель при следующих параметрах камерного блока:

$$n = 3; \quad m = 6; \quad l_{под1-3}^{\Phi} = 1,8 \text{ м}; \quad l_{под1-5}^K = 1,7 \text{ м}; \quad l_{под6}^K = 1,6 \text{ м}; \\ x = 4,5 \text{ м}; \quad y = 6,5 \text{ м}; \quad b = 7,0 \text{ м}; \quad l_{под}^{II} = 15,5 \text{ м}; \quad y_{o.ш} = 8,5 \text{ м}; \\ x_{o.ш} = 6,0 \text{ м}; \quad b_{y.к} = 7,0 \text{ м}; \quad L_{y.к} = 4,8 \text{ м}; \quad b_{сб} = 3,6 \text{ м}; \quad L_{п.к} = 168,5 \text{ м.}$$

Ширина рабочего пространства после взрывов в поперечной камере составит:

после первого

$$A_I = (3,6 - 1) + 1,8 = 4,4 \text{ м};$$

после второго

$$A_{II} = (3,6 - 1) + 1,8 + 1,8 = 6,2 \text{ м};$$

после третьего

$$A_{III} = (3,6 - 1) + 1,8 + 1,8 + 1,8 = 8 \text{ м.}$$

Следовательно, перед третьим взрывом нужно произвести передвижку скребкового конвейера. Принимаем шаг передвижки равным 1,5 м. Тогда  $A_{III} = (3,6 - 1) + 1,8 \times 3 - 1,5 = 6,5$  м.

Согласно номограмме, технологическая производительность равна  $Q_{технI} = 2,14$  т/мин;  $Q_{технII} = 1,70$  т/мин;  $Q_{технIII} = 1,62$  т/мин.

Расстояние от линии забоя продольной камеры до скребкового конвейера после  $j$ -го взрыва равно:

$$L_{грIX} = 6,5 + 1,7 = 8,2 \text{ м}; \quad L_{грXII} = 6,5 + 1,7 \times 4 = 13,3 \text{ м}; \\ L_{грV} = 6,5 + 1,7 \times 2 = 9,9 \text{ м}; \quad L_{грVIII} = 6,5 + 1,7 \times 5 = 15,0 \text{ м}; \\ L_{грVII} = 6,5 + 1,7 \times 3 = 11,6 \text{ м}; \quad L_{грIX} = 6,5 + 1,7 \times 5 + 1,6 = 16,6 \text{ м.}$$

Параметры развала горной массы в продольной камере после  $j$ -го взрыва согласно табл. 13.1 составляют:

$$L_{рIX} = 8,2 \text{ м}; \quad \Pi_{фIX} = 1,6; \\ L_{рV} = 9,9 \text{ м}; \quad \Pi_{фV} = 1,1; \\ L_{рXII} = 8,5 \text{ м}; \quad \Pi_{фXII} = 3,5 \text{ (после оформления развала бульдозером);} \\ L_{рVII} = 11,5 \text{ м}; \quad L_{фVII} = 1,0 \text{ (без оформления развала бульдозером).}$$

Коэффициент снижения технологической производительности  $K_j$  при отгрузке горной массы  $j$ -го взрыва равен:

$$k_{II} = 0,8; \quad k_{V} = 0,68; \quad k_{VI-IX} = 1,0.$$

Согласно номограмме, технологическая производительность погрузочной машины при работе ее в коротких забоях составляет:

$$Q_{техн_{II}} = 1,50 \text{ т/мин}; \quad Q_{техн_{V}} = 1,40 \text{ т/мин};$$

$$Q_{техн_{VI-IX}} = 2,00 \text{ т/мин}; \quad Q_{техн_{IX}} = 1,30 \text{ т/мин}.$$

Технологическая производительность погрузочной машины при отгрузке горной массы  $j$ -го взрыва в продольной камере следующая:

$$Q_{техн_{II}} = 0,8 \times 1,50 = 1,20 \text{ т/мин};$$

$$Q_{техн_{V}} = 0,68 \times 1,40 = 0,95 \text{ т/мин};$$

$$Q_{техн_{VI-IX}} = 1,0 \times 0,9 \times 2,00 = 1,80 \text{ т/мин}.$$

Технологическая производительность погрузочной машины при отгрузке горной массы из сбоек равна

$$Q_{техн_{X}} = 0,8 \times 1,30 = 1,04 \text{ т/мин}.$$

Технологическая производительность погрузочной машины за цикл определяется следующим образом:

$$Q_{техн}^4 = \left\{ 168,5 \times 15,5 - \left[ (4,5 \times 6,5)(14-1) + 8,5 \times 6,0 \times 2 + 7,0 \times 4,8 \times 2 \right] \right\} /$$

$$\left( \frac{158,9 \times 1,8}{2,14} + \frac{158,9 \times 1,8}{1,70} + \frac{156,5 \times 1,8}{1,62} + \frac{7 \times 1,7 \times 14}{1,20} + \frac{7 \times 1,7 \times 14}{0,95} + \right.$$

$$\left. + \frac{7 \times 1,7 \times 14 \times 3}{1,80} + \frac{7 \times 1,6 \times 14}{1,80} + \frac{4,5 \times 3,6 \times 13 + (6,0 - 4,8) \times 3,6 \times 2}{1,04} \right) =$$

$$= 1,54 \text{ т/мин}.$$

Технологическая производительность погрузочной машины 2ПНБ-2 на отдельных этапах цикла и в целом за цикл определяется аналогично и для условий данного примера составляет:

при расширении поперечной камеры

$$Q_{техн_{X}} = 2,93 \text{ т/мин}; \quad Q_{техн_{II}} = 2,40 \text{ т/мин}; \quad Q_{техн_{III}} = 2,30 \text{ т/мин};$$

при отгрузке горной массы из продольных камер

$$Q_{техн_{IV}} = 1,80 \text{ т/мин}; \quad Q_{техн_{V}} = 1,52 \text{ т/мин}; \quad Q_{техн_{VI-IX}} = 2,80 \text{ т/мин};$$

$$Q_{техн_{X}} = 2,40 \text{ т/мин};$$

при отгрузке горной массы из сбоек  $Q_{техн_{X}} = 1,60 \text{ т/мин};$

за цикл  $Q_{техн}^4 = 2,30 \text{ т/мин}.$

Длительность цикла. Для определения длительности цикла необходимо рассчитать выход горной массы за цикл, исходя из полученных параметров камерного блока.

Выход горной массы за цикл определяется следующим образом:

$$V_{к.б} = 2 \gamma H \left\{ L_{п.к} \cdot \rho_{поб}^4 - \left[ S_{м.ц} (N-1) + \rho_{поб}^4 L_{у.к} P + \right. \right.$$

$$\left. + (x_{о.ш} - L_{у.к}) y_{о.ш} q \right\} = 2 \times 1,786 \times 2,8 \left\{ 168,5 \times 15,5 - \right.$$

$$\left. - \left[ 29,3 \times (14-1) + 15,5 \times 4,8 \times 2 + (6,0 - 4,8) \times 8,3 \times 2 \right] \right\} = 20625,6 \text{ т}.$$

Длительность цикла, выраженная в сутках (I и II варианты), составляет

$$D = \frac{V_{к.б}}{Q_H} = \frac{20625,6}{2464} = 8,39 \text{ сут}.$$

Если дробная часть  $D > 0,25$ , то округляем ее до 0,5, если дробная часть  $D \leq 0,25$ , то ее отбрасываем. Длительность цикла для I и II вариантов принимаем 8,5 сут, или 17 смен.

Длительность цикла для III варианта составляет

$$D = \frac{20625,6}{2780} = 7,43 \text{ сут} \approx 7,5 \text{ сут}, \text{ или } 15 \text{ смен}.$$

Уточненный расчет суточной нагрузки на камерный блок и коэффициента использования погрузочных машин за цикл. Действительная

среднесуточная нагрузка на блок определяется как отношение  $Q = \frac{V_{к.б}}{D} = \frac{20625,6}{8,5} = 2432 \text{ т}$  горной массы, или 1580 т товарного сланца.

Действительный коэффициент использования каждой из четырех погрузочных машин за цикл определяется по формуле

$$k_{ис}^4 = \frac{\alpha \cdot V_{к.б}}{\sum_{i=1}^n Q_{техн}^4 \cdot 60 \cdot t_{см} \cdot D}$$

Для I и II вариантов

$$k_{ис}^4 = \frac{0,92 \times 20625,6}{4 \times 1,54 \times 60 \times 1,7 \times 17} = 0,43.$$

Для третьего варианта действительная среднесуточная нагрузка на блок  $Q_H$  составляет 2760 т горной массы, или 1790 т товарного сланца при  $k_{ис}^4 = 0,39$ .

Таблица 13.2

Продолжение табл. 13.2

Результаты расчета нагрузки на блок по сменам цикла  
(I и II варианты)

Номер смены и посты	Объем погрузки с одного полу-блока за смену по погрузочным машинам				Коэффициент использования погрузочной машины	Объем погрузки горной массы со второго полублока за смену, т	Сменная нагрузка на блок, т
	горной массой, т	полос в поперечной камере, м	продольных камер, шт.	доля погрузки бульдозера, %			
I	2	3	4	5	6	7	8
I I	506	56,2	-	15	0,48	506	1518
I I	506	56,2	-	15	0,48		
I I	419	46,5	-	15			
II II	48	5,3	-	10	0,46	476	1312
II II	369	41,5	-	10	0,46		
III II	369	41,0	-	10	0,46	536	1274
III II	369	41,0	-	10	0,46		
III II	277	30,6	-	10			
IY III	81	9,0	-	10	0,46	655	1362
IY III	351	39,0	-	10	0,46		
Y III	351	39,0	-	10	0,46	655	1357
Y III	351	39,0	-	10	0,46		
Y III	275	30,5	-	10			
YI IY	60	-	1,0	10	0,48	655	1257
YI IY	268	-	4,5	10	0,48		
YII IY	268	-	4,5	10	0,48	674	1180
YII IY	238	-	4,0	10	0,46		
YIII Y	238	-	4,0	10	0,50	647	1123
YIII Y	238	-	4,0	10	0,50		
YIII Y	238	-	4,0	10			
IX Y	119	-	2,0	10	0,50	533	1069
IX YI	179	-	2,0	10	0,47		
X YI	327	-	5,5	-	0,44	407	1062
X YI	327	-	5,5	-	0,44		
XI YII	327	-	5,5	-	0,44	0	655
XI YII	327	-	5,5	-	0,44		
XI YII	179	-	3,0	-	0,44		
XII YII	149	-	2,5	-	0,44	1012	1667
XII YII	327	-	5,5	-	0,44		
XIII YII	357	-	6,0	-	0,47	836	1510
XIII YI	317	-	3,0	-	0,50		

	I	2	3	4	5	6	7	8
XIV IX		324	-	3,0	-	0,50	738	1385
XIV IX		324	-	3,0	-	0,50		
XV IX		324	-	3,0	-	0,50	707	1240
XV IX		209	-	2,0	-	0,33		
XVI Сбойки, зачистка		407	-	-	50	0,47	702	1109
XVI Сбойки, зачистка		-	-	-	-	0		
XVII Передвижка конвейеров		-	-	-	-	0	602	602
XVII Передвижка конвейеров		-	-	-	-	0		
Всего за цикл	I03I2				8	0,43		I2I7

Нагрузка на камерный блок по сменам цикла. Нагрузка на блок в отдельные смены цикла определяется исходя из технологической производительности погрузочных машин, развиваемой на отдельных этапах цикла, числа работающих машин, коэффициента использования каждой работающей машины за смену и смещения во времени этапов цикла в обоих полублоках.

Коэффициент использования погрузочной машины за смену определяется согласно п. 13.2.

Смещение работ во времени в обоих полублоках должно обеспечивать минимальный междусменный коэффициент неравномерности. Для рассматриваемого примера смещение равно шести сменам.

Результаты расчета нагрузок на блок по сменам цикла для I и II вариантов представлены в табл. 13.2.

На основании полученных сменных объемов погрузки и степени совмещения определяются объемы работ по другим процессам (зарубке, бурении, креплению) и согласуются с производительностью машин или нормами выработки на отдельные процессы.

Результаты расчета необходимого количества человеко-смен по основным процессам, определяющим качество организации работ на блоке для рассматриваемых вариантов, представлены в табл. 13.3

Т а б л и ц а 13.3

Расчет состава суточной бригады по сменам цикла (I вариант)

Смены цикла	Значения показателей по видам работ на полублок															Всего чел.-смен	
	Погрузка горной массы		Перегон врубовой машины		Зарубка сланца врубовой машиной		Бурение шпуров по забой		Бурение шпуров в кровлю		Крепление металлческими штангами		Передвижка скребкового конвейера		Бульдозирование горной массы		
	т	чел.-смен	м	чел.-смен	м	чел.-смен	м шпура	чел.-смен	м шпура	чел.-смен	компл.-тов	чел.-смен	м става	чел.-смен	т		чел.-смен
I	860	2	-	-	99	0,35	540	2,19	167	1,36	76	1,25	-	-	152	0,40	7,55
II	731	2	104,0	0,32	187,0	0,67	540	2,19	138	1,12	64	1,05	-	-	106	0,27	7,62
III	664	2	55,0	0,16	135,0	0,48	520	2,11	122	0,99	55	0,90	120	0,23	74	0,19	7,06
IV	637	2	80,5	0,24	145,0	0,52	510	2,06	116	0,94	53	0,87	42	0,08	71	0,19	6,90
V	632	2	75,0	0,24	83,4	1,24	409	1,89	115	0,94	52	0,85	-	-	70	0,18	7,34
VI	543	2	80,5	0,24	83,4	1,24	448	2,07	142	1,15	64	1,05	-	-	61	0,16	7,91
VII	455	2	75,0	0,24	107,0	1,58	448	2,07	150	1,34	68	1,11	-	-	51	0,13	8,47
VIII	428	2	156,5	0,50	107,0	1,58	560	2,59	70	0,63	32	0,53	-	-	48	0,12	7,95
IX	500	2	156,5	0,50	119,0	1,78	560	2,59	79	0,71	36	0,59	-	-	36	0,09	8,26
X	654	2	-	-	130,9	1,95	616	2,85	97	0,87	44	0,72	-	-	327	0,85	9,24
XI	654	2	156,5	0,50	130,9	1,95	616	2,85	97	0,87	44	0,72	-	-	327	0,85	9,74
XII	655	2	156,5	0,50	139,6	2,08	666	3,08	97	0,87	44	0,72	-	-	327	0,85	10,10
XIII	674	2	-	-	136,3	2,03	660	3,06	139	1,24	63	1,03	-	-	357	0,93	10,29
XIV	648	2	156,5	0,50	113,6	1,70	550	2,55	173	1,54	78	1,28	-	-	324	0,85	10,42
XV	533	2	156,5	0,50	66,0	1,43	390	1,82	144	1,29	65	1,07	-	-	324	0,85	8,96
XVI	203	1	-	-	143,0	0,52	533	2,16	61	0,54	28	0,46	-	-	203	0,53	5,21
XVII	-	-	158,9	0,51	143,0	0,52	533	2,16	-	-	-	-	162	3,05	-	-	6,24
Всего за цикл		31,0		4,95		21,62		40,29		16,40		14,20		3,36		7,44	139,26
Процент перевыполнения норм				15		15		15		15		15		15		15	
Итого за цикл		31,0		4,21		18,38		34,25		13,94		12,07		2,87		6,32	122,94

Состав суточной бригады на блок  $\frac{122,94 \times 2}{8,5} = 29$  человек



Т а б л и ц а 13.4

## Расчет суточной бригады по сменам цикла (II вариант)

Смены цикла	Значения показателей по видам работ на полублок																Всего чел.-смен
	Погрузка горной массы		Перегон врубовой машины		Зарубка сланца врубовой машиной		Бурение шпуров по забоям		Бурение в кровле		Крепление металлическими анкерами		Передвижка скрепкового конвейера		Бульдозирование горной массы		
	т	чел.-смен	м.	чел.-смен	м	чел.-смен	м	чел.-смен	м	чел.-смен	компл.-дет.-тов	чел.-смен	м	чел.-смен	т	чел.-смен	
I	860	2	-	-	99,0	0,36	540	0,93	167	0,60	76	1,25	-	-	152	0,40	5,54
II	731	2	104,0	0,33	187,0	0,68	540	0,93	138	0,49	64	1,05	-	-	105	0,27	5,75
III	664	2	55,0	0,18	135,0	0,49	520	0,90	122	0,44	55	0,90	120,0	0,23	74	0,19	5,33
IV	637	2	80,5	0,26	145,0	0,53	510	0,88	116	0,41	53	0,87	42,0	0,08	71	0,19	5,22
V	632	2	75,0	0,24	83,4	1,24	409	0,82	115	0,41	52	0,85	-	-	70	0,18	5,74
VI	543	2	80,5	0,26	83,4	1,24	448	0,90	142	0,51	64	1,05	-	-	61	0,16	6,12
VII	455	2	75,0	0,24	107,0	1,60	448	0,90	150	0,54	68	1,11	-	-	51	0,13	6,52
VIII	428	2	156,5	0,50	107,0	1,60	560	1,12	70	0,25	32	0,53	-	-	48	0,12	6,12
IX	500	2	156,5	0,50	119,0	1,78	560	1,12	79	0,28	36	0,59	-	-	36	0,09	6,36
X	654	2	-	-	130,9	1,95	616	1,23	97	0,35	44	0,72	-	-	327	0,85	7,10
XI	654	2	156,5	0,50	130,9	1,95	616	1,23	97	0,35	44	0,72	-	-	327	0,85	7,60
XII	655	2	156,5	0,50	139,6	2,08	666	1,33	97	0,35	44	0,72	-	-	327	0,85	7,83
XIII	674	2	-	-	136,3	2,03	660	1,32	139	0,50	63	1,03	-	-	357	0,93	7,81
XIV	648	2	156,5	0,50	113,6	1,70	550	1,10	173	0,62	78	1,28	-	-	324	0,85	8,05
XV	533	2	156,5	0,50	66,0	1,43	390	0,78	144	0,51	65	1,07	-	-	324	0,85	7,14
XVI	203	1	-	-	143,0	0,52	533	0,92	61	0,22	28	0,46	-	-	203	0,53	3,65
XVII	-	-	158,9	0,51	143,0	0,52	533	0,92	-	-	-	-	162,0	3,06	-	-	4,95
Всего за цикл		31		5,02		21,70		17,38		6,83		14,20		3,57		7,44	106,83
Процент перевыполнения норм		-		15		15		2		-		15		15		15	-
Итого за цикл		31		4,27		18,45		17,0		6,83		12,07		2,86		6,32	98,80

Состав суточной бригады на блок  $\frac{98,80 \times 2}{8,5} = 23$  человека

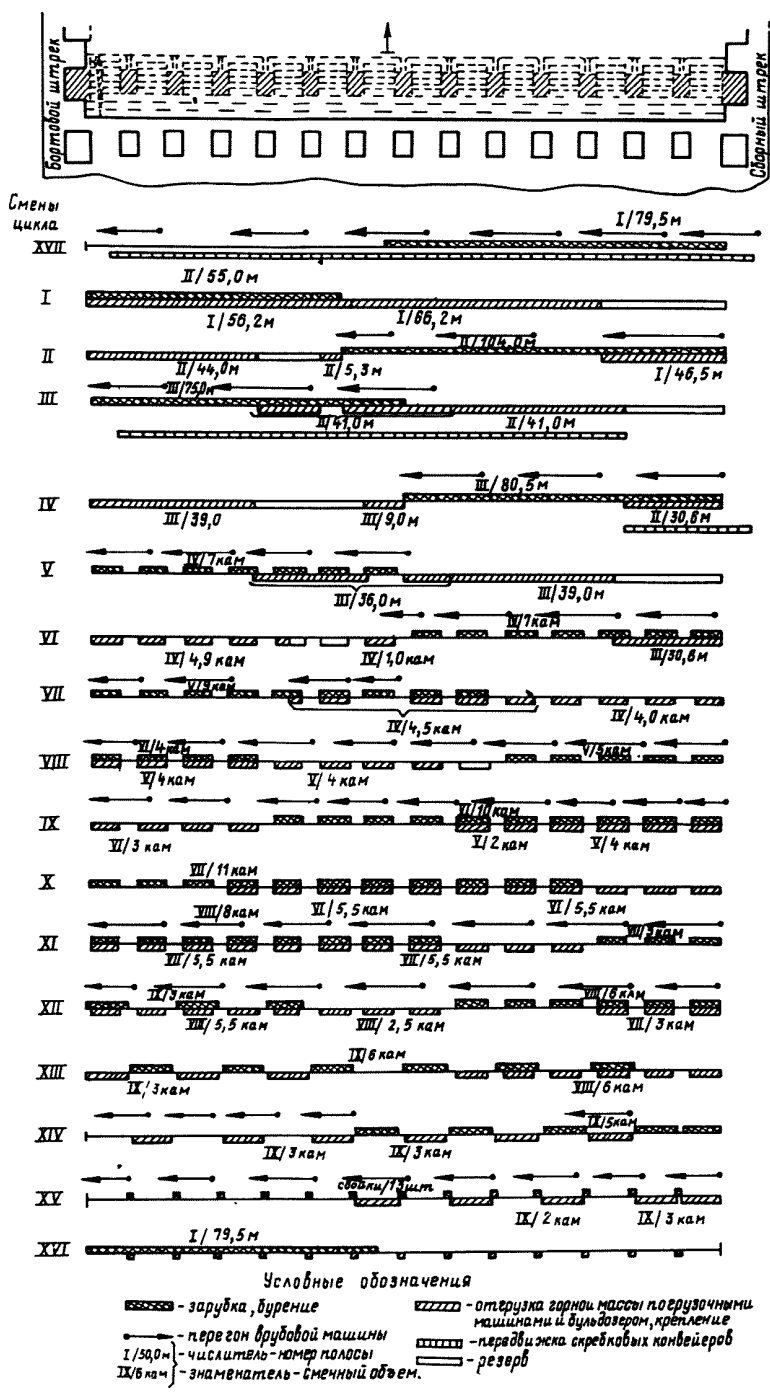


Рис. 13.7. Последовательность работ по сменам цикла в полублоке по I и II вариантам

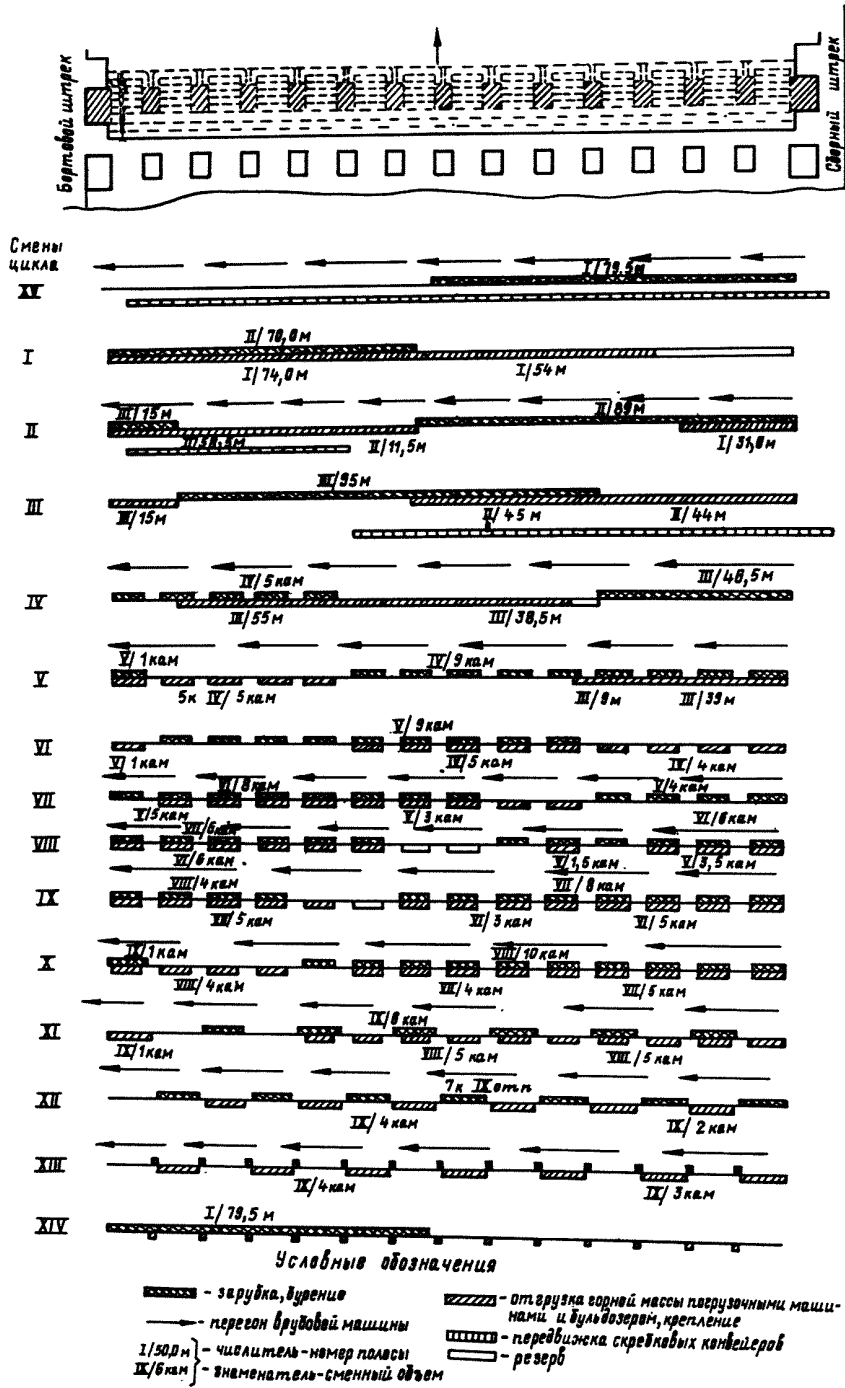


Рис. 13.8. Последовательность работ по сменам цикла в полублоке по III варианту

и 13.4. Для третьего варианта эти расчеты производятся аналогично.

Последовательность выполнения операций основных процессов по сменам цикла в одном полублоке представлена на рис. 13.7 и 13.8.

#### Б. Пример расчета на стадии эксплуатации

Исходные данные. При тех же исходных горнотехнических показателях, что и в примере А, выбирается состав погрузочного оборудования и коэффициент использования машин.

Для I и II вариантов схемы очистного забоя выбираются четыре погрузочные машины ПНБ-2, четыре самоходных перегрузателя и два бульдозера Д-535. Коэффициент использования погрузочных машин принимается равным 0,43.

Для III варианта схемы очистного забоя выбираются две погрузочные машины ПНБ-2, две погрузочные машины 2ПНБ-2, два самоходных перегрузателя и два бульдозера Д-535. Коэффициент использования погрузочных машин принимается равным 0,39.

Параметры камерного блока. Выбор размеров камер и целиков производится так же, как в примере А. При тех же размерах камер и целиков принимается 14 продольных камер; тогда общая ширина полублока составляет 168,5 м, что согласно практическому руководству является оптимальным.

Технологическая производительность погрузочных машин для отдельных этапов и за цикл в целом определяется согласно примеру А.

Нагрузка на блок для I и II вариантов определяется по формуле

$$Q_n = \frac{4 \times 60 \times 7 \times 1,54 \times 0,43 \times 2}{0,92} = 2432 \text{ т горной массы.}$$

Длительность цикла согласно примеру А составит

$$D = \frac{20625,6}{2432} = 8,5 \text{ сут, или 17 смен.}$$

Если длительность цикла не соответствует целому числу смен, то полученный результат округляется так же, как в примере А.

Уточненный расчет суточной нагрузки на камерный блок и коэффициента использования погрузочных машин за цикл. Поскольку дли-

тельность цикла в данном примере составляет целое число смен, то действительная нагрузка на блок и коэффициент использования погрузочных машин за цикл не изменяются. При несоответствии длительности цикла целому числу смен уточненный расчет производится по примеру А.

Нагрузка на камерный блок по сменам цикла рассчитывается аналогично примеру А. Решение данного примера расчета может быть типовым только для конкретных горнотехнических условий. Например, при увеличении глубины залегания до 70 м и сокращении производительности пласта до 2,8 т/м<sup>2</sup> (условия шахты "Эстония") увеличиваются размеры целиков, изменяется подвигание забоя за цикл, размеры выработок и блока. Это в свою очередь оказывает влияние на производительность машин и организацию работ в блоке. Если влияние размеров полублока можно считать несущественным, то суточная нагрузка на блок из-за снижения производительности пласта составляет в среднем 1360 т товарного сланца (I и II варианты примера), что свидетельствует о большом влиянии горно-геологических условий на технико-экономические показатели работы камерных блоков.

#### 13.5. Определение эксплуатационных потерь сланца

Общие эксплуатационные потери сланца в пределах камерного блока складываются из потерь по площади и мощности вынимаемого пласта. Потери по площади обуславливаются размерами целиков и определяются по формуле

$$P_{\text{экс}} = \frac{S_1 + S_2}{L_{\text{ст}} \times L_{\text{к.б}}} \times 100\%,$$

где  $S_1$  - площадь ленточных целиков, оставляемых между панельными выработками в пределах столба, м<sup>2</sup>;

$S_2$  - площадь междукамерных целиков, оставляемых в ходе очистных работ, м<sup>2</sup>;

$L_{\text{ст}}$  - длина блока (ширина панели), м;

$L_{\text{к.б}}$  - ширина камерного блока, м.

#### 13.6. Определение норматива проведения подготовительных выработок на 1000 т добычи (промышленных запасов)

Удельная протяженность подготовительных выработок (метров на 1000 т), требуемых для вскрытия блока, определяется по формуле

$$\lambda = 1000 \frac{m \cdot L_{к.б} \cdot k + n (L_{ст} + \sum L_{ц.к})}{L_{к.б} \cdot L_{ст} \cdot k_{изв} \cdot P}$$

где  $m$  - количество выработок, длина которых соответствует ширине блока, т.е. панельный откаточный, вентиляционный, конвейерный штреки и разрезная выработка;

$k$  - коэффициент, учитывающий проходку сбоек между панельными штреками; при расстоянии между сбойками 50 м  $k = 1,1$ ;

$n$  - количество выработок по длине блока, т.е. бортовой и сборный штреки;

$\sum L_{ц.к}$  - общая длина устьев камер в сборных и бортовых штреках;

$P$  - производительность пласта, т/м<sup>2</sup>;

$k_{изв}$  - коэффициент извлечения;

$$k_{изв} = 1 - \frac{P_{экс}}{100}$$

( $P_{экс}$  - эксплуатационные потери в блоке, %).

#### 14. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

Экономическая эффективность технологической схемы определяется в соответствии с "Методикой определения экономической эффективности механизации работ на сланцевых шахтах" (1974 г.).

При оценке сравнительной экономической эффективности технологической схемы ее показатели сравниваются с показателями базового варианта. В качестве базового принят вариант с существующим составом участкового оборудования и среднесуточной нагрузкой, достигнутой передовыми бригадами в течение 1974 г.

Сравнительная экономическая эффективность рекомендуемого варианта  $\mathcal{E}_c$  (тыс.руб) определяется по формуле

$$\mathcal{E}_c = [(C_0 - C_1) - E_H (K_1 - K_0) + \mathcal{E}_{см}] \cdot A_1,$$

где  $C_0; C_1$  - эксплуатационные затраты соответственно по базовому и рассматриваемому вариантам, руб/т;

$K_1; K_0$  - капитальные вложения по рассматриваемому и базовому вариантам, руб/т;

$E_H$  - нормативный отраслевой коэффициент экономической эффективности капитальных вложений;  $E_H = 0,2$ ;

$\mathcal{E}_{см}$  - смежная экономия, руб/т;

$A_1$  - годовой объем производства при рассматриваемом варианте, тыс.т.

При определении экономической эффективности учитываются все затраты по участку, т.е. затраты на очистные и подготовительные работы. При определении затрат по заработной плате учитываются все доплаты независимо от источника их финансирования (полный коэффициент доплат). Прямые затраты по заработной плате на проходке определяются с учетом требуемого количества проходческих бригад для своевременной подготовки блока к очистным работам.

Общие эксплуатационные расходы по участку определяются как средневзвешенные с учетом объема добычи из очистных и подготовительных выработок при существующей себестоимости. Аналогичным способом определяются удельные приведенные затраты.

В технологической схеме приведены три варианта схемы очистного забоя, которые являются наиболее перспективными для камерной системы разработки. Диапазон изменения технико-экономических показателей для рекомендуемых вариантов представлен в табл.14.1.

Т а б л и ц а 14.1

Технико-экономические показатели вариантов

Показатели	Варианты		
	I	II	III
Ширина полублока, м	135-150	145-155	150-170
Длина блока, м	600-800	600-800	600-800
Суточное подвигание линии забоя, м	1,82	1,82	2,07
Нагрузка на камерный блок, т горной массы	1900-2550	2500-2600	2500-3000
Производительность труда рабочего на выход по горной массе, т	47,5-53,1	60,5-61,0	61,0-64,0

Основные показатели экономической эффективности вариантов технологической схемы для рассматриваемых примеров приведены в табл. 14.2.

Нагрузка на блок по сравнению с фактически достигнутой средней нагрузкой по ПО "Эстонсланец" за 1977 г. увеличивается: по первому варианту - на 12-50%, по второму - на 47-53%, по третьему - на 47-76%.

Минимальный рост нагрузки при переходе на работу по первому варианту технологической схемы обусловлен применением рациональных технологических параметров, передового опыта труда и соблю-

дением технологической дисциплины; максимальный рост, кроме перечисленных факторов, обусловлен повышением надежности работы участковой погрузочно-транспортной системы. В результате роста нагрузки на забой производительность труда рабочего очистного забоя на выход увеличивается на II-24% по сравнению с базовым вариантом (42,8 т горной массы на выход). Определенная в примере

Т а б л и ц а 14.2

Основные технико-экономические показатели  
расчетных примеров

Показатели	Варианты			
	Базовый	I	II	III
Ширина полублока, м	125	168,5	168,5	168,5
Суточная нагрузка на блок, т:				
по горной массе	1930	2433	2433	2757
по товарному сланцу	1250	1580	1580	1790
Производительность труда рабочих на очистных работах, т/выход:				
по горной массе	42,5	52,9	60,8	62,7
по товарному сланцу	27,6	34,3	39,5	40,7
Удельные приведенные затраты по очистным работам, руб/т сланца	1,374	1,306	1,416	1,382
В том числе:				
удельные эксплуатационные затраты	1,250	1,175	1,218	1,183
удельные капитальные затраты	0,620	0,658	0,992	0,999
Удельные приведенные затраты по подготовительным работам, руб/т сланца	2,251	1,758	1,758	1,758
В том числе удельные эксплуатационные затраты	2,183	1,713	1,713	1,713
Удельные приведенные затраты по участку, руб/т сланца	1,540	1,377	1,474	1,438
В том числе удельные эксплуатационные затраты	1,420	1,256	1,294	1,280
Экономическая эффективность:				
на 1 т товарного сланца, руб	-	0,163	0,066	0,102
на блок за год, тыс.руб	-	68,3	27,6	48,4

расчетная производительность для конкретных горнотехнических условий по первому варианту составляет 52,9 т горной массы на выход, что больше, чем для базового варианта, на 24% и приближается к максимальной для этого варианта.

Существенного роста нагрузки на блок при переходе на работу по II варианту не наблюдается, поскольку он соответствует максимальному пределу первого варианта и минимальному пределу третьего варианта. Однако применение бурильных установок обеспечивает повышение производительности труда рабочих очистного забоя по сравнению с базовым вариантом на 42%. Таким образом, использование второго варианта схемы является переходным этапом для внедрения более производительного третьего варианта.

Рост нагрузки, на блок при внедрении третьего варианта обусловлен применением полного комплекса участкового оборудования, состоящего из более производительных и надежных в работе машин, причем производительность труда рабочих очистного забоя увеличивается на 42-50%. Расчетная производительность по этому варианту составляет 62,7 т горной массы на выход и превышает показатель базового варианта на 46%. Эта величина не является максимальной для производительности по третьему варианту, что указывает на возможность дальнейшего совершенствования данного варианта.

Эффективность подготовительных работ по технологической схеме обеспечивается увеличением скорости проведения выработок на 26% и производительности труда на 4-5% за счет улучшения использования погрузочных машин и полной укомплектованности проходческих бригад.

Экономическая эффективность внедрения каждого варианта технологической схемы зависит от достигаемой нагрузки на блок. Максимальный экономический эффект при первом варианте достигается при нагрузке на блок 2550 т горной массы. В расчетном примере первого варианта ( $Q_H = 2433$  т горной массы) экономическая эффективность немного отличается от максимальной (табл.14.2) и составляет 68,3 тыс.руб в год на камерный блок.

При внедрении второго варианта одинаковые удельные приведенные затраты по очистным работам достигаются при нагрузке около 2500 т горной массы. Расчетный пример по второму варианту с  $Q_H = 2433$  т горной массы показывает, что рассматриваемый вариант уместен по сравнению с базовым:  $1,416$  руб/т >  $1,374$  руб/т. Однако с учетом эффекта от проведения подготовительных работ общая эффективность данного варианта составит 27,6 тыс.руб в год на камерный блок. При достижении максимального предела нагрузки экономический эффект по данному варианту увеличивается.

По расчетному примеру экономическая эффективность третьего варианта ( $Q_n = 2757$  т горной массы) составляет 48,4 тыс.руб в год на блок, что соответствует 75% эффекта от первого варианта. При достижении максимального предела нагрузки третий вариант становится равноценным по экономической эффективности первому варианту.

#### ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Технологическая схема очистных и подготовительных работ при камерной системе разработки включает типовые решения выполнения отдельных процессов, типовые методы определения основных технико-экономических показателей и разработанные на их основе три варианта схемы очистного забоя для наиболее распространенных горно-геологических условий Эстонского месторождения. Параметры блока, состав оборудования и величина нагрузки на очистной забой для конкретных горно-геологических условий должны определяться согласно приведенным рекомендациям и методикам.

В схеме использованы средства механизации, которые выпускаются серийно для угольной промышленности, проверены или проверяются в условиях сланцевых шахт, а также (частично) оборудование, проектируемое или находящееся в стадии экспериментальной проверки.

Согласно технологической схеме, повышение нагрузки на блок предусматривается достигать в такой последовательности:

внедрение схемы очистного забоя с применением существующего комплекса погрузочного оборудования и устройств для бурения шпуров, обеспечивающих нагрузку до 2550 т горной массы (II вариант);

внедрение схемы очистного забоя с применением комплекса более мощного погрузочного, транспортного и бурильного оборудования, обеспечивающего нагрузку свыше 2550 т горной массы (III вариант).

Разработка технологической схемы еще раз показала необходимость:

создания и внедрения средств механизации процессов бурения очистных и подготовительных забоев, возведения анкерной крепи, более совершенного оборудования погрузочных пунктов (скоростных толкателей и механизированных бункеров);

дальнейшего повышения скорости проходки подготовительных выработок с учетом возможности перехода от буровзрывного способа к применению проходческих комбайнов;

перевода электроснабжения участковых сетей на напряжение 660 В.

Кроме того, с повышением нагрузки на камерный блок чрезмерно увеличивается объем взрывных работ, и, следовательно, ручного заряжания шпуров, что тормозит рост производительности труда.

Для достижения максимальной эффективности применения рекомендуемых вариантов схемы очистного забоя необходимо:

повышать надежность работы участкового комплекса оборудования за счет обеспечения камерных блоков экономически обоснованным резервом, улучшения качества технического обслуживания, своевременных капитальных ремонтов, применения более производительного транспортного оборудования и создания аккумулялирующих емкостей на погрузочных пунктах;

повышать технологическую дисциплину;

широко использовать передовые методы работы и научную организацию труда.

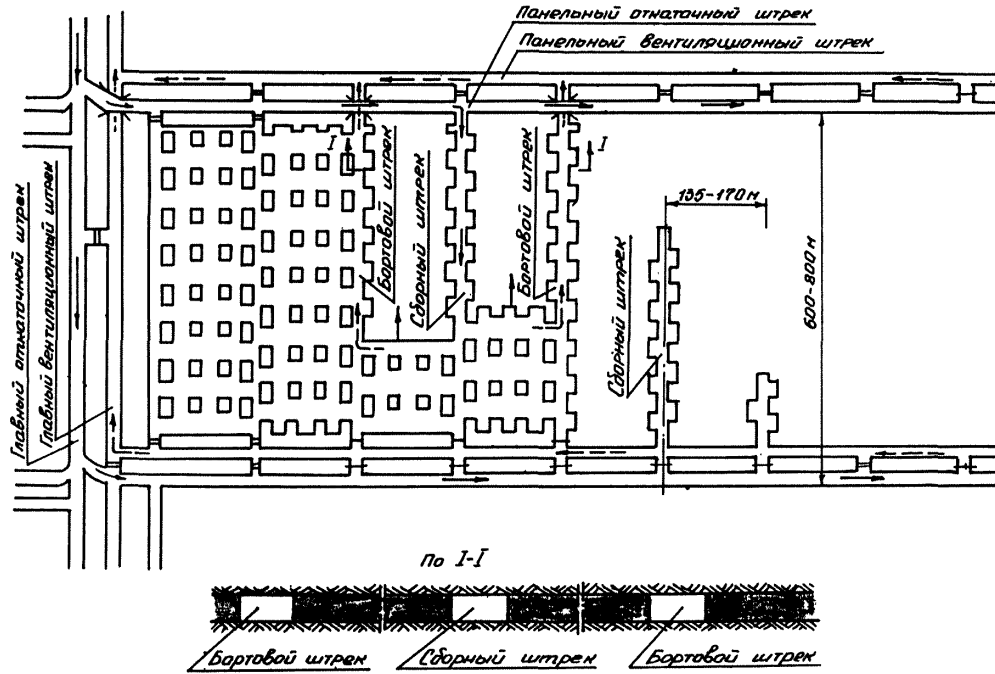
Внедрение технологической схемы обеспечит повышение эффективности использования техники и оптимизацию режимов ее работы, улучшение организации труда на блоке и на транспорте, что в свою очередь будет способствовать увеличению нагрузки на камерные блоки, снижению потерь в недрах, улучшению условий работы, повышению культуры и безопасности труда и, следовательно, улучшению технико-экономических показателей работы сланцевых шахт.

**СХЕМЫ  
ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ**

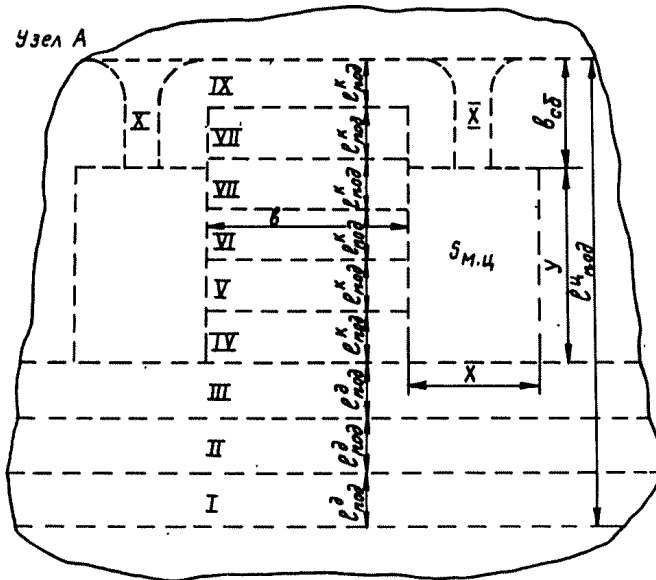
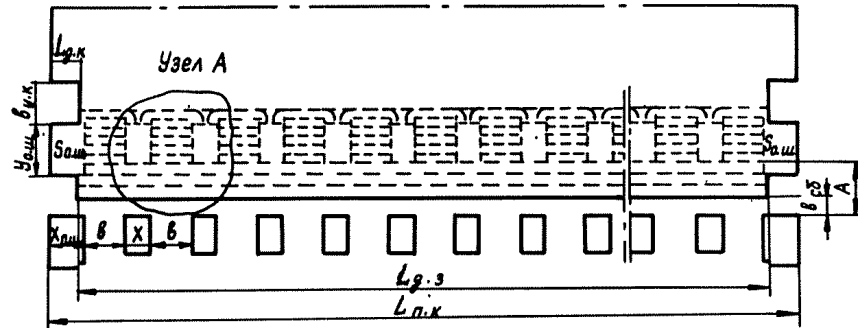




СХЕМА ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ



ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ И ПОРЯДОК ОТРАБОТКИ ПОЛУБЛОКА В ТЕЧЕНИЕ ЦИКЛА

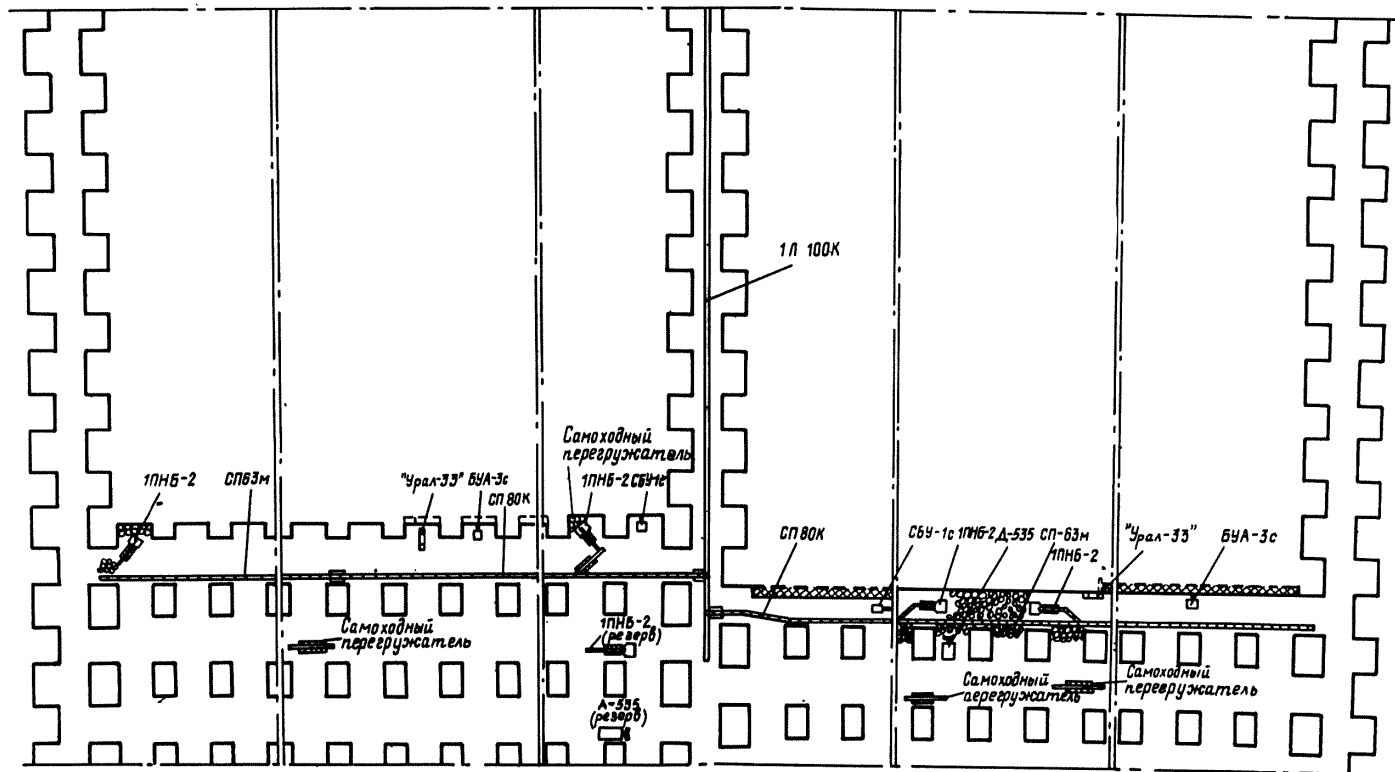


- $b$  - ширина продольной камеры;
- $b_{сб}$  - ширина сбойки (ширина поперечной камеры до расширения);
- $A$  - ширина поперечной камеры после расширения;
- $b_{у.к}$  - ширина устья камеры;
- $x$  - размер междукамерного целика по длине поперечной камеры;
- $x_{ош}$  - размер околострекового целика по длине поперечной камеры;
- $y$  - размер междукамерного целика по подвиганию;
- $y_{ош}$  - размер околострекового целика по подвиганию;
- $L_{под}^I$  - подвигание поперечной камеры за взрыв при расширении;
- $L_{под}^K$  - подвигание продольной камеры за взрыв;
- $L_{п.к}$  - длина поперечной камеры;
- $L_{д.з}$  - длина действующей линии забоя;
- $L_{у.к}$  - длина устья камеры;
- $L_{под}^{\Sigma}$  - суммарное подвигание забоя за цикл;
- $S_{м.ц}$  - площадь междукамерного целика;
- $S_{о.ц}$  - площадь околострекового целика;
- $I, \dots, X$  - порядковый номер полосы

П р и м е ч а н и я

1. Размеры околострековых целиков и шеек поперечных камер у сборного и бортового штреков одинаковы.
2. Сдвиг отработки полублоков во времени - 6 смен.

СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОРА С КОМПЛЕКСОМ ОБОРУДОВАНИЯ  
(Варианты I и II)



Примечание. Вариант I отличается от II отсутствием в очистном забое бурильных установок

СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ С КОМПЛЕКСОМ ОБОРУДОВАНИЯ  
(Вариант III)

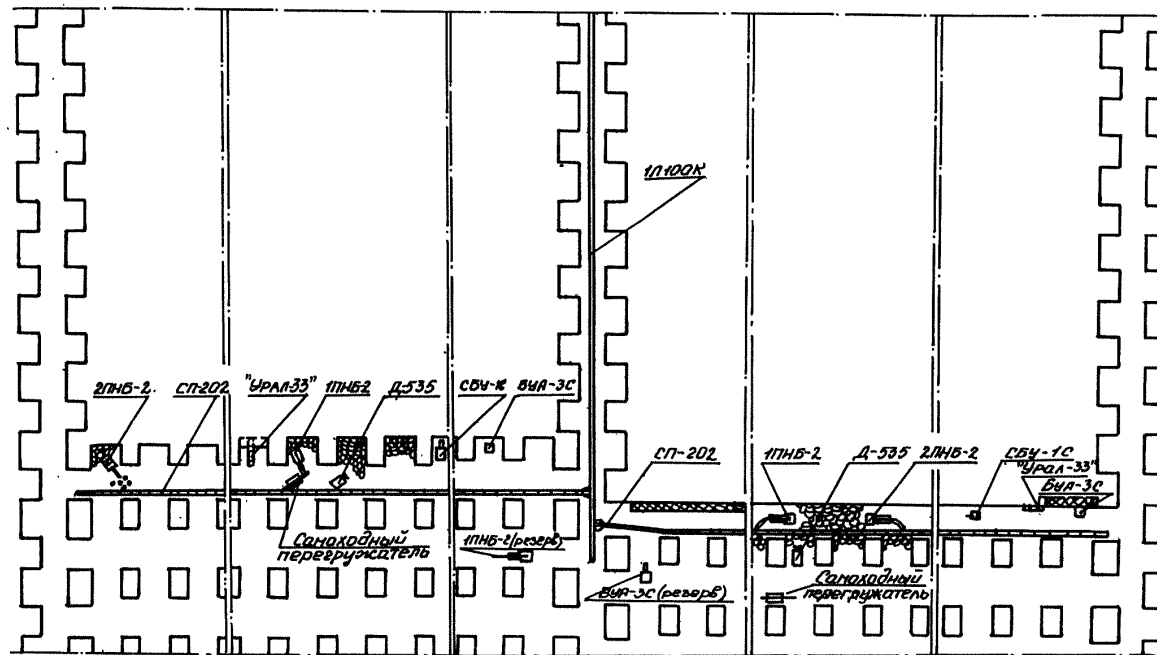


Таблица к схемам I-4

Область применения технологической схемы

Показатели	Схема очистного забоя (I-III варианты)
Вынимаемая мощность пласта, м	2,5-3,4
Глубина залегания, м	10-80
Угол падения, град	0
Коэффициент крепости:	
сланца	2-4
известняка	4-8
Водообильность очистного забоя	Слабообводненный
Непосредственная почва	Крепкая
Непосредственная кровля	Устойчивая
Схема подготовки	Панельными штреками
Система разработки	Камерная
Способ управления кровлей	Поддержание на столбчатых целиках
Способ выемки	Буровзрывной

Таблица к схемам 3-4

Исходные данные для расчета

Вынимаемая мощность, м	2,80
Угол падения, град	0
Глубина залегания пласта, м	45
Плотность горной массы, т/м <sup>3</sup>	1,79
Производительность пласта, т/м <sup>2</sup> :	
по товарному сланцу	3,24
по горной массе	5,00
Коэффициент крепости:	
сланца	2-4
известняка	4-8
Непосредственная кровля	Устойчивая
Непосредственная почва	Крепкая
Приток воды в блок, м <sup>3</sup> /ч	До 50
Размеры блока, м	349x724,5
Ширина полублока, м	168,5
Продолжительность цикла, смен	17 (по варианту III - 15)

Таблица к схемам 3-4

Оборудование очистного забоя

Оборудование	Состав оборудования для схем очистного забоя														
	I				II				III						
	Тип	Количество				Тип	Количество				Тип	Количество			
		на полу-блок	на блок	ре-зерв	все-го		на полу-блок	на блок	ре-зерв	все-го		на полу-блок	на блок	ре-зерв	все-го
Погрузочная машина	ИПНБ-2	2	4	1	5	ИПНБ-2	2	4	1	5	2ИПНБ-2	1	2	-	2
											ИПНБ-2	1	2	1	3
Скреповый конвейер	СП-80к	1	2	-	4	СП-80к	1	2	-	4	СП-202	1	2	-	2
	СП-63м	1	2	-	4	СП-63м	1	2	-	4					
Врубочная машина	"Урал-33"	1	2	-	2	"Урал-33"	1	2	-	2	"Урал-33"	1	2	-	2
Самоходный перегружа-тель	На базе УП-3	2	4	-	4	На базе УП-3	2	4	-	4	На базе УП-3	1	2	-	2
Бульдозер	Д-535	-	1	1	2	Д-535	-	1	1	2	Д-535	1	2	-	2
Буровая установка	-	-	-	-	-	БУА-3с	1	2	1	3	БУА-3с	1	2	1	3
Самоходная установка для бурения шуров под анкерную крепь	-	-	-	-	-	СБУ-1с	1	2	-	2	СБУ-1с	1	2	-	2
Электросверло	СЭР-19м	6	12	4	16	СЭР-19м	1	2	-	2	СЭР-19м	1	2	-	2
Насос оросительный	ОН-2	-	1	-	1	ОН-2	-	1	-	1	ОН-2	-	1	-	1
Насос противопожарный	ИВ20/10	-	1	-	1	ИВ20/10	-	1	-	1	ИВ20/10	-	1	-	1

Т а б л и ц а к с х е м а м 3-4

## График выходов

Профессия	Число рабочих для схем очистного забоя														
	I					II					III				
	В смену				В сут-ки	В смену				В сут-ки	В смену				В сут-ки
	I	5-часовой перерыв	II	5-часовой перерыв		I	5-часовой перерыв	II	5-часовой перерыв		I	5-часовой перерыв	II	5-часовой перерыв	
Машинист горных вращающихся машин	2		2		4	2		2		4	2		2		4
Горнорабочий очистного забоя - всего	15		14		29	12		11		23	13		12		25
В том числе:															
машинист погру- зочной машины	4		4		8	4		4		8	4		4		8
машинист буровой машины	-		-		-	3		3		6	3		3		6
бульдозерист	2		2		4	2		2		4	2		2		4
Варьщик		4		4	8		4		4	8		5		5	10
Электрослесарь	4		1		5	4		1		5	4		1		5
<b>Итого</b>	<b>21</b>	<b>4</b>	<b>17</b>	<b>4</b>	<b>46</b>	<b>18</b>	<b>4</b>	<b>14</b>	<b>4</b>	<b>40</b>	<b>19</b>	<b>5</b>	<b>15</b>	<b>5</b>	<b>44</b>

Т а б л и ц а к с х е м а м 3-4

Добыча горной массы по сменам и суткам цикла

Смены	Добыча при I и II вариантах схемы очистного забоя, т				Добыча при III варианте схемы очистного забоя, т					
	за смену		Сут- ки	за сутки		за смену		Сут- ки	за сутки	
	гор- ной мас- сы	слан- ца		гор- ной мас- сы	слан- ца	гор- ной мас- сы	слан- ца		гор- ной мас- сы	слан- ца
I	1518	986	I	2830	1838	1629	1058	I	3237	2102
II	1312	852				1608	1044			
III	1274	827	II	2636	1712	1637	1063	II	3253	2112
IV	1362	885				1616	1049			
V	1357	881	III	2614	1697	1454	944	III	2697	1751
VI	1257	816				1243	807			
VII	1180	766	IV	2303	1495	1225	795	IV	2287	1485
VIII	1123	729				1062	690			
IX	1069	694	V	2131	1384	774	503	V	2700	1754
X	1062	690				1926	1251			
XI	655	425	VI	2322	1508	1650	1071	VI	3160	2052
XII	1667	1083				1510	981			
XIII	1510	981	VII	2895	1880	1590	1032	VII	2754	1788
XIV	1385	899				1164	756			
XV	1240	805	VIII	2349	1525	596	387	VIII	2225	1445
XVI	1109	720				1629 <sup>x)</sup>	1058			
XVII	602	391				-	-			
I	1518 <sup>x)</sup>	986	IX	2120	1377	-	-	-	-	-
Среднее значе- ние	1217	790		2433	1580	1378	895		2757	1790

x) Первая смена следующего цикла.

Т а б л и ц а к с х е м а м 3-4

Расчетные показатели

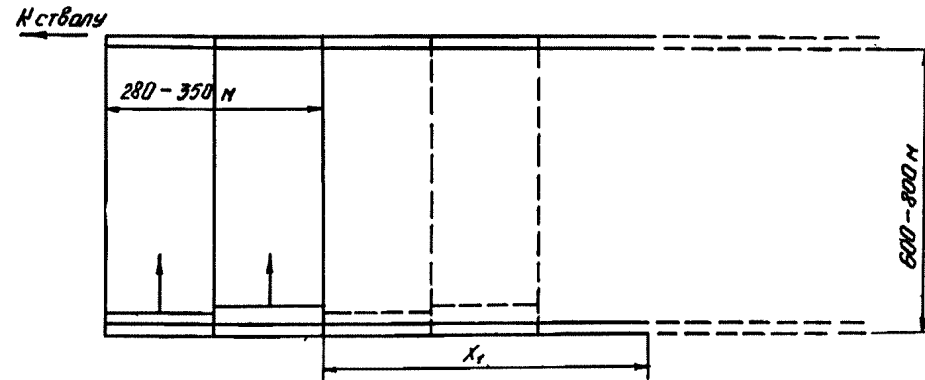
Показатели	Значения показателей для вариантов схемы очистного забоя		
	I	II	III
Среднесуточная добыча из очистного забоя, т:			
товарного сланца	1580	1580	1790
горной массы	2433	2433	2757
Средняя скорость подвигания очистного забоя, м/сут	1,82	1,82	2,07
Количество выходов за сутки по очистному забою, выход	46	40	44
Производительность труда рабочего очистного забоя, т/выход:			
по товарному сланцу	34,3	19,5	40,7
по горной массе	52,9	60,8	62,7
Эксплуатационные поте- ри сланца, %	19,6	19,6	19,6
Норматив проведения подготовительных выра- боток, м/1000 т:			
товарного сланца	5,16(5,69 <sup>x)</sup>	5,16(5,69 <sup>x)</sup>	5,16(5,69 <sup>x)</sup>
горной массы	3,35(3,69 <sup>x)</sup>	3,35(3,69 <sup>x)</sup>	3,35(3,69 <sup>x)</sup>

x) При схеме с тремя панельными штреками.



С х е м а 5

СХЕМА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ПОДГОТОВКИ КАМЕРНОГО БЛОКА



$X_1$  - необходимая величина опережения панельными штреками работающего блока, рассчитываемая из условия дренажа.

Т а б л и ц а к с х е м е 5

Основные технико-экономические показатели<sup>1)</sup>

Выработка	Скорость проходки м/мес	Время проходки, мес	Численность звена, чел.	Производительность труда проходчиков, м <sup>3</sup> /чел.-смен
Панельный откаточный штрек <sup>2)</sup>	208	2,0	3	21,0
Панельный вентиляционный штрек	208	2,0	3	16,3
Сборный штрек	208	5,6	3	20,6
Бортовой штрек	208	5,6	3	20,6
Разрезная камера	208	2,0	3	17,5

П р и м е ч а н и я

- 1) Время отработки камерного блока:
  - при I и II вариантах очистного забоя - 1,42 г.;
  - при III варианте очистного забоя - 1,25 г.
- Время подготовки камерного блока с учетом монтажа оборудования:
  - при проходке двух панельных штреков - 1,53 г.;
  - при проходке трех панельных штреков - 1,69 г.
- Число требуемых бригад:
  - при проходке двух панельных штреков в условиях I и II вариантов очистного забоя - 1,08; в условиях III варианта - 1,22;
  - при проходке трех панельных штреков в условиях I и II вариантов очистного забоя - 1,19; в условиях III варианта - 1,35.
- Численный состав суточной проходческой бригады - II человек.
- 2) На шахтах с полной конвейеризацией проходят два штрека.

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ОТКАТОЧНОГО И ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ПАНЕЛЬНЫХ ШТРЕКОВ

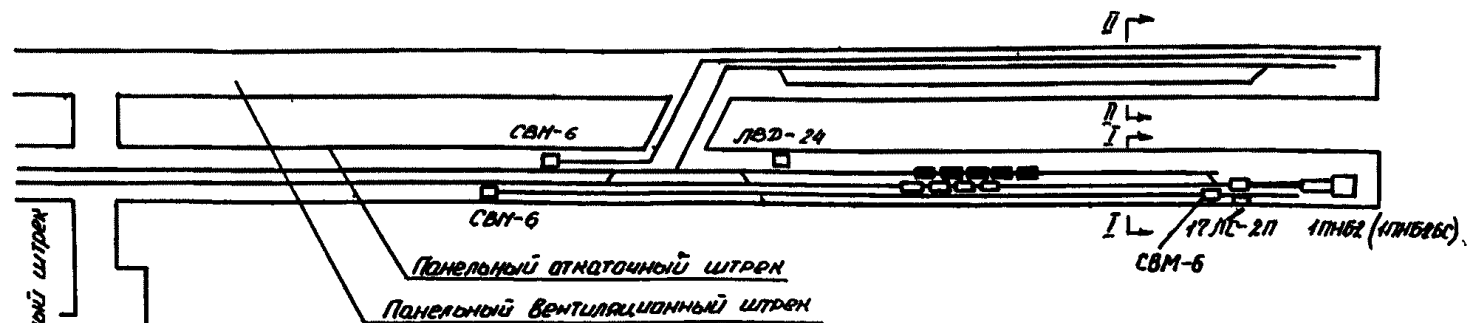


Таблица к схеме 6

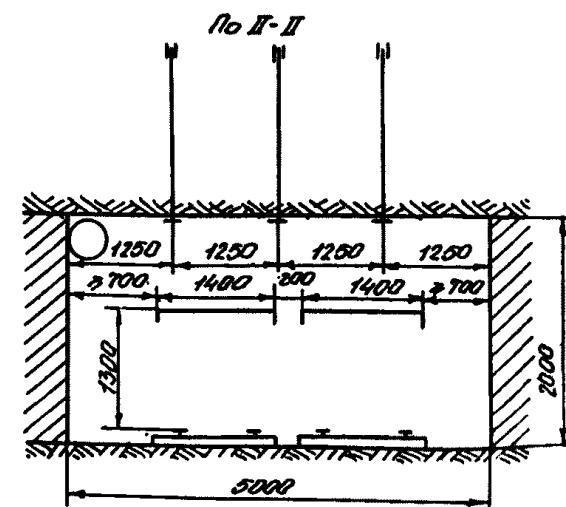
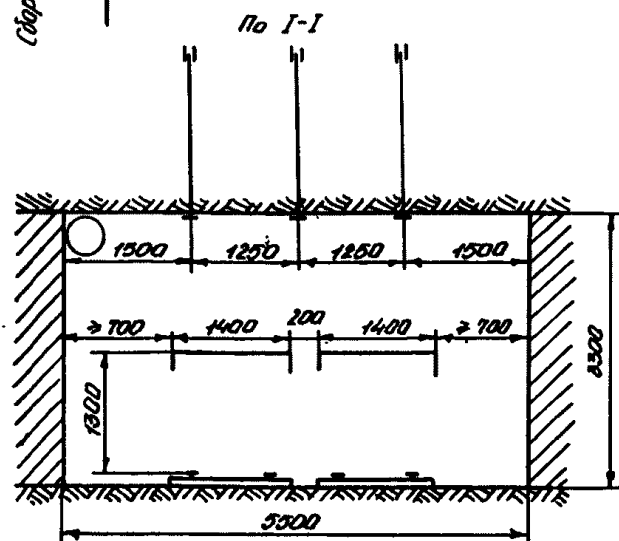
Характеристика проводимых работ

Показатели	Панельный откаточный штрек	Панельный вентиляционный штрек
Сечение выработки, м <sup>2</sup>	18,1	14,0
Крепь	Анкерная	Анкерная
Число анкеров на 1 м	2	2

Проходческое оборудование

Оборудование	Количество оборудования на забой (панельный откаточный и вентиляционный штреки)
Погрузочная машина ПНБ-2 (ПНБ2БС)	1
Ручное электросверло СЭР-19м	2
Плита-разминьонка	4
Лебедка ЛВД-24	1
Лебедка 17ЛС-2П	1
Вагонетки УВГ-3,3 (ВД-3,3)	По расчету
Вентилятор СВМ-6	
Засос	
Трубы вентиляционные	

Примечание. Врубочная машина "Урал-33" для образования цели при проходке выбирается из расчета одна на три забоя.



Область применения варианта

Показатели	Вариант
Способ вземки	Бурозарывной
Крепость пород	До 8
Угол наклона, град	0

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ СБОРНОГО И БОРТОВОГО ШТРЕКОВ И РАЗРЕЗНОЙ КАМЕРЫ

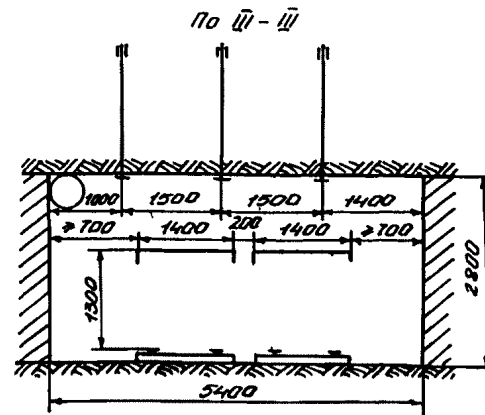
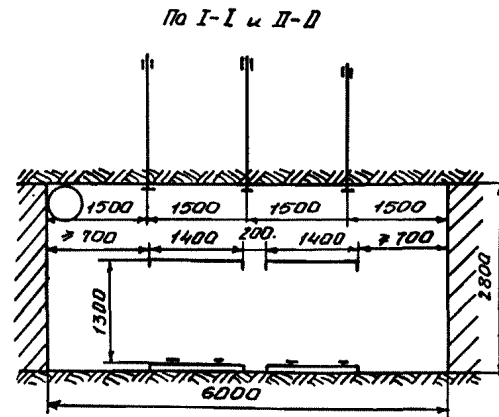
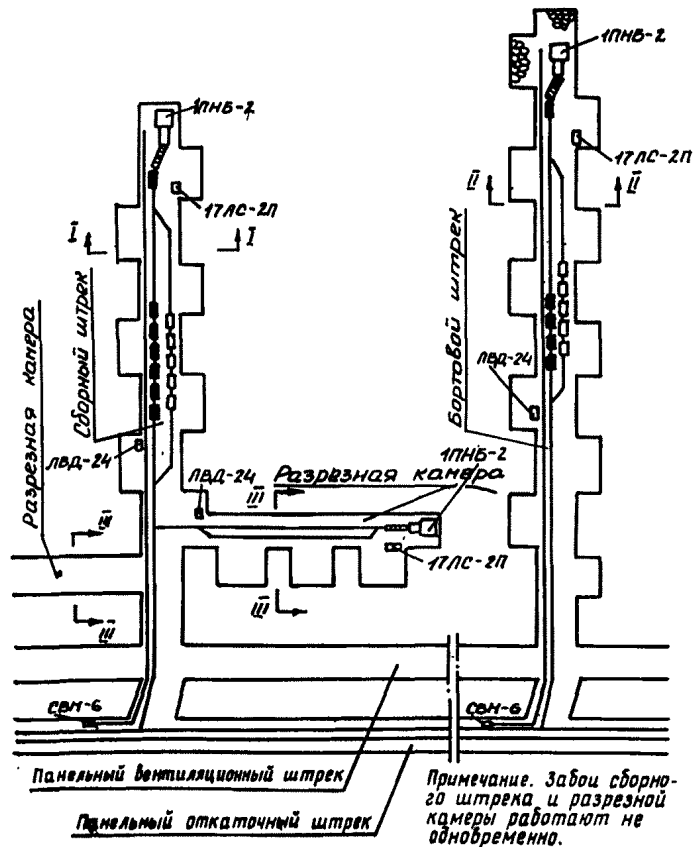


Таблица к схеме 7

Характеристика проводимых работ

Показатели	Сборный и бортовой штреки	Разрезная выработка
Сечение выработки, м <sup>2</sup>	16,8(19,6) <sup>х</sup>	15,1
Кресть	Анкерная	Анкерная
Число анкеров на 1 м	2	2

х) Сечение устья камеры.

Таблица к схеме 7

Проходческое оборудование

Оборудование	Количество оборудования на забой (сборный и бортовой штреки и разрезная выработка)
Погрузочная машина 1ПНБ-2	1
Ручное электросерво СВР-19м	2
Накладная планта-размивовка	2
Лебедка ЛВД-24	1
Лебедка 17ЛС-2П	1

Вагонетки УВГ-3,3	По расчету
Вентилятор СВМ-6	
Насос	
Трубы вентиляционные	

Примечание. Врубочная машина "Урал-33" для образования цели при проходке выбирается по расчету одна машина на три забоя.

Таблица к схеме 7

Область применения варианта

Показатели	Вариант
Способ выемки	Буровзрывной
Крепость пород	До 8
Угол наклона, град	0

**Основное оборудование для транспорта**

Место установки	Оборудование	Тип	Количество оборудования в выработке максимальной длины для варианта		
			I	II	III
Сборный штрек	Ленточный конвейер	ЛПООК	I	I	I
<b>Погрузочный пункт при электровозном транспорте по панельному откаточному штреку</b>					
Панельный откаточный штрек	Аккумуляционный бункер	Неснижаемый запас порожних вагонеток ВД-3,3 или УВГ-3,3	25 вагонеток или бункер-конвейер емкостью 100 т	25 вагонеток или бункер-конвейер емкостью 100 т	30 вагонеток или бункер-конвейер емкостью 100 т
	Автоматизированный комплекс оборудования	ОШ-3,3; ШПГ-3	I	I	I
<b>Погрузочный пункт при конвейерном транспорте по панельному штреку</b>					
Панельный откаточный штрек	Аккумуляционный бункер	Бункер-конвейер	-	-	Бункер-конвейер емкостью 100 т

**Основное оборудование для транспортирования от подготовительных забоев и вспомогательных грузов**

Место установки	Вид оборудования	Назначение	Тип
Панельный откаточный штрек	Электровозная откатка	Транспортирование горной массы из подготовительных забоев	Контактный электровоз I4КР, вагонетки УВГ-3,3 (ВД-3,3)
Сборный, бортовой и разрезные штреки		Транспортирование материалов и оборудования в подготовительные забои	Контактный электровоз IОКР, специально оборудованные и грузовые вагонетки
Панельный откаточный штрек	Электровозная откатка	Транспортирование материалов и оборудования, перевозка людей	Контактный электровоз IОКР, специально оборудованные и грузовые вагонетки, вагонетки для перевозки людей
Сборный штрек	Шахтные вагонетки	Транспортирование материалов и оборудования	Специально оборудованные и грузовые вагонетки Д-535
В пределах камерного блока	Бульдозеры	Транспортирование штучного оборудования и материалов	Бульдозеры Д-535

**П р и м е ч а н и я**

1. Количество электровозов, грузовых и специализированных вагонеток, предназначенных для транспортирования горной массы от подготовительных забоев и вспомогательных грузов в очистные и подготовительные забои, устанавливается по потребности в целом по шахте.

2. Число бульдозеров устанавливается по потребности в целом по камерному блоку.

СХЕМА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ

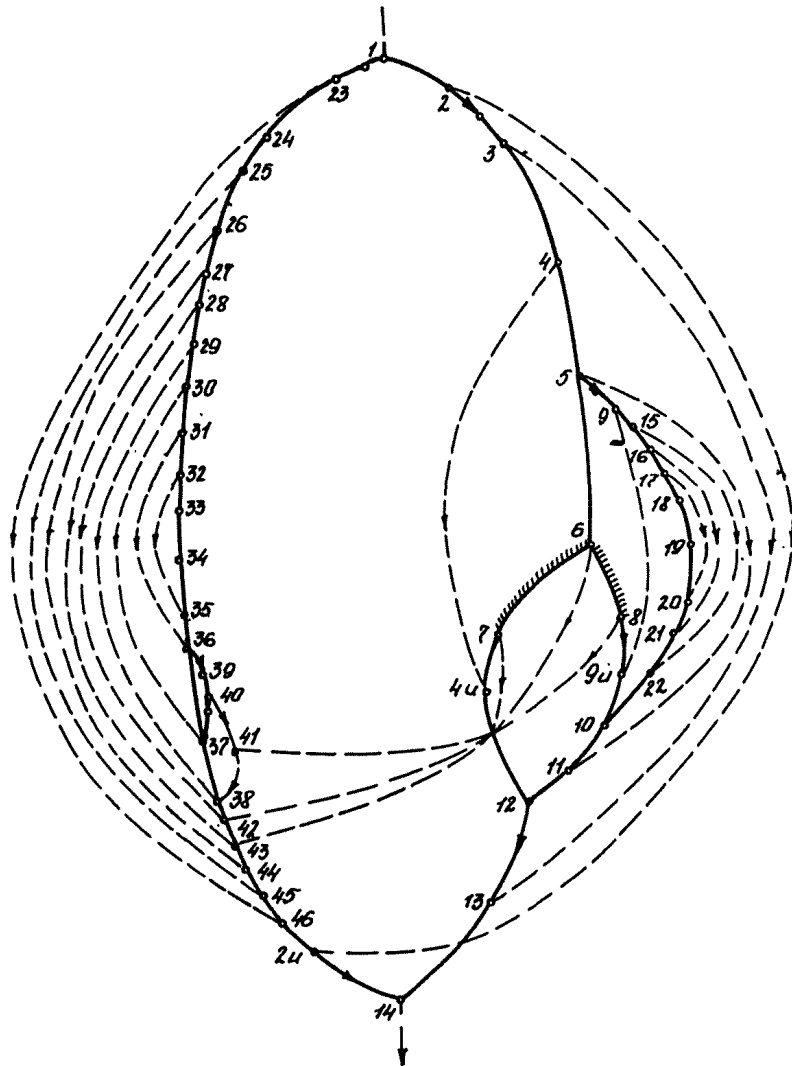


Таблица к схеме 8

Сечение горных выработок

Горная выработка	Ветви	Сечение, м <sup>2</sup>
Главный откаточный штрек	1-23, 23-24	18,1
Главный вентиляционный штрек	25-45, 45-46, 46-2и, 2и-14	14,0
Панельный откаточный штрек	25-26, 26-27, 27-28, 28-29, 29-30, 30-31, 31-32, 32-33, 2-3, 3-4, 4-5, 5-9, 9-15, 15-16, 16-17, 17-18	18,1
Панельный вентиляционный штрек	34-35, 35-36, 36-37, 37-38, 38-42, 42-43, 43-44, 44-45, 19-20, 20-21, 21-22, 22-10, 10-11, 11-12, 12-13, 13-14	14,0
Завезды	1-2, 24-25	18,1
Вентиляционные сбойки	3-13, 4и-12, 5-11, 9и-10, 15-22, 16-31, 17-20, 18-19, 33-34, 32-35, 31-36, 30-37, 29-38, 28-42, 27-48, 26-44, 25-45, 23-46	14,0
Сборный штрек	5-6, 6-42, 37-40	16,8
Бортовой штрек	43-7, 7-4и, 38-41, 41-8, 8-9и, 36-39	16,8
Очистной забой	6-7, 6-8	-
Разрезные выработки	39-40, 40-41	15,1

Т а б л и ц а к с х е м е 8

## Аэродинамические параметры выемочного участка

Крепление очистного забоя	Анкерное
Мощность пласта, м	2,80
Количество воздуха, м <sup>3</sup> /с <sup>x)</sup> :	
в очистном забое	2x15
для подвешивания	-
в подготовительных забоях	3x7
в камерах	-
Аэродинамические параметры технологического участка <sup>x)</sup> :	
депрессия, мм вод.ст.	33
количество воздуха, м/с	64

x) Данные параметры имеют одинаковые значения для начала и окончания отработки выемочного участка.

Т а б л и ц а к с х е м е 8

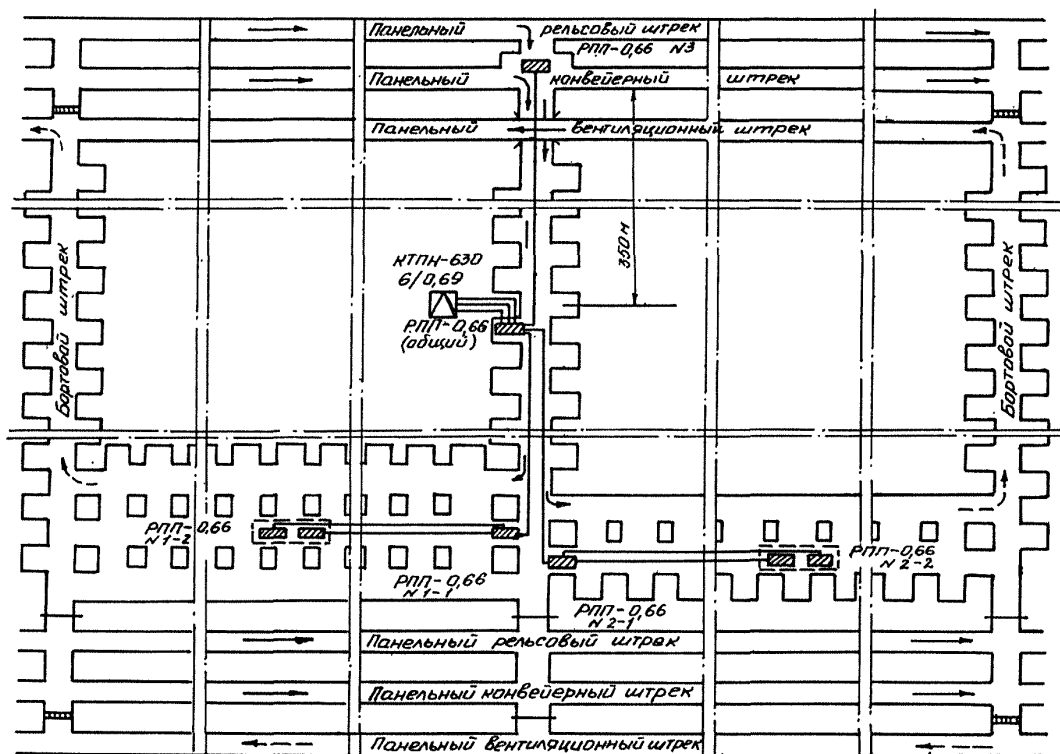
## Аэродинамическое сопротивление ветвей в схеме вентиляционных соединений

Ветвь	Длина ветви, м	Аэродинамическое сопротивление ветви, кморг	Ветвь	Длина ветви, м	Аэродинамическое сопротивление ветви, кморг
1	2	3	4	5	6
I-2	10	0,0004	26-27	175	0,0008
2-3	183	0,0008	27-28	175	0,0008
3-4	175	0,0008	28-29	175	0,0008
4-5	175	0,0008	29-30	175	0,0008
5-9	175	0,0008	30-31	175	0,0008
9-15	175	0,0008	31-32	175	0,0008
15-16	175	0,0008	32-33	175	0,0008
16-17	175	0,0008	33-34	8	Регулятор
17-18	175	0,0008	34-35	175	0,0022
18-19	8	Регулятор	32-35	8	100
19-20	175	0,0022	35-36	175	0,0022
17-20	8	100	31-36	8	60
20-21	175	0,0022	36-37	175	0,0022
16-21	8	100	30-37	8	40
21-22	175	0,0022	37-38	175	0,0022
15-22	8	100	29-38	8	60

Продолжение таблицы к схеме 8

1	2	3	4	5	6
22-10	175	0,0022	38-42	175	0,0022
9-10	8	100	28-42	8	40
10-11	175	0,0022	42-43	175	0,0022
5-11	8	100	27-43	8	60
11-12	175	0,0022	43-44	175	0,0022
4-12	8	100	26-44	8	100
12-13	175	0,0022	44-45	183	0,0008
3-13	8	100	25-45	8	100
13-14	183	0,0022	45-46	350	0,0044
2-14	8	60	23-46	8	100
5-6	690-10	0,0076-0,0001	46-2и	350	0,0044
6-7	169	Очистной забой	2и-14	8	0,00003
6-8		То же	36-39	10	0,0001
7-4и	670-10	0,0050-0,0001	39-40	175	0,0017
8-9и	670-10	0,0050-0,0001	40-37	10	0,0001
4и-12	8	0,00003	40-41	175	100
9и-10	8	0,00003	41-38	10	60
1-23	350	0,0015	8-41	10-670	0,0001-0,0050
23-24	358	0,0016	6-42	20-670	40
24-25	10	0,00004	7-43	20-670	60
25-26	183	0,0008			

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНОГО КИОСКА (КТПН) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ КОНВЕЙЕРНОМ ТРАНСПОРТЕ  
(I вариант схемы очистного забоя)







С х е м а II

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ КИОСКОВ (КТПН) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПУНКТОВ (РПП)  
 НАПРЯЖЕНИЕМ 380 В НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ЭЛЕКТРОВОЗНОМ ТРАНСПОРТЕ  
 (II вариант схемы очистного забоя)

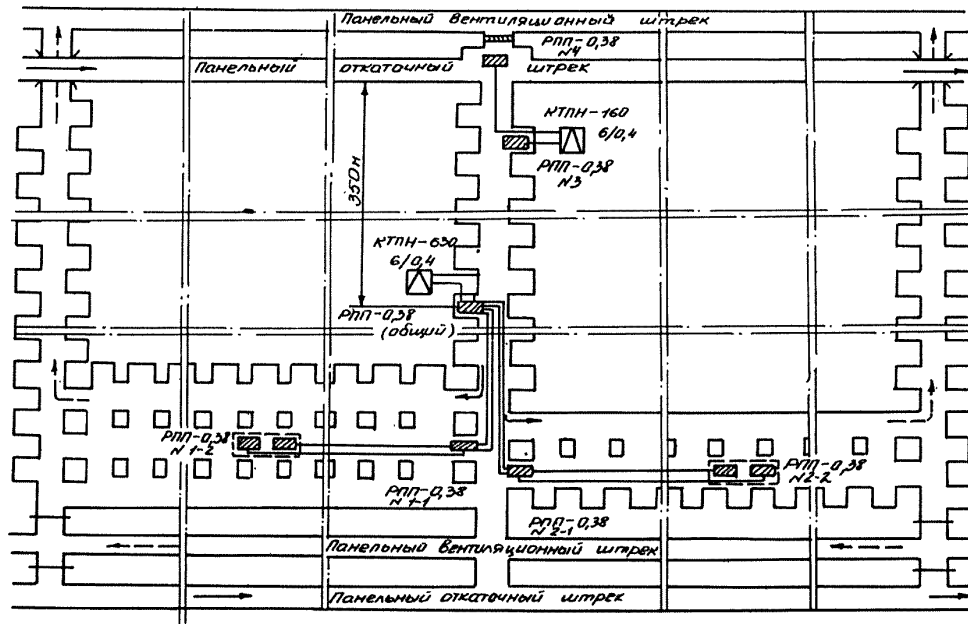




СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ КИОСКОВ (КТЛН) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ЭЛЕКТРОВОЗНОЙ ОТКАТКЕ  
(III вариант схемы очистного забоя)

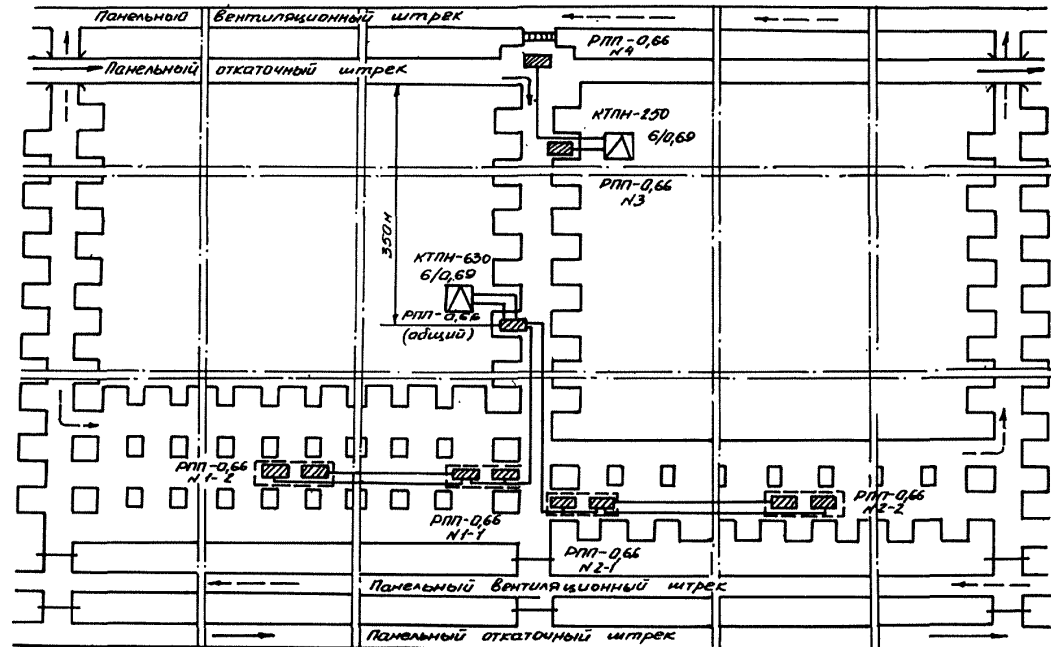




СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ КЛОСКОВ (КТЛН) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЪЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЯХ НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

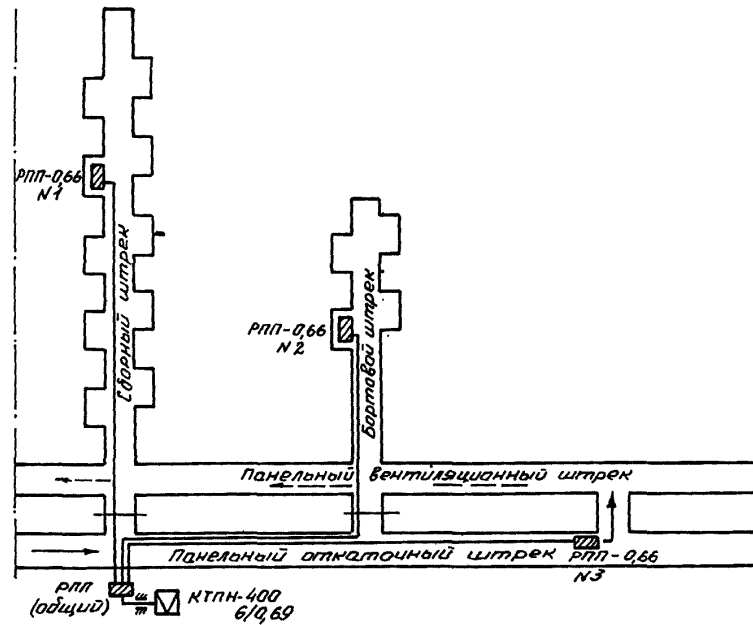
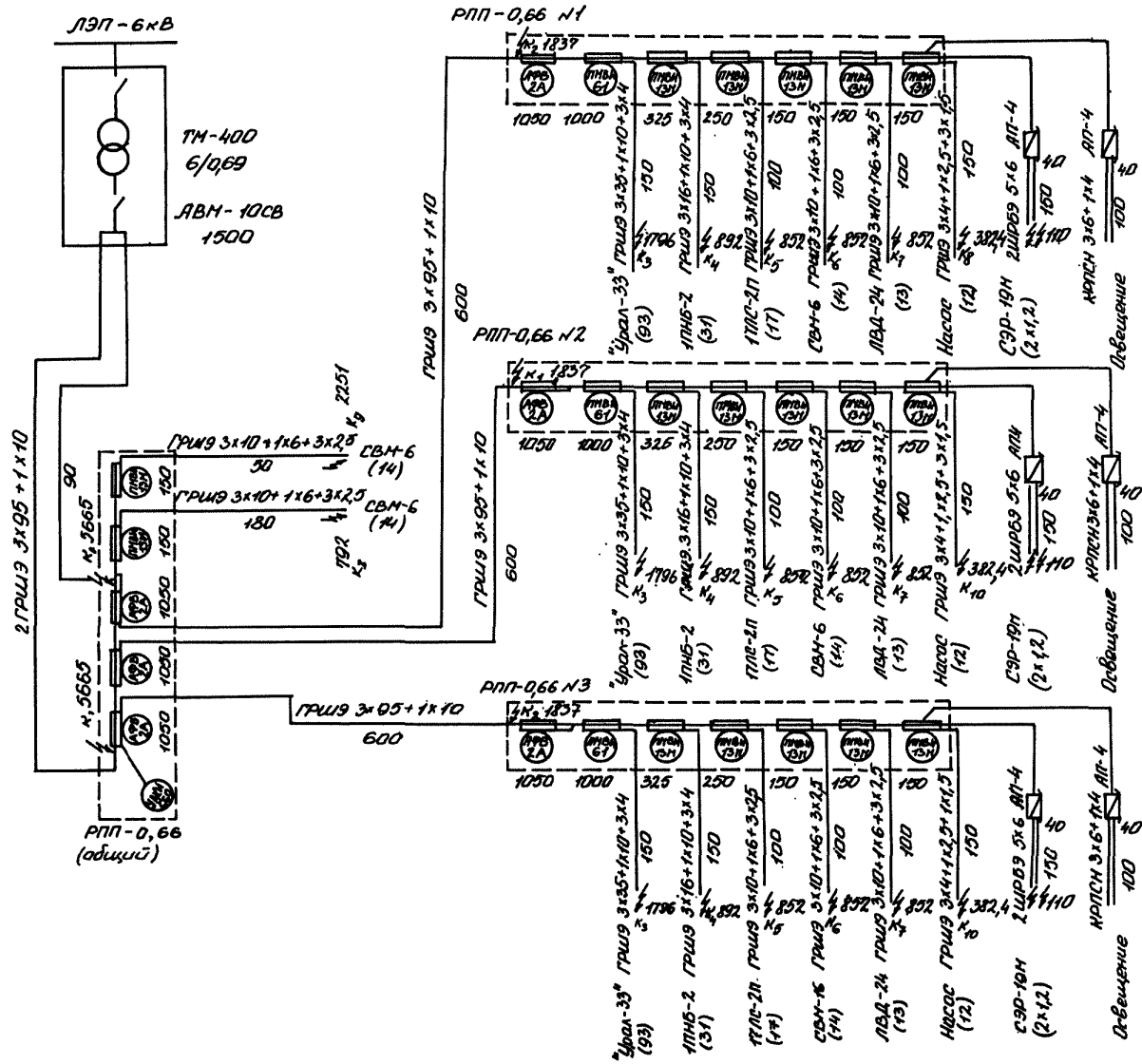


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ

С х е м а 16



Т а б л и ц а к с х е м а м 9-16

## Журнал спецификации оборудования

Оборудование	Состав оборудования для вариантов схем							
	I		II		III		Проходка	
	Тип	Количество	Тип	Количество	Тип	Количество	Тип	Количество
Автоматический фидерный выключатель:								
на 200 А, 660 В	-	-	АФВ-1А	1	АФВ-1А	1	-	-
350 А, 660 В	АФВ-2А	5	АФВ-2А	4	АФВ-2А	5	АФВ-2А	6
500 А, 660 В	АФВ-3	2	АФВ-3	3		2	-	-
Магнитный пускатель:								
на 63 А, 380/660 В	ПМВИ-13м	14	ПМВИ-13м	18	ПМВИ-13м	15	ПМВИ-13м	17
120 А, 380/660 В	-	-	ПМВИ-23м	1	ПМВИ-23м	3	-	-
250 А, 380/660 В	ПМВИ-61	7	ПМВИ-61	7	ПМВИ-61	3	ПМВИ-61	3
250 А, 380/660 В	-	-	ПМВИ-250	-	ПМВИ-250	2	-	-
Пусковой агрегат	АП-4	2	АП-4	4	АП-4	4	АП-4	6
То же	АП-3,5	6	-	-	-	-	-	-
Осветительный шахтный сухой трансформатор	ТСШ 2,5-660/24	2	ТСШ 2,5-380/24	2	ТСШ 2,5-660/24	2	-	-
Трансформатор масляный	ТМ-630/6-10-68	1	ТМ-630/6-10-68	1	ТМ-630/6-10-68	1	ТМ-400/6-10-68	1
То же	-	-	ТМ-160/6-10-68	1	ТМ-250/6-10-68	1	-	-
Пускатель ручной	ПРМ-1	2	ПРМ-1	2	ПРМ-1	2	-	-
Устройство автоматического контроля	УАКИ-660	1	УАКИ-380	2	УАКИ-660	2	УАКИ-660	1

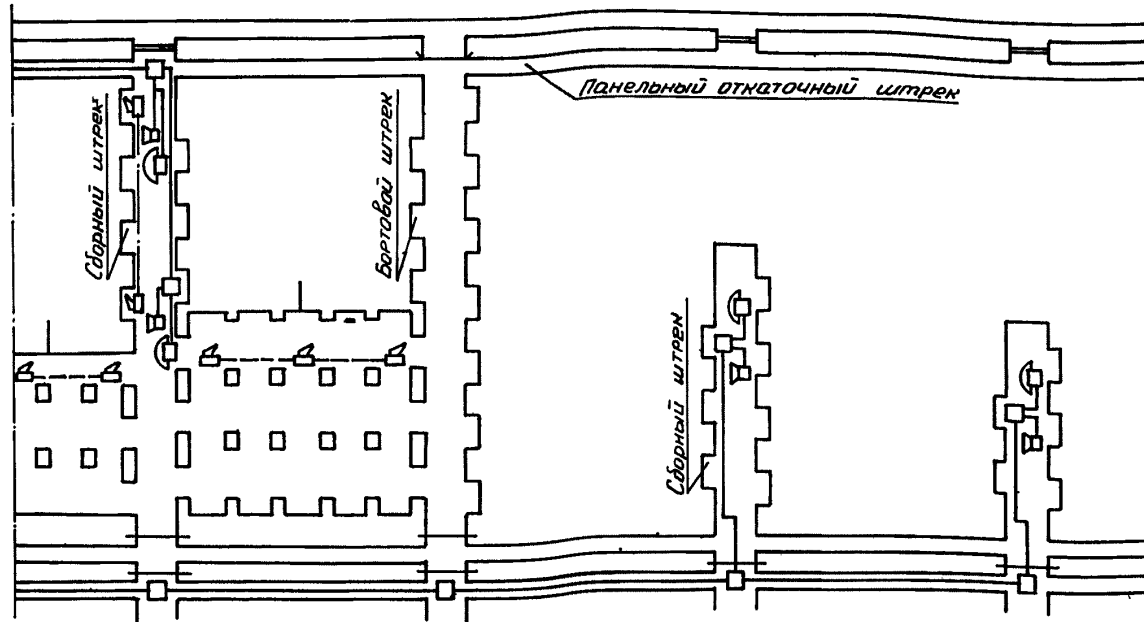
Т а б л и ц а к с х е м а м 9-16




## Журнал спецификации кабелей

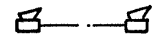
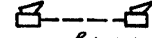
Кабели	Сечение, мм <sup>2</sup>	Длина по вариантам, м			
		I	II	III	Проходка
Кабель гибкий экранированный ГРШЭ	3x95+1x10	900	-	800	1980
	3x70+1x10	-	1760	-	-
	3x70+1x10+3x4	480	300	-	-
	3x50+1x10	-	160	160	-
	3x50+1x10+3x4	350	530	680	-
	3x35+1x10+3x4	240	280	910	450
	3x25+1x10+3x4	140	50	670	-
	3x16+1x10+3x4	960	1260	70	450
	3x10+1x6	-	140	90	-
	3x10+1x6+3x2,5	-	25	75	1130
	3x4+1x2,5+3x1,5	-	-	-	450
Кабель гибкий с резиновой изоляцией КРПСН	3x6+1x4	1000	1000	1000	300
Кабель гибкий экранированный ШРБЭ	5x6	-	480	600	900
	5x4	1440	-	-	-



СХЕМА СВЯЗИ И СИГНАЛИЗАЦИИ



-  - телефонный аппарат системы общешахтной и диспетчерской связи
-  - абонентское устройство аварийного оповещения
-  - распределительная коробка

-  - устройства оперативной связи и предупредительной сигнализации в аппаратуре автоматизированного управления конвейерами
-  - предупредительная сигнализация о включении механизмов и громкоговорящая связь в камерной блоке

## СОДЕРЖАНИЕ

I. ВВЕДЕНИЕ . . . . .	3	II. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ЭСТЕТИКА И КУЛЬТУРА ТРУДА НА ПОДЗЕМНЫХ УЧАСТКАХ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТ . . . . .	35
2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМ- НОЙ ДОБЫЧИ СЛАНЦЕВ . . . . .	3	12. ОПЫТ РАБОТЫ БРИГАД НА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТАХ . . . . .	36
2.1. Геологические и горнотехнические условия разработки . . . . .	3	12.1. Работа передовых бригад в камерных блоках . . . . .	36
2.2. Развитие подземной добычи горючих сланцев . . . . .	4	12.2. Опыт работы проходческих бригад . . . . .	37
3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ . . . . .	4	13. МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА КАМЕРНЫЙ БЛОК . . . . .	37
3.1. Основные принципы . . . . .	4	13.1. Методика определения технологической производительности по- грузочных машин . . . . .	38
3.2. Область применения . . . . .	5	13.2. Определение коэффициента использования погрузочных машин . . . . .	40
3.3. Способ подготовки и система разработки . . . . .	5	13.3. Выбор состава погрузочного оборудования для камерного блока . . . . .	41
3.4. Способ управления горным давлением . . . . .	5	13.4. Пример расчета нагрузки на камерный блок . . . . .	43
3.5. Технология выемки . . . . .	5	13.5. Определение эксплуатационных потерь сланца . . . . .	51
3.6. Взрывные работы . . . . .	5	13.6. Определение норматива проведения подготовительных выработок на 1000 т добычи (промышленных запасов) . . . . .	51
3.7. Средства механизации . . . . .	5	14. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ . . . . .	52
3.8. Крепь подготовительных и очистных забоев . . . . .	5	ЗАКЛЮЧЕНИЕ . . . . .	54
3.9. Параметры способа подготовки и системы разработки . . . . .	6	СХЕМЫ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ	
3.10. Производительность погрузочных машин . . . . .	6	Схема подготовки и система разработки . . . . .	57
3.11. Безопасность работ . . . . .	6	Основные технологические параметры очистного забоя и порядок от- работки полублока в течение цикла . . . . .	58
3.12. Организация и режим работы . . . . .	6	Схема очистного забоя с комплексом оборудования (Варианты I и II) . . . . .	59
4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ КАМЕР И ЦЕЛИКОВ . . . . .	6	Схема очистного забоя с комплексом оборудования (Вариант III) . . . . .	60
5. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ . . . . .	8	Схема и последовательность подготовки камерного блока . . . . .	64
5.1. Средства механизации погрузки . . . . .	8	Технология проведения откаточного и вентиляционного панельных штреков . . . . .	65
5.2. Средства механизации бурения . . . . .	13	Технология проведения сборного и бортового штреков и разрезной камеры . . . . .	66
5.3. Средства механизации зарубки . . . . .	13	Схема вентиляционных соединений . . . . .	68
5.4. Средства механизации доставки . . . . .	14	Схема размещения трансформаторного киоска (КТПН) и распреде- лительных подземных пунктов (РПП) напряжением 660 В на плане гор- ных работ при конвейерном транспорте (I вариант схемы очистно- го забоя) . . . . .	70
6. УЧАСТКОВЫЙ ТРАНСПОРТ . . . . .	15	Схема электроснабжения камерного блока напряжением 660 В при конвейерном транспорте (I вариант схемы очистного забоя) . . . . .	71
6.1. Конвейерный транспорт по сборному штреку . . . . .	15	Схема размещения трансформаторных киосков (КТПН) и распреде- лительных пунктов (РПП) напряжением 380 В на плане горных работ при электровозном транспорте (II вариант схемы очистного забоя) . . . . .	72
6.2. Погрузочные пункты . . . . .	20	Схема электроснабжения камерного блока напряжением 380 В при электровозном транспорте (II вариант схемы очистного забоя) . . . . .	73
6.3. Транспортирование горной массы от подготовительных забоев . . . . .	21	Схема размещения трансформаторных киосков (КТПН) и распреде- лительных подземных пунктов (РПП) напряжением 660 В на плане гор- ных работ при электровозной откатке (III вариант схемы очистного забоя) . . . . .	74
6.4. Вспомогательный транспорт . . . . .	21	Схема электроснабжения камерного блока напряжением 660 В при электровозной откатке (III вариант схемы очистного забоя) . . . . .	75
7. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ . . . . .	21	Схема размещения трансформаторных киосков (КТПН) и распреде- лительных подземных пунктов (РПП) в подготовительных забоях на плане горных работ . . . . .	76
8. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ, БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ И ПОДЗЕМНЫМИ ВОДАМИ . . . . .	22	Схема электроснабжения подготовительных забоев . . . . .	77
8.1. Вопросы вентиляции и борьбы с пылью . . . . .	22	Схема связи и сигнализации . . . . .	80
8.2. Вопросы борьбы с подземными водами . . . . .	23		
9. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ . . . . .	23		
9.1. Общие положения . . . . .	23		
9.2. Порядок расчета схем электроснабжения камерных блоков . . . . .	25		
9.3. Пример расчета схемы электроснабжения камерного блока . . . . .	31		
9.4. Выбор аппаратов низкого напряжения и токов уставок . . . . .	33		
10. ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ . . . . .	35		

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА  
ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ШАХТ  
ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ "ЭСТОНСЛАНЕЦ"

Редактор И.А.Дружкова

---

Тираж 400

Цена 75 коп.

Изд. № 8298

Заказ № 1127

---

10,5 уч.-изд.л.

Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского

Подписано к печати 22/III 1979 г.