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“

gost.e-ecolog.ru

Москва
1979

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

УДК 622.337.2

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.Кеоккюла, Л.Н.Панкова, Р.М.Петров, Ю.В.Приймяги, Г.В.Смирнов, О.Б.Травицкая 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).

© Институт горного дела им. А. А. Скочинского
(ИГД им. А. А. Скочинского), 1979

I. 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 A, A', B, C, D, E, F, G, H, из которых при подземной разработке промышленный интерес предоставляют пачки от A 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.Протодьяконова 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 $м^3$/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 врубовых машин, уточнения параметров очистных камер и основных процессов добычного цикла[x)] 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 забою 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;

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

уменьшение площади междукамерных 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, энергоснабжения, 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;

---

x) Под циклом понимается совокупность всех процессов по выемке горной массы из поперечной и продольных камер и обоек.

максимальная механизация горноподготовительных работ на базе использования погрузочных машин ППНБ-2 и буро-погрузочных машин ППНБ2БС, 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 аккумулирующих бункеров; максимальное соответствие суточной нагрузки шахты и среднесуточной нагрузки на блок, определенной по всем сменам цикла, исходя из потенциальных возможностей погрузочного оборудования 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 полублоками 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 подвиганию - 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.Скочинского.

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[x)]

Определение размеров очистных выработок и междукамерных 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

$$(A+q)^2+(B+q)^2=\ell_g^2; \qquad (4.1)$$

при расположении целиков в шахматном порядке

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

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); ℓ_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

---

x) 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.I

Классификация кровли пласта горючего сланца

Тип кровли	Степень устойчивости кровли	Расстояние между тектоническими трещинами в кровле, м	Допустимый пролет выработки l_g, м
I	Высокая	Более I5	От I3 до I4
2	Средняя	5-I5	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 обрушаться 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.I) 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:

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

где R_t – длительная "кубиковая" прочность массива горных пород, слагающих целик, тс/м^2; R_∞ – 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; I – год.

Значения постоянных, входящих в уравнение (4.3), принимаются следующими: R_∞ = 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

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

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

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

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

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

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 = I,0÷I,3 – коэффициент запаса прочности; q – суммарная ширина зон разрушения стенок целиков взрывными работами (q = 0,6 м); γ = 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.I) 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 междукамерных целиков 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

$$x = \frac{(1{,}6q + 0{,}6h)(y - q)R_t + n(B + y)(\ell_0 + H\operatorname{tg}\omega)\gamma H}{1{,}6(y - q)R_t - n(B + y)\gamma H}, \qquad (4.7)$$

двухрядных

$$x = \frac{(1{,}6q + 0{,}6h)(y - q)R_t + 0{,}5n(B + y)(B + \ell_0 + H\operatorname{tg}\omega)\gamma H}{1{,}6(y - q)R_t - n(B + y)\gamma H}, \qquad (4.8)$$

в которых x – ширина целика; y – расчетная длина целика (расстояние между сбойками); B – ширина сбойки в целике; ω – угол обрушения пород налегающей толщи; ℓ_0 – шаг последующих осадок основной кровли (длина обламывающихся породных блоков); B – ширина выработки между рядами целиков. Остальные обозначения ясны из вышеизложенного. В формулах (4.7) и (4.8) коэффициент запаса прочности n принимается равным I,I–I,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) ℓ_0 основной кровли и угол обрушения ω следует принимать в зависимости от глубины разработки: до 20 м – ℓ_0 = 7 м; $\omega = 16^0$; 20–30 м – ℓ_0 = 9 м; $\omega = 19^0$; свыше 30 м – ℓ_0 = II м; $\omega = 19^0$.

5. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Выбор средств механизации для камерного блока производится исходя из обеспечения максимальных 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 IПНБ-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-I9м. Среднесуточная нагрузка на камерный блок при данном составе машин колеблется от I900 до 2550 т горной массы.

Второй вариант состава оборудования предусматривает, кроме перечисленных машин, применение трех установок типа БУА-3с для бурения шпуров по забою и двух установок типа СБУ-Iс 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 2ПНБ-2, три машины IПНБ-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 потребуется 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 1ПНБ-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 передвижку рештачного 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 $L_{гр} \leqslant$ 10,5 м) погрузку горной массы рекомендуется осуществлять погрузочными машинами, а при последующих взрываниях в продольных камерах и сбойках - 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.

Таблица 5.1

Техническая характеристика погрузочных машин

Параметры	1ПНБ-2	2ПНБ-2
Теоретическая производительность, м³/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	11	20
заборно-погрузочной части		2x15
скребкового конвейера	20	1x15
Общая установленная мощность, кВт	31	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 1ПНБ-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;

перегон 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, изготовляемых в местных условиях на базе ходовой части погрузочной машины УП-3 и рештачного 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 1ПНБ-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	11
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.

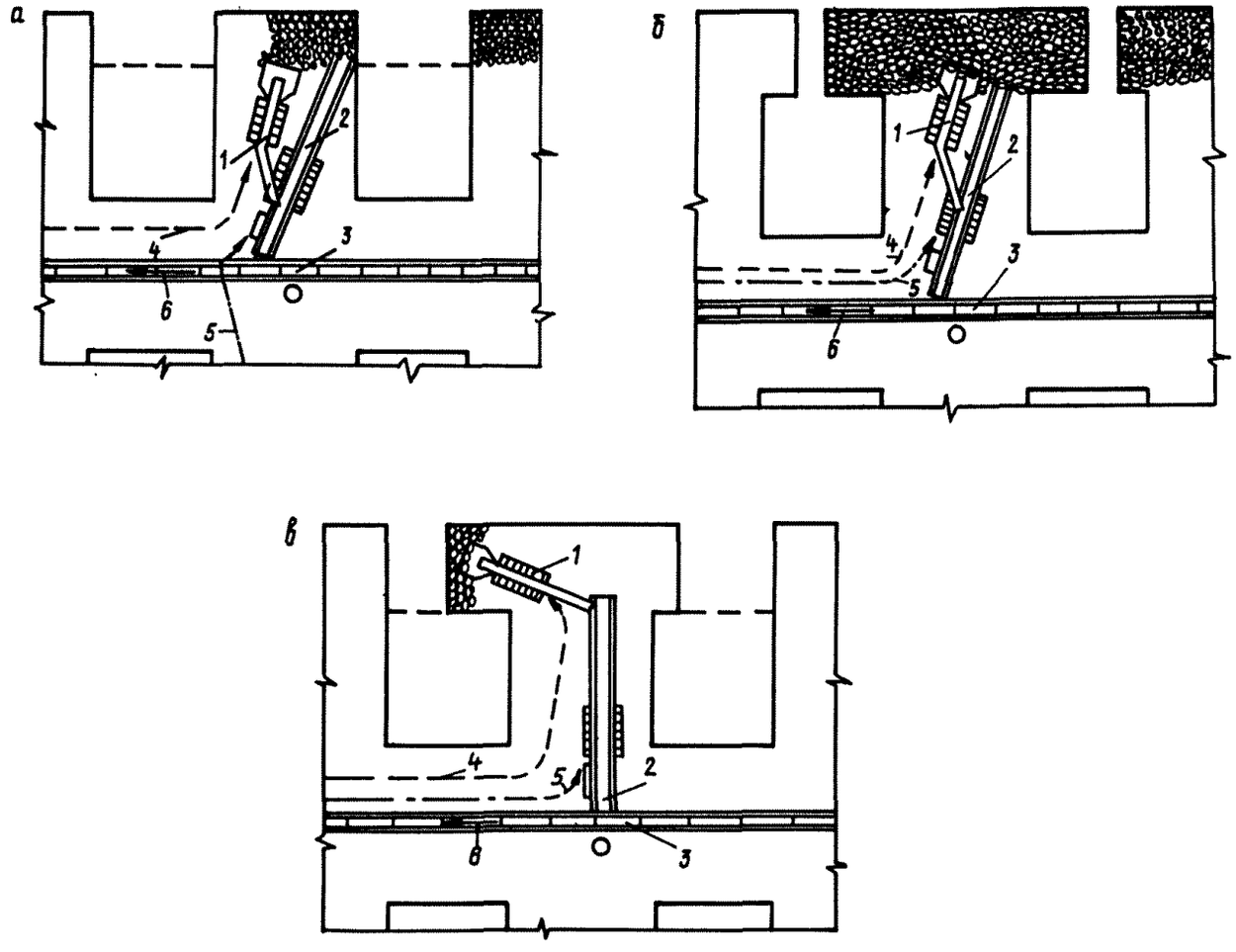


Рис. 5.I. Схема работы погрузочной машины совместно с перегружателем при отгрузке горной массы:

а – из продольных камер при $L_{св}$ > I0,5 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; I – погрузочная машина; 2 – перегружатель; 3 – скребковый конвейер; 4 – направление движения погрузочной машины; 5 – направление движения перегружателя; 6 – направление движения скребковой цепи конвейера

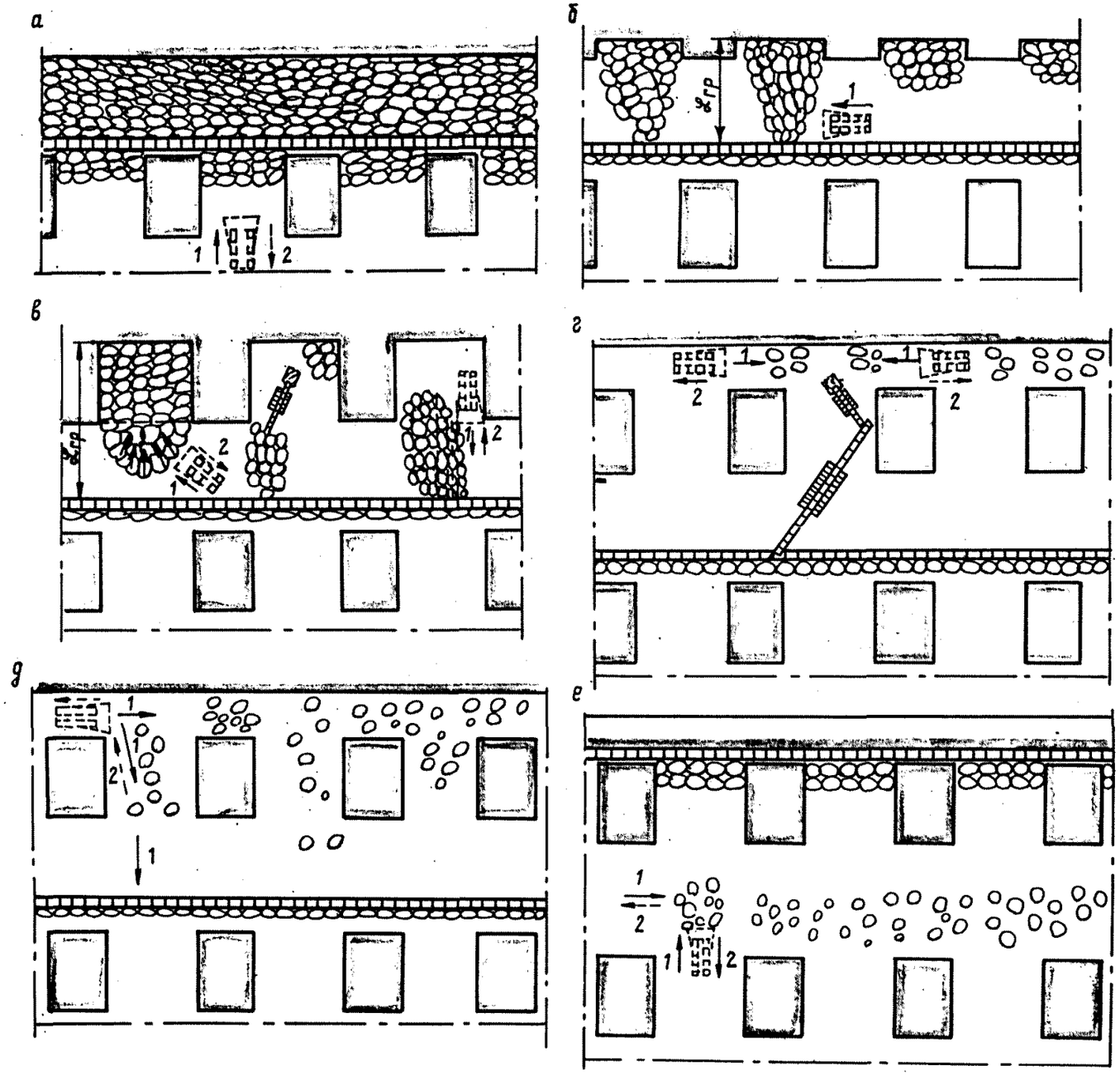


Рис. 5.2. Схема работы бульдозера:

а - после взрывания длинных полос; *б* - в продольных камерах при $l_{гр} \leqslant$ 10,5 м; *в* - в продольных камерах при $l_{гр} >$ 10,5 м; *г* - в сбойках после их соединения и отгрузки основной части горной массы погрузочной машиной; *д* - при зачистке почвы рабочего пространства; *е* - при зачистке почвы конвейерного пространства; 1 - рабочий ход бульдозера; 2 - холостой ход бульдозера

5.2. Средства механизации бурения

В первом варианте технологической схемы для бурения шпуров по забою и в кровлю под анкерную крепь используются ручные электросверла типа СЭР-I9м (СЭР-I9Д) 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 забою 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-Iс 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 забою, 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 забою машина БУА-3с, для бурения в кровле - типа СБУ-Iс (табл.5.2.).

Таблица 5.2

Техническая характеристика самоходных бурильных установок

Параметры	БУА-3с	СБУ-Iс
Ширина обуривания с одной позиции, м	3,7	-
Количество бурильных машин	I	I
Ход подачи, м	До 2,5	2,2
Усилие подачи, кгс	I000	900
Число оборотов шпинделя вращателя, об/мин	I400	700-I000
Максимальный крутящий момент при бурении, кгс·м	7,8	5,0
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневмоколесный
Скорость передвижения, м/мин	I8	70-85
Установленная мощность, кВт (л.с.)	24,5	I5 (20)
Габариты в транспортном положении, м:		
длина	7,35	5,4
ширина	I,40	I,6
высота	I,34	I,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	I,59
Скорость подачи, м/мин:	
рабочая	До 2,8
маневровая	До 8,I
Рабочее тяговое усилие на канате, кгс	I2000
Электродвигатель:	
тип	ЭДК4-Iм
мощность, кВт	93
Габаритные размеры, мм:	
длина в рабочем положении (с расшибовщиком)	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 сбойках производить раздельно.

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.

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.

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	2х45 (2х32)	"Свет шахтера"	Серийные
СП-63м	300	110	2х45	"Свет шахтера"	То же
СП-80к	300	160	2х55	Анжерский	"
СП-202[x]	600	200	3х110	"Свет шахтера"	Опытная партия, базовый тип, серия с 1976 г.

x) Для данного типа указаны максимальные значения.

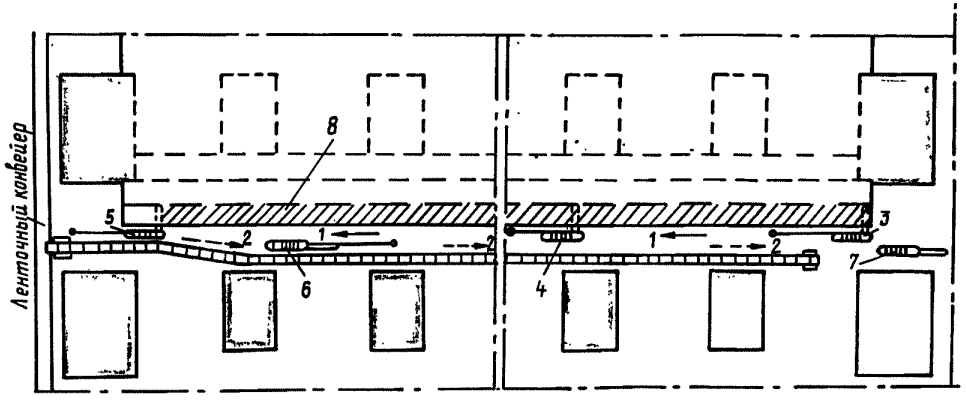


Рис. 5.3. Схема зарубки расширений поперечной камеры:

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 - зарубленная часть пласта

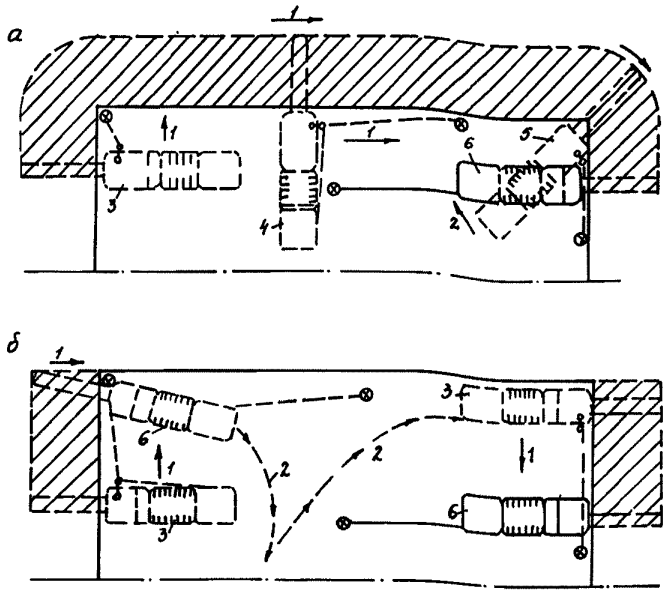


Рис. 5.4. Схема зарубки сбоек:

а – совместно с зарубкой последней полосы в продольной камере; *б* – раздельно; 1 – направление зарубки; 2 – направление разворота; 3 – начало зарубки сбойки; 4 – зарубка камеры; 5 – зарубка сбойки; 6 – окончание зарубки сбойки и вывод бара

В случае применения в полублоке двух погрузочных машин типа 1ПНБ-2 и одного бульдозера (*I* и *Д* варианты схемы очистного забоя) предусмотрено доставку горной массы вдоль линии забоя осуществлять скребковыми конвейерами СП-80к и СП-63м, при использовании одной погрузочной машины 2ПНБ-2, одной машины 1ПНБ-2 и бульдозера (*Ш* 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 рештачного става на новую дорогу, шаг передвижки 1,5–2,0 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, рештачного става и натяжной головки (рис. 5.8–5.10).

Перед передвижением скребковых конвейеров необходимо производить разборку их рештачных ставов на секции длиной 10 м. После передвижения конвейеров и установки их в новой поперечной камере во избежание отодвигания рештачного 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.

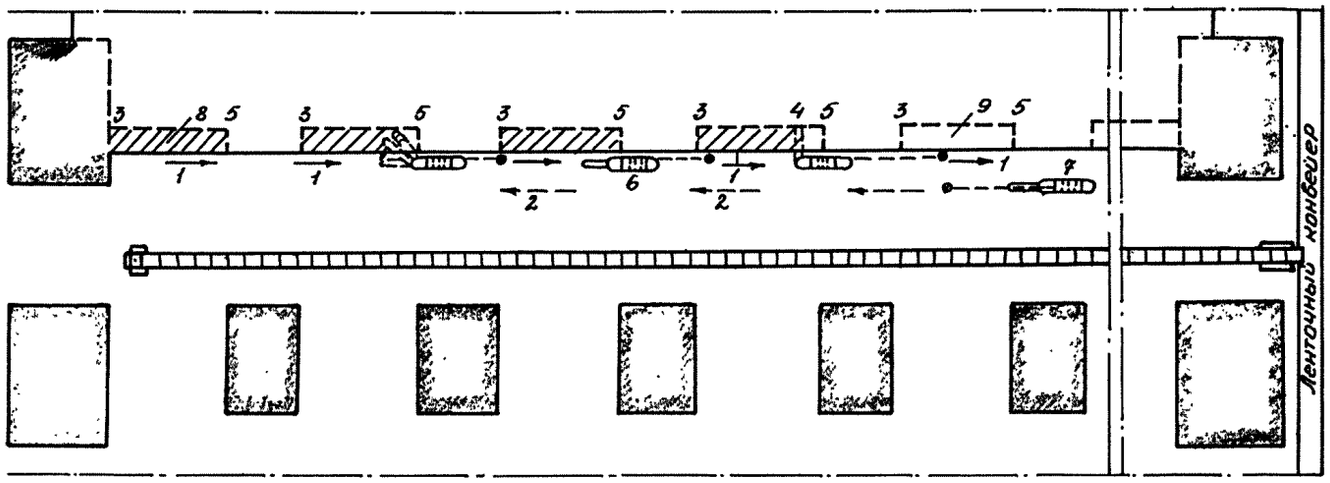


Рис. 5.5. Схема зарубки первой полосы в продольных камерах:

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

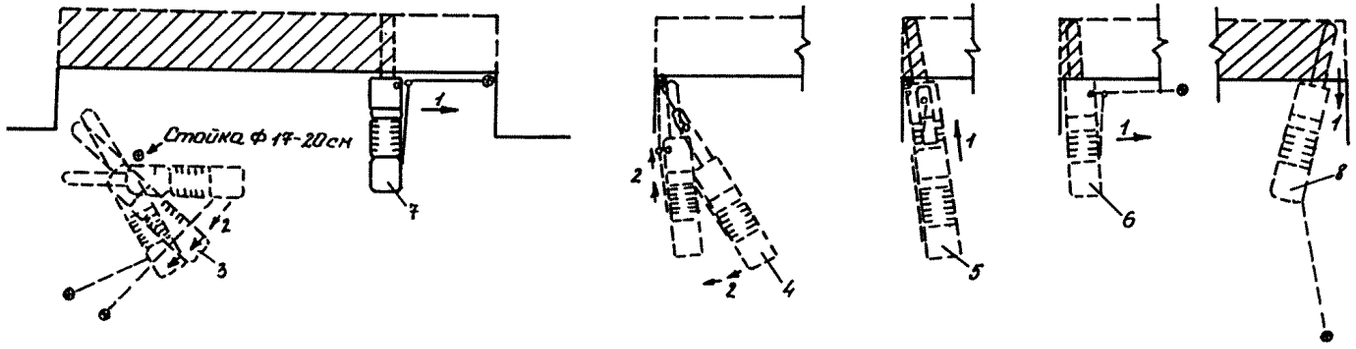


Рис. 5.6. Схема зарубки второй и последующих полос в продольной камере:

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

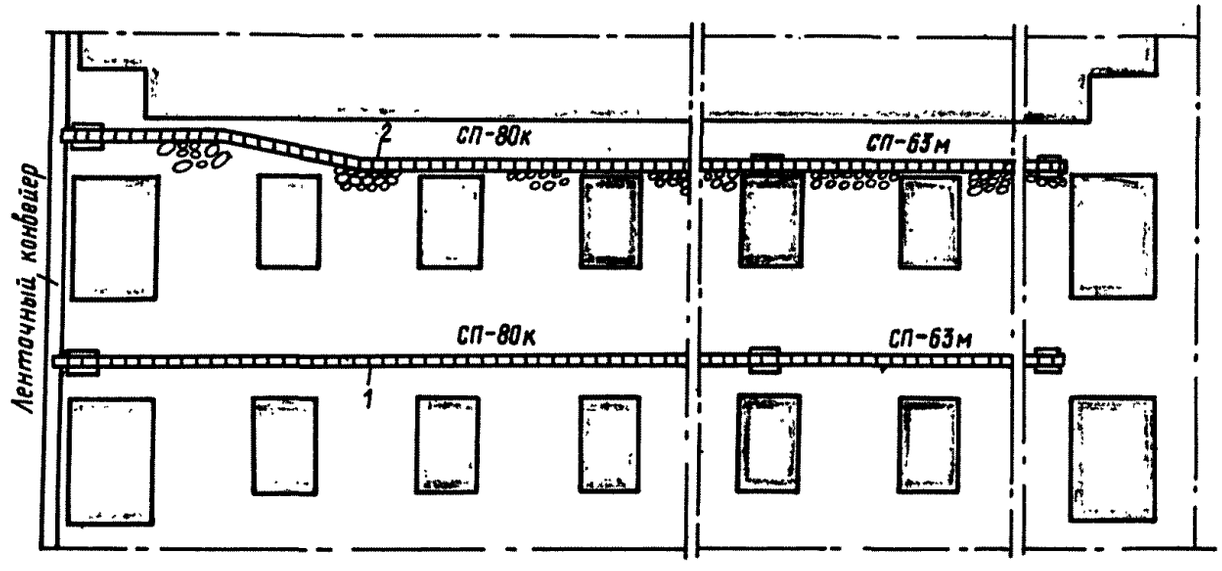


Рис. 5.7. Положение скребковых конвейеров:

I – до передвижки; 2 – после передвижки

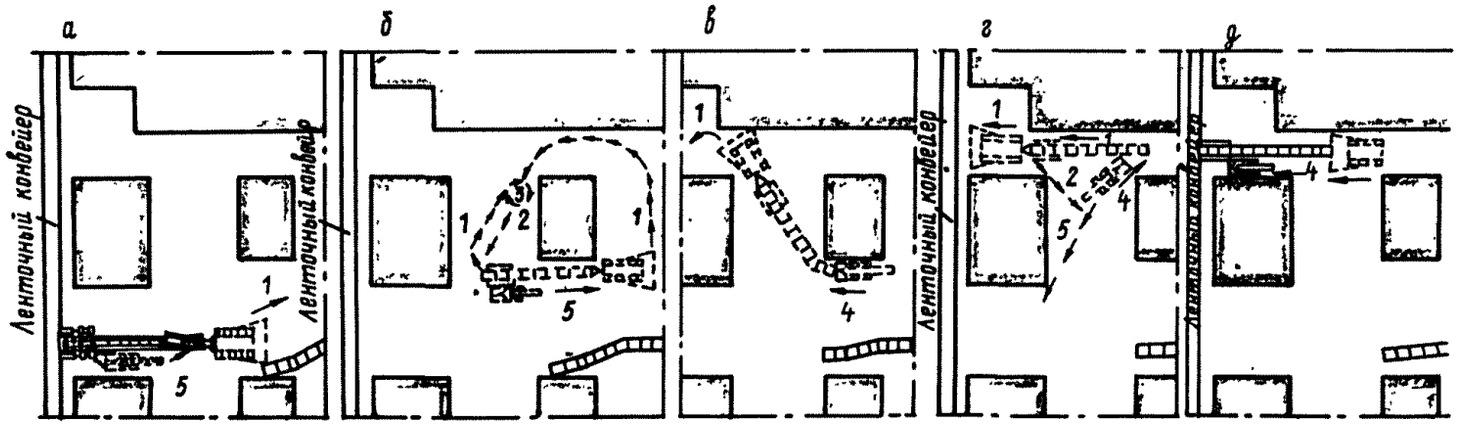


Рис. 5.8. Передвижка приводной головки скребкового конвейера в новую поперечную камеру:

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; I, 2 – направления движения бульдозера соответственно вперед и назад; 3 – разворот бульдозера; 4, 5 – направления движения погрузочной машины соответственно вперед и назад

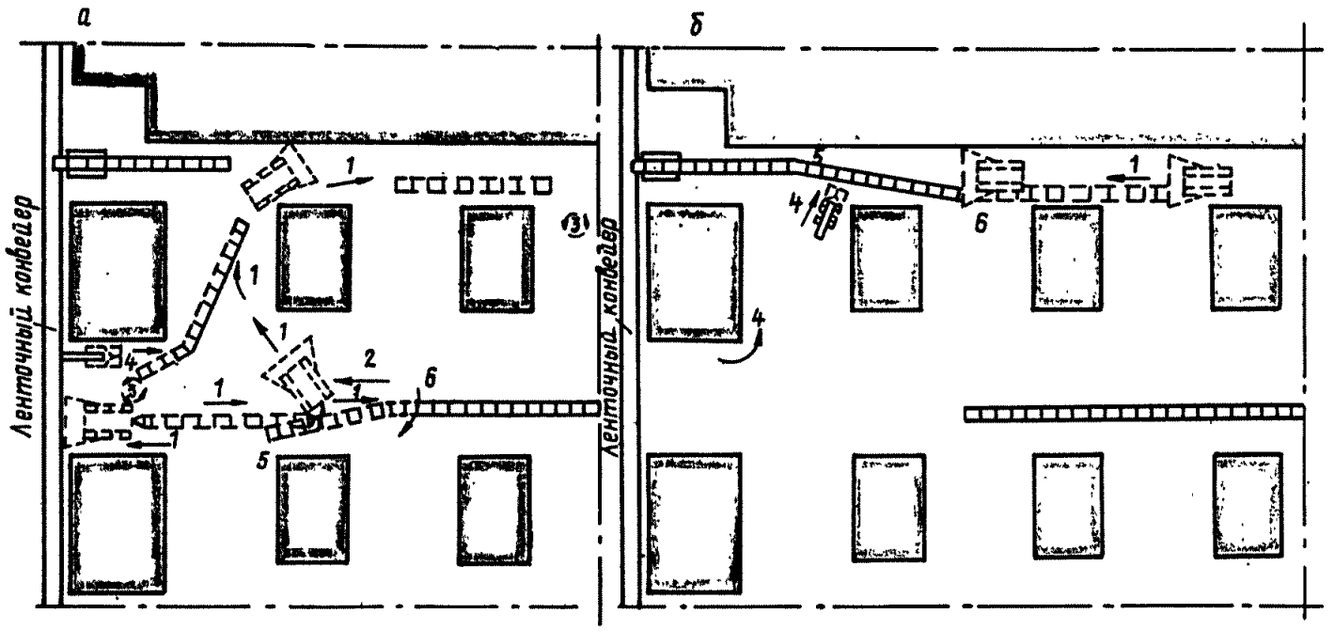


Рис. 5.9. Передвижка рештачного става в новую поперечную камеру:

а – передвижка секций рештачного става; *б* – установка в окончательное положение; I, 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

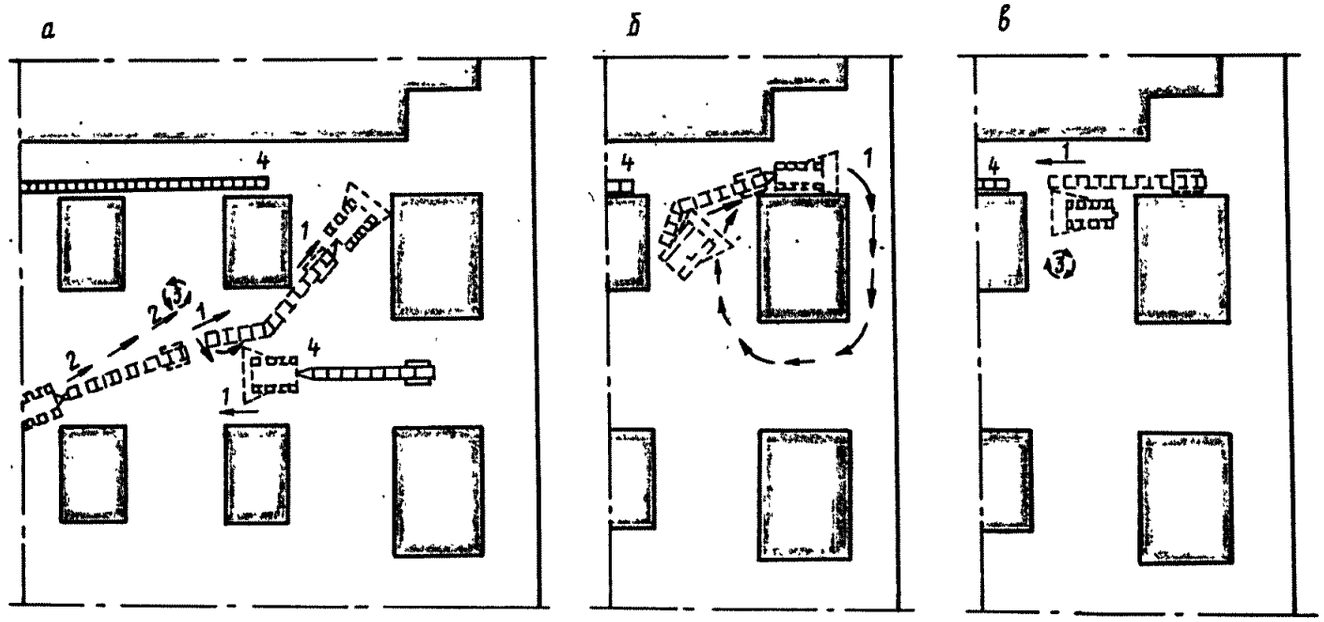


Рис. 5.IO. Передвижка натяжной головки в новую поперечную камеру:

а – передвижка через продольную камеру; *б* – установка в новой камере; *в* – присоединение к рештачному ставу; I, 2 – направление движения бульдозера соответственно вперед и назад; 3 – разворот бульдозера; 4 – место соединения рештачного 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 типоразмера конвейера является постоянным параметром, определяется скоростью движения ленты и ее геометрическими размерами - шириной ленты, углом наклона боковых роликов - и приводится в заводских характеристиках ($м^3$/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 обеспечить 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-

Таблица 6.I

Техническая характеристика ленточных конвейеров

Модели	Приемная способность при стационарной установке в горизонтальной выработке, $м^3$/мин	Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/с	Техническая производительность, т/ч		Длина конвейера при угле наклона 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	I050	80
ЛЛ100К	II,5	I000	I,60	420	560	II70	900	I00
ЛЛ100	II,5	I000	I,60	420	560	II70	2500	200
	I4,5		2,00	500	700	-	2000	-
ЛЛУ100	II,5	I000	I,60	420	560	II70	I800	200
	I4,5		2,00	500	700	-	I450	-
КЛЗ-5000МА	-	I000	2,26	500	-	400	-	75
КЛА-250П	9,I	800	I,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 1ПНБ-2 и бульдозера составляют 9-10 т/мин, при наличии двух машин 1ПНБ-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 1Л100К.

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).

Таблица 6.2

Техническая характеристика толкателей и автоматизированных комплексов

Параметры	Тип толкателя			Тип комплекса	
	ТК-22	ПКТ-2А	ПТВ-3м	ПШГ-3	ОПШ-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 забои 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 10КР или 14КР 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 (крепежные, 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.I.

Таблица 7.I

Основные размеры подготовительных выработок

Тип выработки	Ширина, м	Высота, м	Площадь поперечного сечения, м^2
Панельные откаточные штреки	5,5	3,3	I8,I
Панельные вентиляционные штреки	5,0	2,8	I4,0
Сборные штреки	6,0$^{x)}$	2,8	I6,8
Бортовые штреки	6,0$^{x)}$	2,8	I6,8
Разрезные выработки камеры	5,4$^{x)}$	2,8	I5,I

$^{x)}$ 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" (I974 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 IПНБ-2. Кроме того, при проходке панельных штреков целесообразно применение буропогрузочной машины IПНБ2БС с навесным бурильным оборудованием, параметры которого соответствуют требованиям бурения в условиях шахт ПО "Эстонсланец". Применение такого оборудования повысит производительность труда до I,6 м/чел.-смену.

Техническая характеристика погрузочной машины IПНБ2БС

Основные размеры, мм:	
длина	7280
ширина	I600
высота в транспортном положении	2000
Масса, кг	9300
Размеры забоя, обуриваемого с одной позиции, м:	
высота	3,5
ширина	3,8
Установленная мощность, кВт	38,5
Сечение выработок, м^2	I4,0-I8,2

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 I7ЛС-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 I0 вагонеток.

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

8. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ, БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ И ПОДЗЕМНЫМИ ВОДАМИ

8.I. 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 обусловливает применение главным образом участковой схемы проветривания.

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.

Таблица 8.1

Аэродинамическое сопротивление горных выработок

Горная выработка	Сечение в свету, м²	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.

Таблица 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, оконтуривающие работающий камерный блок, допускается до 2 м³/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-

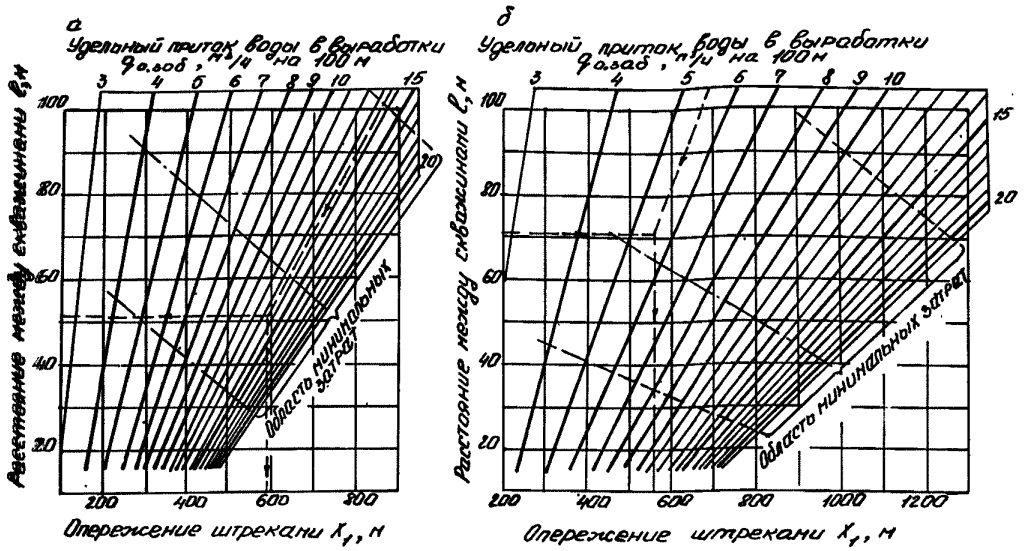


Рис. 8.I. Номограммы для определения расстояния между скважинами ℓ в зависимости от опережения панельными штреками X_1 и степени обводненности пород $q_{о.заб}$ на внутренних (*а*) и на внешних (*б*) панелях

тировать энергетические скважины в требуемых точках, то целесообразно электроснабжение 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 I50 м.

В разработанных схемах электроснабжения 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 электроснабжения очистных и подготовительных забоев составлены на основе методических указаний, разработанных совместно с ИГД им.А.А.Скочинского и МакНИИ.

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

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

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

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

Примерная схема электроснабжения подготовительных забоев представлена в одном варианте на напряжение 660 В. В случае проведения сборных и бортовых штреков встречными забоями электроснабжение 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.I-9.IO 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 раздельную 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 (врубовых 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 I27 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.I. Определение мощности трансформатора

Расчетная мощность трансформатора S_p определяется по формуле

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

где K_c - коэффициент спроса;

$\Sigma P_{уст}$ - суммарная установленная мощность токоприемников, кВт;

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

Коэффициент спроса определяется следующим образом:

$$K_c = 0{,}3 + 0{,}7\frac{P_н}{\Sigma P_{уст}},$$

где $P_н$ - номинальная мощность наиболее мощного электродвигателя.

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

9.2.2. Расчет кабельной сети участка

а) Сечение магистрального кабеля выбирается по условию

$$I_{доп} \geq I_{расч},$$

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

$I_{расч}$ – расчетный ток нагрузки магистрального кабеля, А;

$$I_{расч} = \frac{K_c \Sigma P_{уст.}}{\sqrt{3}\, U_н \cdot \cos\varphi},$$

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

$U_н$ – номинальное напряжение сети, В.

Таблица 9.1

Поправочные коэффициенты на температуру воздуха для токовых нагрузок на кабели

Расчетная температура среды t, °С	Нормированная температура жил, °С	Поправочные коэффициенты при фактической температуре среды t, °С								
		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 определении мощности трансформатора.

Если условию $I_{доп} \geq I_{расч}$ 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

$$2 I_{доп} \geq I_{расч};$$

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

$$I_{доп} > 1{,}1 I_н.$$

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

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

$$\Delta U_{тр} = \sqrt{3}\, I_{расч} \left(R_т \cos\varphi + X_т \sin\varphi \right) \text{ В},$$

где $R_т$ – активное сопротивление трансформатора;

$$R_т = \frac{\Delta P_к \cdot U_н^2}{S_{н.тр}^2} \text{ мОм};$$

$X_т$ – индуктивное сопротивление трансформатора, которое определяется по формуле

$$X_т = \sqrt{Z_т^2 - R_т^2} \text{ мОм},$$

где $Z_т$ – полное сопротивление трансформатора;

$$Z_т = \frac{e_к \cdot U_н^2}{S_{н.тр}} \text{ мОм};$$

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

$e_к$ – напряжение короткого замыкания, % (см. табл. 9.2).

Потери напряжения в гибком кабеле равны

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

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:

$$U_д \geq 0{,}8\, U_н.$$

Таблица 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

Таблица 9.3

Сопротивление кабелей с медными жилами

Сопротивление	Сопротивление кабеля (Ом/км) при сечении жилы, мм^2									
	4	6	10	16	25	35	50	70	95	120
Активное бронированного и гибкого кабеля при температуре 20°С	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[x)]	0,101	0,095	0,092	0,090	0,088	0,084	0,081	0,079	0,078	0,076

x) 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

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

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 назначению, номинальному току, номинальному напряжению и проверяются по предельному току отключения.

Рабочий ток, который проходит через автомат, определяется по формуле

$$I_{раб} = \frac{K_c \Sigma P_{уст}}{\sqrt{3} \cdot U_н \cdot \cos\varphi} \text{ А};$$

типоразмер фидерного автомата выбирается, исходя из условия

$$I_н \geq I_{раб},$$

где $I_н$ – номинальный ток фидерного автомата, выбираемого по табл. 9.4.

б) Магнитные взрывобезопасные выключатели выбираются по назначению, 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:

$$I_0 > 1{,}92\, I^{(2)}_{к.з\,min},$$

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 напряжение, В		Уставка максимального тока расцепителей, А	
		380	660	с цифровой маркировкой	без цифровой маркировки
АВ-320Д0	320	20000	20000	800–2400 (через 200 А)	
АВ-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;

$J^{(2)}_{к.з\,min}$ – расчетный минимальный двухфазный ток короткого замыкания на зажимах защитного аппарата, который определяется по формуле

$$J^{(2)}_{к.з\,min} = \frac{K \cdot U_0}{2 Z_{к.з}},$$

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;

$$Z_{к.з} = \sqrt{(R_т + R_к)^2 + (X_т + X_к)^2};$$

$R_к$ – активное и индуктивное сопротивление кабелей от трансформатора до точки к.з., мОм;

$$R_к = \sum_{i=1}^{n} R_i \; ; \; X_к = \sum_{i=1}^{n} X_i \; ;$$

$R_i = R_0 L_i$ – 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

$$J_0 > 1{,}92\ J^{(2)}_{к.з\,min}$$

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

$$J^{(2)}_{к.з\,min} \geq \frac{J_{огр}}{1{,}92},$$

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:

$$J_у \geq J_{н.пуск} + \Sigma J_{н.раб} \quad А;$$

где $J_у$ – уставка срабатывания реле, А;

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

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

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

$$J_у \geq \Sigma J_{н.пуск} \quad А;$$

в) для защиты ответвления, питающего осветительную нагрузку:

$$J_у \geq 3 J_{н.раб} \quad А;$$

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

$$\frac{J^{(2)}_{к.з\,min}}{J_у} \geq K_ч,$$

где $K_ч$ – коэффициент чувствительности.

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

$$J^{(2)}_{к.з\,min} = \frac{U_{н'}}{2\sqrt{(R_т + R_{50} L_{прив})^2 + (X_т + X_{50} L_{прив})^2}} \quad А,$$

где $R_т$, $X_т$ – активное и индуктивное сопротивления обмоток трансформатора, Ом;

R_{50}, X_{50} – активное и индуктивное сопротивление кабеля с сечением основной жилы 50 мм², принимаемые равными соответственно 0,423 и 0,075 Ом/км;

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

$$L_{прив} = \ell_1 K_{п1} + \ell_2 K_{п2} + \ldots + \ell_n K_{пн} \quad км,$$

где $\ell_1, \ell_2, \ldots, \ell_n$ – фактическая длина кабеля различного сечения;

$K_{п1}, K_{п2}, \ldots, K_{пn}$ – коэффициенты приведения сечений кабелей для определения $J^{(2)}_{к.з\,min}$ (табл. 9.7).

Таблица 9.6

Технические данные электродвигателей при номинальной нагрузке

Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	Частота вращения, об/мин	Ток линейный (А) при напряжении, В		КПД	$\cos\varphi$	$\frac{I_п}{I_н}$	$\frac{M_п}{M_н}$	$\frac{M_м}{M_н}$
			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

Таблица 9.7

Коэффициенты приведения сечений кабелей для определения $I^{(2)}_{к.з.min}$

Сечение основной жилы кабеля, мм²	Коэффициент приведения	Сечение основной жилы кабеля, мм²	Коэффициент приведения
Для сетей напряжением 380 и 660 В (сечения приведены к 50 мм²)			
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 мм²)			
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:

$$I_в \geq \frac{I_{н.пуск}}{1,6 \div 2,5} + \Sigma I_{н.раб} \quad А,$$

где $I_в$ – номинальный ток плавкой вставки;

б) для защиты ответвления:

$$I_в \geq \frac{I_{н.пуск}}{1,6 \div 2,5} \quad А;$$

при осветительной нагрузке:

$$I_в > I_{н.раб};$$

в) для трансформаторов, встроенных в агрегат АП:

$$I_у \geq \frac{1,2 \div 1,4}{K_т}(I_{н\ уст} + \Sigma I_{н.раб}) \quad А,$$

где $K_т$ – коэффициент трансформации.

Таблица 9.8

Перечень электрооборудования, установленного на машинах и механизмах в камерном блоке

Электрооборудование	Тип электродвигателя	Установленная мощность, кВт	Количество двигателей	Суммарная установленная мощность, кВт	$\eta_{дв}$, %	$\cos\varphi$	Рабочий ток, А	Пусковой ток, А
Ленточный конвейер 1Л100К	МА36-42/4	100	1	100	0,92	0,85	112	728
Врубовая машина "Урал-33"	ЭДК 4-1м	93	2	186	0,92	0,86	117	485
Погрузочная машина 1ПНБ-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
Перегружатель	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
Скребковый конвейер СП-63м	ЭДКОФ 42/4	45	4	180	0,90	0,86	51	331
Скребковый конвейер СП-80к	ЭДКОФ 43/4	55	4	220	0,89	0,86	62	334
Электросверло СЭР-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 ТСШ, выбирается по формуле

$$I_в \geq \frac{1,2 \div 1,4}{K_т} I_{н.раб} \text{ А.}$$

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

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

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

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

По табл. 9.9 принимаются два кабеля типа ГРШЭ сечением жил 95 мм^2 (3 х 95 + 1 х 10); при этом $I_{доп.к.с}$ = 2 х 290 = 580 А > >501,4 А;

Таблица 9.9

Технические и конструктивные данные шахтных кабелей

Длительно допустимые нагрузки, А	Число и номинальное сечение жил, мм²			Наружный диаметр кабеля, мм
	основных	заземляющих	вспомогательных	
I	2	3	4	5
	Гибкие экранированные кабели марки ГРШЭ			
45	3x4	Ix2,5	3xI,5	28,8
56	3x6	Ix4	3x2,5	32,0
75	3xI0	Ix6	3x2,5	35,0
I05	3xI6	IxI0	3x4	40,I
I36	3x25	IxI0	3x4	4I,5
I68	3x35	IxI0	3x4	47,5
200	3x50	IxI0	3x4	49,3
250	3x70	IxI0	3x4	53,7
290	3x95	IxI0	3x4	57,5
32	3x4	Ix2,5	-	23,7
58	3x6	Ix4	-	28,I
75	3xI0	IxI6	-	30,I
I05	3xI6	IxI0	-	34,6
I36	3x25	IxI0	-	37,5
I68	3x35	IxI0	-	4I,7
200	3x50	IxI0	-	43,8
250	3x70	IxI0	-	49,6
290	3x95	IxI0	-	53,6
	Гибкие кабели марки КРПСН			
33	3x2,5	IxI,5	-	I9,I
45	3x4	Ix2,5	-	20,2
58	3x6	Ix4	-	23,4
75	3xI0	Ix6	-	26,0
I05	3xI6	IxI0	-	3I,5
I36	3x25	IxI0	-	35,I
I68	3x35	IxI0	-	36,5
200	3x50	IxI0	-	44,9
250	3x70	IxI0	-	49,2
33	3x2,5	2xI,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
I05	3xI6	3xI0	-	38,8

Продолжение табл. 9.9

I	2	3	4	5
I36	3x25	3xI0	-	42,5
I68	3x35	3xI0	-	45,5
200	3x50	3xI0	-	48,I

Примечание. Длительно допустимые нагрузки кабелей марки ГРШЭ могут быть увеличены на I0%.

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

$$J_{расч.к.ш} = \frac{4I4,2 \times 0,37 \times I000}{3 \times 660 \times 0,6} = 223,6 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 95 мм² (3 х 95 + I х I0); при этом $J_{доп.к.ш} = 290 \text{ А} > 223,6 \text{ А}$;

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

$$J_{расч.к} = \frac{I83 \times 0,37 \times I000}{3 \times 600 \times 0,6} = 98,8 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимаются два гибких кабеля типа ГРШЭ сечением 70 мм² (3 х 70 + I х I0 + 3 х 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, $J_н = II2$ А выбирается по табл. 9.9. Принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 50 мм² (3 х 50 + I х I0); при этом $J_{доп} = 200 \text{ А} > II2 \text{ А}$.

9.3.6. Выбирается сечение кабелей для электропотребителей участка:

а) для ленточного конвейера ЛЛ1000К

$$J_н = II2 \text{ А.}$$

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жилы 50 мм² (3 х 50 + I х I0 + 3 х 4); при этом $J_{доп} = 200 \text{ А} > II2 \text{ А}$;

б) для скребкового конвейера СП-80к

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

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

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

в) для скребкового конвейера СП-63м

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

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

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

г) для погрузочной машины ППНБ-2

$$I_н = 12 + 23 = 35 \text{ А}.$$

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

д) для врубовой машины "Урал-33"

$$I_н = 117 \text{ А}.$$

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

е) для перегружателя

$$I_н = 12 + 17{,}5 = 29{,}5 \text{ А}.$$

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

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

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

в) потеря напряжения в кабеле, проложенном от РПП-0,66 (общий) до РПП-0,66 № 1-1 (РПП-0,66 № 2-1), равняется

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

г) потеря напряжения в кабеле, проложенном от РПП-0,66 № 1-1 до РПП-0,66 № 1-2 ("Урал-33" и СП-63м), равна

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

д) потеря напряжения в кабеле, проложенном от РПП-0,66 № 1 до РПП-0,66 № 1-2 (ППНБ-2, перегружатель и т.д.), составляет

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

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

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

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

$$U_п = (690 - 7{,}88)/1 + \sqrt{3}\frac{485}{660}\,(0{,}0083 + 0{,}1 \times 0{,}097 + 0{,}35 \times 0{,}194 +$$

$$+0{,}12 \times 0{,}26 + 0{,}15 \times 0{,}447) \times 0{,}6 + 0{,}0038 \times 0{,}8 = 598{,}35 \text{ В} > 528 \text{ В}.$$

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-150. Выключатель АВ-150 устанавливается в качестве общего для оперативного обслуживания

электрооооборудования участка напряжением 380 В, а для 660 В – АВИ-IOСВ.

Расчетный ток уставки для АВ-I5Б равен

$$J_y = 2x485 + 825 = I795 \text{ А; принимается } J_y = 2000 \text{ А.}$$

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

$$J_y = 668 + 349 = IOI7 \text{ А; принимается } J_y = I500 \text{ А.}$$

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, $J_{н.п}$ равен

$$J_{н.п} = 728 \text{ А; принимается } J_y = I200 \text{ А.}$$

Для автоматических фидерных выключателей, защищающих электрооборудование и питающихся от РПП-0,66 № I-I, $J_y = 668 + 65 = 733$ А, от РПП-0,66 № I-2 – $J_y = 485 + I67 = 652$ А. В обоих случаях принимаются фидерные выключатели АФВ-2 А с

$$J_y = I050 \text{ А.}$$

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 $J_{н.п} = 728$ А; принимается $J_y = I000$ А. Выбор уставок тока максимального реле для остальных магнитных пускателей производится аналогично.

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

$J^{(2)}_{к.з_1} = 7564$ $\quad$ $J^{(2)}_{к.з_7} = 987$

$J^{(2)}_{к.з_2} = 2999$ $\quad$ $J^{(2)}_{к.з_8} = I000$

$J^{(2)}_{к.з_3} = II32$ $\quad$ $J^{(2)}_{к.з_9} = 95$

$J^{(2)}_{к.з_4} = I96I$ $\quad$ $J^{(2)}_{к.з_{10}} = I598$

$J^{(2)}_{к.з_5} = III6$ $\quad$ $J^{(2)}_{к.з_{11}} = I506$

$J^{(2)}_{к.з_6} = 95$ $\quad$ $J^{(2)}_{к.з_{12}} = I668$

Если отношение расчетного минимального тока двухфазного к.з. $J^{(2)}_{к.з}$ 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.IO.

Таблица 9.IO

Результаты расчета токов короткого замыкания и токов уставок

Элемент	Ток уставки J_y, А	Полученное отношение $\frac{J_{к.з}}{J_y}$
	Фидерные автоматы	
(K_I) АФВ-2А	I200 > 728	$\frac{7564}{I200} = 6,3$
АФВ-3	I500 > IOI7	$\frac{7564}{I500} = 5,04$
(K_2) АФВ-2А	I050 > 587	$\frac{2999}{I050} = 2,8$
	Магнитные пускатели	
(K_3) ПМВИ-I3м	250 > I85	$\frac{II32}{250} = 4,5$
(K_4) ПМВИ-6I	I000 > 664	$\frac{I96I}{I000} = I,96$
(K_5) ПМВИ-I3м	250 > 2I0	$\frac{III6}{250} = 4,5$
(K_6) АП-3,5	40 > I5,2	$\frac{95}{40} = 2,4$
(K_7) ПМВИ-I3м	250 > 2I0	$\frac{987}{250} = 3,9$
(K_8) ПМВИ-I3м	250 > I85	$\frac{I000}{250} = 4,0$
(K_9) АП-3,5	40 > I5,2	$\frac{95}{40} = 2,4$
(K_{I0}) ПМВИ-6I	I000 > 485	$\frac{I598}{I000} = I,6$
(K_{II}) ПМВИ-6I	I000 > 662	$\frac{I506}{I000} = I,5I$
(K_{I2}) ПМВИ-6I	I000 > 728	$\frac{I668}{I000} = I,67$

Примечание. Допустимое отношение $\frac{J^{(2)}_{к.з}}{J_y} = I,5.$

IO. 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-I.

Предупредительная предпусковая и кодовая двухсторонняя оперативная звуковая сигнализация конвейерной линии обеспечивается аппаратурой автоматизации и связи, поставляемой с конвейером 1Л100К (АУК-10ТМ-68; АКС; БС-I). Для автоматизации конвейерных линий можно применять аппаратуру БИСУК-I, 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., ЦНИЭИуголь, 1976).

II. 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 НЦ 132А (ГОСТ 6631-65) в основном светлых тонов: желтая, фисташковая, 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 25х40 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 белый 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 60х60 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.

I2. ОПЫТ РАБОТЫ БРИГАД НА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТАХ

I2.I. 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. I2.I приведены средние показатели I3 лучших бригад за I976-I977 гг.

Таблица I2.I

Средние показатели работы передовых бригад

Годы	Среднесуточная добыча, т		Производительность труда, т/выход	
	горной массы	товарного сланца	горной массы	товарного сланца
I976	I9I5	I283	4I,4	27,7
I977	I962	I297	45,3	30,0

Из данных табл. I2.I следует, что среднесуточная добыча передовых бригад увеличилась на I,I%, 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 сбойках. Использование бульдозера для перегона врубовой 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 $м^3$.

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 объединению. 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.

Таблица 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
"Кивиыли"	237,7	254,0	1,36	1,52

13. МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА КАМЕРНЫЙ БЛОК

Нагрузка на камерный блок зависит от технологической производительности[x], коэффициента использования погрузочных машин и состава погрузочного оборудования. Суточная нагрузка на камерный блок определяется по формуле

$$Q_н = \frac{\sum_{i=1}^{n} Q_{сут_i}}{d} = \frac{\sum_{i=1}^{n} 60\, T_{см} \cdot Q^{ц}_{техн} \cdot K^{ц}_{ис} \cdot m}{d},$$

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

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

$T_{см}$ – длительность смены, ч;

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

$Q^{ц}_{техн}$ – технологическая производительность погрузочной машины за цикл при совместной работе с перегружателем или бульдозером, т/мин;

$K^{ц}_{ис}$ – коэффициент использования погрузочной машины за цикл;

m – число рабочих смен в сутки;

n – число рабочих комплектов погрузочного оборудования на блок;

α – коэффициент, учитывающий уменьшение объема погрузки за цикл за счет взрывонавалки и погрузки бульдозером. При рекомендуемых схемах работы бульдозера принимается $\alpha \approx 0{,}90 \div 0{,}95$.

I3.I. 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

$$Q^{ц}_{техн} = \frac{L_{п.к} \cdot \ell^{ц}_{под} - \left[S_{м.ц}(N-1) + S_{о.ц} \cdot q + b_{у.к} \cdot L_{у.к} \cdot P\right]}{\sum_{i=1}^{m} \frac{L_{п.к_i} \cdot \ell^{д}_{под\,i}}{Q_{техн\,i}} + \sum_{j=1}^{m} \frac{b \cdot \ell^{к}_{под\,j} \cdot N}{Q_{техн\,j}} + \frac{x\,b_{сб}(N-1) + (x_{ош} - L_{у.к})\,b_{сб} \cdot P}{Q^{п.з}_{техн}}},$$

где $L_{п.к}$ – длина поперечной камеры, м;

$\ell^{ц}_{под}$ – общее подвигание забоя за цикл, м;

$S_{м.ц}$ – площадь междукамерного целика, м^2;

N – число продольных камер в полублоке;

$S_{о.ц}$ – площадь околоштрекового целика, м^2;

q – число околоштрековых целиков, приходящихся на цикл;

$b_{у.к}$ – 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;

$\ell^{д}_{под}$ – подвигание забоя при i-м взрыве поперечной камеры, м;

$Q_{техн\,i}$, $Q_{техн\,j}$, $Q^{п.з}_{техн}$ – технологическая производительность погрузочной машины при работе на разных этапах соответственно в поперечных, продольных камерах и поперечных заходках, т/мин;

m – число вынимаемых полос в продольных камерах;

b – ширина продольной камеры, м;

$\ell^{к}_{под\,j}$ – подвигание забоя при j-м взрыве в продольных камерах, м;

x – размер междукамерного целика по длине поперечной камеры, м;

$b_{сб}$ – ширина сбойки (ширина поперечной камеры до расширения), м;

$x_{о.ш}$ – размер околоштрекового целика по длине поперечной камеры, м.

Значения технологической производительности погрузочных машин 1ПНБ-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 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в длинных забоях (при отгрузке горной массы из расширений поперечной камеры) в зависимости от ширины рабочего пространства b (м) и кусковатости горной массы ℓ (мм) определяется по номограмме, представленной на рис. I3.I.

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

$$A = (b_{сб} - 1) + \sum_{i=1}^{n} \ell^{д}_{под\,i}.$$

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 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в коротких забоях в зависимости от ширины

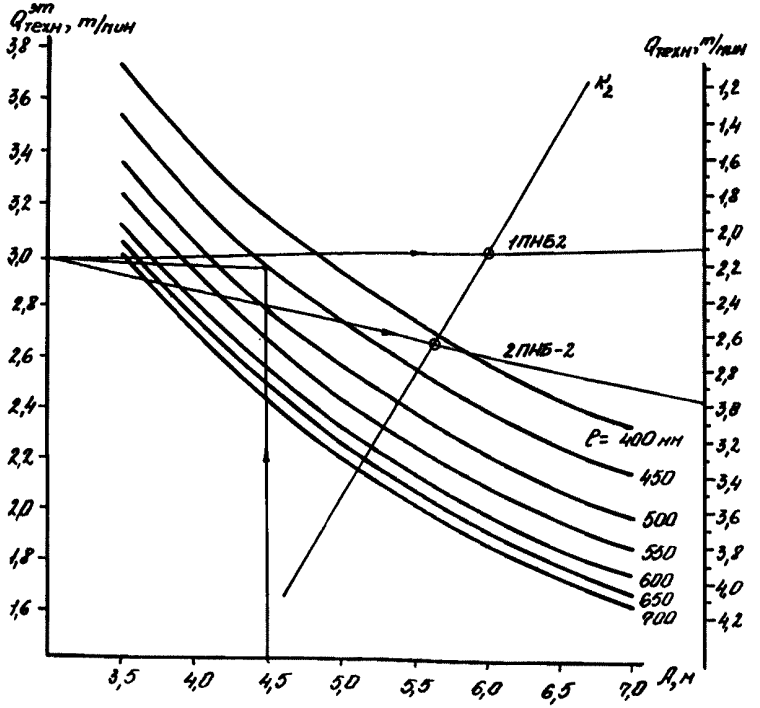


Рис. I3.I. Номограмма для определения технологической производительности $Q_{техн}$ погрузочных машин 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в длинных забоях в зависимости от ширины рабочего пространства А и кусковатости горной массы ℓ

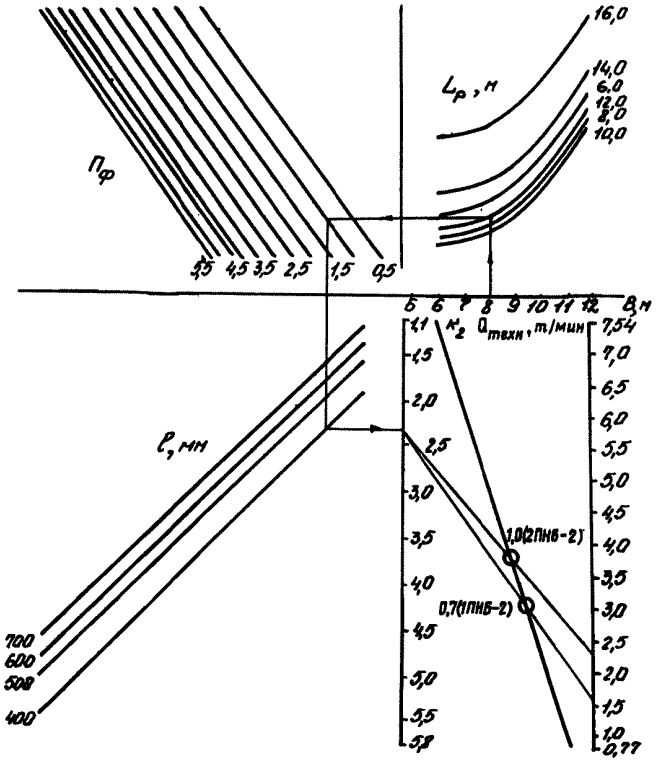


Рис. I3.2. Номограмма для определения технологической производительности $Q_{техн}$ погрузочных машин 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при работе в коротких забоях в зависимости от ширины камеры $в$, показателя формы развала $П_ф$, длины развала $L_р$ и кусковатости горной массы ℓ

камеры $в$ (м), показателя формы $П_ф$, длины развала $L_р$ (м) и кусковатости горной массы ℓ (мм) определяется по номограмме, представленной на рис. I3.2.

Параметры развала горной массы $П_ф$ и $L_р$ в продольной камере зависят от расстояния линии забоя камеры до скребкового конвейера:

$$L_р = (в_{сб} - 1) + \sum_{i=1}^{n} \ell_{под_i}^{g} + \sum_{j=1}^{m} \ell_{под_j}^{к} .$$

Средние значения указанных параметров представлены в табл. I3.I.

Коэффициент k_j при отгрузке горной массы первых взрывов в продольных камерах, когда использование перегружателя или бульдозера для перегрузки неэффективно ($L_{гр_j}$ < I0,5 м), определяется по графику в зависимости от коэффициента трудности погрузки $k_{тр}$ = $= \frac{L_{гр_j}}{L_{маш}}$ ($L_{маш}$ – длина погрузочной машины, м), причем для погрузочных машин 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 предельные значения $k_{тр.п}$ соответственно равны I,48 и I,35 (рис. I3.3).

При отгрузке горной массы последующих взрывов в продольных камерах, когда для перегрузки используется перегружатель или бульдозер ($L_{гр}$ > I0,5 м), коэффициент трудности погрузки превышает I,48 (1ПНБ-2) и I,35 (2ПНБ-2), коэффициент k_j = I. При использовании бульдозера для предварительного оформления развала горной массы в продольных камерах полученные по номограмме зна-

Таблица I3.I

Параметры развала горной массы

Расстояние от линии забоя до скребкового конвейера $L_{гр}$, м	Длина развала $L_р$, м	Показатель формы развала $n_ф$
Без предварительного оформления развала		
7,5-9,5	7,5-9,5	I,6
9,5-II,5	9,5-II,5	I,I
II,5	II,5	I,0
С предварительным оформлением развала бульдозером		
I0,5	7-9	3-5

чения технологической производительности следует уменьшить на I0%. Технологическая производительность в сбойках составляет 80% производительности погрузочной машины при отгрузке горной массы последнего взрыва в продольной камере без предварительного оформления развала бульдозером.

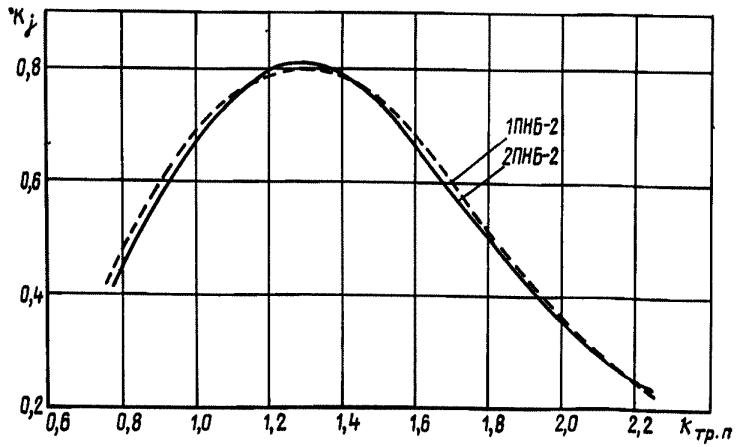


Рис. I3.3. Зависимость коэффициента снижения технологической производительности погрузочных машин k_i от коэффициента трудности погрузки $K_{тр.п}$

I3.2. Определение коэффициента использования погрузочных машин

Коэффициент использования погрузочной машины за смену определяется по формуле

$$k_{исп} = \frac{t_{маш}}{t_{маш} + t_{пр}^{техн} + t_{пр}^{орг} + t_{пр}^{п.о} + t_{пр}^{п.-з.о} + t_{пр}^{о}}, \quad (I3.I)$$

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;

$t_{пр}^{о}$ – 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 рештачного става;

передвижку скребкового конвейера в новую поперечную камеру с разборкой рештачного 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 (УI-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 рештачного 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

$$t_{пр}^{л.о} = \frac{t_{маш}}{t_н} \cdot t_{л.о},$$

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

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

Среднее время простоя, связанного с ликвидацией отказа, для условий сланцевых шахт достигает 3,2 ч. Наработка на отказ в условиях сланцевых шахт для погрузочных машин типа 1ПНБ-2 составляет 36,9 ч, типа 2ПНБ-2 - 45,7 ч.

Таким образом, для погрузочной машины типа 1ПНБ-2 $t_{пр}^{л.о} \approx 0{,}09\, t_{маш}$, типа 2ПНБ-2 - $t_{пр}^{л.о} \approx 0{,}07\, t_{маш}$.

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

$$k_{нс}^{ц} = k_{нс}^{см} \cdot \frac{Д-1}{Д},$$

где $Д$ - 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 1Л100К 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 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2 при использовании перегружателя или бульдозера определяются по номограммам, представленным соответственно на рис. 13.4 и 13.5.

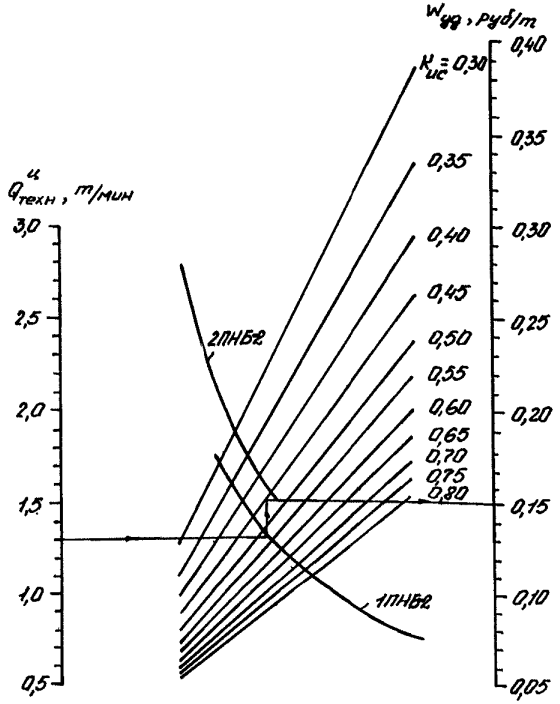


Рис. I3.4. Номограмма для определения удельных приведенных затрат процесса погрузки $W_{уд}$ погрузочной машиной 1ПНБ-2 или 2ПНБ-2 совместно с перегружателем в зависимости от технологической производительности погрузочной машины за цикл $Q^{ц}_{техн}$ и коэффициента использования ее за цикл $k_{ис}$

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

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

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

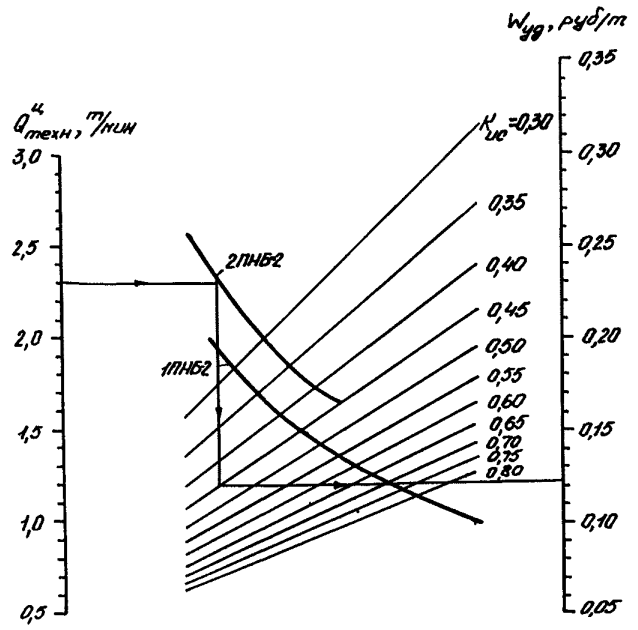


Рис. I3.5. Номограмма для определения удельных приведенных затрат процесса погрузки $W_{уд}$ погрузочной машиной 1ПНБ-2 или 2ПНБ-2 совместно с бульдозером в зависимости от технологической производительности погрузочной машины за цикл $Q^{ц}_{техн}$ и коэффициента использования ее за цикл $k_{ис}$

$Q_{сут_i}$ – 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

$$W_{ком}=f\left(n, Q^{ц}_{техн}, k^{ц}_{ис}\right)\longrightarrow min.$$

Для упрощения расчетов по выбору состава погрузочного оборудования следует использовать номограмму, представленную на рис. I3.6.

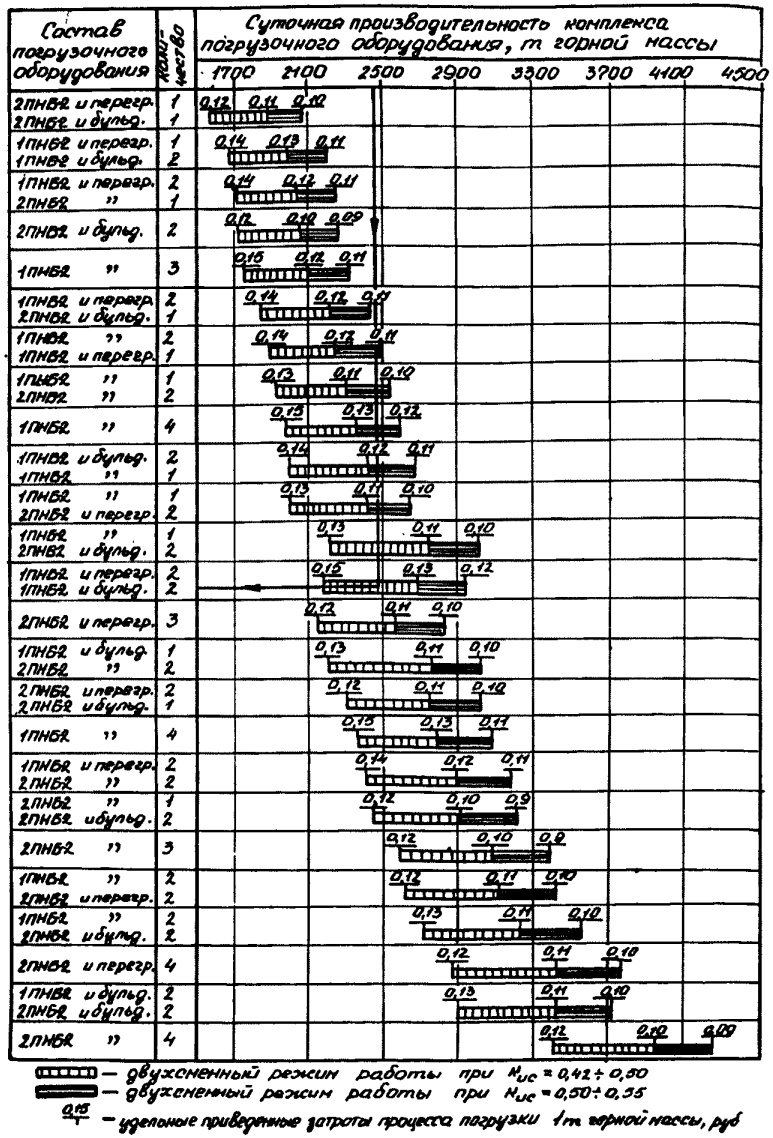


Рис. I3.6. Номограмма выбора состава погрузочного оборудования в зависимости от суточной производительности комплекса погрузочного оборудования $Q_{сут}$ и удельных приведенных затрат на процесс погрузки комплекса погрузочного оборудования $W_{ком}$

I3.4. 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, коэффициент 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^2:	
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 I600 т товарного сланца в сутки (I600 х $\frac{5,00}{3,24}$ = 2464 т горной массы).

Состав погрузочного оборудования. Состав погрузочного оборудования выбирается в зависимости от принятой нагрузки на камерный блок по номограмме, представленной на рис. I3.6 (при одинаковом коэффициенте использования всех работающих погрузочных машин).

Для обеспечения нагрузки на камерный блок I600 т товарного сланца (2464 т горной массы) в сутки выбирается следующий состав погрузочного оборудования: погрузочные машины 1ПНБ-2 - четыре; самоходные перегружатели - четыре; бульдозеры Д-535 - два. При

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 - I60-I70 м.

Для обеспечения нагрузки на камерный блок I800 т товарного сланца в сутки выбирается следующий состав погрузочного оборудования: погрузочные машины 1ПНБ-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 - I60-I70 м.

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

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

Размеры прямоугольных междукамерных целиков, определенные по методике ВНИМИ: 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 $x_{о.ш}$ = 6,0 м; длина целика $y_{о.ш}$ = 8,5 м.

Таким образом, подвигание за цикл составляет

$$l^{ц}_{под} = 6{,}5 + 9{,}0 = 15{,}5 \text{ м}.$$

Окончательная ширина полублока определяется, исходя из полученных размеров целиков и камер. Принимаем в полублоке I4 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 $l^{з}_{под_{1-3}}$ = = I,8 м, в продольных камерах - пятью полосами с $l^{к}_{под_{1-5}}$ = I,7 м и одной полосой с $l^{к}_{под_{б}}$ = I,6 м.

Технологическая производительность погрузочных машин для отдельных этапов и за цикл в целом. Технологическая производительность погрузочных машин определяется согласно п.I3.I с учетом определенных параметров камерного блока.

В данном примере требуется определить технологическую производительность погрузочной машины 1ПНБ-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; m = 6; $l^{з}_{под_{1-3}}$ = I,8 м; $l^{к}_{под_{1-5}}$ = I,7 м; $l^{к}_{под_{в}}$ = I,6 м; x = 4,5 м; y = 6,5 м; b = 7,0 м; $l^{ц}_{под}$ = I5,5 м; $y_{о.ш}$ = 8,5 м; $x_{о.ш}$ = 6,0 м; $b_{у.к}$ = 7,0 м; $L_{у.к}$ = 4,8 м; $b_{сб}$ = 3,6 м; $L_{п.к}$ = = I68,5 м.

Ширина рабочего пространства после взрывов в поперечной камере составит:

после первого

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

после второго

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

после третьего

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

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

Согласно номограмме, технологическая производительность равна $Q_{техн_{I}}$ = 2,I4 т/мин; $Q_{техн_{II}}$ = I,70 т/мин; $Q_{техн_{III}}$ = I,62 т/мин.

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

$L_{гр_{IX}}$ = 6,5 + I,7 = 8,2 м; $L_{гр_{VIII}}$ = 6,5 + I,7 x 4 = I3,3 м;
$L_{гр_{V}}$ = 6,5 + I,7 x 2 = 9,9 м; $L_{гр_{VIII}}$ = 6,5 + I,7 x 5 = I5,0 м;
$L_{гр_{VI}}$ = 6,5 + I,7 x 3 = II,6 м; $L_{гр_{IX}}$ = 6,5 + I,7 x 5 + I,6 = I6,6м.

Параметры развала горной массы в продольной камере после j-го взрыва согласно табл. I3.I составляют:

$L_{р_{IX}}$ = 8,2 м; $П_{ф_{IX}}$ = I,6;
$L_{р_{V}}$ = 9,9 м; $П_{ф_{V}}$ = I,I;
$L_{р_{VI-IX}}$ = 8,5 м; $П_{ф_{VI-IX}}$ = 3,5 (после оформления развала бульдозером);
$L_{р_{III}}$ = II,5 м; $L_{ф_{III}}$ = I,0 (без оформления развала бульдозером).

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

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

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

$Q_{техн_{IV}} = 1,50$ т/мин; $\qquad Q_{техн_{V}} = 1,40$ т/мин;

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

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

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

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

$Q_{техн_{VI-IX}} = 1,0 \times 0,9 \times 2,00 = 1,80$ 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:

$$Q^{ч}_{техн} = \left\{168,5x15,5 - \left[(4,5x6,5)(14-1) + 8,5x6,0x2+7,0x4,8x2\right]\right\} / \left(\frac{158,9x1,8}{2,14} + \frac{158,9x1,8}{1,70} + \frac{156,5x1,8}{1,62} + \frac{7x1,7x14}{1,20} + \frac{7x1,7x14}{0,95} + \frac{7x1,7x14x3}{1,80} + \frac{7x1,6x14}{1,80} + \frac{4,5x3,6x13+(6,0-4,8)x3,6x2}{1,04}\right) = 1,54 \text{ т/мин.}$$

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

$Q_{техн_{I}} = 2,93$ т/мин; $Q_{техн_{II}} = 2,40$ т/мин; $Q_{техн_{III}} = 2,30$ т/мин;

при отгрузке горной массы из продольных камер

$Q_{техн_{IV}} = 1,80$ т/мин; $Q_{техн_{V}} = 1,52$ т/мин; $Q_{техн_{VI-VIII}} = 2,80$ т/мин; $Q_{техн_{IX}} = 2,40$ т/мин;

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

за цикл $Q^{ч}_{техн} = 2,30$ 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:

$$V_{к.б} = 2\gamma H\left\{L_{п.к}\cdot \ell^{ч}_{под} - \left[S_{м.ц}(N-1) + \ell^{ч}_{под} L_{у.к} P + (x_{о.ш} - L_{у.к}) y_{о.ш} q\right]\right\} = 2x1,786x2,8\left\{168,5x15,5 - \left[29,3x(14-1)+15,5x4,8x2+(6,0-4,8)x8,3x2\right]\right\} = 20625,6 \text{ т.}$$

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

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

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

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

Уточненный расчет суточной нагрузки на камерный блок и коэффициента использования погрузочных машин за цикл. Действительная среднесуточная нагрузка на блок определяется как отношение $Q = \frac{V_{к.б}}{D} = \frac{20625,6}{8,5} = 2432$ т горной массы, или 1580 т товарного сланца.

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

$$k^{ч}_{ис} = \frac{\alpha \cdot V_{к.б}}{\sum_{i=1}^{n} Q^{ч}_{техн} \cdot 60 \cdot t_{см} \cdot D}.$$

Для I и II вариантов

$$k^{ч}_{ис} = \frac{0,92x20625,6}{4x1,54x60x1,7x17} = 0,43.$$

Для третьего варианта действительная среднесуточная нагрузка на блок $Q_{н}$ составляет 2760 т горной массы, или 1790 т товарного сланца при $k^{ч}_{ис} = 0,39$.

Таблица I3.2

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

Номер смены и полосы		Объем погрузки с одного полублока 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 массы, т	полос в поперечной камере, м	продольных камер, шт.	доля погрузки бульдозерами, %			
I		2	3	4	5	6	7	8
I	I	506	56,2	-	I5	0,48	506	I5I8
	I	506	56,2	-	I5	0,48		
	I	4I9	46,5	-	I5			
II	II	48	5,3	-	I0	0,46	476	I3I2
	II	369	4I,5	-	I0	0,46		
III	II	369	4I,0	-	I0	0,46	536	I274
	II	369	4I,0	-	I0	0,46		
	II	277	30,6	-	I0			
IУ	III	8I	9,0	-	I0	0,46	655	I362
	III	35I	39,0	-	I0	0,46		
У	III	35I	39,0	-	I0	0,46	655	I357
	III	35I	39,0	-	I0	0,46		
	III	275	30,5	-	I0			
УI	IУ	60	-	I,0	I0	0,48	655	I257
	IУ	268	-	4,5	I0	0,48		
УII	IУ	268	-	4,5	I0	0,48	674	II80
	IУ	238	-	4,0	I0	0,46		
УIII	У	238	-	4,0	I0	0,50	647	II23
	У	238	-	4,0	I0	0,50		
	У	238	-	4,0	I0			
IX	У	II9	-	2,0	I0	0,50	533	I069
	УI	I79	-	2,0	I0	0,47		
X	УI	327	-	5,5	-	0,44	407	I062
	УI	327	-	5,5	-	0,44		
XI	УII	327	-	5,5	-	0,44	0	655
	УII	327	-	5,5	-	0,44		
	УII	I79	-	3,0	-	0,44		
XII	УIII	I49	-	2,5	-	0,44	I0I2	I667
	УIII	327	-	5,5	-	0,44		
XIII	УIII	357	-	6,0	-	0,47	836	I5I0
	IX	3I7	-	3,0	-	0,50		

Продолжение табл. I3.2

I		2	3	4	5	6	7	8
XIУ	IX	324	-	3,0	-	0,50	738	I385
	IX	324	-	3,0	-	0,50		
XУ	IX	324	-	3,0	-	0,50	707	I240
	IX	209	-	2,0	-	0,33		
XУI	Сбойки, зачистка	407		-	50	0,47		
		-	-	-	-	0	702	II09
XУII	Передвижка конвейеров	-	-	-	-	0		
		-	-	-	-	0	602	602
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. I3.2.

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. I3.2.

На основании полученных сменных объемов погрузки и степени совмещения определяются объемы работ по другим процессам (зарубке, бурению, 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.I3.3

Таблица I3.3

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 забою		Бурение шпуров в кровлю		Крепление металлическими штангами		Передвижка скребкового конвейера		Бульдозирование горной массы		
	т	чел.-смен	м	чел.-смен	м	чел.-смен	м шпура	чел.-смен	м шпура	чел.-смен	комплектов	чел.-смен	м става	чел.-смен	т	чел.-смен	
I	860	2	-	-	99	0,35	540	2,I9	I67	I,36	76	I,25	-		I52	0,40	7,55
II	73I	2	I04,0	0,32	I87,0	0,67	540	2,I9	I38	I,I2	64	I,05	-	-	I06	0,27	7,62
III	664	2	55,0	0,I6	I35,0	0,48	520	2,II	I22	0,99	55	0,90	I20	0,23	74	0,I9	7,06
IУ	637	2	80,5	0,24	I45,0	0,52	5I0	2,06	II6	0,94	53	0,87	42	0,08	7I	0,I9	6,90
У	632	2	75,0	0,24	83,4	I,24	409	I,89	II5	0,94	52	0,85	-	-	70	0,I8	7,34
УI	543	2	80,5	0,24	83,4	I,24	448	2,07	I42	I,I5	64	I,05	-	-	6I	0,I6	7,9I
УII	455	2	75,0	0,24	I07,0	I,58	448	2,07	I50	I,34	68	I,II	-	-	5I	0,I3	8,47
УIII	428	2	I56,5	0,50	I07,0	I,58	560	2,59	70	0,63	32	0,53	-	-	48	0,I2	7,95
IX	500	2	I56,5	0,50	II9,0	I,78	560	2,59	79	0,7I	36	0,59	-	-	36	0,09	8,26
X	654	2	-	-	I30,9	I,95	6I6	2,85	97	0,87	44	0,72	-	-	327	0,85	9,24
XI	654	2	I56,5	0,50	I30,9	I,95	6I6	2,85	97	0,87	44	0,72	-	-	327	0,85	9,74
XII	655	2	I56,5	0,50	I39,6	2,08	666	3,08	97	0,87	44	0,72	-	-	327	0,85	I0,I0
XIII	674	2	-	-	I36,3	2,03	660	3,06	I39	I,24	63	I,03	-	-	357	0,93	I0,29
XIУ	648	2	I56,5	0,50	II3,6	I,70	550	2,55	I73	I,54	78	I,28	-	-	324	0,85	I0,42
XУ	533	2	I56,5	0,50	66,0	I,43	390	I,82	I44	I,29	65	I,07	-	-	324	0,85	8,96
XУI	203	I	-	-	I43,0	0,52	533	2,I6	6I	0,54	28	0,46	-	-	203	0,53	5,2I
XУII	-	-	I58,9	0,5I	I43,0	0,52	533	2,I6	-	-	-	-	I62	3,05	-	-	6,24
Всего за цикл		3I,0		4,95		2I,62		40,29		I6,40		I4,20		3,36		7,44	I39,26
Процент перевыполнения норм				I5		I5		I5		I5		I5		I5		I5	
Итого за цикл		3I,0		4,2I		I8,38		34,25		I3,94		I2,07		2,87		6,32	I22,94

Состав суточной бригады на блок $\frac{I22,94 \times 2}{8,5}$ = 29 человек

Таблица I3.4

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 забою		Бурение в кровле		Крепление металлическими анкерами		Передвижка скребкового конвейера		Бульдозирование горной массы		
	т	чел.-смен	м.	чел.-смен	м	чел.-смен	м	чел.-смен	м	чел.-смен	комплектов	чел.-смен	м	чел.-смен	т	чел.-смен	
I	860	2	-	-	99,0	0,36	540	0,93	I67	0,60	76	I,25	-	-	I52	0,40	5,54
II	73I	2	I04,0	0,33	I87,0	0,68	540	0,93	I38	0,49	64	I,05	-	-	I05	0,27	5,75
III	664	2	55,0	0,I8	I35,0	0,49	520	0,90	I22	0,44	55	0,90	I20,0	0,23	74	0,I9	5,33
IУ	637	2	80,5	0,26	I45,0	0,53	5I0	0,88	II6	0,4I	53	0,87	42,0	0,08	7I	0,I9	5,22
У	632	2	75,0	0,24	83,4	I,24	409	0,82	II5	0,4I	52	0,85	-	-	70	0,I8	5,74
УI	543	2	80,5	0,26	83,4	I,24	448	0,90	I42	0,5I	64	I,05	-	-	6I	0,I6	6,I2
УII	455	2	75,0	0,24	I07,0	I,60	448	0,90	I50	0,54	68	I,II	-	-	5I	0,I3	6,52
УIII	428	2	I56,5	0,50	I07,0	I,60	560	I,I2	70	0,25	32	0,53	-	-	48	0,I2	6,I2
IX	500	2	I56,5	0,50	II9,0	I,78	560	I,I2	79	0,28	36	0,59	-	-	36	0,09	6,36
X	654	2	-	-	I30,9	I,95	6I6	I,23	97	0,35	44	0,72	-	-	327	0,85	7,I0
XI	654	2	I56,5	0,50	I30,9	I,95	6I6	I,23	97	0,35	44	0,72	-	-	327	0,85	7,60
XII	655	2	I56,5	0,50	I39,6	2,08	666	I,33	97	0,35	44	0,72	-	-	327	0,85	7,83
XIII	674	2	-	-	I36,3	2,03	660	I,32	I39	0,50	63	I,03	-	-	357	0,93	7,8I
XIУ	648	2	I56,5	0,50	II3,6	I,70	550	I,I0	I73	0,62	78	I,28	-	-	324	0,85	8,05
XУ	533	2	I56,5	0,50	66,0	I,43	390	0,78	I44	0,5I	65	I,07	-	-	324	0,85	7,I4
XУI	203	I	-	-	I43,0	0,52	533	0,92	6I	0,22	28	0,46	-	-	203	0,53	3,65
XУII	-	-	I58,9	0,5I	I43,0	0,52	533	0,92	-	-	-	-	I62,0	3,06	-	-	4,95
Всего за цикл		3I		5,02		2I,70		I7,38		6,83		I4,20		3,57		7,44	I06,83
Процент перевыполнения норм		-		I5		I5		2		-		I5		I5		I5	-
Итого за цикл		3I		4,27		I8,45		I7,0		6,83		I2,07		2,86		6,32	98,80

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

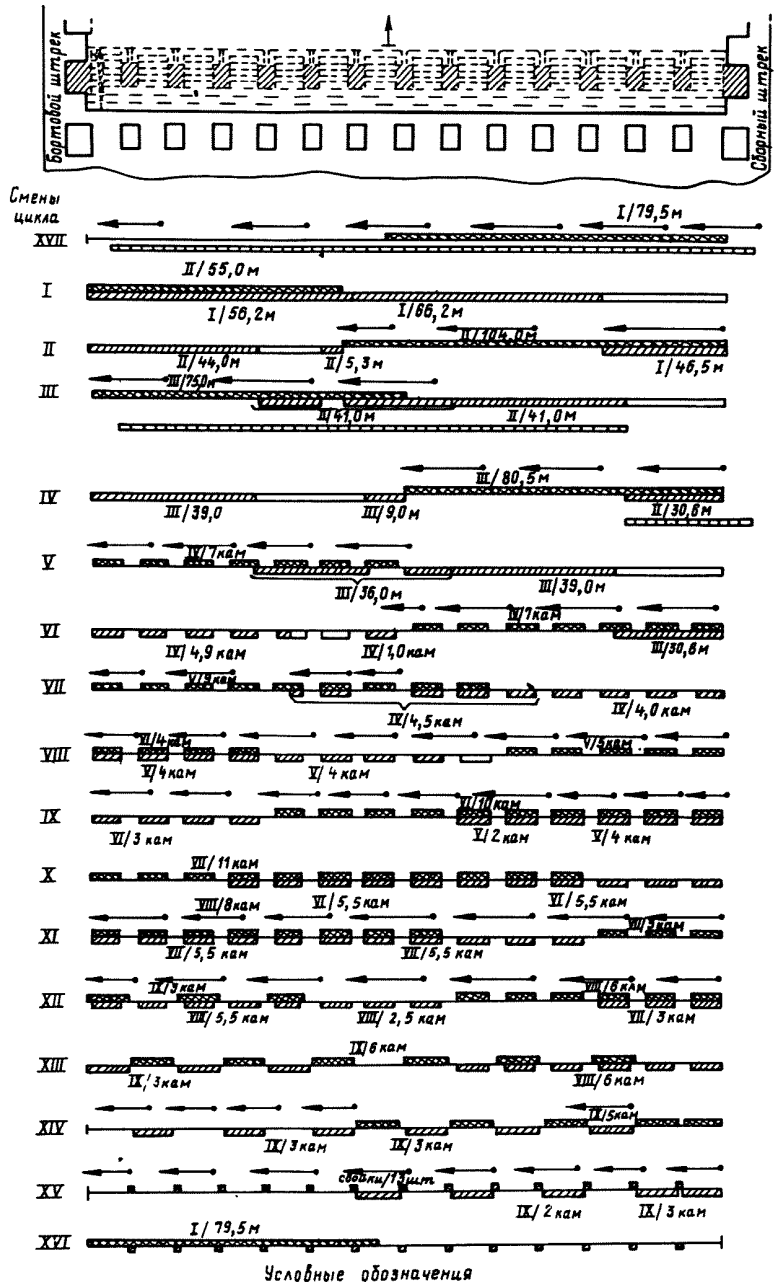


Рис. I3.7. Последовательность работ по сменам цикла в полублоке по *I* и *II* вариантам

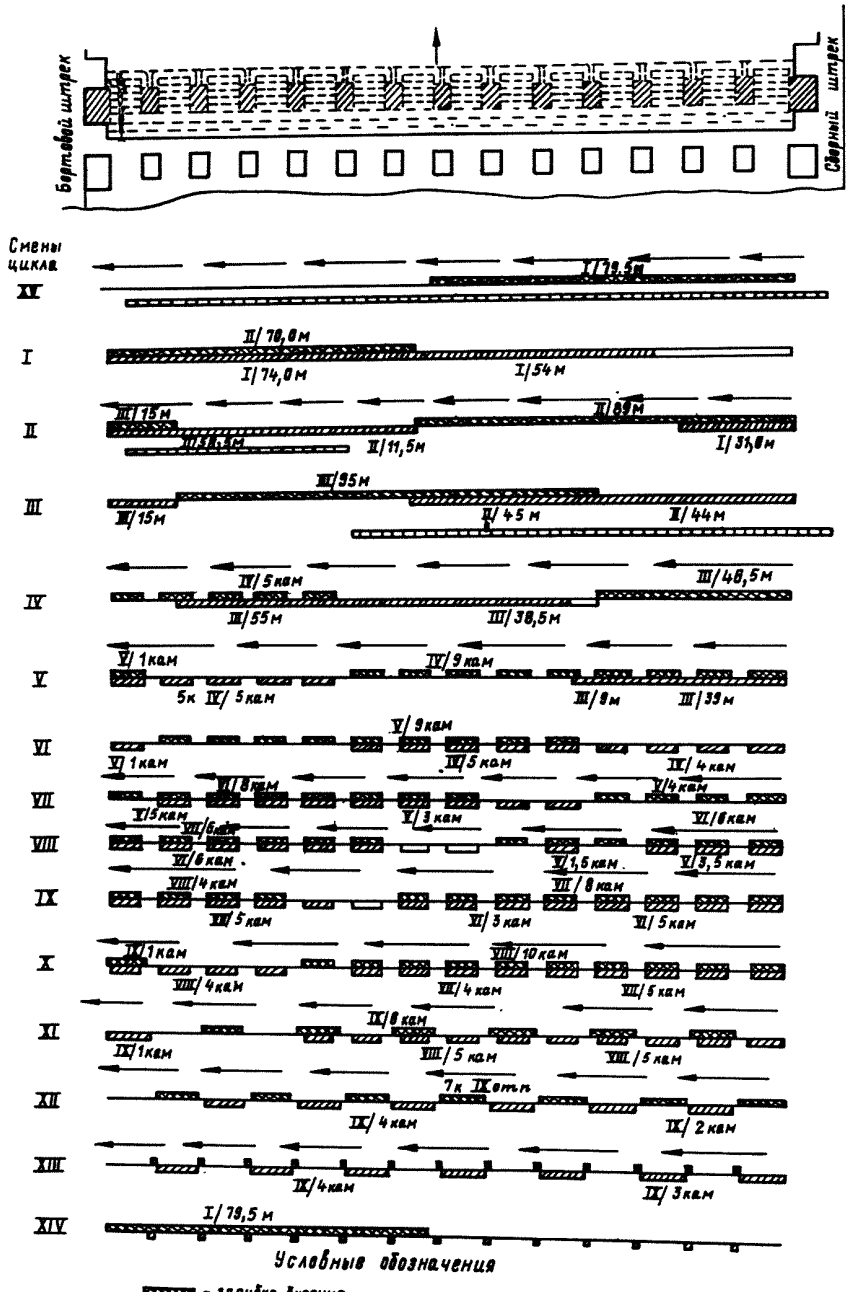


Рис. 13.8. Последовательность работ по сменам цикла в полублоке по III варианту

и I3.4. Для третьего варианта эти расчеты производятся аналогично.

Последовательность выполнения операций основных процессов по сменам цикла в одном полублоке представлена на рис. I3.7 и I3.8.

Б. Пример расчета на стадии эксплуатации

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

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

Для III варианта схемы очистного забоя выбираются две погрузочные машины ППНБ-2, две погрузочные машины 2ПНБ-2, два самоходных перегружателя 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 I4 продольных камер; тогда общая ширина полублока составляет I68,5 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

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

Длительность цикла согласно примеру А составит

$$Д = \frac{20625{,}6}{2432} = 8{,}5 \text{ сут, или I7 смен.}$$

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 длительность 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^2 (условия шахты "Эстония") увеличиваются размеры целиков, изменяются 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 I360 т товарного сланца (*I* и *II* варианты примера), что свидетельствует о большом влиянии горно-геологических условий на технико-экономические показатели работы камерных блоков.

I3.5. Определение эксплуатационных потерь сланца

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

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

где S_1 – площадь ленточных целиков, оставляемых между панельными выработками в пределах столба, м^2;

S_2 – площадь междукамерных целиков, оставляемых в ходе очистных работ, м^2;

$L_{ст}$ – длина блока (ширина панели), м;

$L_{к.б}$ – ширина камерного блока, м.

I3.6. Определение норматива проведения подготовительных выработок на I000 т добычи (промышленных запасов)

Удельная протяженность подготовительных выработок (метров на I000 т), требуемых для вскрытия блока, определяется по формуле

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

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;

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

P – производительность пласта, т/м^2;

$k_{изв}$ – коэффициент извлечения;

$$k_{изв} = 1 - \frac{П_{экс}}{100}$$

($П_{экс}$ – 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 $Э_с$ (тыс.руб) определяется по формуле

$$Э_с = \left[(C_0 - C_1) - E_н (K_1 - K_0) + Э_{см}\right] \cdot A_1,$$

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;

$E_н$ – нормативный отраслевой коэффициент экономической эффективности капитальных вложений; $E_н = 0{,}2$;

$Э_{см}$ – 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.

Таблица 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 11-24% по сравнению с базовым вариантом (42,8 т горной массы на выход). Определенная в примере

Таблица 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 ($Q_н$ = 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 $Q_н$ = = 2433 т горной массы показывает, что рассматриваемый вариант уступает 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 ($Q_н$ = 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 аккумулирующих 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 I

СХЕМА ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

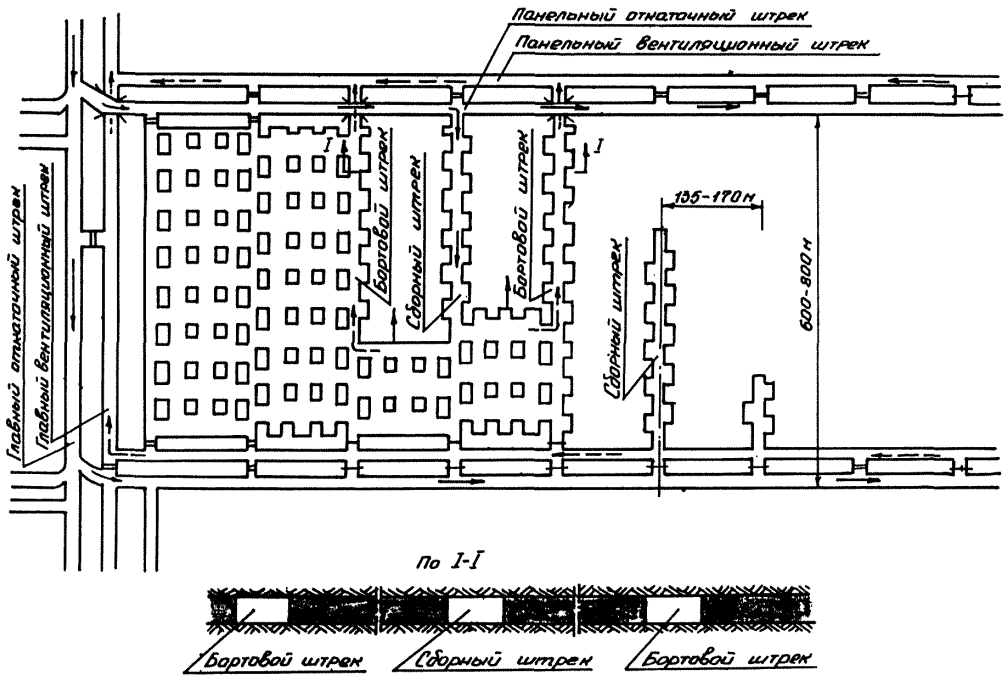
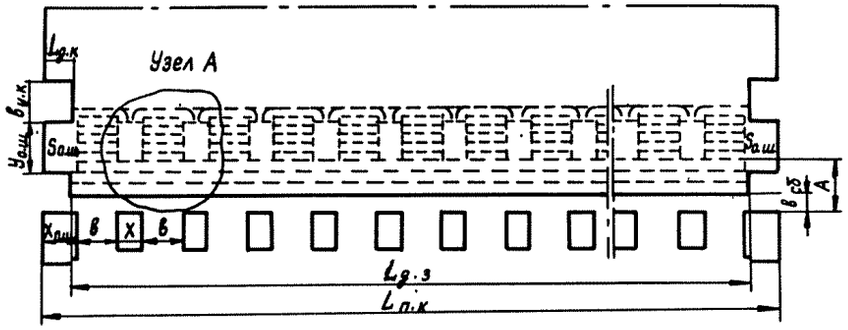
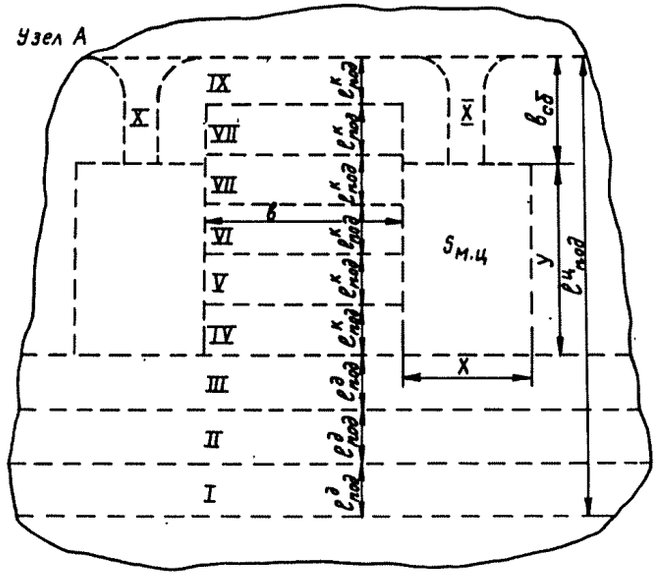


Схема 2

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;

$x_{а.ш}$ – размер околоштрекового целика по длине поперечной камеры;

y – размер междукамерного целика по подвиганию;

$y_{а.ш}$ – размер околоштрекового целика по подвиганию;

$l^{в}_{под}$ – подвигание поперечной камеры за взрыв при расширении;

$l^{к}_{под}$ – подвигание продольной камеры за взрыв;

$L_{п.к}$ – длина поперечной камеры;

$l_{д.э}$ – длина действующей линии забоя;

$l_{д.к}$ – длина устья камеры;

$l^{ц}_{под}$ – суммарное подвигание забоя за цикл;

$S_{м.ц}$ – площадь междукамерного целика;

$S_{о.ц}$ – площадь околоштрекового целика;

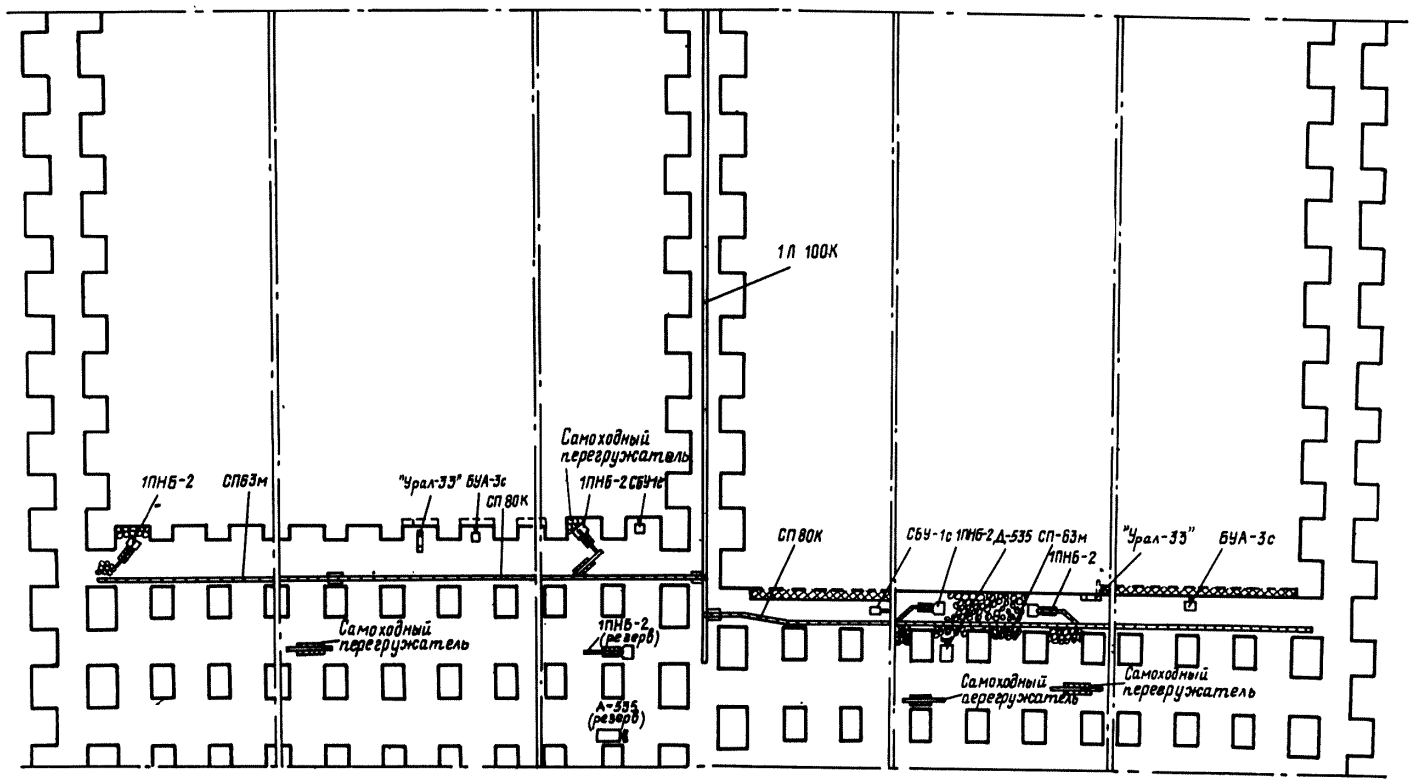
I,...,X – порядковый номер полосы

Примечания

1. Размеры околоштрековых целиков и шеек поперечных камер у сборного и бортового штреков одинаковы.

2. Сдвиг отработки полублоков во времени – 6 смен.

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



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

Схема 4

СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ С КОМПЛЕКСОМ ОБОРУДОВАНИЯ
(Вариант III)

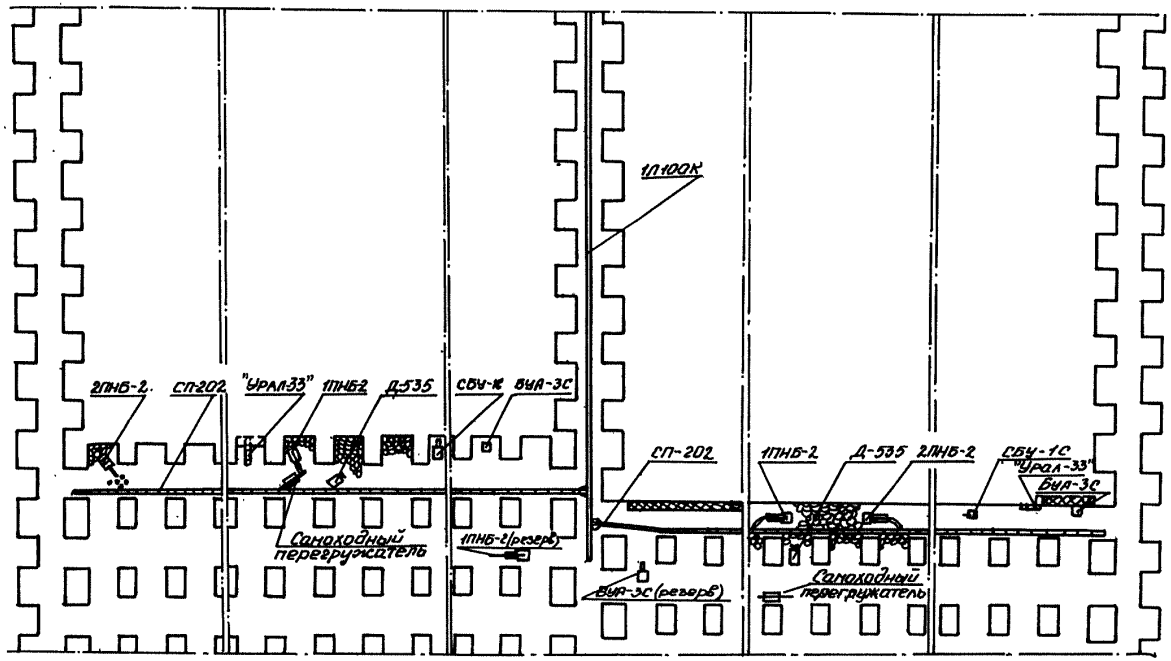


Таблица к схемам I-4

Область применения технологической схемы

Показатели	Схема очистного забоя (I-III варианты)
Вынимаемая мощность пласта, м	2,5-3,4
Глубина залегания, м	I0-80
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^3	I,79
Производительность пласта, т/м^2:	
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^3/ч	До 50
Размеры блока, м	349x724,5
Ширина полублока, м	I68,5
Продолжительность цикла, смен	I7 (по варианту III - I5)

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 полублок	на блок	резерв	всего		на полублок	на блок	резерв	всего		на полублок	на блок	резерв	всего
Погрузочная машина	1ПНБ-2	2	4	I	5	1ПНБ-2	2	4	I	5	2ПНБ-2	I	2	-	2
											1ПНБ-2	I	2	I	3
Скребковый конвейер	СП-80к	I	2	-	4	СП-80к	I	2	-	4	СП-202	I	2	-	2
	СП-63м	I	2			СП-63м	I	2							
Врубовая машина	"Урал-33"	I	2	-	2	"Урал-33"	I	2	-	2	"Урал-33"	I	2	-	2
Самоходный перегружатель	На базе УП-3	2	4	-	4	На базе УП-3	2	4	-	4	На базе УП-3	I	2	-	2
Бульдозер	Д-535	-	I	I	2	Д-535	-	I	I	2	Д-535	I	2	-	2
Буровая установка	-	-	-	-	-	БУА-3с	I	2	I	3	БУА-3с	I	2	I	3
Самоходная установка для бурения шпуров под анкерную крепь	-	-	-	-	-	СБУ-1с	I	2	-	2	СБУ-1с	I	2	-	2
Электросверло	СЭР-19м	6	I2	4	I6	СЭР-19м	I	2	-	2	СЭР-19м	I	2	-	2
Насос оросительный	ОН-2	-	I	-	I	ОН-2	-	I	-	I	ОН-2	-	I	-	I
Насос противопожарный	IВ20/I0	-	I	-	I	IВ20/I0	-	I	-	I	IВ20/I0	-	I	-	I

Таблица к схемам 3–4

График выходов

Профессия	Число рабочих для схем очистного забоя														
	I					II					III				
	В смену				В сутки	В смену				В сутки	В смену				В сутки
	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 выемочных машин	2		2		4	2		2		4	2		2		4
Горнорабочий очистного забоя – всего	I5		I4		29	I2		II		23	I3		I2		25
В том числе:															
машинист погрузочной 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
Взрывник		4		4	8		4		4	8		5		5	I0
Электрослесарь	4		I		5	4		I		5	4		I		5
Итого	2I	4	I7	4	46	I8	4	I4	4	40	I9	5	I5	5	44

Таблица к схемам 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		Сутки	за сутки		за смену		Сутки	за сутки	
	горной массы	сланца		горной массы	сланца	горной массы	сланца		горной массы	сланца
I	I5I8	986	I	2830	I838	I629	I058	I	3237	2I02
II	I3I2	852				I608	I044			
III	I274	827	II	2636	I7I2	I637	I063	II	3253	2III2
IУ	I362	885				I6I6	I049			
У	I357	88I	III	26I4	I697	I454	944	III	2697	I75I
УI	I257	8I6				I243	807			
УII	II80	766	IУ	2303	I495	I225	795	IУ	2287	I485
УIII	II23	729				I062	690			
IX	I069	694	У	2I3I	I384	774	503	У	2700	I754
X	I062	690				I926	I25I			
XI	655	425	УI	2322	I508	I650	I07I	УI	3I60	2052
XII	I667	I083				I5I0	98I			
XIII	I5I0	98I	УII	2895	I880	I590	I032	УII	2754	I788
XIУ	I385	899				II64	756			
XУ	I240	805	УIII	2349	I525	596	387	УIII	2225	I445
XУI	II09	720				I629[x]	I058			
XУII	602	39I	IX	2I20	I377	-	-	-	-	-
I	I5I8[x]	986								
Среднее значение	I2I7	790		2433	I580	I378	895		2757	I790

x) Первая смена следующего цикла.

Таблица к схемам 3–4

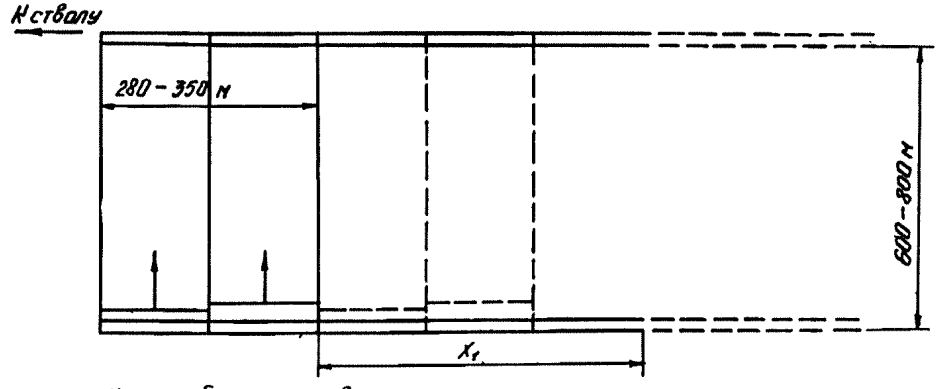
Расчетные показатели

Показатели	Значения показателей для вариантов схемы очистного забоя		
	I	II	III
Среднесуточная добыча из очистного забоя, т:			
товарного сланца	I580	I580	I790
горной массы	2433	2433	2757
Средняя скорость подвигания очистного забоя, м/сут	I,82	I,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	I9,5	40,7
по горной массе	52,9	60,8	62,7
Эксплуатационные потери сланца, %	I9,6	I9,6	I9,6
Норматив проведения подготовительных выработок, м/I000 т:			
товарного сланца	5,I6(5,69[x])	5,I6(5,69[x])	5,I6(5,69[x])
горной массы	3,35(3,69[x])	3,35(3,69[x])	3,35(3,69[x])

x) При схеме с тремя панельными штреками.

Схема 5

СХЕМА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ПОДГОТОВКИ КАМЕРНОГО БЛОКА



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

Таблица к схеме 5

Основные технико-экономические показатели[1]

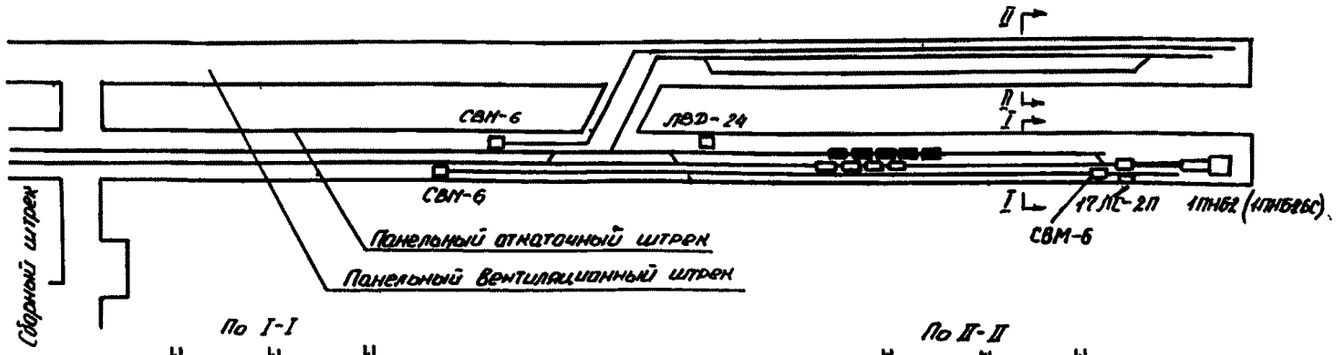
Выработка	Скорость проходки, м/мес	Время проходки, мес	Численность звена, чел.	Производительность труда проходчиков, м³/чел.-смен
Панельный откаточный штрек[2]	208	2,0	3	21,0
Панельный вентиляционный штрек	208	2,0	3	16,3
Сборный штрек	208	5,6	3	20,6
Бортовой штрек	208	5,6	3	20,6
Разрезная камера	208	2,0	3	17,5

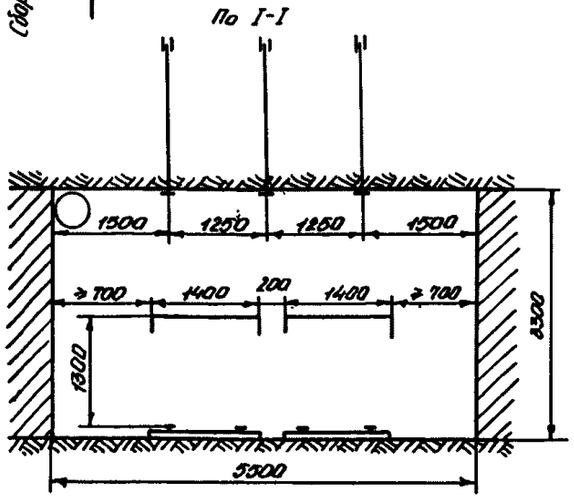
Примечания

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 - 11 человек.

2) На шахтах с полной конвейеризацией проходят два штрека.

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ОТКАТОЧНОГО И ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ПАНЕЛЬНЫХ ШТРЕКОВ





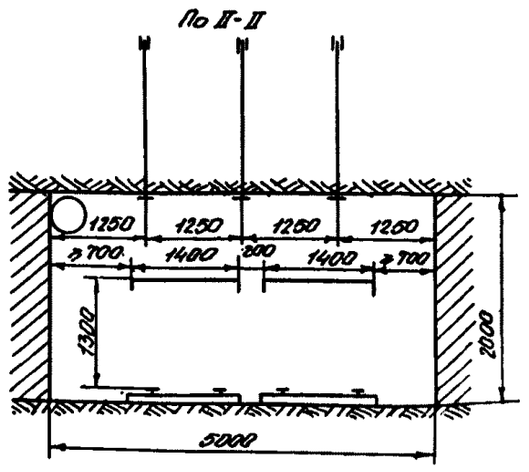


Таблица к схеме 6

Характеристика проводимых выработок

Показатели	Панельный откаточный штрек	Панельный вентиляционный штрек
Сечение выработки, м^2	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 1ПНБ-2(1ПНБ2БС)	1
Ручное электросверло СЭР-19м	2
Плита-разминовка	4
Лебедка ЛВД-24	1
Лебедка 1ГЛС-2П	1
Вагонетки УВГ-3,3(ВД-3,3)	
Вентилятор СВМ-6	
Насос	По расчету
Трубы вентиляционные	

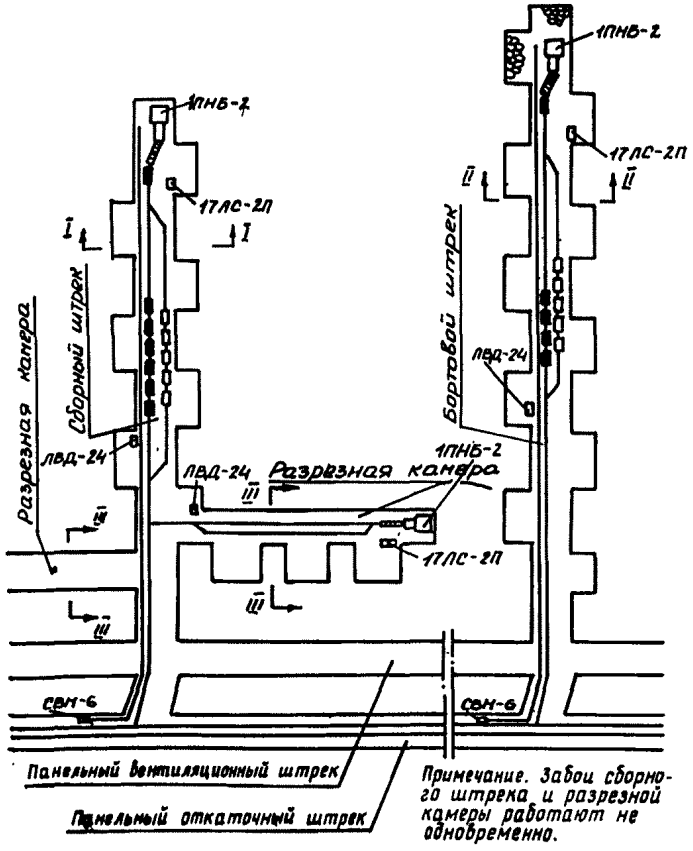
Примечание. Врубовая машина "Урал-33" для образования щели при проходке выбирается из расчета одна на три забоя.

Область применения варианта

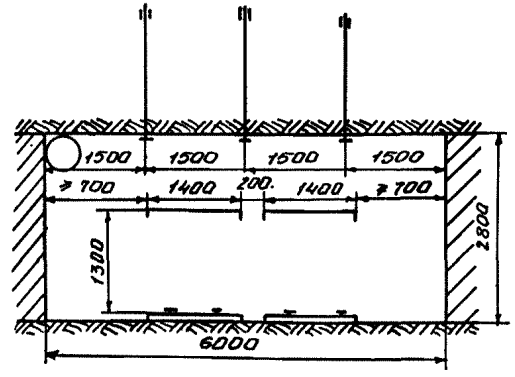
Показатели	Вариант
Способ выемки	Буровзрывной
Крепость пород	До 8
Угол наклона, град	0

Схема 7

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ СБОРНОГО И БОРТОВОГО ШТРЕКОВ И РАЗРЕЗНОЙ КАМЕРЫ



По I-I и II-II



По III - III

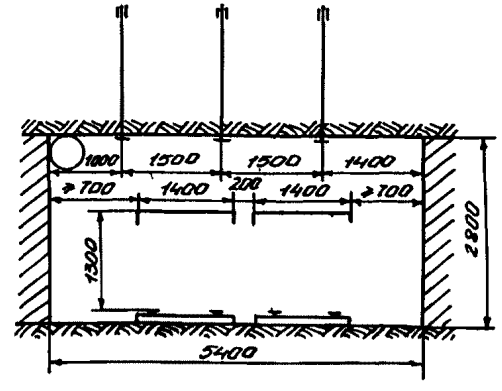


Таблица к схеме 7

Область применения варианта

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

Таблица к схеме 7

Характеристика проводимых выработок

Показатели	Сборный и бортовой штреки	Разрезная выработка
Сечение выработки, м^2	I6,8(I9,6)$^{x)}$	I5,I
Крепь	Анкерная	Анкерная
Число анкеров на I м	2	2

x) Сечение устья камеры.

Таблица к схеме 7

Проходческое оборудование

Оборудование	Количество оборудования на забой (сборный и бортовой штреки и разрезная выработка)
Погрузочная машина IПНБ-2	I
Ручное электросверло СЭР-I9м	2
Накладная плита-разминовка	2
Лебедка ЛВД-24	I
Лебедка I7ЛС-2П	I
Вагонетки УВГ-3,3	По расчету
Вентилятор СВМ-6	
Насос	
Трубы вентиляционные	

Примечание. Врубовая машина "Урал-33" для образования ниши при проходке выбирается из расчёта одна машина на три забоя.

Основное оборудование для транспорта

Место установки	Оборудование	Тип	Количество оборудования в выработке максимальной длины для варианта		
			I	II	III
Сборный штрек	Ленточный конвейер	ЛЛ100К	I	I	I
Погрузочный пункт при электровозном транспорте по панельному откаточному штреку					
Панельный откаточный штрек	Аккумулирующий бункер	Несниженный 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; ШГ-3	I	I	I
Погрузочный пункт при конвейерном транспорте по панельному штреку					
Панельный откаточный штрек	Аккумулирующий 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 14КР, вагонетки УВГ-3,3 (ВД-3,3)
Сборный, бортовой и разрезные штреки		Транспортирование материалов и оборудования в подготовительные забои	Контактный электровоз 10КР, специально оборудованные и грузовые вагонетки
Панельный откаточный штрек	Электровозная откатка	Транспортирование материалов и оборудования, перевозка людей	Контактный электровоз 10КР, 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 ручного оборудования и материалов	Бульдозеры Д-535

Примечания

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 8

СХЕМА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ

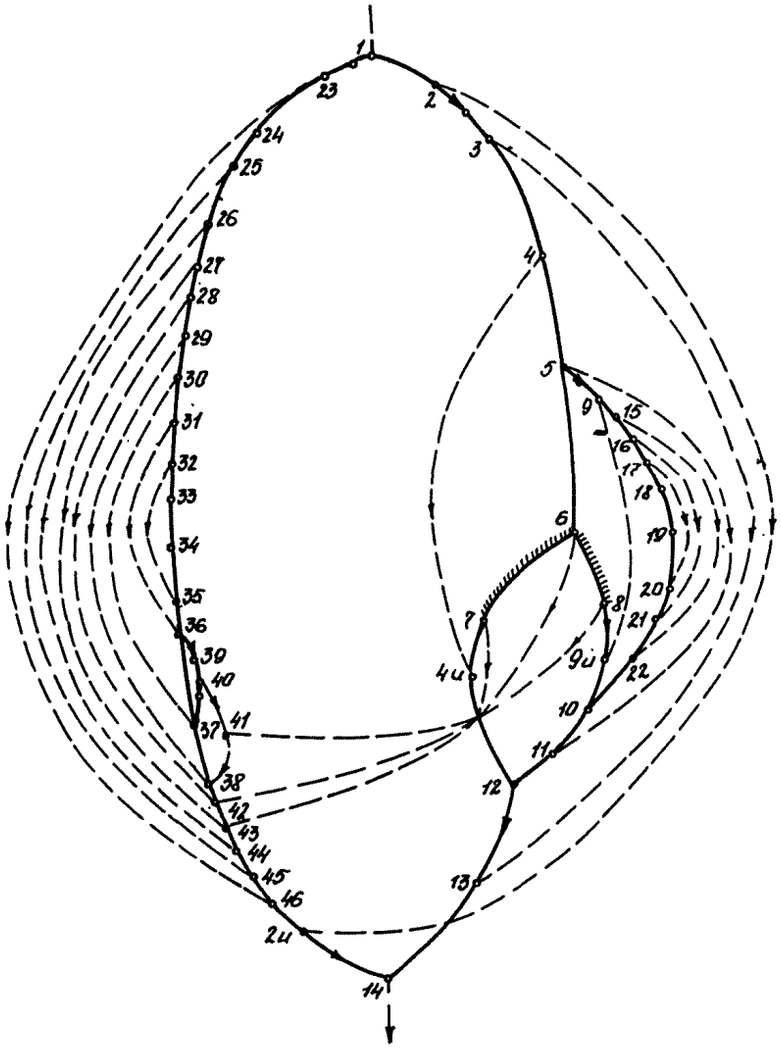


Таблица к схеме 8

Сечение горных выработок

Горная выработка	Ветви	Сечение, м^2
Главный откаточный штрек	I-23, 23-24	I8,I
Главный вентиляционный штрек	25-45, 45-46, 46-2и, 2и-I4	I4,0
Панельный откаточный штрек	25-26, 26-27, 27-28, 28-29, 29-30, 30-3I, 3I-32, 32-33, 2-3, 3-4, 4-5, 5-9, 9-I5, I5-I6, I6-I7, I7-I8	I8,I
Панельный вентиляционный штрек	34-35, 35-36, 36-37, 37-38, 38-42, 42-43, 43-44, 44-45, I9-20, 20-2I, 2I-22, 22-I0, I0-II, II-I2, I2-I3, I3-I4	I4,0
Заезды	I-2, 24-25	I8,I
Вентиляционные сбойки	3-I3, 4и-I2, 5-II, 9и-I0, I5-22, I6-3I, I7-20, I8-I9, 33-34, 32-35, 3I-36, 30-37, 29-38, 28-42, 27-48, 26-44, 25-45, 23-46	I4,0
Сборный штрек	5-6, 6-42, 37-40	I6,8
Бортовой штрек	43-7, 7-4и, 38-4I, 4I-8, 8-9и, 36-39	I6,8
Очистной забой	6-7, 6-8	-
Разрезные выработки	39-40, 40-4I	I5,I

Таблица к схеме 8

Аэродинамические параметры выемочного участка

Крепление очистного забоя	Анкерное
Мощность пласта, м	2,80
Количество воздуха, $м^3/с^{x)}$:	
в очистном забое	2х15
для подсвежения	-
в подготовительных забоях	3х7
в камерах	-
Аэродинамические параметры технологического участка$^{x)}$:	
депрессия, мм вод.ст.	33
количество воздуха, м/с	64

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

Таблица к схеме 8

Аэродинамическое сопротивление ветвей в схеме вентиляционных соединений

Ветвь	Длина ветви, м	Аэродинамическое сопротивление ветви, кмюрги	Ветвь	Длина ветви, м	Аэродинамическое сопротивление ветви, кмюрги
I	2	3	4	5	6
I-2	I0	0,00004	26-27	I75	0,0008
2-3	I83	0,0008	27-28	I75	0,0008
3-4	I75	0,0008	28-29	I75	0,0008
4-5	I75	0,0008	29-30	I75	0,0008
5-9	I75	0,0008	30-3I	I75	0,0008
9-I5	I75	0,0008	3I-32	I75	0,0008
I5-I6	I75	0,0008	32-33	I75	0,0008
I6-I7	I75	0,0008	33-34	8	Регулятор
I7-I8	I75	0,0008	34-35	I75	0,0022
I8-I9	8	Регулятор	32-35	8	I00
I9-20	I75	0,0022	35-36	I75	0,0022
I7-20	8	I00	3I-36	8	60
20-2I	I75	0,0022	36-37	I75	0,0022
I6-2I	8	I00	30-37	8	40
2I-22	I75	0,0022	37-38	I75	0,0022
I5-22	8	I00	29-38	8	60

Продолжение таблицы к схеме 8

I	2	3	4	5	6
22-I0	I75	0,0022	38-42	I75	0,0022
9-I0	8	I00	28-42	8	40
I0-II	I75	0,0022	42-43	I75	0,0022
5-II	8	I00	27-43	8	60
II-I2	I75	0,0022	43-44	I75	0,0022
4-I2	8	I00	26-44	8	I00
I2-I3	I75	0,0022	44-45	I83	0,0008
3-I3	8	I00	25-45	8	I00
I3-I4	I83	0,0022	45-46	350	0,0044
2-I4	8	60	23-46	8	I00
5-6	690-I0	0,0076-0,000I	46-2и	350	0,0044
6-7	I69	Очистной забой	2и-I4	8	0,00003
6-8		То же	36-39	I0	0,000I
7-4и	670-I0	0,0050-0,000I	39-40	I75	0,00I7
8-9и	670-I0	0,0050-0,000I	40-37	I0	0,000I
4и-I2	8	0,00003	40-4I	I75	I00
9и-I0	8	0,00003	4I-38	I0	60
I-23	350	0,00I5	8-4I	I0-670	0,000I-0,0050
23-24	358	0,00I6	6-42	20-670	40
24-25	I0	0,00004	7-43	20-670	60
25-26	I83	0,0008			

Схема 9

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)

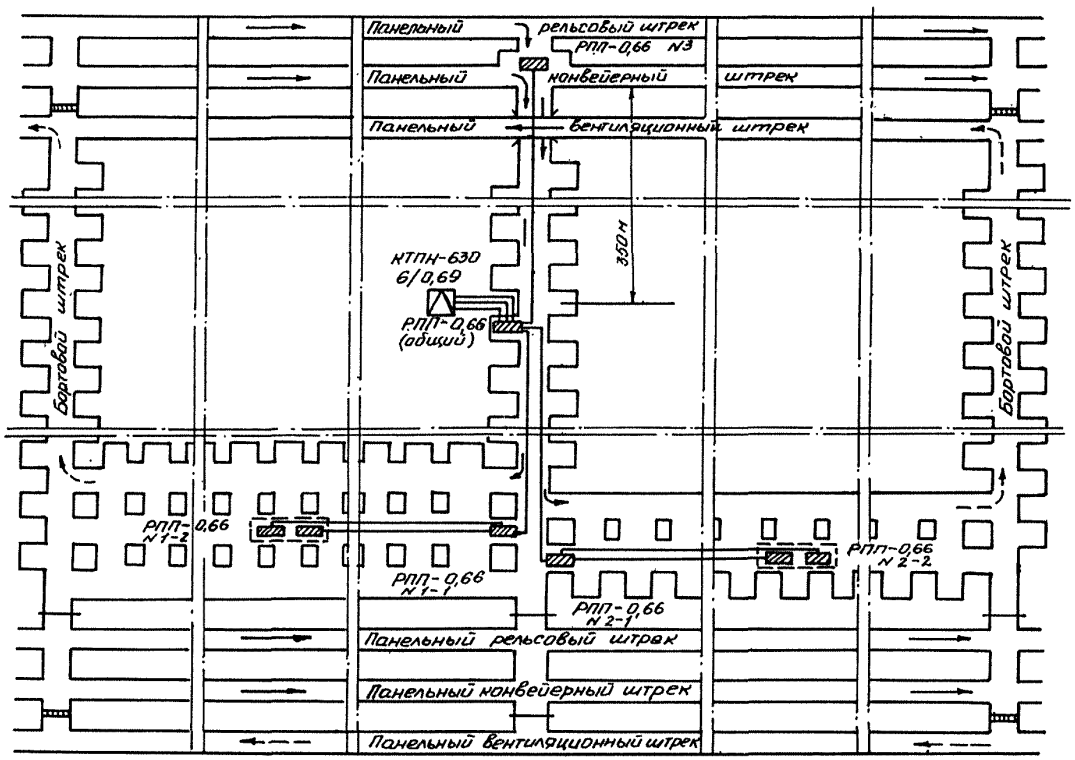


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ КАМЕРНОГО БЛОКА НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В ПРИ КОНВЕЙЕРНОМ ТРАНСПОРТЕ
(I вариант схемы очистного забоя).

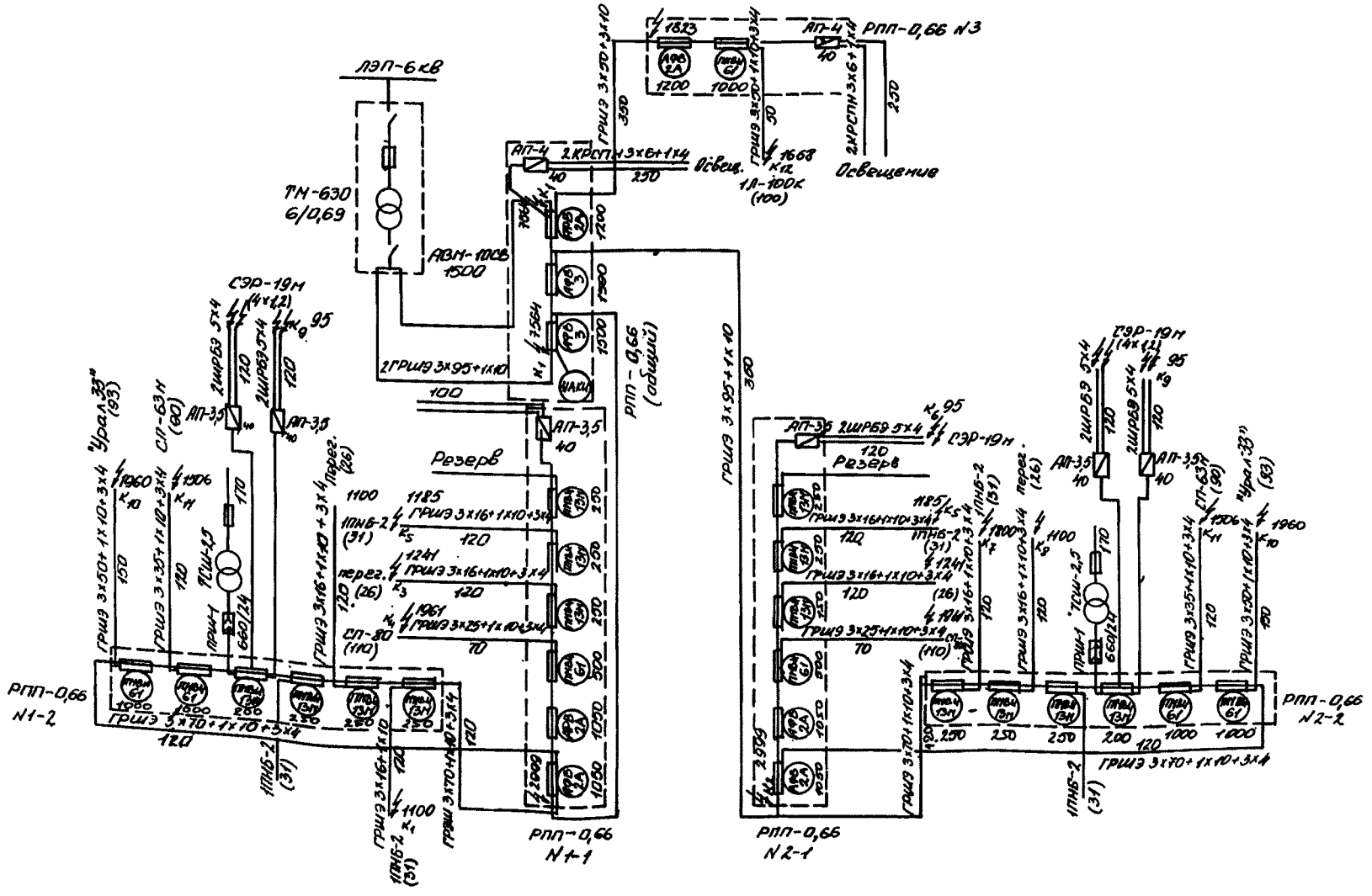


Схема II

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

(II вариант схемы очистного забоя)

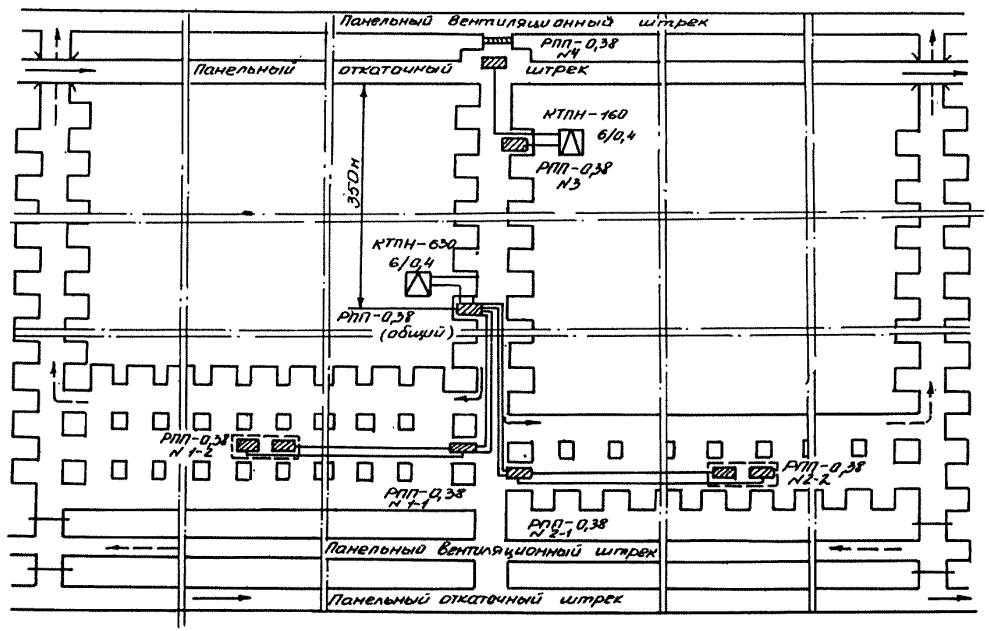


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ КАМЕРНОГО БЛОКА НАПРЯЖЕНИЕМ 380 В ПРИ ЭЛЕКТРОВОЗНОМ ТРАНСПОРТЕ

(II вариант схемы очистного забоя)

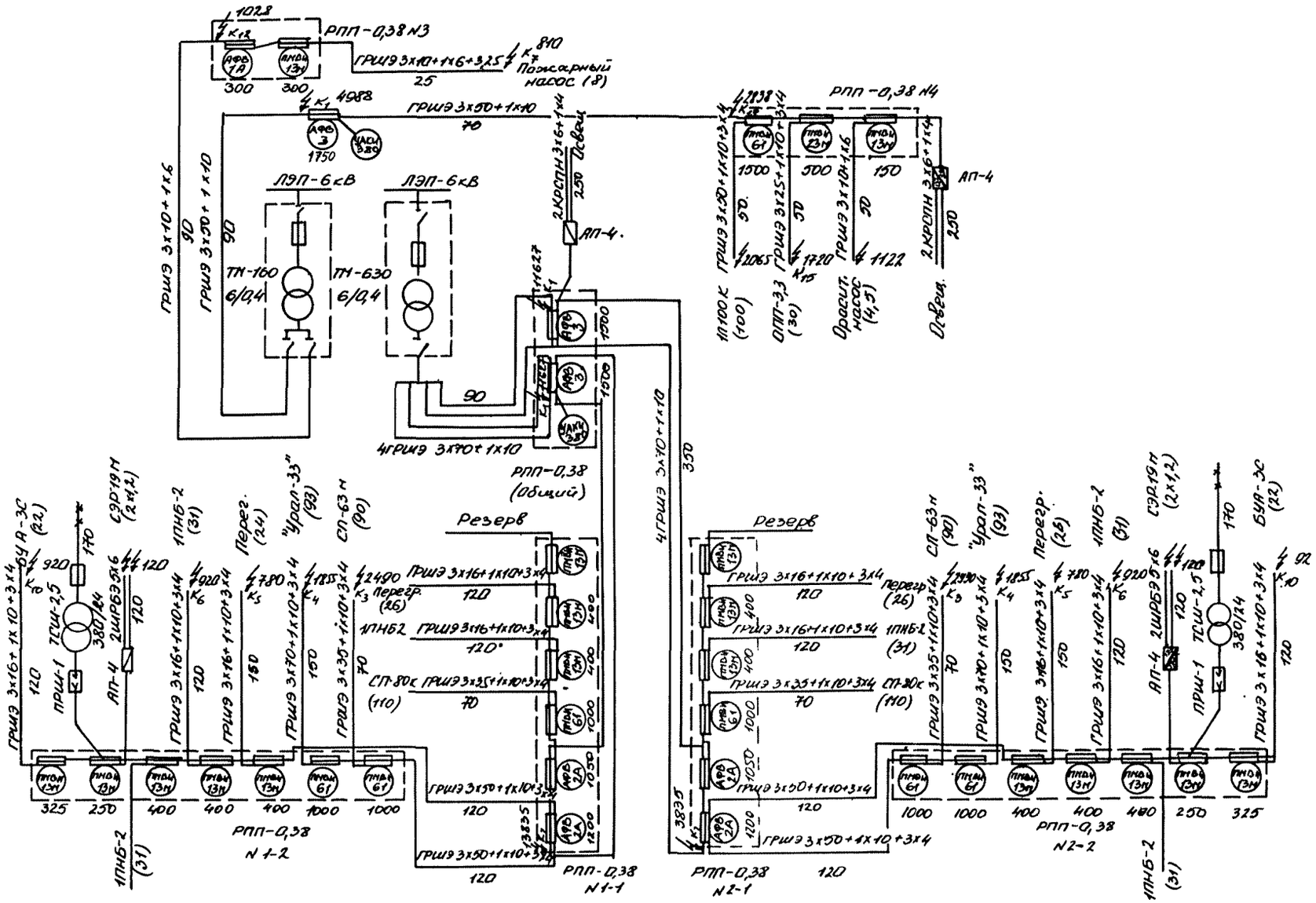


Схема I3

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ КИОСКОВ (КТПН) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ЭЛЕКТРОВОЗНОЙ ОТКАТКЕ

(III вариант схемы очистного забоя)

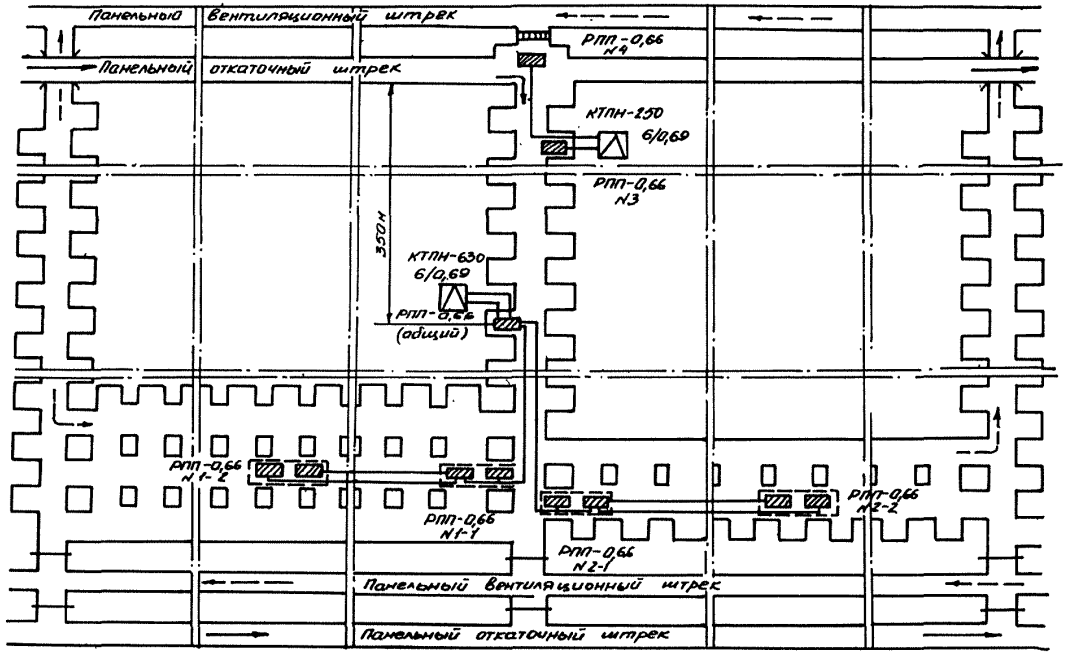


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ КАМЕРНОГО БЛОКА НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В ПРИ ЭЛЕКТРОВОЗНОЙ ОТКАТКЕ

(III вариант схемы очистного забоя)

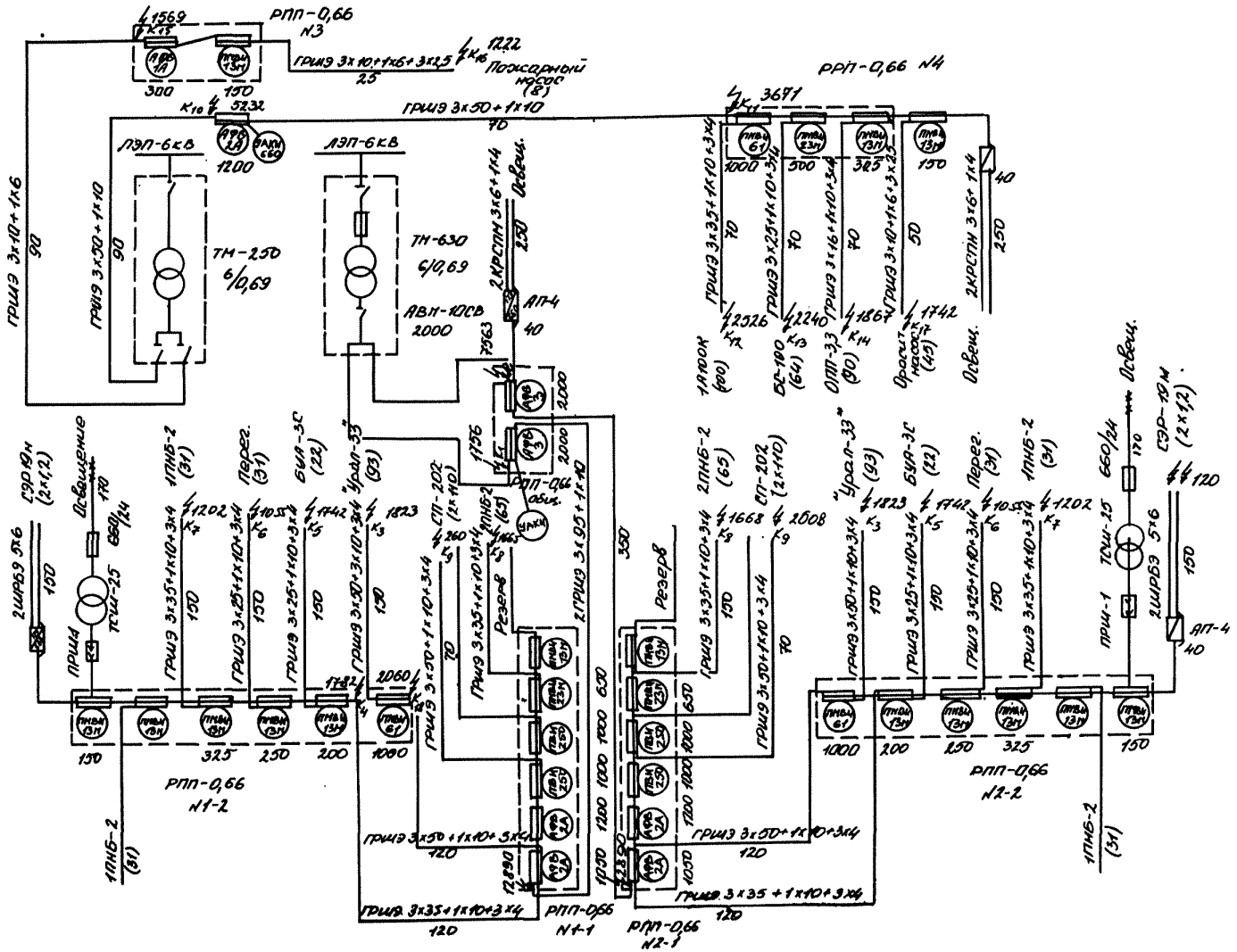

РПП-0,66 №3
ГРШЭ 3х10+1х6+3х2,5
Пожарный насос (2)
ГРШЭ 3х50+1х10
РПП-0,66 №4
ЛЭП-6кВ
ТМ-250 6/0,69
ТН-630 6/0,69
АВП-100В 2000
2КРПТМ 3х6+1х4
Освещ.
АП-4
ГРШЭ 3х35+1х10+3х4
ГРШЭ 3х25+1х10+3х4
ГРШЭ 3х16+1х10+3х4
ГРШЭ 3х10+1х6+3х2,5
1ПНБ-2
2ПНБ-2
Перег.
БИА-3С
"Урал-33"
СТП-202
Резерв
ГРШЭ 3х95+1х10
ГРШЭ 3х50+1х10+3х4
ГРШЭ 3х35+1х10+3х4
ГРШЭ 3х25+1х10+3х4
ГРШЭ 3х16+1х10+3х4
ГРШЭ 3х10+1х6+3х4
ГРШЭ 3х50+1х10+3х4
ГРШЭ 3х35+1х10+3х4
ГРШЭ 3х25+1х10+3х4
ГРШЭ 3х10+1х6+3х4
ГРШЭ 3х50+1х10+3х4
ГРШЭ 3х35+1х10+3х4
ГРШЭ 3х50+1х10+3х4
ГРШЭ 3х35+1х10+3х4
РПП-0,66 №1-2
РПП-0,66 №1-1
РПП-0,66 №2-1
РПП-0,66 №2-2
ПРШ
ТСШ-25
ТСШ-1,5
2ШВГБ 5х6
2ШВГБ 3х6
СЭО-1Ф
Освещение
660/24
1ПНБ-2 (3I)
2ПНБ-2 (65)
1ПНБ-2 (3I)
1ПНБ-2 (3I)
1ПНБ-2 (3I

Схема I5

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ КИОСКОВ (КТПН) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЯХ НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

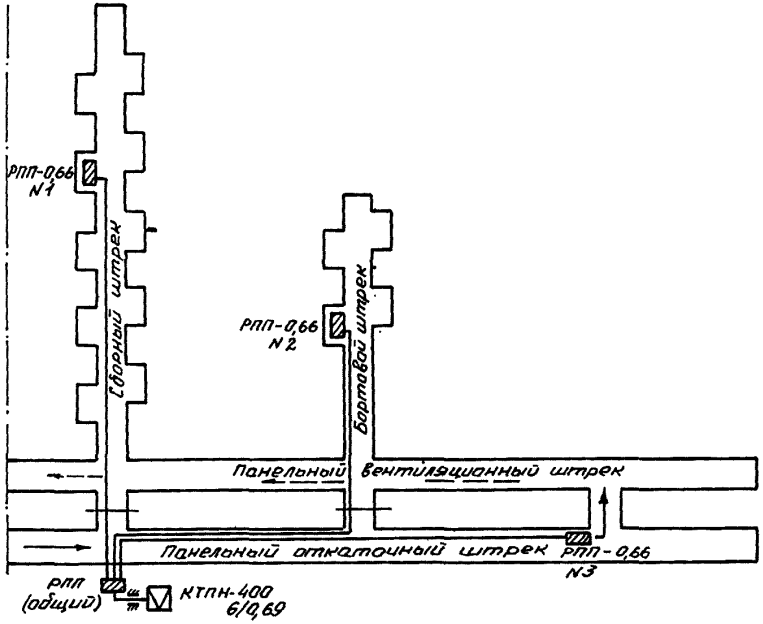


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ

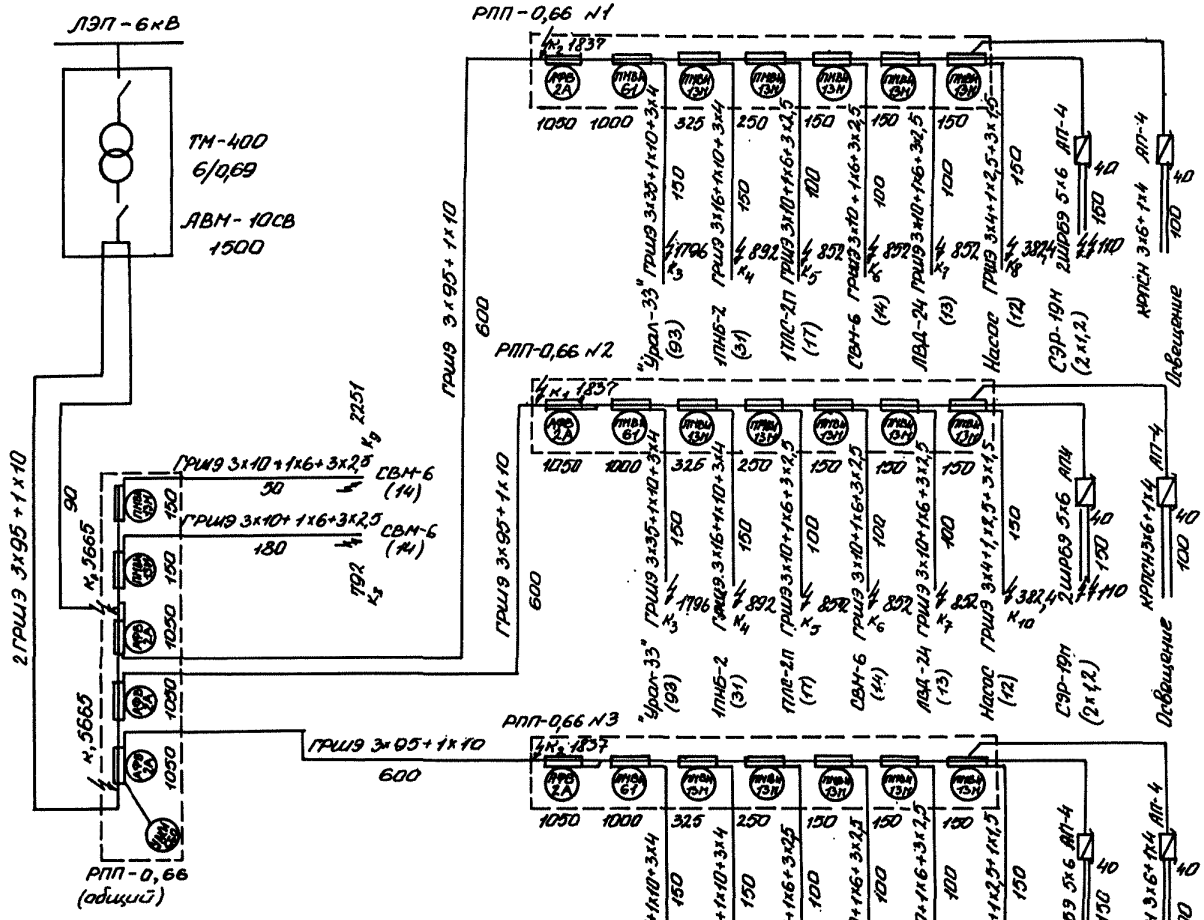


Таблица к схемам 9-16

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	I	АФВ-1А	I	-	-
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	I4	ПМВИ-13м	I8	ПМВИ-13м	I5	ПМВИ-13м	I7
I20 А, 380/660 В	-	-	ПМВИ-23м	I	ПМВИ-23м	3	-	-
250 А, 380/660 В	ПМВИ-6I	7	ПМВИ-6I	7	ПМВИ-6I	3	ПМВИ-6I	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-I0-68	I	ТМ-630/6-I0-68	I	ТМ-630/6-I0-68	I	ТМ-400/6-I0-68	I
То же	-	-	ТМ-I60/6-I0-68	I	ТМ-250/6-I0-68	I	-	-
Пускатель ручной	ПРШ-I	2	ПРШ-I	2	ПРШ-I	2	-	-
Устройство автоматического контроля	УАКИ-660	I	УАКИ-380	2	УАКИ-660	2	УАКИ-660	I

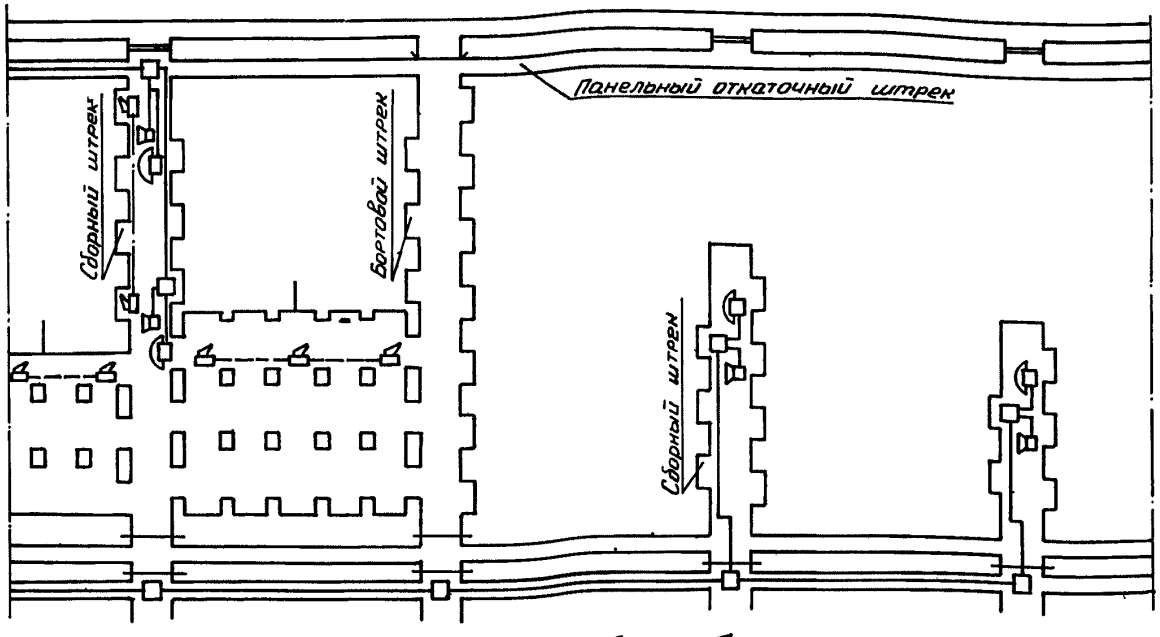
Таблица к схемам 9-16

Журнал спецификации кабелей

Кабели	Сечение, мм^2	Длина по вариантам, м			
		I	II	III	Проходка
Кабель гибкий экранированный	3х95+1х10	900	-	800	1980
ГРШЭ	3х70+1х10	-	1760	-	-
	3х70+1х10+3х4	480	300	-	-
	3х50+1х10	-	160	160	-
	3х50+1х10+3х4	350	530	680	-
	3х35+1х10+3х4	240	280	910	450
	3х25+1х10+3х4	140	50	670	-
	3х16+1х10+3х4	960	1260	70	450
	3х10+1х6	-	140	90	-
	3х10+1х6+3х2,5	-	25	75	1130
	3х4+1х2,5+3х1,5	-	-	-	450
Кабель гибкий с резиновой изоляцией КРПСН	3х6+1х4	1000	1000	1000	300
Кабель гибкий экранированный					
ШРБЭ	5х6	-	480	600	900
	5х4	1440	-	-	-

Схема 17

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 камерном блоке

СОДЕРЖАНИЕ

I. ВВЕДЕНИЕ 3

2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ СЛАНЦЕВ 3

2.I. Геологические и горнотехнические условия разработки 3
2.2. Развитие подземной добычи горючих сланцев 4

3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ 4

3.I. Основные принципы 4
3.2. Область применения 5
3.3. Способ подготовки и система разработки 5
3.4. Способ управления горным давлением 5
3.5. Технология выемки 5
3.6. Взрывные работы 5
3.7. Средства механизации 5
3.8. Крепь подготовительных и очистных забоев 5
3.9. Параметры способа подготовки и системы разработки 6
3.I0. Производительность погрузочных машин 6
3.II. Безопасность работ 6
3.I2. Организация и режим работы 6

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ КАМЕР И ЦЕЛИКОВ 6

5. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ 8

5.I. Средства механизации погрузки 8
5.2. Средства механизации бурения I3
5.3. Средства механизации зарубки I3
5.4. Средства механизации доставки I4

6. УЧАСТКОВЫЙ ТРАНСПОРТ I5

6.I. Конвейерный транспорт по сборному штреку I5
6.2. Погрузочные пункты 20
6.3. Транспортирование горной массы от подготовительных забоев. . 2I
6.4. Вспомогательный транспорт 2I

7. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ 2I

8. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ, БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ И ПОДЗЕМНЫМИ ВОДАМИ 22

8.I. Вопросы вентиляции и борьбы с пылью 22
8.2. Вопросы борьбы с подземными водами 23

9. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ 23

9.I. Общие положения 23
9.2. Порядок расчета схем электроснабжения камерных блоков . . . 25
9.3. Пример расчета схемы электроснабжения камерного блока . . . 3I
9.4. Выбор аппаратов низкого напряжения и токов уставок 33

I0. ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ 35

II. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ЭСТЕТИКА И КУЛЬТУРА ТРУДА НА ПОДЗЕМНЫХ УЧАСТКАХ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТ 35

I2. ОПЫТ РАБОТЫ БРИГАД НА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТАХ . . . 36

I2.I. Работа передовых бригад в камерных блоках 36
I2.2. Опыт работы проходческих бригад 37

I3. МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА КАМЕРНЫЙ БЛОК 37

I3.I. Методика определения технологической производительности погрузочных машин 38
I3.2. Определение коэффициента использования погрузочных машин 40
I3.3. Выбор состава погрузочного оборудования для камерного блока 4I
I3.4. Пример расчета нагрузки на камерный блок 43
I3.5. Определение эксплуатационных потерь сланца 5I
I3.6. Определение норматива проведения подготовительных выработок на I000 т добычи (промышленных запасов) 5I

I4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ 52

ЗАКЛЮЧЕНИЕ 54

СХЕМЫ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

Схема подготовки и система разработки 57
Основные технологические параметры очистного забоя и порядок отработки полублока в течение цикла 58
Схема очистного забоя с комплексом оборудования (Варианты *I* и *II*) 59
Схема очистного забоя с комплексом оборудования (Вариант *III*) . . 60
Схема и последовательность подготовки камерного блока 64
Технология проведения откаточного и вентиляционного панельных штреков 65
Технология проведения сборного и бортового штреков и разрезной камеры 66
Схема вентиляционных соединений. 68
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). 70
Схема электроснабжения камерного блока напряжением 660 В при конвейерном транспорте (*I* вариант схемы очистного забоя) 7I
Схема размещения трансформаторных киосков (*КТПН*) и распределительных пунктов (*РПП*) напряжением 380 В на плане горных работ при электровозном транспорте (*II* вариант схемы очистного забоя) 72
Схема электроснабжения камерного блока напряжением 380 В при электровозном транспорте (*II* вариант схемы очистного забоя) . . . 73
Схема размещения трансформаторных киосков (*КТПН*) и распределительных подземных пунктов (*РПП*) напряжением 660 В на плане горных работ при электровозной откатке (*III* вариант схемы очистного забоя) 74
Схема электроснабжения камерного блока напряжением 660 В при электровозной откатке (*III* вариант схемы очистного забоя) 75
Схема размещения трансформаторных киосков (*КТПН*) и распределительных подземных пунктов (*РПП*) в подготовительных забоях на плане горных работ 76
Схема электроснабжения подготовительных забоев 77
Схема связи и сигнализации 80

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 № 1727

Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского
10,5 уч.-изд.л. Подписано к печати 22/III 1979 г.

gost.e-ecolog.ru