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

ВСЕСОЮЗНЫЙ ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ
И МАРКШЕЙДЕРСКОГО ДЕЛА (ВНИМИ)

ПРОГРЕССИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ „КАМЕРА—ЛАВА“ ДЛЯ ШАХТ ЛЕНИНГРАДСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Москва
1981

gost.e-ecolog.ru

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

ВСЕСОЮЗНЫЙ ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ
И МАРКШЕЙДЕРСКОГО ДЕЛА (ВНИМИ)

УТВЕРЖДЕНА
главным инженером
ПО «Ленинградсланец»
канд. техн. наук
Г. Б. ФРАЙМАНОМ
12 ноября 1980 г.

ПРОГРЕССИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ „КАМЕРА-ЛАВА“ ДЛЯ ШАХТ ЛЕНИНГРАДСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Москва
1981

УДК 622.337.2

Технологическая схема очистных и подготовительных работ при комбинированной системе разработки "камера-лава" для условий шахт Ленинградского месторождения горючих сланцев составлена на основании результатов научно-исследовательских работ Эстонского филиала ИГД им.А.А.Скочинского и института ВНИМИ, опыта работы шахт объединения и передовых бригад. При разработке технологической схемы использовались рекомендации и предложения работников ПО "Ленинградсланец".

Технологическая схема состоит из пояснительной записки и ряда отдельных схем. Пояснительная записка содержит основные принципы разработки схемы, выбор параметров управления кровлей и конструктивных элементов системы разработки, характеристику технологических процессов и средств механизации очистных и подготовительных работ, а также транспорта, вопросы вентиляции, борьбы с пылью, электроснабжения очистных и подготовительных работ, опыт работы передовых бригад на шахтах, вопросы организации работ, методики определения нагрузки на забой и определения экономической эффективности технологической схемы.

В качестве отдельных схем приведены схемы подготовки и система разработки, схемы очистного забоя и размещения оборудования, схемы подготовки выемочных участков и проведения выработок, размещения оборудования для пылеподавления, схемы вентиляционных соединений и электроснабжения.

Технологическая схема предназначена для применения в сланцевых шахтах Ленинградского месторождения. В разработке схемы принимали участие: кандидаты технических наук А.П.Адамсон, Ю.К.Самлан, А.А.Тоомик, В.С.Ундуск, Я.Б.Фрайман и инженеры В.В.Громов, В.В.Дегтяренко, Л.М.Корышева, Л.Н.Панкова, Р.М.Петров, Г.В.Смирнов (Эстонский филиал ИГД им. А.А.Скочинского), канд.техн.наук Г.А.Иванов, инженеры А.В.Плахов, В.П.Стеценко (ВНИМИ), инж. Г.Я.Шамес, инж. В.Е.Прягохин (ПО "Ленинградсланец").

© Институт горного дела им. А. А. Скочинского
(ИГД им. А. А. Скочинского), 1981

I. ВВЕДЕНИЕ

Основным направлением развития подземного способа добычи горючих сланцев является техническое перевооружение предприятий на базе внедрения новой техники и совершенствования технологии.

На Ленинградском месторождении горючих сланцев с 1961 г. применяется комбинированная система разработки "камеры-лавы", базирующаяся на работах Г.П.Бакинова, Д.Ф.Борисова, К.И.Ширенко и др. (а.с. № 160135, 1964 г.), которая в настоящее время занимает доминирующее положение. Эта система постоянно совершенствуется. Благодаря внедрению результатов научных исследований и освоению передового опыта лучшие бригады достигли нагрузки на спаренную камерную лаву около 930 т товарного сланца в сутки. На шахте № 3 в счетверенных камерах-лавах работает бригада, которая в 1979 г. добилась среднесуточной нагрузки 1137 т товарного сланца.

Так как данной системе разработки присущи значительные удельные объемы проведения подготовительных выработок, серьезное внимание в ней уделяется горноподготовительным работам.

Средняя месячная проходка главных и панельных выработок в 1978 г. составила 120 м, а нарезных 400 м на бригаду (как правило, двухзабойную); те же показатели для лучших бригад достигли соответственно 255 и 700 м/мес.

Применение данной технологической схемы должно, с одной стороны, обеспечить повышение производственных показателей в отстающих бригадах и, с другой, содействовать выполнению производственных процессов с соблюдением всех требований техники безопасности и правил технической эксплуатации в сланцевых шахтах. Средствами достижения этой задачи является применение высокопроизводительной техники и технологии с оптимальными параметрами на основе использования новейших достижений горной науки, техники, научной организации труда и опыта работы передовых шахт, участков, бригад.

2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ СЛАНЦЕВ НА ЛЕНИНГРАДСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

2.1. Геологические и горнотехнические условия разработки месторождения

Месторождение сложено палеозойскими породами кембрия, ордовика и девона, перекрытыми четвертичными отложениями. Прослои горючих сланцев встречаются в таллинском, кукерском и идавереском горизонтах среднего ордовика. Промышленное значение имеют горючие сланцы, залегающие в кукерском горизонте. В нижней части горизонта, на глубине 50-150 м от поверхности, расположены четыре сближенных слоя горючих сланцев, которые вместе с прослоями известняков образуют промышленный пласт, залегающий почти горизонтально; мощность пласта колеблется в пределах от 2,0 до 2,3 м (рис. 2.1).

Почва промышленного пласта представлена известняками таллинского горизонта. Породы кровли сложены слоями известняков, мергелей, горючих и глинистых сланцев с прослойками глин мощностью в нижней части (до 25 м) от 0,02 до 0,60 м, выше - 1 м и более.

Карбонатные породы ордовика и приуроченные к ним слои горючих сланцев пересечены системой трещин. Литогенетические трещины развиты в пределах отдельных слоев пород и имеют различное направление. Сюда относятся и трещины напластования. Тектонические трещины пересекают весь комплекс пород ордовика в северо-восточном и северо-западном направлениях. Трещины северо-восточного направления обычно располагаются группами тектонических зон шириной 30-40 м; расстояние между зонами - 50-150 м. Среднее расстояние между трещинами северо-западного направления составляет 30 м.

Непосредственная кровля пласта мощностью до 4 м сложена слоями известняка, которые разделяются прослойками горючего и глинистого сланца. Мощность прослойков - 0,02-0,40 м. В непосредственной кровле на высоте 0,8-0,9; 1,6-1,8; 2,4-2,6 и 3,6-3,8 м от кровли пласта встречаются зоны расслоения (ослабленные контакты), которые нередко обводнены (водопроводящие плоскости).

Карстовые нарушения, приуроченные к трещинам северо-восточного направления, распространены на всей территории месторождения. Каждый третий внемочный блок испытывает влияние карстовых нарушений, и 2% запасов сланца заменено глиной.

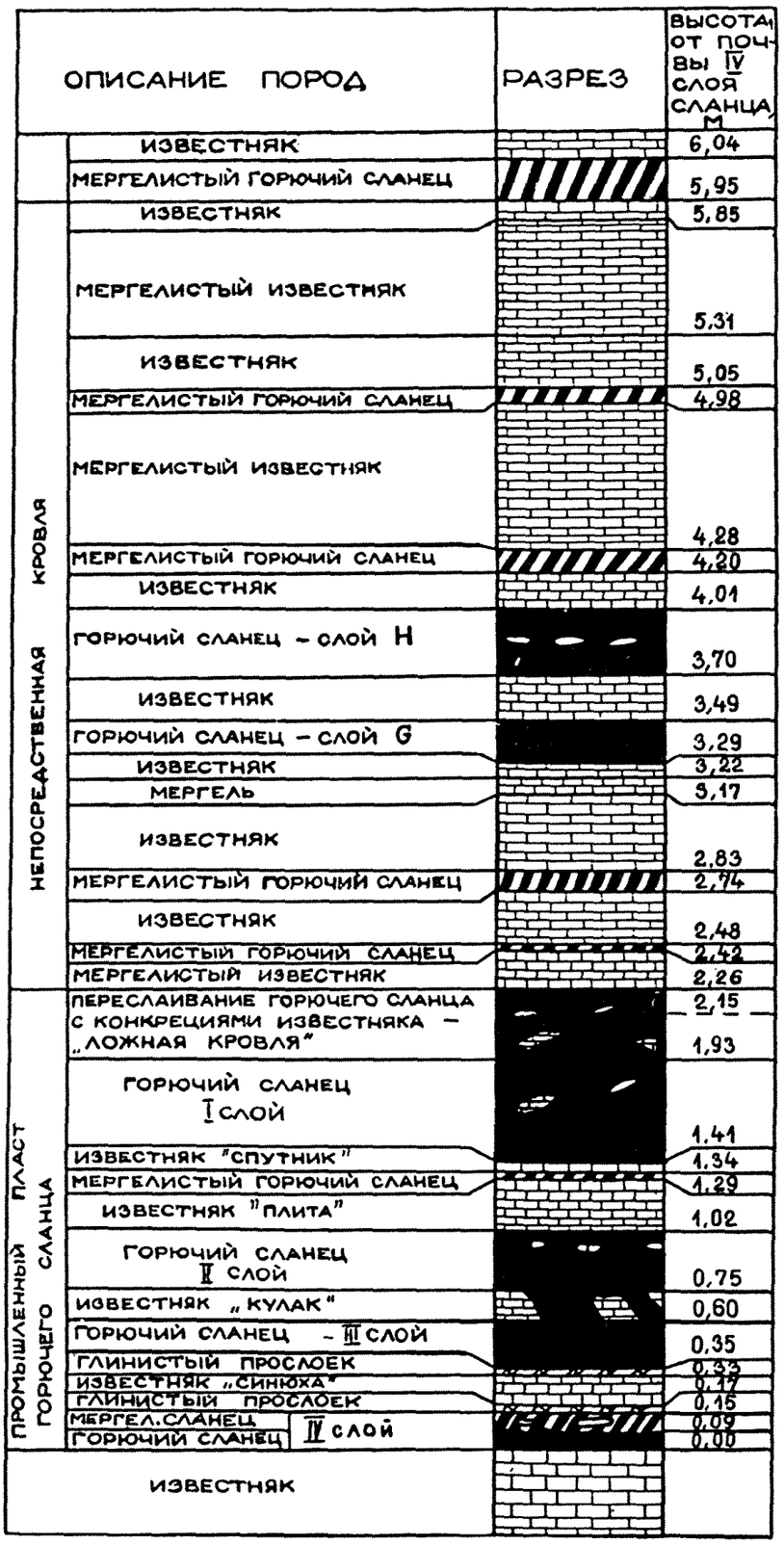


Рис. 2.I. Разрез пород промышленного пласта и непосредственной кровли (шахта "Ленинградская")

В пределах месторождения выделяются семь водоносных горизонтов.Из них на горные выработки воздействуют в основном кукерский, иевский (в кровле пласта) и таллинский (в почве пласта). Основное воздействие этих водоносных горизонтов выражается в увеличенном притоке воды в выработки. В последние годы из трех шахт вместе выкачивается 3400–3600 $м^3$/ч воды. Кроме того, в пределах непосредственной кровли в зонах расслоения могут встречаться напорные воды, величина гидростатического давления которых колеблется от 2 до 7 м водяного столба. Гидростатическое давление в непосредственной кровле имеет локальный характер.

2.2. Развитие подземной добычи горючих сланцев

Основная часть сланца на месторождении добывается комбинированной системой разработки "камера-лава". За последние годы была испытана система разработки длинными столбами с буровзрывной выемкой и полным обрушением кровли. В настоящее время эта технологическая схема осваивается.

Комбинированная система разработки "камера-лава" начала внедряться на шахте № 3 ПО "Ленинградсланец" с 1961 г., на шахте "Ленинградская" – с 1971 г. К началу 1979г. на шахтах Ленинградского месторождения с помощью данной технологии добывали 65% всего сланца. За этот период накопился опыт, выработались передовые приемы выполнения отдельных операций и прогрессивные формы организации труда. Кроме того, научно-исследовательские работы, проведенные ЛГИ, ВНИМИ и ИГД им. А.А.Скочинского, способствовали совершенствованию технологических процессов и позволили разработать ряд методических и нормативных документов. Все это, а также широкая инициатива инженерно-технических работников шахт и производственного объединения позволили планомерно повышать нагрузку на очистные забои и тем самым улучшать технико-экономические показатели. Так, в 1979 г. средняя нагрузка на спаренные лавы в нормальных горно-геологических условиях составила около 800 т в сутки. Передовые бригады за это же время достигли нагрузки на пару камер-лав около 900 т/сут. Производительность труда в передовых бригадах в среднем за 1979 г. составила около 36 т на выход товарного сланца (ГРОЗ), что примерно на 8% выше средней. В счетверенных камерах-лавах была достигнута производительность около 38 т/выход товарного сланца.

Для достижения высокого уровня нагрузок на пару лав всеми очистными бригадами шахт Ленинградского месторождения используются различные технические и организационные мероприятия. Назрела необходимость в детальном изучении опыта передовых бригад, упорядочении технологической дисциплины при выполнении производственных процессов на очистных работах, выявлении технических и организационных резервов и разработке рекомендаций по передовым методам и приемам работы, применению новейшей горной техники и прогрессивных технологических решений, а также в создании единых методических положений для расчета параметров забоя и технико-экономических показателей.

Это позволит достичь большинством очистных бригад экономически целесообразных и технически оправданных уровней нагрузок на очистной забой.

Большой удельный вес добычи при данной технологии на месторождении и необходимость упорядочения и унификации использования машин и механизмов на внемочном участке, параметров блока и технологических процессов обусловили необходимость разработки типовой технологической схемы.

2.3. Развитие технологии подготовительных работ

Используемая на Ленинградском месторождении технология проведения подготовительных выработок с буровзрывной отбойкой и отгрузкой взорванной горной массы погрузочными машинами типа ППНБ-2 в последние годы постоянно совершенствовалась путем замены забойного оборудования старых образцов на новое, более надежное и производительное, и улучшения организации работ (переход от погрузки в шахтные вагонетки к погрузке на скребковый конвейер, использование прогрессивной технологии с погрузкой в самоходный вагон 5ВС-15). Это позволило улучшить основные технико-экономические показатели подготовительных работ.

Средняя месячная проходка на бригаду возросла с 267 м в 1971 г. до 324 м в 1978 г. Производительность труда проходчиков увеличилась за этот же период на 11%.

Основным направлением развития технологии подготовительных работ на ближайшие годы остается совершенствование буровзрывного способа проходки. При этом в первую очередь должны решаться задачи:

перехода на вариант технологии с использованием самоходных вагонов 5ВС-15;
механизации бурения по забою подготовительных выработок с использованием буропогрузочных машин 1ПНБ2БС и 2ПНБ-25(с);
изыскания при проведении выемочных выработок возможности механизации бурения и использования самоходных вагонов;
применения более перспективных ВМ и СВ для увеличения эффективности взрывной отбойки;
совершенствования паспортов буровзрывных работ;
совершенствования крепления кровли путем применения винтовых анкеров и переносных приспособлений для их установки и бурения по кровле шпуров диаметром 26-28 мм;
изыскания средств механизации доставки материалов и оборудования, монтажных, погрузочно-разгрузочных и прочих вспомогательных работ, выполняемых в настоящее время вручную.

В более отдаленной перспективе целесообразным представляется использование проходческих комплексов, состоящих из комбайна избирательного действия, устройств для бурения по кровле и установки для возведения винтовых анкеров, перегружателя и т.д.

3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

3.1. Основные принципы

В основу разработки технологической схемы положены следующие принципы:

максимальная механизация всех производственных процессов очистных и подготовительных работ, базирующаяся на эффективном использовании серийных горных машин и оборудования;

комплексное решение вопросов, связанных с ведением очистных и подготовительных работ: горных (способ подготовки и система разработки, способ проведения подготовительных выработок), механизации, организации труда, транспорта, вентиляции, энергоснабжения, связи и сигнализации, безопасности;

своевременное воспроизводство очистного фронта путем принятия числа одновременно действующих подготовительных забоев с расчетной скоростью их проведения при рациональной последовательности подготовки;

соответствие производительности очистных забоев пропускной способности общешахтного 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 1,65 до 2,20 м и мощности покрывающих пород не менее 50 м, в том числе карбонатных пород не менее 25 м в трещиноватых, но устойчивых карбонатных породах почвы и кровли, за исключением зоны карстовых нарушений, т.е. в нормальных горно-геологических условиях.

3.3. Способ подготовки, система разработки и определение их параметров

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.

Для подготовки выемочных участков шахтное поле главными и панельными штреками разрезается на панели шириной 600-800 м, в перспективе - до 1200 м. Для каждой панели проходятся два-четыре панельных штрека. В пределах панели подготавливаются выемочные участки шириной 200-400 м, которые отрабатываются спаренными или счетверенными камерами-лавами. В нормальных горно-геологических условиях рациональная длина камеры-лавы определяется в зависимости от применяемого погрузочного оборудования согласно "Практическому руководству по выбору типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт" (1972г.). Вблизи зон карстовых нарушений длина камеры-лавы определяется с учетом конкретных условий. Ширина камеры-лавы принимается в соответствии с разделом 4 данной технологической схемы.

Длина выемочных участков (столбов) равна ширине панели. Каждый участок по ширине разрезается сборным и бортовыми штреками на два-четыре длинных столба. По обеим границам участка проводятся бортовые штреки. При подготовке на участке счетверенных камер-лав дополнительно проводятся еще промежуточные бортовые

штреки. Длинный столб разделяется по длине разрезными штреками на короткие столбы, отрабатываемые камерами-лавами. При достижении камерой-лавой расчетной ширины формируется междукамерный целик, поддерживающий основную кровлю. После этого оборудование переносится в следующий разрезной штрек, откуда очистные работы продолжаются аналогичным образом. Размеры опорных ленточных целиков между камерами-лавами определяются также согласно разделу 4 данной схемы в зависимости от горно-геологических условий. Все камеры-лавы на выемочном участке отрабатываются одновременно на один общий сборный штрек, и забой движется общим фронтом в одной линии в сторону погрузочного пункта.

По структуре вентиляционных соединений схемы отработки и подготовки выемочных участков спаренными или счетверенными камерами-лавами представлены в двух вариантах: исходящая струя участка отводится по кроссингу через сборный штрек или же по кроссингу через откаточный штрек. В первом варианте пропускная способность кроссингов типа перекидного моста может не удовлетворить фактическому количеству воздуха в исходящих струях. В таком случае следует применять варианты схемы подготовки с кроссингом через откаточный штрек.

3.4. Способ управления горным давлением

Поддержание пород основной кровли производится путем оставления ленточных целиков между камерами-лавами (и между выемочными участками). Максимальный пролет камеры-лавы ограничивается естественной устойчивостью пород основной кровли.

3.5. Технология выемки

На очистных работах применяется выемка с помощью буровзрывных работ с предварительной зарубкой пласта и механизированной погрузкой горной массы на скребковый конвейер.

На горноподготовительных работах приняты буровзрывная выемка и механизированная погрузка горной массы в самоходный вагон или на скребковый конвейер с дальнейшей перегрузкой ее в шахтные вагоны. Непосредственная кровля закрепляется анкерной крепью.

3.6. 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 испытаниям.

3.7. Крепь подготовительных и очистных забоев

В подготовительных выработках (откаточные и вентиляционные) предусматривается применение анкерной крепи, в подготовительных выработках выемочного участка (сборный, разрезной и бортовой штреки) - деревянной стоечной крепи совместно с анкерами или только анкерной крепи (бортовые штреки), в очистных выработках (камера-лава) - деревянной стоечной крепи и при наличии местных геологических нарушений дополнительно анкерной крепи. Параметры крепи определяются согласно разделу 4 и "Указаниям по применению металлической и железобетонной штанговой крепи на сланцевых шахтах Ленинградского месторождения" (1979 г.).

3.8. Производительность погрузочных машин

Производительность погрузочных машин, а также состав погрузочного оборудования на выемочном участке 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.

3.9. Безопасность работ

При разработке пласта сланца следует руководствоваться положениями "Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах", утвержденными Госгортехнадзором СССР в 1972 г., "Единых правил безопасности при взрывных работах" (1967 г.), "Руководства по безопасному применению короткозамедленного взрывания и предупреждению взрывов пыли на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна" (1975 г.) и "Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт (1976 г.).

3.10. Организация и режим работы

Принят режим работы в 3 семичасовые смены с перерывом 3 ч между третьей и первой сменами при пятидневной рабочей неделе.

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

4. ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ И КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

4.1. Выбор размеров камер

При разработке пласта горючего сланца камерами-лавами непосредственная кровля поддерживается крепью, устанавливаемой в камерах, а основная, как и вся налегающая толща пород, - междукамерными целиками, в связи с чем размер пролета камеры определяется величиной устойчивого пролета основной кровли. Исходя из сказанного, допустимую ширину камеры А можно найти по следующей формуле, полученной из представления работы кровли как балки, защемленной на двух опорах:

$$A = \frac{L_0}{\sqrt{n_к}} + 2h_н tg\,\omega_н \ , \qquad (4.1)$$

где L_0 – пролет первого обрушения основной кровли;

$h_н$ – мощность непосредственной кровли;

$\omega_н$ – угол излома пород непосредственной кровли;

$n_к$ – коэффициент запаса несущей способности основной кровли.

Длина камеры (лавы) влияет на величину пролета первого обрушения основной кровли только до определенного предела, что подтверждается как практическим опытом, так и расчетами на основе формулы эквивалентного пролета В.Д.Слесарева

$$L_{0.э} = \frac{L_0 L_л}{\sqrt{L_0^2 + L_л^2}} \ , \qquad (4.2)$$

где $L_{0э}$ – пролет первого обрушения кровли в лаве неограниченной длины (эквивалентный пролет);

$L_л$ – суммарная длина лав.

Результаты расчетов для средней величины пролета обрушения основной кровли L_0 = 40 м приведены на рис. 4.1, из которого

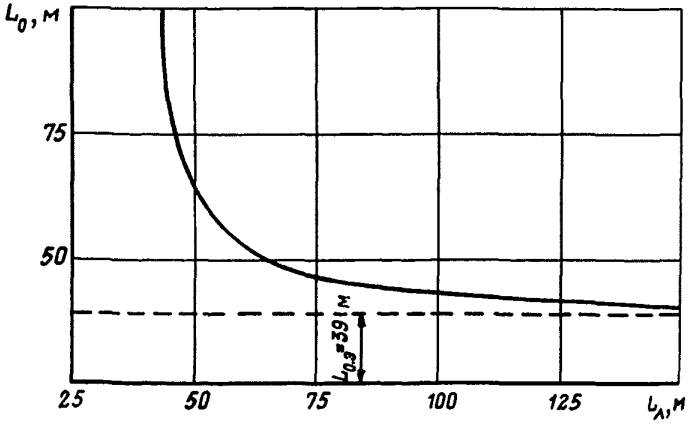


Рис. 4.1. Изменение величины пролета первого обрушения основной кровли в зависимости от длины лавы

следует, что при суммарной длине лав свыше 100 м пролет первого обрушения основной кровли практически не изменяется и близок по величине эквивалентному пролету.

4.2. Расчет размеров целиков

Разработка пласта сланца камерами-лавами сопровождается оставлением междукамерных и междублоковых целиков, которые имеют разные схемы нагружения (рис. 4.2 и 4.3). Несущая способность таких целиков должна определяться с учетом изменения их прочности во времени. Длительная прочность пласта горючего сланца R_t вычисляется по формуле

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

где R_t – предел длительной прочности пласта;

C, m – параметры, зависящие от свойств горных пород (C – в единицах измерения прочности, m – безразмерная величина);

t – срок службы целика, мес;

1 – коэффициент, мес.

Пределы длительной прочности и параметры формулы (4.3) определяются экспериментальным путем по данным фактической устой-

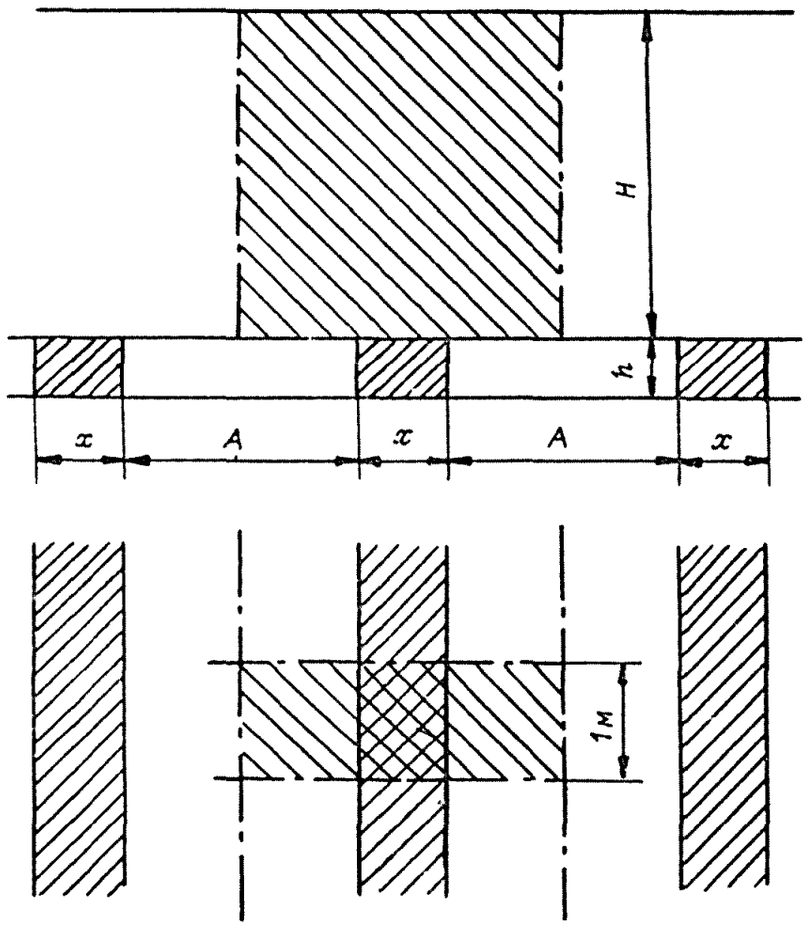


Рис. 4.2. Схема к расчету междукамерных целиков

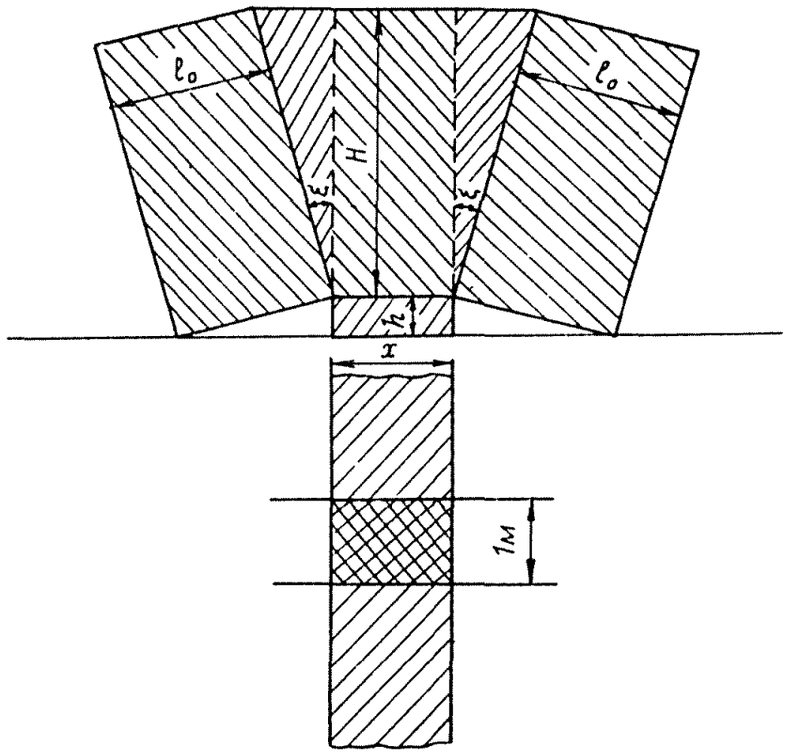


Рис. 4.3. Схема к расчету целиков между выемочными участками

чивости целиков во времени или по результатам лабораторных испытаний моделей целиков.

При расчете размеров целиков изменение соотношения их ширины и высоты учитывается коэффициентом формы $K_ф$. Для условий Ленинградского месторождения горючих сланцев это изменение в интервале отношений ширины к высоте целика от 1,7 до 10 хорошо описывается зависимостью

$$K_ф = 2{,}1 - 1{,}5\frac{h}{x-q}. \qquad (4.4)$$

С учетом этой зависимости составлены приведенные ниже формулы расчета целиков между камерами и между выемочными участками:

междукамерные целики

$$x = \frac{(2{,}1q + 1{,}5h)R_t + n_ц A\gamma H}{2{,}1R_t - n_ц \gamma H}; \qquad (4.5)$$

целики между выемочными участками

$$x = \frac{(2{,}1q + 1{,}5h)R_t + n_ц(H\,tg\omega + \ell_0)\gamma H}{2{,}1R_t - n_ц \gamma H}, \qquad (4.6)$$

где x – проектная ширина целика;

q – суммарная ширина зон нарушения стенок целика взрывными работами;

h – высота целика (вынимаемая мощность пласта);

A – ширина камеры;

ℓ_0 – шаг последующих осадок основной кровли (длина обламывающихся породных блоков);

ω – угол излома пород налегающей толщи (угол отклонения поверхности обрушения от вертикальной плоскости);

γ – усредненный объемный вес пород подрабатываемой толщи;

H – глубина разработки пласта;

R_t – длительная "кубиковая" прочность массива горных пород, слагающих целик (длительная "кубиковая" прочность пласта);

$n_ц$ – коэффициент запаса прочности целика.

4.3. Расчет крепи в камерах

Крепь камер служит для поддержания пород непосредственной кровли в течение всего периода их отработки, а затем частично извлекается. Удельное давление p от веса пород непосредственной кровли составляет

$$p = \gamma_н h_н, \qquad (4.7)$$

где $\gamma_н$ – средневзвешенный объемный вес пород непосредственной кровли;

$h_н$ – мощность непосредственной кровли.

Выполненные ВНИМИ исследования показали, что в средних частях камер по их ширине и длине нагрузка на крепь значительно выше, чем вблизи неотработанного массива и целиков. При этом увеличение нагрузки происходит постепенно от краев камер к их центру, где оно возрастает до максимума. Исходя из этого давление на крепь по ширине камеры p_y может быть вычислено по следующей формуле:

$$p_y = \gamma_н h_н \left(2 - \frac{4y}{A}\right), \qquad (4.8)$$

где y – расстояние от центра камеры до крепи;

A – ширина камеры.

Общая плотность крепи рассчитывается по удельной нагрузке, определяемой по формуле (4.7); ее расстановка по ширине камеры производится в соответствии с плотностью, рассчитываемой с учетом формулы (4.8). При этом расстановка ее должна осуществляться участками с одинаковой плотностью, меньшей или большей средней плотности, с таким расчетом, чтобы в пределах площади всей камеры плотность крепи соответствовала ее средней расчетной величине. Плотность крепи на отдельных участках должна быть примерно равной плотности, рассчитанной по формуле (4.8) для середины участка (отклонения допускаются в пределах ±20%).

При существующей технологии выемки сланца камеры крепятся деревянной крепью. Допустимая нагрузка P на деревянную стойку находится по формуле

$$P = \frac{\sigma_{кр} F}{n_c}, \qquad (4.9)$$

где $\sigma_{кр}$ – критические напряжения сжатия;

F – площадь поперечного сечения стойки;

n_c – коэффициент запаса прочности стойки.

Величину критических напряжений сжатия вдоль волокон для сосновой стойки определим по формуле

$$\sigma_{кр} = 220 - \frac{6\,\ell_c}{d}\ \text{кгс/см}^2, \qquad (4.10)$$

где 220 и 6 - эмпирические коэффициенты, кгс/см^2;

l_c - длина стойки;

d - диаметр стойки.

Таким образом, допустимая нагрузка на сосновую стойку с учетом зависимости (1.10) составит

$$P = (220 - \frac{6 l_c}{d}) \frac{F}{n_c}. \qquad (4.11)$$

По найденным из выражений (4.7) и (4.11) значениям p и P определяется необходимая плотность крепи

$$n = \frac{P}{p} = \frac{0{,}1 n_c \gamma_н h_н}{\left(220 - \frac{6 l_c}{d}\right) F}, \qquad (4.12)$$

где γ выражено в тс/м^3, h - в м, F - в м^2.

4.4. Исходные данные для расчетов и рекомендации по отработке и креплению камер

Первое обрушение нижней пачки пород основной кровли мощностью около 2,5 м с отслоением на горизонте 6,1 м от кровли сланцевого пласта на шахтах Ленинградского месторождения горючих сланцев происходит при отходе лав от заднего целика на 40–48 м. При этом пролет обрушения основной кровли по поверхности ее контакта с непосредственной кровлей составляет 35–45 м при средней величине l_0 = 40 м. Шаг последующих обрушений основной кровли составляет 1/3 ÷ 1/4 величины пролета ее первого обрушения, т.е. l_0 = 12 м. Угол обрушения непосредственной кровли составляет $\omega_н$ = 25° ($tg\,25^0$ = 0,466), а средняя величина угла излома всей толщи пород до дневной поверхности ω = 19° ($tg\,19^0$ = 0,344). Мощность непосредственной кровли составляет в среднем $h_н$ = 3,6 м, а ее усредненный объемный вес $\gamma_н$ = 2,3 тс/м^3. Средний объемный вес подрабатываемой толщи пород γ = 2,5 тс/м^3. Вынимаемая мощность пласта (высота целиков) на участках месторождения с нормальными условиями изменяется в пределах от 1,6 до 1,8 м, составляя в среднем 1,7 м. Суммарная зона разрушения стенок выработок и целиков взрывными работами q по данным ВНИМИ составляет 0,6 м.

Расчет целиков обычно осуществляется по "кубиковой" прочности. Для вычисления длительной "кубиковой" прочности пласта по формуле (4.3) в нее подставляется предел длительной "кубиковой" прочности, который, согласно выполненным во ВНИМИ лабораторным и натурным исследованиям, можно принять равным половине условно-мгновенной "кубиковой" прочности сланцевого пласта R_0, составляющей для Ленинградского месторождения 1500 тс/м^2. Таким образом, предел длительной "кубиковой" прочности пласта R_∞ в этом случае будет равен 0,5·1500 = 750 тс/м^2.

Другие параметры формулы (4.3) можно предварительно определить исходя из данных для Эстонского месторождения, полученных в результате многолетних наблюдений за устойчивостью столбчатых междукамерных целиков (для Ленинградского месторождения таких данных нет). При этом параметр m, характеризующий наклон кривой длительной прочности, можно принять таким же, как для Эстонского месторождения, т.е. m = 0,25, а параметр C можно определить исходя из условия принятия одинаковой степени снижения прочности пласта на обоих месторождениях для промежутка времени t = 1 мес; отсюда C = 725 тс/м^2. Параметры C и m, определенные для Ленинградского месторождения, дают запас прочности, поскольку здесь пласт содержит больше известняка, чем на Эстонском месторождении. Известняк же снижает прочность во времени меньше горючего сланца, поэтому и весь пласт на Ленинградском месторождении должен меньше снижать прочность во времени, чем на Эстонском.

С учетом найденных значений параметров формулы (4.3) зависимость для определения длительной "кубиковой" прочности пласта может быть записана в окончательном виде так:

$$R_t = 750 + 725 \left(\frac{1}{t}\right)^{0{,}25}. \qquad (4.13)$$

При принятых на Ленинградском месторождении размерах выемочных участков и существующей скорости подвигания очистных работ срок отработки одного выемочного участка достигает полутора лет. Таким образом, при расчете длительной "кубиковой" прочности пласта для междукамерных целиков и целиков между выемочными участками следует принимать t = 18 мес. Для этого периода времени длительная "кубиковая" прочность пласта R_t составляет 1100 тс/м^2.

При определении коэффициента запаса прочности кровли горных выработок и целиков должны учитываться следующие основные факторы: достоверность значений показателей прочностных характеристик горных пород, изменение прочности пород во времени, неточность применяемой расчетной схемы и возможность отклонения фактических размеров горных выработок и целиков от проектных, а также другие

факторы, которые могут иметь место и точный учет которых практически невозможен. В общем виде для нормальных геологических условий коэффициент запаса прочности подсчитывается по формуле

$$n = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 , \qquad (4.14)$$

где n_1 – коэффициент, учитывающий изменение прочностных характеристик пород;

n_2 – коэффициент, учитывающий изменение прочности горной породы во времени;

n_3 – коэффициент, учитывающий неточность расчетной схемы, возможные отклонения фактических размеров горных выработок и целиков от расчетных и другие неучтенные факторы.

Определение ширины камер осуществляется в зависимости от величины пролета первого обрушения основной кровли. Коэффициент n_1 определим как соотношение квадратов средней величины этого пролета к минимальной, т.е.

$$n_1 = \frac{40^2}{35^2} \approx 1{,}3.$$

При выборе размеров камер исходя из известных пролетов первого обрушения основной кровли, а также с учетом особенностей схемы ведения очистных работ в камерах и наличия постоянного контроля за смещениями их кровли можно принимать $n_3 = 1$.

Коэффициенты n_2 для известняка основной кровли, а также общие величины коэффициентов запаса прочности в зависимости от времени отработки камеры приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Зависимость коэффициента запаса прочности основной кровли от времени отработки камеры

Время отработки камеры t, сут	10	20	30	40	50	60	70	120
Коэффициент n_t	1,14	1,16	1,17	1,18	1,19	1,19	1,20	1,21
Коэффициент запаса прочности $n_к$	1,48	1,51	1,52	1,53	1,55	1,55	1,56	1,57

Выбор коэффициента запаса прочности при расчете целиков осуществляется исходя из следующих соображений. По данным ВНИМИ, разброс прочностных показателей горных пород Прибалтийского бассейна при испытаниях в натурных условиях, как правило, не выходит за пределы ±15%, поэтому принимаем $n_1 = 1{,}15$. Поскольку расчет целиков производится по длительной прочности, принимаем $n_2 = 1$, а $n_3 = 1{,}05$. Таким образом, при определении размеров целиков коэффициент запаса прочности должен составлять

$$n_ц = 1{,}15 \cdot 1 \cdot 1{,}05 \approx 1{,}2.$$

Такая величина коэффициента запаса прочности должна приниматься при расчете столбчатых и непрорезанных горными выработками ленточных целиков. В случае расчета ленточных целиков, прорезанных горными выработками, как, например, междукамерные целики, этот коэффициент запаса прочности необходимо умножить на коэффициент, учитывающий изрезанность целика горными выработками:

$$K_S = \frac{S}{S_0} ,$$

где S и S_0 – площадь целика соответственно без вычета площади прорезывающих его выработок и с вычетом этой площади. Для междукамерных целиков при системе разработки камерами-лавами можно принимать $K_S = 1{,}1$; общий коэффициент запаса прочности в этом случае будет составлять $n_ц = 1{,}3$.

При выборе коэффициента запаса прочности деревянной крепи необходимо учитывать неодинаковую несущую способность и неравномерность нагружения стоек (принимается $n_1 = 1{,}3$), а также снижение их несущей способности во времени (в пределах реального срока отработки камер можно принимать несущую способность деревянных стоек во времени неизменной, т.е. $n_2 = 1$). Все прочие факторы, как и при расчете пролетов камер, учитываются коэффициентом $n_3 = 1{,}15$. Общий коэффициент запаса прочности стоек составит

$$n_c = 1{,}3 \cdot 1 \cdot 1{,}15 = 1{,}5.$$

Срок отработки каждой камеры, как правило, не должен превышать 1 мес. В исключительных случаях время отработки камер может быть увеличено до 2 мес. При этом следует считаться с возможностью появления пригрузки основной и непосредственной кровли со стороны залегающих выше подработанных пород.

Величина пригрузки консоли несущего слоя кровли со стороны вышележащих слоев зависит от отношений мощностей отдельных пригружающих слоев и их суммарной мощности к мощности несущего

слоя, причем с увеличением первого отношения пригрузка уменьшается, а с увеличением второго – возрастает. В соответствии с результатами этих исследований для условий Ленинградского месторождения, где отношение суммарной мощности пригружающих слоев основной кровли к мощности ее нижней несущей пачки составляет около 2,4, а отношение мощностей отдельных пригружающих слоев к мощности той же нижней пачки основной кровли находится в пределах от 0,5 до I, пригрузка составляет примерно 0,5 собственного веса слоя. С запасом можно принять такую же максимальную пригрузку нижней несущей пачки основной кровли в камерах.

Исходя из того, что при отработке камеры в течение I мес пригрузки нижней пачки основной кровли нет, что подтверждается методом обратного пересчета и другими косвенными расчетами, а при ее отработке за 2 мес и более пригрузка ориентировочно (с запасом) становится равной максимальной ее величине, коэффициент, учитывающий наличие пригрузки, может быть рассчитан по следующей формуле:

$$K_{п} = I + \frac{t - 30}{60}, \qquad (4.I5)$$

где t – время отработки камеры, сут.

При расчетах пролетов камер, срок отработки которых по каким-либо причинам планируется свыше I мес, на коэффициент, рассчитанный для соответствующего периода времени, должен быть умножен коэффициент запаса прочности, взятый из табл. 4.I.В случае отработки камер за 30 сут и менее следует принимать $K_{п} = I$, а свыше 60 сут – $K_{п} = I,5$.

Что касается пригрузки непосредственной кровли, то, учитывая ее более высокую гибкость, чем основной кровли, коэффициент пригрузки ее и, следовательно, крепи камер можно приближенно принять равным I,I. Таким образом, при расчетах плотности крепи камер, отрабатываемых свыше 30 сут, коэффициент запаса прочности крепи нужно принимать равным I,I $n_{c} = I,I \cdot I,5 = I,65$.

Удельное давление пород непосредственной кровли в соответствии с формулой (4.7) составляет

$$P = 2,3 \cdot 3,6 = 8,28 \text{ тс/м}^2.$$

Для такого давления на крепь и средней длины стойки, равной средней вынимаемой мощности пласта $\ell_{c} = I,7$ м, выполнены расчеты плотности крепи камер при различном диаметре стоек. Расчеты сделаны при коэффициенте запаса прочности $n_{c} = I,5$. Результаты их сведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Плотность и расстановка крепи в зависимости от диаметра стоек

Диаметр стоек d, см	Допустимая нагрузка на стойку P, тс	Необходимая плотность крепи n, стоек/м²	Расстановка крепи, м
I4	I5	0,55	2x0,9
I5	I8	0,46	2xI,I
I6	2I	0,39	2xI,2
I7	24	0,35	2xI,4
I8	28	0,30	2xI,7
I9	3I	0,27	2xI,9
20	35	0,24	2x2,2

Стойки диаметром меньше I4 см для крепления камер применять не следует.

Расстояние между рядами крепи принимается равным ширине вруба, которая при принятой технологии выемки пласта составляет, как правило, I,9–2,0 м. Расстояние между стойками в ряду следует выбирать в зависимости от диаметра крепежного леса, руководствуясь табл. 4.2,и с учетом зависимости (4.8).При необходимости увеличения плотности крепи в центральных частях камер в соответствии с зависимостью (4.8) нужно уменьшать расстояние между стойками в ряду и пробивать дополнительные ряды крепи. В нормальных условиях в средних частях пролетов камер пробивается не менее трех дополнительных рядов крепи. Они устанавливаются одновременно с основными в период отработки этих частей камер. Расстояние между стойками в дополнительных рядах такое же, как и в основных, но по длине они не доводятся до бортовых целиков на I5 м. В случае выемки пласта без оставления целиков между выемочными участками дополнительные ряды крепи пробиваются на всю длину лавы (камеры).

Деревянные стойки крепи камер должны устанавливаться под верхняки, назначение которых заключается прежде всего в придании крепи необходимой податливости. Минимально необходимая величина податливости крепи в камерах должна быть близкой к максимальному прогибу основной кровли, достигающему к моменту отработки камеры 40 мм. При отсутствии такой податливости крепь может ока-

заться преждевременно поврежденной. Максимально допустимая величина податливости крепи определяется величиной критического прогиба кровли камер, при которой появляются трещины разлома, и не должна превышать 80 мм. Верхняки должны изготовляться из дерева мягких пород (ель, сосна, осина и т.п.). В качестве верхняков могут применяться обрезки досок, горбылей, распилов, расколотых рудничных стоек. Допускается применение составных (не более чем из двух частей) верхняков. Толщина верхняков должна быть 4–6 см, длина – 25 см, ширина – не менее диаметра стойки.

Установка крепи в камере должна производиться после отгрузки горной массы вслед за передвижкой конвейера. По мере продвижения погрузочной машины необходимо через 3 м устанавливать стойки временной крепи. Отставание временной крепи от места погрузки горной массы не должно превышать 20 м. Отставание постоянной крепи от забоя лавы допускается до 5 м, а перед подрубкой лавы оно должно быть не более 3 м. Подрубку лавы можно начинать лишь после установки постоянной крепи с отставанием не менее 10 м от места ее возведения.

После отработки камер крепь в них частично извлекается. Эта операция должна выполняться до момента окончания отработки следующей камеры.

Величины максимальных смещений кровля в камерах к моменту отработки колеблются в пределах от 30 до 60 мм и составляют в среднем 45 мм, включая смятие целика. В отработанных камерах непосредственно перед обрушением величина прогиба кровли находится в пределах 100–120 мм, включая смятие целика. Величина прогиба основной кровли к моменту отработки камеры достигает в среднем 40 мм; перед обрушением она составляет в зависимости от ширины камеры 80–100 мм, что соответствует наклону кровли около 6 мм на 1 м полупролета камеры, или 0,006. Осадка целиков изменяется в зависимости от их ширины в пределах от 10 до 45 мм. Приведенные данные позволяют ориентироваться при осуществлении контроля за устойчивостью кровли камер в процессе их отработки.

При обрушении непосредственной кровли возможность возникновения опасных воздушных ударов исключена, так как обрушение ее происходит отдельными участками ограниченных размеров. Кроме того, на середине пролета и у целиков перед обрушением в кровле образуются трещины разлома, через которые часть воздуха уходит вверх, заполняя пустоты, возникающие в результате оседания слоев подработанных пород.

4.5. Дополнительные требования к управлению кровлей и креплению горных выработок в зонах карстовых нарушений, обводненных геологических трещин и скоплений напорных вод в кровле

В зонах трещиноватости карстовых нарушений (особенно если они обводнены), в местах обводненных тектонических трещин и скоплений напорных вод в кровле управление кровлей и крепление горных выработок осложнено. В этих случаях могут иметь место повышенное давление на крепь, заколы в кровле и вывалы пород на высоту от 0,4 до 0,8 м, а также приток воды в выработку до 3 $м^3$/ч, в связи с чем для обеспечения безопасности ведения горных работ необходимо проводить дополнительные мероприятия по усилению крепи и повышению устойчивости кровли выработок. Влияние осложненных условий обнаруживается уже при проходке подготовительных и нарезных выработок. Наличие и степень осложнений должны быть отражены в горно-геологическом паспорте подготавливаемого к эксплуатации участка.

При отработке камер на участках с одной–тремя несближенными тектоническими трещинами, параллельными забою лавы (трещины считаются несближенными, если расстояние между ними по нормали превышает 5 м), ширина их принимается обычной, но на середине пролета устанавливаются четыре дополнительных ряда крепи. При наличии в кровле двух сближенных, параллельных забою лавы трещин необходимо устанавливать на середине пролета камеры пять дополнительных рядов крепи.

При ведении очистных работ на участках с обводненными тектоническими трещинами северо-западного простирания и в непосредственной близости (до 30 м) от карстовых зон допускается отставание крепи от забоя во время уборки горной массы до 4 м, а перед взрывными работами – не более 2 м. В этих случаях отставание временной крепи от места погрузки горной массы погрузочной машиной не должно превышать 15 м.

Образующиеся при проходке нарезных выработок вблизи карстовых нарушений заколы в дальнейшем затрудняют отход очистного забоя от нарушенных участков. Отход очистным забоем от разрезной печи при наличии зависшего нарушенного слоя вполне возможен и безопасен при соблюдении следующих условий. Консоль нарушенного слоя крепится анкерами, которые устанавливаются вдоль забоя с интервалом 1,5 м. Длина анкеров должна быть не менее 1,05 м.

Если при взятии очередного цикла консоль с анкерами не обрушилась, то перед производством следующего вруба должен устанавливаться ряд анкеров с тем же интервалом непосредственно у забоя. Уборка горной массы в таких местах должна производиться короткими участками длиной не более 6 м, с креплением кровли анкерами. Уборку горной массы на следующем участке разрешается производить только после завершения работ по креплению анкерами предыдущего. Указанные меры должны соблюдаться до тех пор, пока забой лавы не пройдет нарушенную зону и не удалится от нее на 6м.

При наличии в кровле камеры слоев пород, разбитых косыми и горизонтальными трещинами на мелкие блоки, эти слои необходимо опустить или закрепить анкерами длиной не менее I,05 м, установленными по сетке I х I м. Если слой этих пород постоянно обрушается при взрывных работах и подхватить его анкерами не представляется возможным, то при наличии экономической целесообразности можно такие участки отрабатывать с отгрузкой горной массы вручную.

В случае появления заколов при проходке бортовых штреков вдоль карстовых нарушений указанные штреки должны быть отнесены от карста с таким расчетом, чтобы зона дробления, максимальная ширина которой достигает 20 м при среднем значении I0 м, осталась в целике. Если в кровле бортовых штреков имеются заколы или вывалы, то при ведении очистных работ у таких нарушений в лаве необходимо оставить околоштрековый целик, ширина которого определяется величиной зоны нарушения. Обычно оказывается достаточной ширина целика, равная 3 м.

Существенно осложняется отработка камер при наличии в полостях между слоями непосредственной кровли скоплений напорной воды. Величина гидронапора в таких водяных "мешках" составляет примерно 7 м вод.ст., а при подработке старых разведочных скважин, забитых в основании породой, достигает 25 м вод.ст. Наличие в кровле напорной воды приводит к значительному (в 2-4 раза) увеличению нагрузок на крепь. Проявление гидронапора всегда приурочено к обводненным трещинам. При подработке очагов напорной воды процесс оседания кровли и деформирования крепи в камерах развивается весьма интенсивно. В течение суток скорость смещения кровли возрастает до 30 мм/сут (нормальная скорость - 3 мм/сут), заметно возрастает смятие верхняков, происходит интенсивное разрушение стоек, а через I-2 сут могут появиться трещины разлома в кровле. Такие явления могут наблюдаться практически при любом пролете камеры. Зоны подобных нарушений составляют до 30 х 60 м.

Во всех случаях внезапного возрастания нагрузок на крепь и смещений кровли, особенно при пролетах, меньших 30 м, необходимо немедленно пробурить дренажные шпуры глубиной 2 м с таким расчетом, чтобы они пересекли вторую водопроводящую плоскость. Дренажные шпуры в этом случае следует бурить в местах поломки стоек и сильного сжатия верхняков. После дренирования кровли и замены поврежденной крепи работы в камере могут продолжаться по обычной технологии.

В процессе отработки камер следует проводить профилактический дренаж, для чего по мере отхода лавы от целика нужно бурить в кровлю каждой камеры по два шпура глубиной не менее 2 м. Шпуры следует располагать в I5-20 м от оси сборного штрека на I2-I8 м от заднего целика.

4.6. Контроль за состоянием кровли и крепи камер

Кровля камер прогибается плавно по всему пролету. Максимум кривой смещений кровли несколько сдвинут к заднему целику. Нарастание смещений кровли происходит, как правило, равномерно. Скорость опускания кровли зависит от гидрогеологических условий и от характеристики крепи в камере. Величины критических смещений кровли достаточно стабильны и могут быть использованы для установления критерия оценки ее состояния. Таким критерием может являться наклон кровли, под которым понимается отношение разности величин смещений двух точек кровли к горизонтальному расстоянию между ними, выраженное в мм на I м.

На рис. 4.4 приведен график критических наклонов кровли камер, построенный по данным натурных измерений. При этом наклоны вычислены как отношения величин смещения кровли в данной точке к расстоянию до ближайшей опоры. Этот график позволяет определить величину критического наклона кровли в разных точках по ширине камеры. Вблизи середины пролета камеры величина критического наклона кровли равна 4 мм/м. По найденной на графике (см. рис. 4.4) величине критического наклона можно определить величину критического опускания кровли. Так, при ширине камеры 34 м для середины пролета она составляет 34 х 0,5 х 4 = 68 мм.

При достижении величины критического наклона кровли или соответствующей ему величины ее критического опускания работы в камере должны быть прекращены. Однако если это связано с проявлением влияния гидронапора, то при пролетах камер до 30 м очистные работы могут быть возобновлены после выпуска воды из кровли.

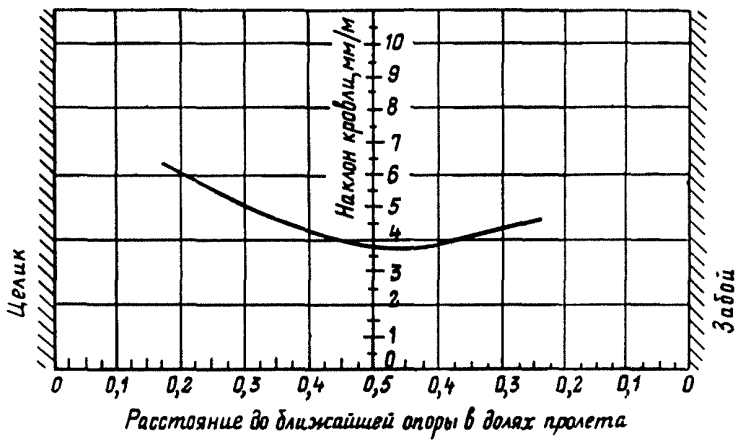


Рис. 4.4. Изменение наклона кровли по ширине камеры

Контрольные измерения опускания кровли должны осуществляться контрольно-измерительными стойками и начинаться при отходе забоя от целика на 18–20 м. Контрольно-измерительные стойки должны устанавливаться в камерах в 14–15 м от целика. По длине забоя желательно иметь три наблюдательные станции: одну у сборного штрека и по одной на середине длины каждой камеры. При отработке камер только в одном столбе измерительную стойку следует устанавливать по середине длины камер этого столба. В случае наличия только одной стойки ее следует устанавливать в 8–10 м от сборного штрека. При указанной установке контрольно-измерительных стоек первоначальный отсчет необходимо производить не с нуля, а с 15 мм, что соответствует средней величине смещения кровли в этой точке к моменту установки стойки. Контроль за смещениями кровли осуществляется горными мастерами ежесменно с занесением данных в специальный журнал.

Оценку состояния кровли камеры и установление опасности ее обрушения можно весьма надежно и своевременно осуществлять по состоянию крепи в центральных частях камер. Нормальное состояние кровли характеризуется отсутствием поломанных стоек, за исключением отдельных стоек с дефектами, рассредоточенных по всему выработанному пространству камеры, а не сконцентрированных на каком-либо участке. Появление и непрерывное увеличение числа поломанных стоек в средней части камеры при полном смятии верхняков на соседних с ними стойках является признаком критического состояния кровли. Чаще всего крепь разрушается сначала на участках размером по длине камеры до 40 м и шириною до 10 м в центральных частях камер возле сборного штрека. Если в одном месте средней части пролета камеры на участке площадью 80 м^2 (8 х 10м) и менее поломано свыше 30% стоек, очистные работы в ней должны быть прекращены. Это указание не касается поломки стоек вследствие действия гидронапора.

В тех случаях, когда полом стоек вызван действием гидронапора, необходимо принять меры по спуску воды. Отличительными признаками действия гидронапора является следующее:

участки с поврежденной крепью расположены не в центральной части лавы;

разрушение крепи происходит быстро, и в течение 1–2 сут количество поломанных стоек достигает 30%, причем площадь с нарушенной крепью имеет ограниченные размеры (до 30 х 60 м);

наличие сосредоточенных повреждений крепи при пролетах камеры менее 30 м.

Общее состояние кровли камер следует оценивать только по двум факторам: наклону кровли и состоянию крепи. Видимое хорошее состояние непосредственной кровли не является показателем ее хорошей устойчивости, поскольку до самого обрушения она сохраняется без видимых следов нарушения.

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ И СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ

5.1. Погрузка горной массы

Погрузка взорванной горной массы производится в очистном забое погрузочной машиной на скребковый конвейер. При выемке

пласта мощностью более I,6 м рекомендуется применять погрузочную машину IПНБ-2, а более I,8 м возможно применение и погрузочной машины 2ПНБ-2 (табл. 5.I).

Таблица 5.I

Техническая характеристика погрузочных машин

Параметры	IПНБ-2	2ПНБ-2
Теоретическая производительность, $м^3$/мин	2,66	3,27
Ширина носка, мм	I600	I800
Рабочая ширина желоба конвейера, мм	535	650
Скорость движения машины, м/мин:		
рабочая	9,9	9,8
маневровая	I7,9	I6,8
Высота разгрузки, мм:		
максимальная	2800	2980
минимальная	I50	490
Мощность электропривода, кВт:		
ходовой части гидронасоса	II	20
заборно-погрузочной части		2xI5
скребкового конвейера	20	IxI5
Общая установленная мощность, кВт	3I	65
Габаритные размеры, мм:		
длина	7I00	7800
ширина	I600	I800
высота (мин/макс)	I200/2800	I450/2980
Масса, кг	6750	II840

Выбор типа и количества погрузочных машин в очистном забое, а также определение их производительности производится согласно "Практическому руководству по выбору типа погрузочных машин с нагребающими лапами для условий сланцевых шахт" (I972 г.).

Ширина полосы взорванной горной массы, т.е. расстояние между забоем и скребковым конвейером,составляет 4-5 м в зависимости от горно-геологических условий. Часть горной массы (около 4%) при взрыве попадает на конвейер и таким образом грузится без участия погрузочной машины. Во избежание попадания части горной массы за конвейер во время взрывных работ к секциям скребкового конвейера со стороны выработанного пространства крепятся борта из резиновой ленты. При погрузке горной массы целесообразно применять следующую схему (рис. 5.I):

начинать погрузку со стороны сборного штрека, осуществляя при этом очередность заходок, указанную на рис. 5.I;

сразу после окончания погрузки перегонять погрузочную машину обратно в исходное положение с одновременной зачисткой почвы перед конвейером.

5.2. Доставка горной массы

Доставка горной массы вдоль лавы осуществляется скребковыми конвейерами. Выбор типа и числа скребковых конвейеров производится с учетом типа и числа применяемых погрузочных машин, их технической производительности и длины лавы.

Основные технические данные наиболее приемлемых для условий сланцевых шахт скребковых конвейеров приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Техническая характеристика скребковых конвейеров

Тип	Производительность,т/ч	Длина при двух двигателях в горизонтальной установке, м	Мощность привода, кВт	Завод-изготовитель	Примечание
СП-63	260	I40	2x45 (2x32)	"Свет шахтера"	Серийный
СП-63м	300	II0	2x45	"Свет шахтера"	То же
СП-80к	300	I60	2x55	Анжерский	-"-

При применении в одной лаве погрузочной машины IПНБ-2 (или 2ПНБ-2) при длине лавы до II0-I20 м целесообразно использование скребкового конвейера СП-63м.

В счетверенных камерах-лавах транспорт вдоль забоя в смежных камерах-лавах, расположенных по одну сторону от сборного штрека, целесообразно осуществлять с помощью двух последовательно установленных скребковых конвейеров, причем первый из них от сборного штрека должен быть мощнее и производительнее второго.

Передвижка конвейера производится после бурения шпуров в забое. Конвейер передвигается в сторону забоя с помощью врубовой машины одновременно с перегоном машины в исходное положе-

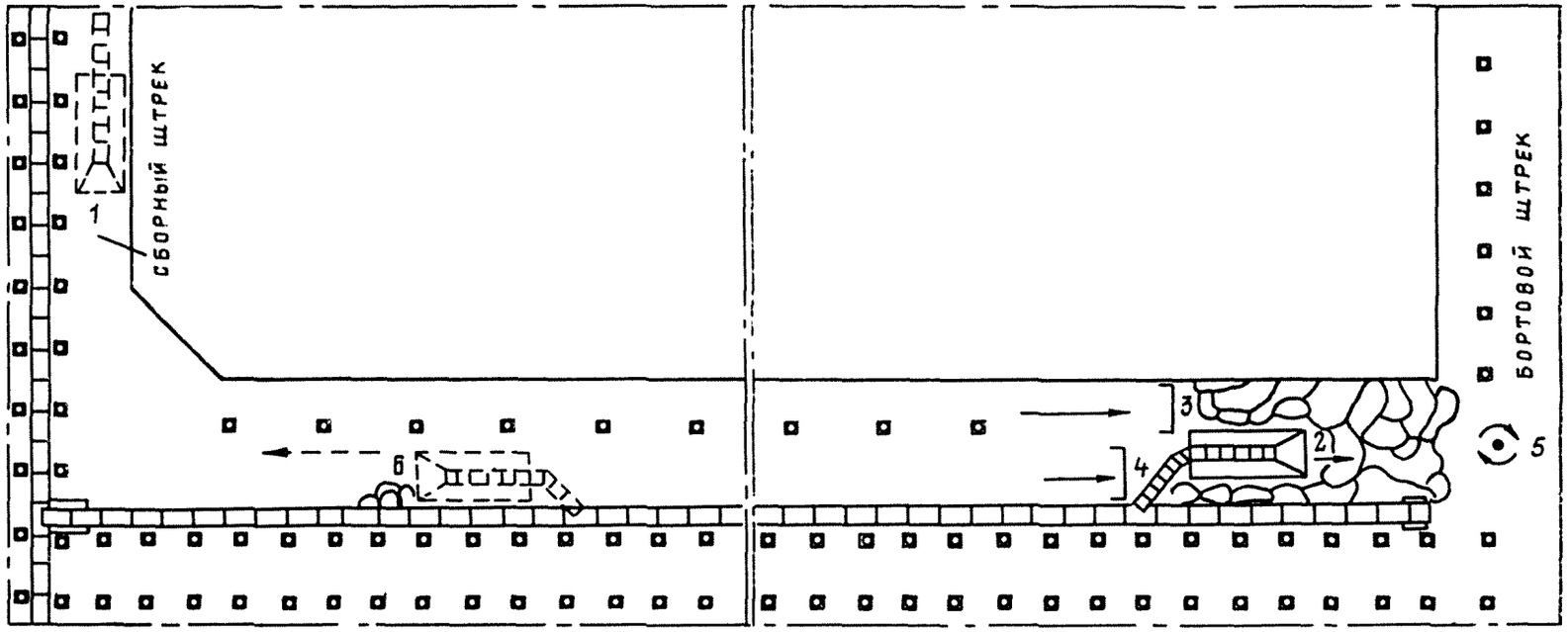


Рис. 5.I. Схема погрузки горной массы погрузочной машиной ППНБ-2:

I - исходное положение погрузочной машины; 2, 3, 4 - направление и очередность заходок при погрузке горной массы; 5 - место разворота погрузочной машины; 6 - направление перегона машины с зачисткой у решеток конвейера

ние. Можно применять специальные домкраты. Передвижку можно производить также с помощью привода самого конвейера и тросового приспособления, если это допускается правилами эксплуатации скребкового конвейера конкретного типа. Направление передвижки в камере-лаве зависит от принятой схемы организации работ на данном участке.

5.3. Бурение забоя

Фронт для бурения забоя создается по мере отгрузки из него горной массы. Для бурения применяются бурильные установки на колесном ходу типа УБРС-I, передвигаемые вручную и выпускаемые ремонтно-механическим заводом ЛПО "Ленинградсланец". Расположение и глубина шпуров приводятся в паспорте буровзрывных работ.

В связи с тем, что паспортом БВР предусмотрено бурение двух рядов шпуров (по I-му слою и мергелистому сланцу над плитой), установки УБРС-I выпускаются соответственно в модификациях для верхнего и нижнего бурения. В одной лаве, как правило, находится комплект из двух установок.

С целью повышения производительности процесса бурения в камерах-лавах целесообразно применять бурильную установку БУА-3с, производительность которой равна производительности комплекта из двух установок УБРС-I.

Техническая характеристика бурильных установок приводится в табл. 5.3, схемы бурения забоя - на рис. 5.2. Направление движения установок при бурении зависит от принятой на участке организации работ.

5.4. Крепление выработок

Устойчивость пород непосредственной кровли в камерах-лавах обеспечивается деревянной стоечной крепью.

В паспорте крепления камеры-лавы указываются параметры основной и временной крепи на различных стадиях первого и последующих циклов (во время отгрузки горной массы, до и после передвижки скребкового конвейера, во время зарубки пласта и взрывных работ). Кроме того, в паспорте приводятся схема крепления сопряжений камеры-лавы со сборным и боковым штреками и способ крепления конвейерного става в забое. Размеры стоек и плотность крепи определяются согласно разделу 4.

Таблица 5.3

Техническая характеристика бурильных установок для ПО "Ленинградсланец"

Показатели	БУА-3с	УБРС-I
Число бурильных машин	I	I
Высота бурения, м	0,08-3,40	I,45-I,70 x) / 0,87-I,05
Способ бурения	Электровращательный	
Диаметр шпура, мм	42-44	
Мощность привода вращателя, кВт	7,5	3,0
Ход подачи, м	2,5	I,8-2,2
Способ подачи	Гидравлическая	Ручная
Максимальное усилие подачи, кгс	I000	I50
Скорость подачи вращателя, м/с	0-0,25	0-0,08
Скорость обратного хода вращателя, м/с	0,50	
Тип ходовой части	Гусеничная	Пневмоколесная
Привод ходовой части	Электрический	Ручной
Мощность привода ходовой части, кВт	II	-
Скорость передвижения, м/с	0,5	-
Габариты установки в транспортном положении, м:		
высота	I,40	I,2-I,75 / I,I7-I,35
ширина	I,40	I,2
длина	7,35	3,I5
Масса установки, кг	5250	445 / 425

x) В числителе - для бурения верхних шпуров, в знаменателе - нижних.

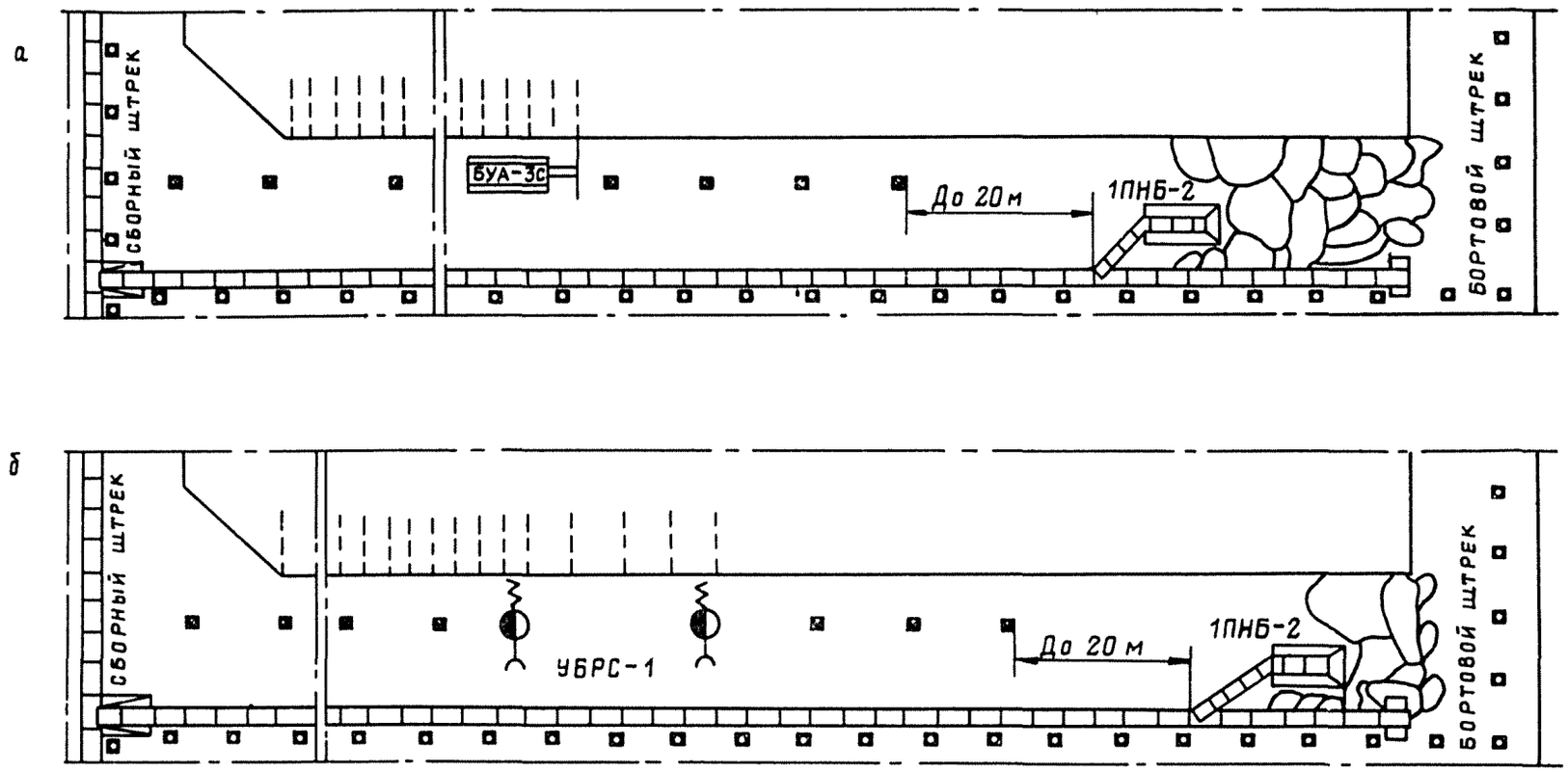


Рис. 5.2. Схема бурения забоя:

а – бурение забоя с БУА-3с; б – бурение забоя с помощью УБРС-I

С целью обеспечения податливости деревянных стоек последние устанавливаются под верхняк-подкладку. Установка постоянной крепи производится на каждом цикле вслед за передвижкой конвейера. Возведение постоянной крепи должно опережать подрубку пласта не менее чем на 10 м и не отставать более чем на 3 м от ряда временной крепи. В нормальных горно-геологических условиях отставание последнего ряда крепи от забоя не должно превышать 5 м.

Учитывая влияние междукамерных целиков на поддержание кровли в камере-лаве, применяют различную густоту постоянной крепи. В рядах вблизи целиков применяется увеличенное расстояние между стойками, в сторону середины пролета сокращается расстояние между стойками и в середине пролета камеры-лавы устанавливаются еще три-четыре дополнительных ряда стоек (рис. 5.3). Дополнительные ряды устанавливаются одновременно с основными и не доводятся до бортовых целиков на 15 м.

Временная крепь, деревянные стойки с подкладкой устанавливаются, как правило, через 3 м друг от друга и с отставанием от погрузочной машины не более чем на 15 м. После передвижки скребкового конвейера деревянные стойки в камере-лаве устанавливаются вплотную к конвейеру. Стойки, выбитые по разным причинам в лаве и в сборном штреке, восстанавливаются до начала работ.

В разрезных штреках перед началом отработки очередной камеры-лавы полностью восстанавливается анкерная крепь; в это же время на сборном штреке устанавливаются два дополнительных ряда анкерной крепи. Извлечение анкеров в этих выработках производится одновременно с извлечением деревянной крепи.

Извлечение деревянных стоек из отработанных камер-лав производится согласно специальному проекту, утвержденному главным инженером шахты. После извлечения крепи каждая камера-лава должна быть изолирована органным рядом стоек в сборном и бортовом штреках и в монтажных печах.

В ходе очистных работ необходимо постоянно следить за состоянием кровли камер-лав. Контроль производится в соответствии с разделом 4.1.

5.5. Зарубка очистного забоя

Зарубка пласта обеспечивает увеличение подвигания забоя за взрыв и выход крупнокусковой горной массы, а также экономию взрывчатых материалов. Для зарубки предусмотрено применение врубовой машины "Урал-33", техническая характеристика которой приведена ниже.

Длина бара, м	2,0
Скорость движения режущей цепи, м/с:	
рабочая	2,96
вспомогательная	1,59
Скорость подачи, м/мин:	
рабочая	0-2,8
маневровая	0-8,1
Рабочее тяговое усилие на канате, кгс	1200-1600
Электродвигатель:	
тип	ЭДК4-1м
мощность, кВт	93
Габаритные размеры, мм:	
длина в рабочем положении (с распыливающим)	4000
длина в транспортном положении с баром длиной 2 м	5670
ширина	720
высота	400
масса, т	4,3

Зарубку пласта производят по нижней части пачки Ш, оформляя тем самым почву очистной выработки. Перед началом зарубки врубовая машина перегоняется в исходное положение одновременно с передвижкой скребкового конвейера (рис. 5.4, *а*). Зарубка забоя начинается после передвижки конвейера и установки ряда постоянной крепи (рис. 5.4, *б*). При этом последняя должна быть установлена с опережением не менее чем на 10 м от места зарубки. Во избежание оседания зарубленного массива до взрывных работ во врубовую щель устанавливаются через 6 м деревянные подшашки. Направление зарубки, как правило, принимается от сборного штрека к бортовому, но допускается и обратное направление; это зависит от принятой на участке схемы организации работ. Параметры зарубки (место и глубина щели, расположение подшашек) указываются в паспорте буровзрывных работ, увязка зарубки с возведением крепи указывается в паспорте управления и крепления кровлей.

5.6. Взрывные работы

Разрушение промышленного пласта производится взрывным способом. После зарубки забоя ранее пробуренные шпуры заряжаются

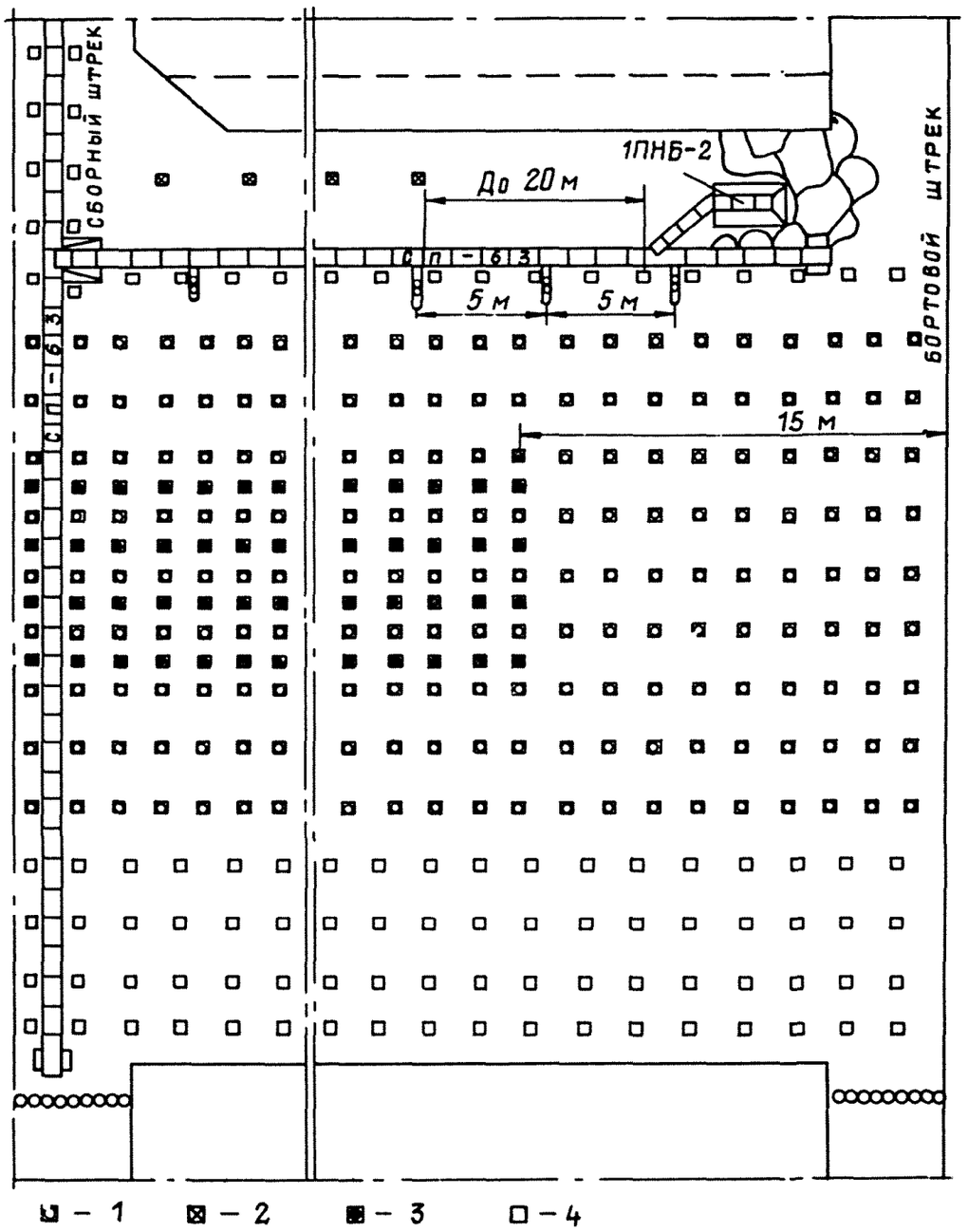


Рис. 5.3. Схема установки деревянной стоечной крепи в камере-лаве:

I - основные ряды деревянной стоечной крепи; 2 - временная деревянная крепь у забоя; 3 - дополнительные ряды крепи в середине камеры-лавы; 4 - ряды деревянной крепи с увеличенным расстоянием между стойками в ряду в начале и конце камеры-лавы

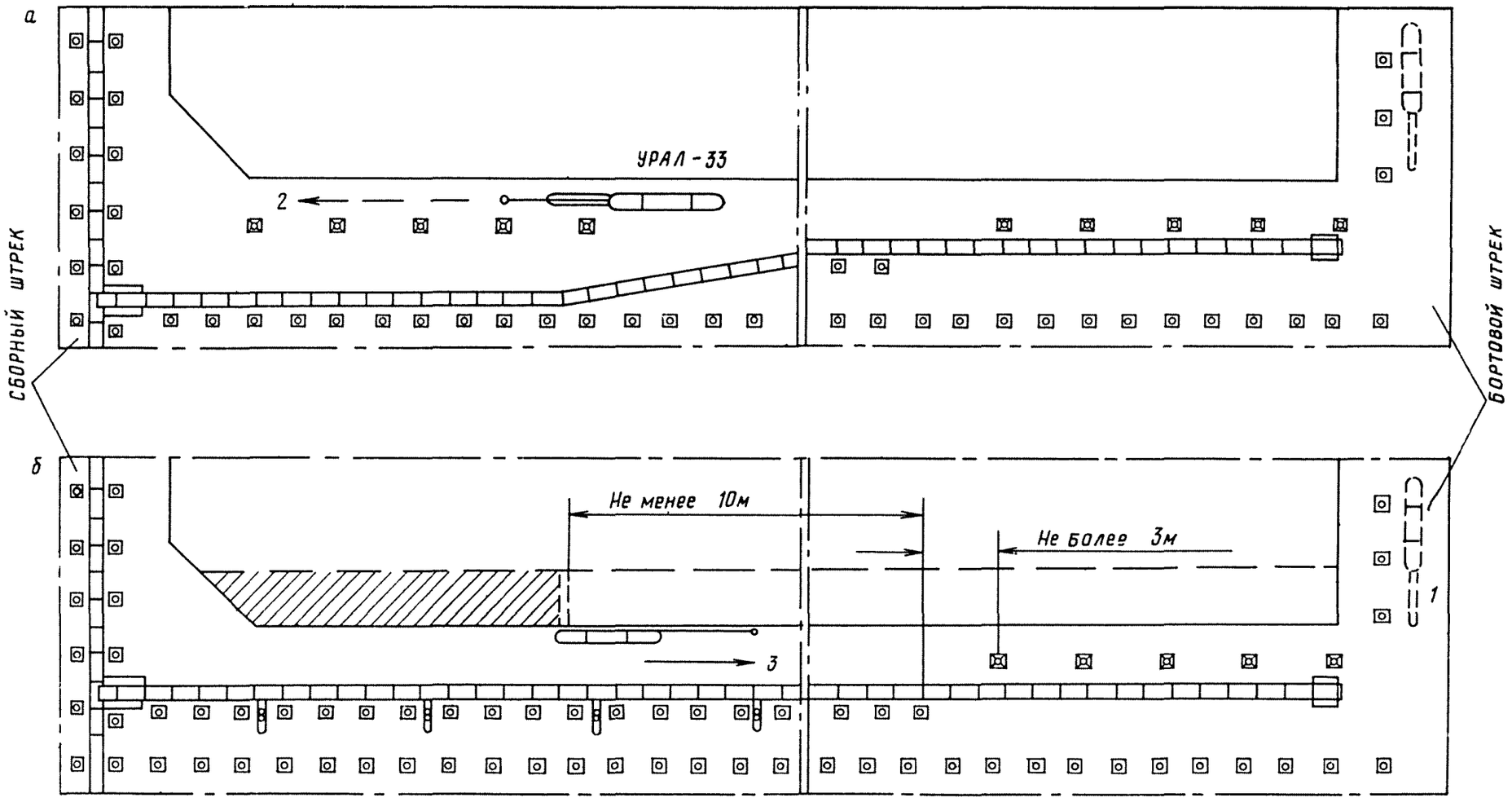


Рис. 5.4. Схема зарубки пласта:

а – перегон врубовой машины; б – подрубка пласта; I – исходное положение; 2 – направление перегона; 3 – направление зарубки

вручную патронированным ВВ, монтируется электровзрывная сеть и производится взрывание. Взрывание забоя лавы, как правило производится в несколько приемов. Длина участка, взрываемого за один прием, определяется в основном мощностью конвейера. Для скребковых конвейеров типа СП-63м длина участка составляет 20-30 м.

Для проведения взрывных работ необходимо иметь соответствующую техническую документацию. Перечень, порядок составления и оформления документации определяются "Инструкцией по оформлению документации на производство взрывных работ в подготовительных и очистных забоях шахт ПО "Ленинградсланец" (1976 г.).

Количество взрывчатого вещества и средств взрывания определяется по "Инструкции по расчету норм расхода взрывчатых материалов" (1981 г.). При необходимости применяется опытное взрывание. Паспорт буровзрывных работ утверждается главным инженером шахты.

Обеспечение условий безопасности при взрывных работах достигается соблюдением требований "Единых правил безопасности при взрывных работах" (1967 г.) и "Руководства по безопасному применению короткозамедленного взрывания и предупреждению взрывов пыли на шахтах Прибалтийского бассейна" (1975 г.). Эти условия также должны быть отражены в паспорте буровзрывных работ.

Для обеспечения безопасности ведения взрывных работ в пылеопасных сланцевых шахтах требуется выполнение ряда специальных мероприятий. В конструкции заряда дополнительно к глиняной запирающей забойке предусмотрено применение гидроампулы. Одновременно с заряжанием шпуров очередно-взрываемого участка в начале этого участка (со стороны взорванного забоя) устанавливаются водораспылительные сосуды емкостью 40-50 л.

Эти мероприятия выполняются согласно "Руководству по безопасному применению короткозамедленного взрывания и предупреждению взрывов пыли на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна (1975 г.).Доставка, хранение, учет и использование ВМ при проведении взрывных работ производятся согласно "Инструкции по устройству и эксплуатации подземных раздаточных камер и участковых пунктов хранения взрывчатых материалов на угольных и сланцевых шахтах" (1978 г.).

Пример расчета паспорта буровзрывных работ

Для условий камер-лав примерный расчет паспорта буровзрывных работ целесообразно производить следующим образом.

Сначала определяются исходные данные для расчета: прочность пород, вынимаемая мощность, подвигание забоя за цикл (глубина вруба), длина лавы.

Прочность пород принимается по шкале Протодьяконова для сланца 2-4, для известняка 6-8. Вынимаемая мощность при внемке пачек I-III принимается I,8 м.

Глубина вруба определяется подвиганием забоя за цикл. Последнее в свою очередь определяется величиной максимально допустимого незакрепленного пролета у забоя - 5 м. Отсюда следует, что рациональная величина подвигания за цикл составляет I,9 м (с небольшим резервом). Высота вруба - 0,I4 м. Длину лавы принимаем равной I00 м.

Удельный расход ВВ определяется согласно "Инструкции по расчету норм расхода взрывчатых материалов" и составляет 0,46 кг на I $м^3$.

Количество горизонтальных рядов шпуров при вынимаемой мощности $\leq$ I,9 м составляет 2, расстояние между зарядами в горизонтальном ряду в среднем - I,35 м. Общее число зарядов в двух рядах составляет тогда I48 шт.

Нижний горизонтальный ряд шпуров располагается в нижней части пачки III, и для обеспечения подвигания забоя, равного глубине вруба, их длину целесообразно принимать на 0,I м больше глубины вруба, т.е. 2,0 м. Эти шпуры располагают горизонтально (рис. 5.5). Из тех же соображений длину верхнего горизонтального ряда шпуров, расположенного в ложной кровле, целесообразно принимать равной 2,2 м. Эти шпуры расположены наклонно, с подъемом 5^0 от горизонтальной плоскости. Лава длиной I00 м взрывается за 4 приема. Расход ВМ на лаву по приемам взрывания и по шпурам приводится в табл. 5.4.

В начале лавы, со стороны сборного штрека, расположены три шпура для образования ниши на сопряжении со сборным штреком. Эти шпуры располагают со стороны сборного штрека (см. рис. 5.5).

Таблица 5.4

Расход ВМ на цикл в одной лаве

Приемы взрывания	Показатели по шпурам						
	Электродетонаторы		Номер шпуров	Длина шпура, м	Заряд на шпур, кг	Величина забойки	
	Ступень замедления	Количество				Глина, см	Гидроампулы, шт.
I	0	I	Iн	2,0	0,9	I5	2
	П	I	2н	2,0	0,9	I5	2
	У	I	3н	2,0	0,9	I5	2
	0	9	I, 5, 9...33	2,0	I,2	50	I6
	П	9	3, 7, II...35	2,0	I,2	50	I8
	IУ	9	2, 6, I0...34	2,2	0,9	50	
	У	9	4, 8, I2...36	2,2	0,9	50	I8
За прием	-	39	39 шт.	8I,6	40,5		78
П	0	2	2 сосуда	-	0,3	-	-
	0	I0	37, 4I, 45...73	2,0	I,2	50	20
	П	I0	39, 43, 47...75	2,0	I,2	50	20
	IУ	I0	38, 42, 46...74	2,2	0,9	50	20
	У	I0	40, 44, 48...76	2,2	0,9	50	20
За прием	-	42	40 шт.	84,0	42,6		80
Ш	0	2	2 сосуда	-	0,3	-	-
	0	9	77, 8I, 85...I09	2,0	I,2	50	I8
	П	9	79, 83, 87...III	2,0	I,2	50	I8
	IУ	9	78, 82, 86...II0	2,2	0,9	50	I8
	У	9	80, 84, 88...II2	2,2	0,9	50	I8
За прием	-	38	36 шт.	75,6	38,4		72
IУ	0	2	2 сосуда	-	0,3	-	-
	0	9	II3, II7, I2I...I45	2,0	I,2	50	I8
	П	9	II5, II9, I23...I47	2,0	I,2	50	I8
	IУ	9	II4, II8, I22...I46	2,2	0,9	50	I8
	У	8	II6, I20, I24...I44	2,2	0,9	50	I6
За прием	-	37	35 шт.	73,4	37,5		70
За цикл	-	I56	I50	3I4,6	I59,0		300

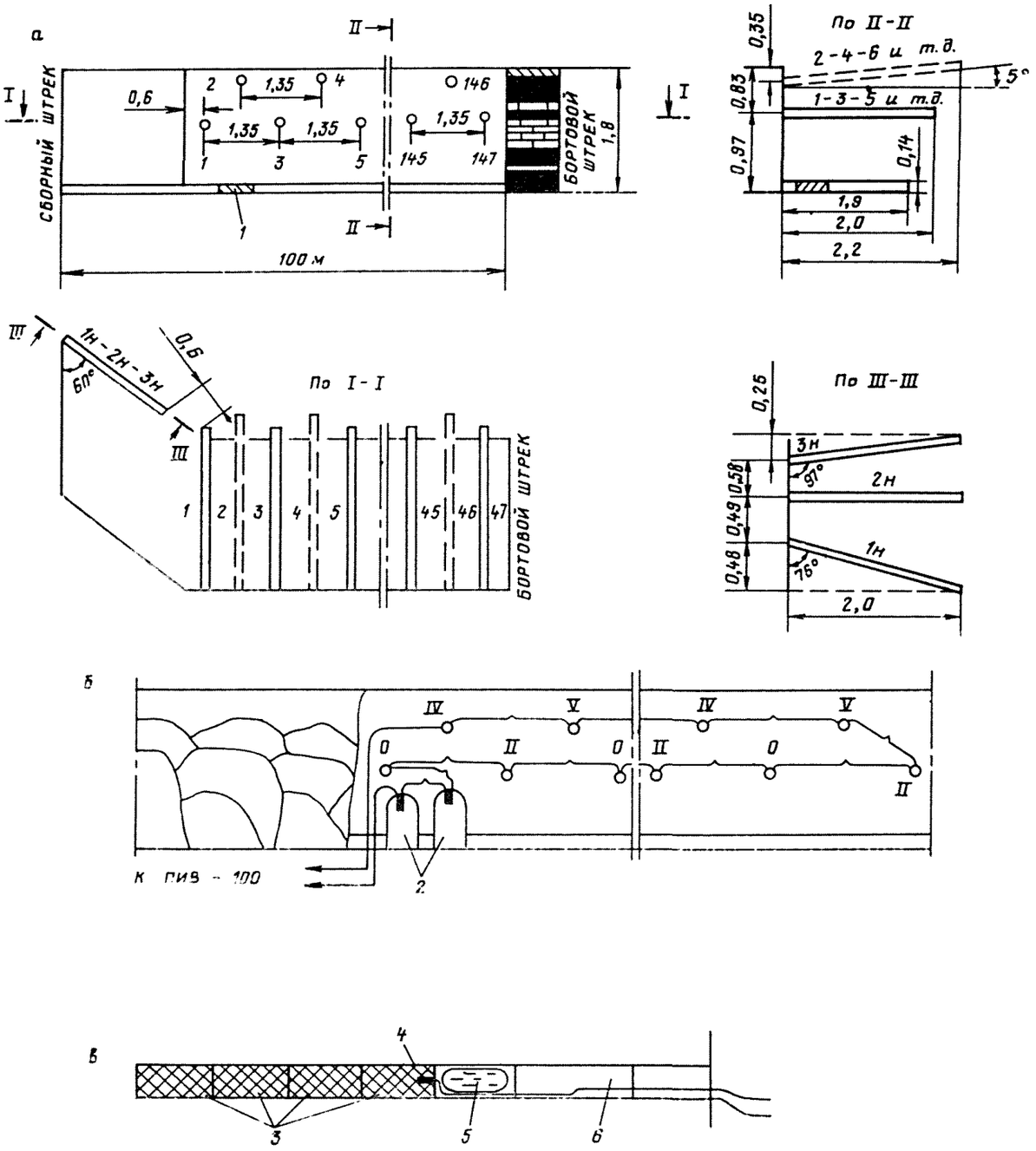


Рис. 5.5. Схема расположения шпуров и водораспылительных сосудов в забое камеры-лавы:

а – схема расположения шпуров; *б* – схема расположения водораспылительных сосудов и монтажа электровзрывной сети на один прием; *в* – конструкция заряда; I – деревянная подушка для крепления врубовой щели; 2 – сосуд для водораспыления; 3 – патроны ВВ; 4 – электродетонатор; 5 – гидрозабойка; 6 – забутовочная забойка

После определения количества и массы зарядов, а также количества и типа электродетонаторов необходимо провести проверочный расчет сопротивления электровзрывной сети, монтируемой на один прием взрывания. Для примера выбираем исходные данные I приема взрывания (см. табл. 5.4).

Общее сопротивление сети (Ом) равно

$$R = n_{1дет} \cdot R_{1дет} + n_{2дет} \cdot R_{2дет} + \frac{2L_м \cdot \rho_м}{S_{пр}},$$

где $n_{1дет}$ – количество детонаторов ЭД-8э (0 ступень); $n_{1дет}$ = I0;

$R_{1дет}$ – среднее сопротивление детонаторов ЭД-8э, Ом; $R_{1дет}$ = 3,0;

$n_{2дет}$ – количество детонаторов ЭДКЗ-25; $n_{2дет}$ = 29;

$R_{2дет}$ – среднее сопротивление детонаторов ЭДКЗ-25, Ом; $R_{2дет}$ = 2,5;

$L_м$ – длина магистрального провода; принимается 400 м;

$\rho_м$ – удельное сопротивление меди, Ом·мм^2; $\rho_м$ = 0,0I75;

$S_{пр}$ – площадь сечения магистрального провода; принимаем 0,75 мм^2.

Сопротивление сети составляет

$$R = I0 \cdot 3,0 + 29 \cdot 2,5 + \frac{2 \cdot 400 \cdot 0,0I75}{0,75} = I2I,2 \text{ Ом}.$$

Для измерения сопротивления взрывной сети применяется измерительный мост Р-353 с пределом измерения 30-3000 Ом (табл.5.5), для взрывания пласта - взрывная машинка типа ПИВ-I00, рассчитанная на максимальное допустимое сопротивление 320 Ом и максимальное число электродетонаторов I00 штук. При сопротивлении сети $R \leq$ I00 Ом можно применять и взрывной испытатель ВИО-3.

Таблица 5.5

Характеристика контрольно-измерительных приборов

Показатели	Р-353	ВИО-3
Пределы измерения, Ом	0,3-30 30-3000	I00 (максимально)
Точность, %	5	
Масса, кг	7,3	0,54

6. УЧАСТКОВЫЙ ТРАНСПОРТ

6.I. Конвейерный транспорт по сборному штреку

Транспортирование горной массы по сборному штреку при данной технологии производится с помощью ленточных конвейеров. Технические характеристики конвейеров, в наибольшей степени отвечающих условиям сланцевых шахт, приведены в табл. 6.I.

Таблица 6.I

Техническая характеристика ленточных конвейеров

Модель конвейера	Приемная способность при стационарной установке, м^3/мин	Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты, м/с	Техническая производительность, т/ч		Допустимая длина конвейера при угле наклона выработки 0^0, м	Суммарная мощность двигателя, кВт
				номинальная	максимальная		
2Л80	7,2	800	I,6	320	320	950	80
	9,3	800	2,0	340	400	800	80
1Л100К	II,2	I000	I,6	420	475	II00	I00
КЛЗ-500ПМА	-	I000	2,26	500	-	400	75

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 нормального режима работы привода и ленты в периоды максимального поступления горной массы на конвейер. В соответствии с этими требованиями основными техническими параметрами, по которым выбираются конвейеры, являются их приемная способность (т/мин) и техническая производительность (т/ч). Под приемной способностью конвейера понимается количество горной массы, которое может принять в единицу времени (минуту) движущаяся лента при наибольшем допустимом заполнении ее грузом. Приемная способность для каждого типоразмера конвейера является постоянным параметром, который определяется скоростью движения ленты и ее геометрическими размерами - шириной и углом наклона боковых роликов - и приводится в заводских характеристиках (м^3/мин). Для определения при-

емной способности последние необходимо умножить на плотность транспортируемой горной массы в разрыхленном состоянии (насыпная масса). При полустационарной установке конвейера, когда необходимо 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 его длины и угла наклона выработки. При установлении диапазона применения технической производительности конвейера заводами-изготовителями учитываются такие конструктивные параметры, как мощность привода и прочность ленты.

Выбор конвейера по технической производительности заключается в установлении допустимой (по мощности привода, прочности ленты и другим конструктивным параметрам) длины конвейера для конкретных горно-геологических условий работы в случае наибольшей загруженности ленты горной массой, поступающей из обеих лав в наиболее производительную смену цикла. В связи с тем, что в заводских характеристиках показана зависимость допустимой длины конвейера от угла его установки и величины равномерного часового грузопотока, а фактический грузопоток, поступающий 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 эксплуатационной производительности (не превышающей ее), можно установить допустимую длину конвейера для данных условий.

Выбор конвейера по приемной способности и технической производительности должен производиться для конкретной камеры-лавы по методике, изложенной в "Основных положениях по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт" (1977 г.).

Поступающие на сборный конвейер суммарные минутные грузопотоки, создаваемые погрузочными машинами, зависят от типа и числа

одновременно работающих машин. Поскольку расчетных методов определения суммарных грузопотоков, создаваемых работой погрузочных машин, нет, то они определяются опытно-расчетным приемом.

По данным хронометражных наблюдений установлено, что суммарный максимальный грузопоток при работе двух погрузочных машин ППНБ-2 (спаренные камеры-лавы) составляет 6,5-7,0 т/мин, при работе четырех погрузочных машин ППНБ-2 (счетверенные камеры-лавы) - 9,5-10,0 т/мин.

При максимальных сменных нагрузках на одну пару камер-лав около 750 т горной массы (по данным хронометражных наблюдений) и кондиционном размере кусков 400 мм в наибольшей степени применим ленточный конвейер 2Л80 с приемной способностью 9,3 м^3/мин. Для счетверенных камер-лав при максимальных сменных нагрузках около 900 т горной массы и кондиционном размере кусков 400 мм в наибольшей мере подходит конвейер 1Л100К. С целью унификации оборудования и для повышения эксплуатационной надежности и работоспособности участкового транспорта рекомендуется для всех вариантов технологической схемы использовать ленточный конвейер 1Л100К.

При отсутствии на шахтах конвейеров унифицированного ряда допускается применять серийно выпускаемые конвейеры других типов с соответствующими параметрами. В конце ленточного конвейера устанавливается скребковый конвейер СП-63м длиной 60 м, который по мере приближения забоев к приводной головке передвигается.

6.2. Погрузочные пункты

Вид магистрального транспорта устанавливается на основе технико-экономического сравнения вариантов конвейерного и электровозного транспорта с учетом конкретных горнотехнических условий каждой шахты.

На действующих шахтах производственного объединения "Ленинградсланец" транспортирование горной массы от выемочных участков до околоствольного двора осуществляется с помощью электровозной откатки. В перспективе на реконструируемой шахте "Ленинградская" и вновь строящейся шахте "Кировская" предусмотрено транспортирование горной массы осуществлять комбинированным способом (по панельным штрекам - конвейерным транспортом, по главным штрекам - электровозным транспортом).

Для обеспечения бесперебойной работы очистного забоя в периоды отсутствия порожняка на погрузочном пункте при электровозной откатке по панельному штреку или в период непродолжительных остановок магистрального ленточного конвейера на панельном штреке эти пункты должны иметь аккумулирующие емкости в виде механизированных бункеров.

Нагрузка на пару камер-лав, обеспечиваемая планограммой в размере 1606 т горной массы в сутки (934 т товарного сланца), по данным практики за 1978-1979 гг., освоена передовыми бригадами без наличия аккумулирующей емкости на погрузочном пункте.

На погрузочном пункте спаренной камеры-лавы с погрузкой выше нормативной и для счетверенной камеры-лавы при любых нагрузках необходимо иметь аккумулирующую емкость. С учетом параметров суммарного грузопотока и среднего времени ожидания порожняка емкость аккумулирующего бункера должна составить около 70 т при одновременной работе двух погрузочных машин и около 100 т - при одновременной работе более двух машин. Отечественная промышленность начинает осваивать механизированные бункера емкостью 60-100 т.

В перспективе при использовании комбинированного транспорта целесообразно на погрузочных пунктах панели устраивать бункер, емкость которого определяется конкретно для каждого случая в зависимости от поступающего минутного грузопотока и ритмичности работы электровозной откатки.

До промышленного выпуска механизированных бункеров в качестве аккумулирующей емкости рекомендуется применение запаса порожних вагонеток, равного одному составу.

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 вагонеток, перевозимого электровозом при каждом рейсе. Длина грузовой ветви погрузочного пункта должна быть не меньше длины порожняковой ветви.

Для размещения аккумулирующей емкости в виде запаса порожних вагонеток на погрузочном пункте спаренных камер-лав необходимо подготовку выемочных участков осуществлять в шахматном порядке согласно схеме, приведенной в разделе 7; на погрузочном пункте счетверенных камер-лав подготовку выемочных участков необходимо осуществлять последовательно.

На погрузочных пунктах для выполнения операций, связанных с погрузкой горной массы в вагонетки, рекомендуется применять либо автоматизированные погрузочные комплексы, выбор которых производится с учетом типов применяемых на шахте вагонеток, способов загрузки, интенсивности грузопотоков, а также горнотехнических условий, либо дистанционно управляемые толкатели и перекрыватели межвагонного пространства.

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

Толкатели должны обеспечивать передвижение наибольшего количества груженых и порожних вагонеток; при недостаточном тяговом усилии одного толкателя рекомендуется последовательная установка двух толкателей.

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

При транспортировании горной массы в вагонетках ВД-5,6 предусматривается применение гидравлического толкателя ПТВ-2м-01 и перекрывателя межвагонного пространства маятникового типа, в вагонетках ВГ-3,3 - гидравлического толкателя ПТВ-3м и перекрывателя межвагонного пространства маятникового типа. Технические характеристики указанных толкателей приведены в табл.6.2.

Таблица 6.2

Техническая характеристика толкателей

Параметры	ПТВ-3м	ПТВ-2м-01
Тип рабочего органа	Рейка-кулак	
Тяговое усилие, кгс	3000	3000
Зона действия, м	3,70	4,73
Скорость движения рабочего органа, м/с	0-0,26	0-0,26
Тип проталкиваемых вагонеток	ВГ-3,3	ВД-5,6
Масса, кг	1900	1820
Мощность, кВт	8	11
Завод-изготовитель	Каменский	

6.3. Транспортирование горной массы от подготовительных забоев

Если в качестве магистрального транспорта по панельным штрекам используется электровозная откатка, целесообразно применение этого же вида транспорта для перемещения горной массы от погрузочных пунктов подготовительных забоев.

Горная масса транспортируется в составах шахтных вагонеток ВД-5,6 или ВГ-3,3 с помощью контактных электровозов КI4 (I4КР). В перспективе, когда транспортирование горной массы от выемочных участков по панельным штрекам будет осуществляться с помощью конвейеров, целесообразно и для транспортирования горной массы от погрузочных пунктов подготовительных забоев использовать этот же вид транспорта.

Транспортирование горной массы из проходческих забоев подготовительных выработок до передвижного погрузочного пункта предусмотрено осуществлять с помощью самоходного вагона 5ВС-I5 (5ВС-I5М) на расстояние 40-I30 м и скребкового конвейера СП-63 (СП-63М), передвигаемого по мере удаления проходческого забоя. На погрузочном пункте погрузка горной массы в шахтные вагонетки осуществляется с помощью скребкового перегружателя, изготовленного собственными силами на базе погрузочной машины 2ПНБ2 (ППНБ2).

При проходке выемочных штреков (сборных, бортовых и разрезных) доставку горной массы из проходческих забоев до сборного штрека предусмотрено осуществлять с помощью скребковых конвейеров СП63 (СП63М), наращиваемых по мере подвигания забоев, по сборному штреку - с помощью ленточного конвейера 1Л100К, который будет в дальнейшем использоваться для транспортирования горной массы из очистных забоев. На панельном штреке для перегрузки горной массы с ленточного конвейера в шахтные вагонетки целесообразно монтировать оборудование погрузочного пункта, которое будет предназначаться и для обслуживания очистных забоев.

6.4. Вспомогательный транспорт

Поскольку для транспортирования горной массы по панельным и главным откаточным штрекам используется электровозная откатка, то целесообразно доставку материалов и оборудования к погрузочным пунктам очистных и подготовительных забоев производить с помощью контактных электровозов КI0 (I0КР) и КI4 (I4КР) в грузовых (оборудование, крепежный лес и другие материалы) или специально оборудованных (ВМ, ГСМ) вагонетках ВГ-2,5 или ВГ-3,3. Доставка материалов и оборудования от погрузочных пунктов к месту сопряжения камер-лав со сборным штреком и в забои выемочных штреков осуществляется в такелажных ручных тележках, изготовляемых собственными силами. Доставка материалов и оборудования в забои подготовительных выработок (откаточные и вентиляционные панельные штреки) производится с помощью самоходного вагона 5ВС-I5М. Крепежный материал доставляется в очистные забои по бортовым штрекам с помощью тягача, изготовленного на базе ходовой части погрузочной машины 1ПНБ2, и саней-волокуш, а также аккумуляторных электровозов 4,5АРП-2М.

Краткая техническая характеристика аккумуляторного электровоза 4,5АРП-2М

Сцепная масса, т	4,5
Мощность электродвигателей в часовом режиме, кВт	I2
Тяговое усилие в часовом режиме, кгс	700
Скорость движения при номинальном напряжении, км/ч	6.44
Электродвигатели:	
тип	ЭДР-7П
число	2
номинальное напряжение, В	80
Аккумуляторная батарея.	
тип	66 ТКН/300
энергоемкость, кВт·ч	24,7
номинальное напряжение, В	82,5
Габаритные размеры, мм	
длина по буферам	3300
ширина по выступающим частям для колеи 900 мм	I300
высота от головки рельса	I300

Для разгрузки леса из вагонеток и для погрузки его на тягач и сани-волокуши у места сопряжения бортового и откаточного штреков рекомендуется монтировать электротельфер грузоподъемностью до 2,0 т.

В перспективе при использовании конвейерного транспорта по панельным штрекам для транспортирования вспомогательных материалов и оборудования следует предусматривать в панельном конвейерном штреке одноколейный рельсовый путь.

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

7. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

7.I. Общие положения

Для подготовки части шахтного поля к очистным работам (см. схему подготовки выемочного участка) проходят панельные откаточные и панельные вентиляционные штреки. Выемочные участки в панелях подготавливают путем проходки сборного и бортовых, а также разрезных штреков будущих камер-лав.

Высокая прочность пород пласта и боковых пород позволяет во всех выработках, проводимых для подготовки выемочного участка, обеспечивать устойчивость пород непосредственной кровли в подготовительных выработках (очистные работы практически не оказывают на нее влияния) деревянными стойками и металлической анкерной крепью. В нормальных горно-геологических условиях панельные штреки крепят анкерной крепью, сборные штреки - анкерной крепью и деревянными стойками, бортовые и разрезные штреки - деревянными стойками (при этом в качестве временной крепи в двух последних применяют анкерную крепь). Для всех подготовительных выработок составляются паспорта крепления кровли, которые утверждаются главным инженером шахты. Параметры анкерной крепи, порядок их установки и извлечения определяются согласно "Указаниям по применению металлической и железобетонной штанговой крепи на сланцевых шахтах Ленинградского месторождения" (1979 г.).

Сечение выработок определено исходя из требований транспорта, проветривания и применяемого проходческого оборудования. Типовые размеры выработок сланцевых шахт Ленинградского месторождения приведены в табл. 7.I.

Таблица 7.I

Основные размеры подготовительных выработок

Выработки	Ширина, м	Высота, м	Площадь поперечного сечения, м²
Панельные откаточные штреки	5,0	2,8-3,4	I4,0-I7,0
Панельные вентиляционные штреки	5,0	2,4-3,I	I2,0-I5,5
Сборные штреки	6,0	I,6-I,9	9,6-II,4
Бортовые штреки	4,0	I,6-I,9	6,4-7,6
Разрезные штреки	4,0	I,6-I,9	6,4-7,6

При планировании объема подготовительных работ на последующие периоды следует учитывать горно-геологические условия шахтного поля. На обводненных участках панельные штреки необходимо проводить с определенным опережением подготавливаемых выемочных участков для удовлетворения условий дренажа.

Как правило, выемочные участки в панели подготавливаются последовательно. В исключительных случаях (длина разминовки погрузочного пункта превышает ширину отрабатываемого выемочного участка) требуется применение так называемого шахматного порядка подготовки выемочного участка (рис. 7.I).

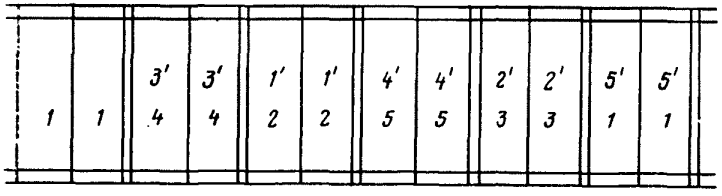


Рис. 7.I. Схема подготовки выемочных участков на панели в шахматном порядке:

1, 2, 3, 4, 5 - последовательность отработки камер-лав; 1', 2', 3', 4', 5' - последовательность подготовки камер-лав

Из-за относительно высокой крепости пород пласта основным техническим направлением в области подготовительных работ остается совершенствование буровзрывного способа. Бурение шпуров по забою производится ручными электросверлами СЭР-I9М. В качестве взрывчатых веществ применяется предохранительный аммонит ПЖВ-20 или Т-I9, а для взрывания зарядов используются электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия.

Крепление кровли - клинораспорными анкерами длиной I,35 и 1.5 м типа ЭС-I00П. Для бурения шпуров в кровле применяются специальные станки. Для установки анкеров в забоях подготовительных выработок применяется специальная лестница-стремянка.

Проветривание забоя осуществляется вентиляторами местного проветривания СВМ-6М по прорезиненным трубам диаметром 600 мм; осушение забоев при обводнении - дренажными щелями, при необходимости применяется насосная установка.

Используются две существенно различающиеся технологии проведения выработок: подготовительных (главные и панельные штреки высотой более 2,4 м) и выемочных (сборные, разрезные и бортовые штреки высотой до I,9 м).

7.2. Проведение подготовительных выработок

Панельные и главные штреки проходят по две, три или четыре выработки параллельно. При проходке четырех выработок крайние являются вентиляционными, а средние – откаточными. Проходка счетверенных выработок осуществляется группированием их по две для более эффективного использования оборудования.

В состав оборудования, используемого при проведении спаренных подготовительных выработок, входят:

погрузочная машина 1ПНБ2	2
самоходный вагон 5ВСІ5М (5ВСІ5)	I
скребковый конвейер СП63 (СП63М)	I
ручное электросверло СЭР-І9м	4
лебедка ЛМГІН	I
лебедка ЛСІ7	I
перегружатель	I
вентилятор местного проветривания СВМ6	2

Отгрузка горной массы из забоев подготовительных выработок осуществляется погрузочными машинами 1ПНБ2 (см. схему проведения подготовительных выработок). Целесообразным является применение буропогрузочных машин 1ПНБ2БС или 2ПНБ2БС с навесным бурильным оборудованием, параметры которого соответствуют требованиям бурения по пласту сланца (табл. 7.2). Применение таких машин позволит увеличить производительность труда проходчиков ориентировочно на 20%.

Таблица 7.2

Техническая характеристика бурильного оборудования буропогрузочных машин 1ПНБ2БС и 2ПНБ2БС

Параметры и размеры	1ПНБ2БС	2ПНБ2БС
Диаметр шпуров, мм	42,0	42,0
Глубина шпуров, м	2,5	2,75
Размеры забоя, обуриваемого с одного положения, м:		
высота	3,5	4,0
ширина	3,8	3,8
Максимальное усилие подачи, кН(кгс)	I0 (I000)	I5 (I500)
Максимальная скорость подачи бурильной головки, м/мин:		
рабочий ход	9,0	9,0
обратный ход	I5,0	I5,0
Параметры бурильной машины:		
частота вращения, об/мин	1300-I500	1300-I500
мощность вращателя, кВт	7,5	7,5

Для транспортирования горной массы из забоя используется самоходный вагон 5ВСІ5М (5ВСІ5), который доставляет ее к скребковому конвейеру СП63 (СП63М). Скребковым конвейером горная масса транспортируется к погрузочному пункту, где она грузится перегружателем в шахтные вагоны ВД5,6. Самоходный вагон может быть использован не только для транспортирования горной массы, но и для доставки материалов и оборудования в забой, а также для бурения верхних рядов шпуров. Ниже приведена техническая характеристика шахтного самоходного вагона 5ВСІ5.

Габаритные размеры, мм:	
длина	8200
ширина	2500
высота	I450
Грузоподъемность максимальная, т	I5,0
Объем кузова, $м^3$	8,6
с подставками	II,0
Общая установленная мощность, кВт	I2,7
Скорость движения, км/ч	2,5; 5,8
Высота разгрузки, мм	430-I445
Масса вагона, т	I6,2

Перемещение порожних и груженых вагонеток на погрузочном пункте осуществляется с помощью лебедок ЛМГІН и ЛСІ7.

В качестве основной формы организации труда рекомендуется комплексная проходческая бригада, выполняющая все основные процессы и вспомогательные работы в забое. Профилактический осмотр и ремонт оборудования выполняются электромеханической службой участка в трехчасовой промежуток между сменами.

Минимально необходимая численность проходчиков определяется исходя из условия обеспечения обслуживания применяемого в технологической схеме комплекта машин. Так, при погрузке горной массы на самоходный вагон заняты не менее трех рабочих: машинист погрузочной машины, водитель самоходного вагона, оператор погрузочного пункта. При выполнении относительно простых операций (бурение по забою и кровле, анкерование) в соответствии с требованиями ПБ в забое должно находиться не менее двух рабочих.

На рис. 7.2 приведен график организации работ при параллельном проведении откаточного и вентиляционного штреков (сечением соответственно I5,5 и I4,0 $м^2$), при разработке которого строго соблюдалось условие, требующее, чтобы в каждый период времени суммарная численность рабочих в обоих забоях была равна численности сменного состава проходчиков (5 человек).

РАБОЧИЕ ПРОЦЕССЫ	Время, мин	Количество исполнителей, чел
Откаточный штрек		
Подготовительно-заключительные операции	10	3
Приведение забоя в безопасное состояние, погрузка горной массы, доставка самоходным вагоном, погрузка в шахтные вагоны	52	3
Бурение в кровлю под анкера и установка их	15	3
Бурение по забою	54 47	3 2
Взрывные работы, проветривание	90	Мастер-взрывник
Нормированный отдых, доставка штанг, повторная затяжка гаек штанговой крепи, обслуживание постов охраны при взрывных работах	107	3
Вентиляционный штрек		
Подготовительно-заключительные операции	10	2
Погрузка горной массы, доставка самоходным вагоном, погрузка в шахтные вагоны	47	3
Бурение в кровлю под анкера и установка их	26	2
Бурение по забою	97	2
Взрывные работы, проветривание	86	Мастер-взрывник
Нормированный отдых, доставка штанг, повторная затяжка гаек штанговой крепи, обслуживание постов охраны при взрывных работах	105	2

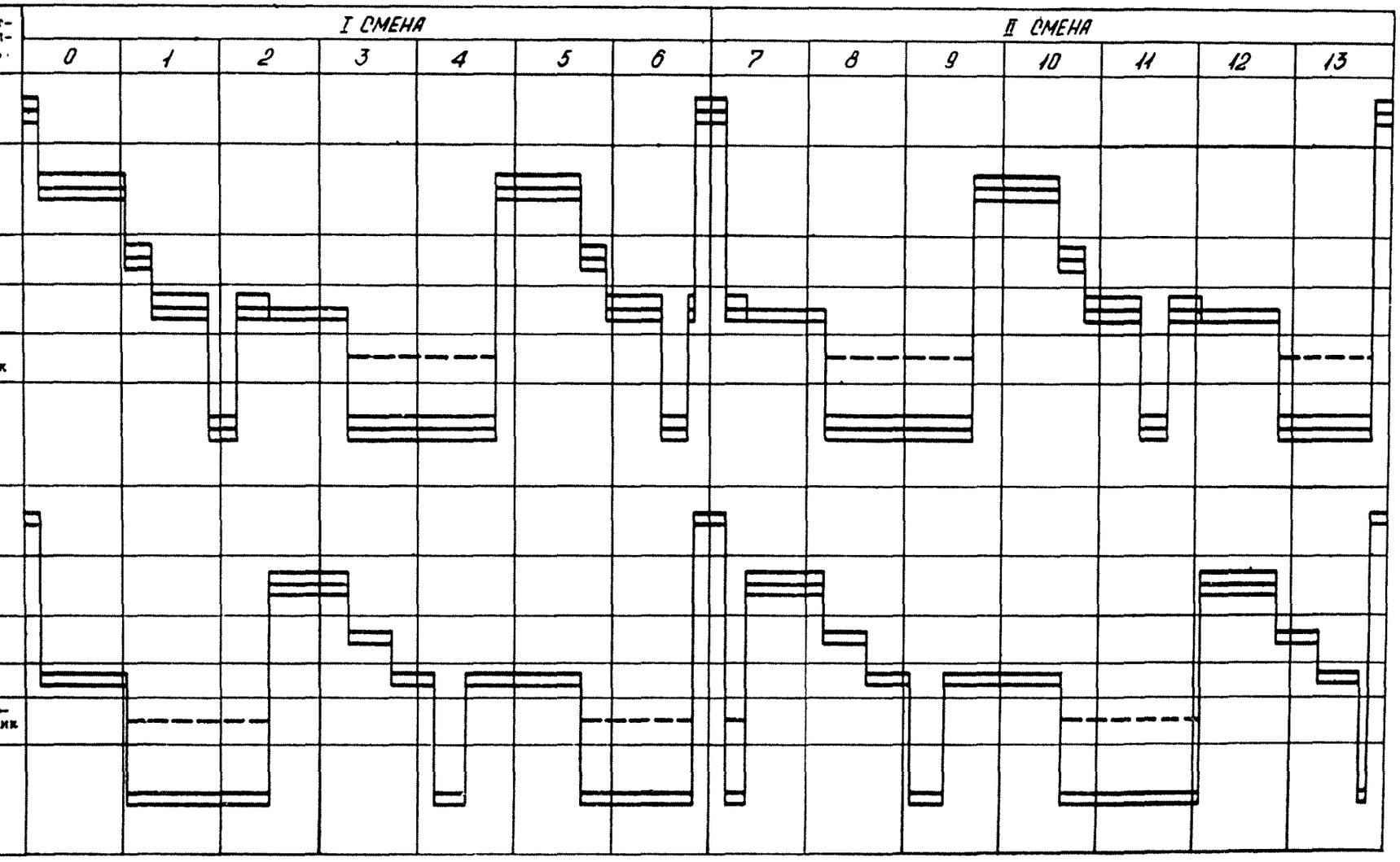


Рис. 7.2. График организации работ при параллельном проведении откаточного и вентиляционного штреков

7.3. Проведение внемочных выработок

Подготовка внемочного участка (спаренных камер-лав) – схема проведения внемочных выработок спаренных камер-лав – осуществляется следующим образом. Проходится сборный штрек шириной 6 м с устьями разрезных штреков шириной 4 м и длиной 10 м. Расстояния между разрезными штреками выбираются из условия поддержания основной кровли согласно разделу 4. Работы по проведению разрезных штреков начинаются, когда опережение сборного относительно их достигает 80-100 м. При проходке разрезного штрека на полную длину, т.е. половину ширины внемочного участка, из него, если это предусмотрено паспортом работ, начинается проходка бортового штрека, который проходится на двойное расстояние между разрезными штреками. Одновременно проводится разрезной штрек на другую сторону от сборного. После проведения его на полную длину и при отсутствии необходимости проведения второго бортового штрека оборудование перебрасывается либо в следующий разрезной штрек, либо в забой сборного штрека. Обязательным является наличие двух одновременно работающих забоев.

При этом применяется следующее оборудование:

ленточные конвейеры 1Л100К (КЛ3500-110А)	1
скребковые конвейеры СП63 (СП63М)	4
погрузочные машины 1ПНБ2	2
ручные электросверла СЭР-19м	5

Подготовка внемочного участка счетверенных камер-лав (см. схему проведения внемочных выработок счетверенных камер-лав) осуществляется следующим образом. Проходится сборный штрек шириной 6 м с устьями разрезных штреков шириной 4 м и длиной 10 м. Расстояние между разрезными штреками выбирается исходя из условия поддержания основной кровли на целиках. Работы по проведению разрезных штреков начинаются, когда сборный штрек пройден на ширину двух камер лав, т.е. на 80-100 м. После проходки разрезного штрека на полную длину, т.е. на половину ширины внемочного участка (около 200 м), из него начинается проходка бортового штрека. Длина заходки бортового штрека равна двойному расстоянию между разрезными штреками. Одновременно проходятся разрезные штреки и в другой половине внемочного участка.

После проходки разрезных и бортовых штреков два звена начинают проходку промежуточных бортовых штреков из последних разрезных штреков в обратном направлении, т.е. к панельным штрекам.

В это же время третье звено переходит в забой сборного штрека. Могут быть отличия от представленной последовательности проходки внемочных выработок счетверенных камер-лав, но обязательным условием является наличие трех одновременно работающих забоев.

При этом применяется следующее оборудование:

ленточные конвейеры 2Л80, 1Л100К (КЛ3500-110А)	1
скребковые конвейеры СП63 (СП63М)	6
погрузочные машины 1ПНБ2	3
ручные электросверла СЭР-19М	7

Перспективным направлением механизации работ при проведении внемочных выработок является применение самоходных вагонов типа ВВС5, позволяющих резко улучшить условия труда за счёт исключения тяжелой ручной операции по наращиванию и разборке скребковых конвейеров. Техническая характеристика самоходного вагона ВВС5 приведена ниже.

Грузоподъемность, т	5,0
Емкость кузова, $м^3$	4,9
Скорость движения, км/ч	3,5; 7
Максимальный преодолеваемый уклон, град	15,0
Высота разгрузки, мм	300-1100
Габаритные размеры, мм:	
длина	6700
ширина	1900
высота	1100
Ширина колеи, мм	220
Минимальный радиус поворота по наружному габариту, мм	650
Общая установленная мощность, кВт	68
Напряжение, В	660
Исполнение электрооборудования	Взрывобезопасное
Емкость кабельного барабана, м	180
Масса вагона, т	8

Крепление сборных штреков осуществляется металлической анкерной крепью типа ЭС-100П длиной 1,35 м, устанавливаемой по сетке 1,5 х 1,2 м (см. поперечные сечения внемочных выработок), и деревянными стойками. Последние устанавливаются в два ряда с расстоянием между стойками 2 м после проходки и зачистки бортового штрека.

Крепление разрезных и бортовых штреков осуществляется металлическими анкерами, устанавливаемыми в два ряда в соответствии с паспортом крепления (обычно 1,5 х 1,5 м). При необходимости

извлечения анкерной крепи из кровли это начинается с расстояния 20 м от забоя, где вместо анкеров устанавливается ряд деревянных стоек на расстоянии I,8 м друг от друга.

Для снижения давления воды на кровлю бурятся дренажные шпуры на всех сопряжениях штреков.

При проведении сборных штреков в случае достижения скребковыми конвейерами длины 90-I00 м они демонтируются, после чего производится наращивание ленточного конвейера и монтаж скребкового конвейера длиной I0-I2 м. В разрезных штреках демонтаж скребкового конвейера производится после проходки их на полную длину. Если из разрезного штрека проходится бортовой, то скребковый конвейер первого из них является "перекачным", а демонтаж его производится после проведения очередной заходки бортового штрека.

Отбойка горной массы осуществляется буровзрывным способом, бурение шпуров - ручными электросверлами СЭР-I9М, способ взрывания зарядов - электрический. Погрузка отбитой горной массы производится погрузочными машинами типа ПНБ2. Доставка горной массы до ленточного конвейера осуществляется скребковыми конвейерами. Ленточным конвейером горная масса доставляется на погрузочный пункт, находящийся на панельном откаточном штреке, где она перегружается в вагонетки ВД5,6 (ВГ3,3).Контактными электровозами груженые составы доставляются к стволу. При подготовке внемочного участка режим работы камер-лав тот же, что и при проведении подготовительных выработок, - пятидневная рабочая неделя; три семичасовые рабочие смены и трехчасовой ремонтный промежуток. Явочный состав бригады - I2-I5 человек. В каждую смену на проходке выходит звено из четырех-пяти человек. Ежесменное техническое обслуживание машин, их осмотр и планово-предупредительный ремонт выполняют два ремонтных электрослесаря, закрепленных за бригадой, дежурные электрослесари, а также члены бригады.

Основные процессы проходческого цикла представлены на графиках организации работ при проведении внемочных выработок (рис. 7.3 и 7.4).

Цикл начинается с осмотра забоя и приведения его в безопасное состояние (окайловка боков и кровли выработки, установка при необходимости дополнительного крепления, проверка машин и механизмов). Затем проходчики подносят к забою электросверла, буровые штанги, резцы, шурочистку, приспособление для бурения кровли, комплект анкерной крепи. После бурения и крепления кровли они вдвоем производят обуривание забоя. По окончании обуривания электросверла и буровой инструмент убираются на безопасное расстояние от забоя. На такелажной тележке проходчики подвозят 3-4 линейные секции и необходимое количество скребковой цепи и наращивают став скребкового конвейера. После подготовки забоя мастер-взрывник производит заряжание и взрывание. Проходчики во время ведения взрывных работ находятся на постах. По окончании взрывных работ забой проветривается, его осматривает мастер-взрывник, после чего дает разрешение на продолжение работ в забое. Проходчики еще раз проверяют состояние забоя, один из них приступает к отгрузке горной массы, другой подчищает почву и места перегрузки от разлетевшейся и просыпавшейся горной массы, следит за питающим погрузочную машину кабелем. После отгрузки взорванной горной массы цикл повторяется. В конце каждой смены все звено осуществляет зачистку става ленточного конвейера на сборном штреке.

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

7.4. Определение параметров подготовки очистного фронта

К основным параметрам подготовительных работ относятся: продолжительность подготовки очистного фронта, скорость проведения горных выработок; число одновременно действующих подготовительных забоев и численность проходческого звена.

Продолжительность подготовки очистного фронта $t_{под}$, исходя из времени отработки внемочного поля и резерва времени (около 25%) на возможное перевыполнение плана добычи, определяется из следующего выражения:

$$t_{под} = 0{,}75\,\frac{H \cdot \ell \cdot p}{\beta \cdot Q}\ \text{мес},$$

где H – длина внемочного поля, м;

ℓ – суммарная длина фронта одновременно действующих очистных забоев, м;

p – производительность пласта, т/м^2;

β – число плановых рабочих дней в месяце;

Q – нагрузка на очистной забой, т/сут.

РАБОЧИЕ ПРОЦЕССЫ	Время, мин	I СМЕНА							II СМЕНА						
		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Подготовительно-заключительные операции	10														
Осмотр и приведение забоя в безопасное состояние. Погрузка горной массы ПМ 1ПНБ-2. Оттом 1ПНБ-2 после отгрузки	60														
Крепление деревянными стойками под подкладку	11														
Подноска бурового инструмента и приспособлений. Бурение шпуров для штанговой крепи. Установка штанговой крепи	24														
Бурение шпуров в забое. Чистка шпуров. Бурение шпуров для подвески кабелей, вент.труб, контрольных шпуров. Уборка инструмента	65														
Взрывные работы. Проветривание забоя. Проверка забоя после взрывных работ	60														
Зачистка пересыпов у ленточного конвейера	30														
Отдых	30														
Доставка рештаков, цепей, крепежного леса на такелажных тележках	42														
Наращивание скребкового конвейера	48														

Рис. 7.3. График организации работ при проведении сборного штрека

РАБОЧИЕ ПРОЦЕССЫ	Время, мин	I СМЕНА							II СМЕНА						
		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Подготовительно-заключительные операции	10														
Осмотр и приведение забоя в безопасное состояние. Погрузка горной массы ПМ 1ППБ-2. Отгон 1ППБ-2 после отгрузки.	50														
Подноска крепежного леса. Установка "Т"-образного крепления. Извлечение штанговой крепи	13														
Подноска бурового инструмента и приспособлений. Бурение для штанговой крепи. Установка штанговой крепи	12														
Бурение шпуров в забое. Чистка шпуров. Бурение шпуров для подвески кабелей вент. труб контрольных шпуров. Уборка инструмента	44														
Взрывание работы. Проветривание забоя. Проверка забоя после взрывных работ	50														
Зачистка пересыпов у ленточного конвейера	20														
Отдых	30														
Доставка решетаков, цепей, крепежного леса на такелажных тележках	42														
Наращивание скребкового конвейера	48														

Рис. 7.4. График организации работ при проведении разрезного и бортового штреков

Число одновременно действующих забоев устанавливается на основе расчетных значений скорости проведения подготовительных выработок.

Число одновременно действующих подготовительных забоев определяется с учетом соотношения различных видов выработок и их объемов из следующего выражения:

$$m_з = \frac{\sum_{1}^{K} \frac{L_i}{v_{0i}}}{t_{под}},$$

где K – число видов выработок;

L_i – длина i-й выработки, м;

v_{0i} – расчетная скорость проходки i-й выработки, м/мес.

С применением исходных данных для расчета (таблица к схемам I–8) спаренных камер-лав продолжительность подготовки составляет

$$t_{под} = 0{,}75\,\frac{[700-17\cdot(4+8)]\,200\cdot 1{,}99}{21{,}5\cdot 825} = 8{,}4 \text{ мес.}$$

Число одновременно действующих подготовительных забоев сборных, бортовых и разрезных штреков равно

$$m_з = \frac{\frac{700}{173{,}4} + \frac{4800}{222{,}8}}{8{,}4} = 3{,}08.$$

Принимаем три забоя с превышением нормативной скорости проходки на 3%.

Для счетверенных лав продолжительность подготовки составляет

$$t_{под} = 0{,}75\,\frac{[700-17\cdot(4+8)]\,400\cdot 1{,}99}{21{,}5\cdot 1320} \approx 10{,}4 \text{ мес.}$$

Число одновременно действующих подготовительных забоев сборных, бортовых и разрезных штреков определится следующим образом:

$$m_з = \frac{\frac{700}{173{,}4} + \frac{3600}{222{,}8}}{10{,}4} = 4{,}53.$$

Принимаем четыре забоя с превышением нормативной скорости проходки 13%.

8. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ И БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ

Для обеспечения безопасных условий труда при высоких нагрузках на очистные забои в технологической схеме представлены необходимые аэродинамические параметры выемочного участка: общее количество воздуха для выемочного участка, количество воздуха для отдельных забоев и депрессия выемочного участка.

Проветривание сланцевых шахт Ленинградского 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 пласта сланца. В то же время сланцевые шахты являются опасными по взрыву пыли. Неглубокое залегание сланца обусловливает применение главным образом флангово-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

Удельное аэродинамическое сопротивление горных выработок

Горная выработка	Сечение в свету, м²	Удельное аэродинамическое сопротивление $R\,100$, кмюрги
Главный и панельный откаточный штрек	15,0	0,00071
Главный и панельный вентиляционный штрек	11,5	0,00237
Сборный штрек с конвейером	10,5	0,00282
Бортовой штрек	7,0	0,00501
Разрезная выработка	7,0	0,00501
Очистной забой	59,5/7,0	0,00033/0,01172

Для примера в технологической схеме принято, что в панели имеются выемочный участок со спаренными лавами или счетверенными камерами-лавами и четыре или пять подготовительных забоев, работающих одновременно. Принят всасывающий способ проветривания как преобладающий на шахтах Ленинградского месторождения.

Мероприятия, направленные на предупреждение 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.).

Таблица 8.2

Аэродинамическое сопротивление вентиляционных сооружений и устройств

Вентиляционное сооружение или устройство	Аэродинамическое сопротивление, кмюрги
Глухая перемычка	110
Вентиляционная дверь для прохода людей	90
Вентиляционная дверь для пропуска транспорта	30
Глухой кроссинг	90
Кроссинг с одной дверью	25

9. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

9.1. Общие положения

На шахтах Ленинградского месторождения электроснабжение забойного оборудования следует производить по кабелям, проложенным по скважинам или шурфам, а где невозможно из-за сильной заболоченности местности, то через ствол.

Экономически выгоднее подводить высокое напряжение (6 кВ) непосредственно к подземным участковым трансформаторным подстанциям с последующей его трансформацией.

В разработанных схемах электроснабжения технологических схем очистных и подготовительных работ в качестве низкого напряжения использовано напряжение 660 В. В схемах предусмотрено использование нового взрывобезопасного электрооборудования на напряжение 660 В. При отсутствии отдельных типов электрооборудования (ТСШВП, ПВИ и др.) они могут быть заменены другими видами взрывобезопасного оборудования, приведенными в таблицах данного раздела, если их применение для условий конкретных участков допускается правилами безопасности.

В схемах электроснабжения в качестве источников питания приняты передвижные участковые трансформаторные подстанции. Применение этих подстанций позволяет приблизить источник питания непосредственно к забою, что способствует более качественному электроснабжению, сокращает расход кабелей, повышает оперативность управления электроснабжением очистных и подготовительных работ.

Приводятся два варианта схем электроснабжения очистных работ, составляемых в соответствии с рекомендуемым набором технологического оборудования камер-лав: схемы электроснабжения очистных работ с двумя буровыми установками УБРС-I для спаренных камер-лав и четырьмя УБРС-I для счетверенных камер-лав (I и III варианты) и схемы электроснабжения очистных работ с одной буровой установкой БУА-3С для спаренных и двумя БУА-3С для счетверенных камер лав (II и IУ варианты), а также два варианта схем электроснабжения подготовительных работ: проходка выемочных выработок (сборный, бортовой и нарезной штреки) буровзрывным способом для спаренных и счетверенных камер-лав и проходка подготовительных выработок (панельных штреков) с применением самоходного вагона 5ВС-15. Схемы состоят из двух частей:

схемы размещения передвижных подстанций (ТСШВП) и распределительных подземных пунктов (РПП) на плане горных работ;

принципиальной схемы электроснабжения погрузочного пункта, камер-лав и подготовительных забоев.

На принципиальной схеме электроснабжения камер-лав и подготовительных забоев указаны типы пусковой и коммутационной аппаратуры, мощность электродвигателей забойного оборудования, марки и длина кабелей, а также значения расчетных минимальных токов короткого замыкания и уставок тока срабатывания реле максимального тока.

В начале отработки очередного выемочного участка при очистных работах в спаренных камерах-лавах РПП на сборном штреке ставится на расстоянии 80 м вдоль сборного штрека от первого подготавливаемого забоя камеры-лавы; расстояние между ТСШВП и РПП на сборном штреке 200 м. Такая расстановка электрооборудования позволяет перетаскивать ТСШВП только два раза в течение отработки выемочного участка.

В счетверенных камерах-лавах расстояние между ТСШВП и РПП на сборном штреке составляет 400 м. Электротягач находится на среднем бортовом штреке, но в случае необходимости его можно

использовать в крайних бортовых штреках; при этом надо увеличить длину кабеля на 100 м.

Питание распределительных пунктов и электроснабжение отдельных токоприемников забоя рекомендуется осуществлять по кабелям типа ГРШЭ. Для питания электросверл рекомендуется применять кабель типа ШРБЭ и ШВБЭ, для освещения сборного и откаточного штреков - КРПСН напряжением 127 В,для забоя - также кабели КРПСН.

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

9.2. Методика и порядок расчета схем электроснабжения

Исходные данные оборудования, потребителей электроэнергии и технические характеристики двигателей, необходимые для расчета схем электроснабжения подготовительных забоев, приводятся в таблицах данного раздела.

9.2.1. Мощность трансформаторов выбирается по расчетной мощности трансформатора $S_р$, которая определяется по формуле

$$S_р = \frac{K_с \Sigma P_{уст}}{\cos \varphi} \quad кВА,$$

где $K_с$ - коэффициент спроса;

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

$\cos\varphi$ - условный средневзвешенный коэффициент мощности для групп очистных и подготовительных забоев, принимаемый равным 0,7.

Коэффициент спроса определяется по формуле

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

где $P_н$ - номинальная мощность наиболее мощного электродвигателя, кВт.

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

9.2.2. Расчет кабелей сети участка сводится к выбору марок и сечений питающих кабелей:

а) сечение магистрального кабеля выбирается по условию

$$I_{доп} \geq I_{расч},$$

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

Таблица 9.1

Поправочные коэффициенты на температуру воздуха для токовых нагрузок на кабели

Расчетная температура среды t, °С	Нормированная температура жилы t, °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	1,28	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

$I_{расч}$ - фактический ток нагрузки магистрального кабеля, А;

$$I_{расч} = \frac{K_с \Sigma P_{уст}}{\sqrt{3}\, U_н \cos\varphi} \; А,$$

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

$U_н$ - номинальное напряжение сети, В.

Значения $K_с$ и $\cos\varphi$ принимаются такими, как при определении мощности трансформатора. Если условию $I_{доп} > I_{расч}$ не удовлетворяет ни один кабель максимального 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	I6-25
конвейеров	I0-I6
электросверл	4-6
прочих электродвигателей	I0-I6

в) выбранные сечения кабелей проверяются по допустимой потере напряжения на зажимах наиболее удаленного токоприемника в нормальном режиме работы. Потери напряжения $\Delta U_{тр}$ в трансформаторе определяются 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;

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

$$X_т = \sqrt{Z_т^2 - R_т^2} \text{ Ом}; \qquad R_т = \frac{\Delta P_к U_н^2}{S_{н.тр}^2} \text{ Ом},$$

где $Z_т$ – полное сопротивление трансформатора;

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

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

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

Потери напряжения в гибком кабеле определяются по формуле

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

где R – активное сопротивление трансформатора и кабелей – см. табл. 9.3;

X – индуктивное сопротивление трансформатора и кабелей – см. табл. 9.3;

L – длина кабеля, км.

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

$$U_п \geq 0{,}8\, U_н.$$

Таблица 9.2

Технические характеристики подстанций ТСШВП

Тип подстанции	Номинальная мощность	Напряжение при х.х., В		Номинальный ток, А		Напряжение, %	Ток х.х. %
		В.Н.	Н.Н.	В.Н.	Н.Н.		
ТСШВП-I60/6	I60	6000±5%	690/400	I5,4	I47/23I	3,5	6,5
ТСШВП-I80/6	I80	6000±5%	690/400	I7,5	I50/260	3,5	5,0
ТСШВП-250/6	250	6000±5%	690/400	24,0	209/362	3,5	5,0
ТСШВП-400/6	400	6000±5%	690	38,5	334,7	3,5	4,5
ТСШВП-I00/6	I00	6000±5%	690/400	9,6	83,5/I44,3	3,5	8,0

	Потери, Вт	
	Х.х. при номинальном напряжении	К.з. при номинальной нагрузке
ТСШВП-I60/6	I250	2000
ТСШВП-I80/6	I350	2000
ТСШВП-250/6	I650	2600
ТСШВП-400/6	2I00	3700
ТСШВП-I00/6	I000	I270

Напряжение на зажимах электродвигателя при пуске определяется по формуле

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

где U_0 – напряжение трансформатора при холостом ходе, В;

$\Delta U_{н.р}$ – потери напряжения от работающих электродвигателей в тех участках сети, через которые подключен пускаемый двигатель, В.

9.2.3. Выбор фидерных автоматических выключателей и магнитных пускателей осуществляется по назначению, номинальному току, номинальному напряжению, а пускателей – дополнительно и по мощности подключаемого электродвигателя.

Фидерные автоматические выключатели проверяются по предельному току отключения. Рабочий ток, который проходит через автомат, определяется по формуле

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

Таблица 9.3

Сопротивление кабелей с медными жилами

Сопротивление	Сопротивление кабеля (Ом/км) при сечении жилы, мм										
	4	6	I0	I6	25	35	50	70	95	I20	
Активное бронированного и гибкого кабелей при температуре 20°С	4,600	3,070	I,840	I,I50	0,740	0,520	0,423	0,260	0,I94	0,I53	
Индуктивное бронированного кабеля напряжением до I000 В	0,095	0,090	0,073	0,068	0,066	0,064	0,063	0,06I	0,060	0,060	
Индуктивное гибкого кабеля напряжением до I000 в	0,I0I	0,095	0,092	0,090	0,088	0,084	0,08I	0,079	0,078	0,076	

Примечание. Индуктивное сопротивление гибкого кабеля приведено по справочным данным. Расчетные величины сопротивления гибких кабелей современных конструкций несколько ниже приведенных.

типоразмер фидерного автомата выбирается, исходя из условия

$$I_н \geqslant I_{раб} ,$$

где $I_н$ - номинальный ток фидерного автомата, выбираемый по табл. 9.4.

Таблица 9.4

Основные технические данные автоматических взрывобезопасных выключателей

Тип выключателя	Номинальный ток, А	Предельная коммутационная способность (А) при $\cos\varphi$ = 0,6 и напряжении 660 В, А	Уставка тока срабатывания максимальных расцепителей, А	
			с цифровой маркировкой	без цифровой маркировки
АВ-320Д0	320	20000	800-2400 (через 200А)	
АВ-200Д0	200	20000	400-I200 (через I00А)	
АФВ-IА	200	I2000	300;450;600	375;525
АФВ-2А	350	I2000	600;900;I200	750;I050
АФВ-3А	500	I2000	I000;I500;2000	I250;I750

Примечание. Автомат АФВ-IА устанавливается вместо автомата АВ-200Д0, а АФВ-2А вместо АВ-320Д0, если последних нет в наличии.

Магнитные пускатели проверяются на соответствие их коммутационных и разрывных способностей величинам пускового тока защищаемого двигателя. Основные технические данные магнитных пускателей приведены в табл. 9.5.

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

$$I_0 > I,92\, I^{(2)}_{к.з.min} ,$$

где I_0 - предельно отключаемый ток защитного аппарата, А;

$I^{(2)}_{к.з.min}$ - расчетный минимальный двухфазовый ток к.з. на зажимах защитного аппарата, который определяется по формуле

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

Таблица 9.5

Технические данные магнитных пускателей

Тип пускателя	Номинальный ток, А	Наибольшая мощность подключаемого электродвигателя при напряжении 660 В, кВт	Предельно отключаемый ток, А	Уставка реле максимального тока, А
ПМВИ-13м	63	55	1400	150;200;250;325
ПМВИ-23м	120	100	2400	300;400;500;650;800
ПМВИ-61	250	155	2100	500;1000
			15	1500
ПМВИР-41	80	52	800	100;125;160;200
ПВИ-250	250	160	3750	500;1000;1500
ПВИ-125	125	100	2500	250-750 (через 50 А)
ПВИ-63	63	55	1500	125-375 (через 25 А)
ПВИР-63	63	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-13, ПМВИ-23м, ПМВИ-61, ПМВИР-41.

где K – коэффициент, учитывающий снижение тока к.з. из-за возможности уменьшения напряжения в высоковольтной сети;

$\mathcal{Z}_{к.з}$ – эквивалентное сопротивление до точки к.з., Ом;

$$\mathcal{Z}_{к.з.}=\sqrt{(R_т+R_к)^2+(X_т+X_к)^2} \quad \text{Ом};$$

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

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

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

R_0 – величина удельных активных сопротивлений, Ом/км;

L_i – длина i-го участка кабеля, км;

$X_i=X_0 L_i$ – индуктивное сопротивление отдельных участков сети от трансформатора до точки к.з., Ом.

Таблица 9.6

Технические данные электродвигателей при номинальной нагрузке

Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	Скорость 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 42/4	45,0	1475	88,5	51,0	0,895	0,86	6,5	2,7	3,2
ЭДКЧ 1м	9,3	1460	202,0	117,0	0,913	0,86	4,1	-	-
МА 36-42/4	100,0	1480	194,0	112,0	0,925	0,85	6,5	2,0	2,5
КОФ 12-4	10,0	1470	21,0	12,0	0,870	0,84	6,7	2,2	2,3
КОФ 12-6	8,0	970	19,0	114,0	0,850	0,75	4,5	2,0	2,0
КОФ 22-4	20,0	1475	40,0	23,0	0,900	0,85	6,0	2,1	2,1
КОФ 11-6	6,0	970	14,5	8,4	0,850	0,75	4,5	2,0	2,0
ВАО 92-4	100,0	1470	190,0	110,0	0,950	0,88	6,0	1,8	2,2
ВАО 51-4	7,5	1460	15,1	8,7	0,880	0,86	6,5	1,4	2,2
ВАО 61-4	13,0	1460	26,0	15,0	0,885	0,86	7,0	1,5	2,2
ВАО 71-4	22,0	1460	42,5	24,5	0,900	0,88	7,0	1,6	2,2
ВАО 41-4	4,0	1450	8,5	4,9	0,845	0,84	5,0	1,4	2,2
ВАО 52-6	7,5	970	16,7	9,6	0,885	0,80	6,5	1,3	2,2
ВАО 72-4	30,0	1460	58,0	33,5	0,900	0,88	7,0	1,6	2,2

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

$$I_0 > 1{,}92\, I^{(2)}_{к.з.min}$$

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

$$I^{(2)}_{к\,з.min} \leq \frac{I_{0.гр}}{1{,}92},$$

где $I_{0.гр}$ – предельно отключенный ток группового или общего защитного аппарата.

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:

$$I_у \geq I_{н.п} + \Sigma I_{н.раб},$$

где $I_у$ – уставка срабатывания реле, А;

$I_{н.п}$ – номинальный пусковой ток наиболее мощного электродвигателя;

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

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

$$I_у \geq \Sigma I_{н.п};$$

в) для защиты ответвлений, питающих осветительную нагрузку:

$$I_у \geq I_{н.раб}.$$

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

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

где $K_ч$ – коэффициент чувствительности.

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

$$I^{(2)}_{к.з.min} = \frac{U_н}{2\sqrt{(R_т + R_{50} L_{прив})^2 + (X_т + X_{50} L_{прив})^2}} \text{ А},$$

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

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

$L_{прив}$ – приведенная длина кабельной линии, которая определяется суммированием приведенных длин отдельных кабелей по формуле

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

где $\ell_1 \dots \ell_n$ – фактическая длина кабеля различного сечения;

$K_{п1} \dots K_{пn}$ – коэффициент приведения сечений кабелей для определения $I^{(2)}_{к.з.min}$ (табл. 9.7).

Таблица 9.7

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

Сечение основной жилы кабеля, мм²	Коэффициент приведения $K_п$	Сечение основной жилы кабеля, мм²	Коэффициент приведения $K_п$
Для сетей напряжением 380 и 660 В (сечения приведены к 50 мм²)			
4	I2,30	35	I,4I
6	8,22	50	I,00
I0	4,92	70	0,72
I6	3,06	95	0,54
25	I,97	I20	0,43
Для сетей напряжением I27 В (сечения приведены к 4 мм²)			
2,5	I,60	6	0,67
4	I,00	I0	0,40

9.2.6. Выбор номинального тока плавких вставок

а) для защиты магистрали:

$$I_в \geq \frac{I_{н.п}}{I,6 \div 2,5} + \Sigma I_{н.раб} \text{ А},$$

где $I_{н.п}$ – номинальный ток плавкой вставки;

б) для защиты ответвления:

$$I_в \geq \frac{I_{н.п}}{I,6 \div 2,5} \text{ А};$$

при осветительной нагрузке

$$I_в \geq I_{н.раб};$$

в) для трансформаторов, встроенных в агрегат:

$$I_у \geq \frac{I,2 \div I,4}{K_т} \cdot I_{н.раб} \text{ А},$$

где $K_т$ – коэффициент трансформации.

9.3. Пример расчета схемы электроснабжения камер-лав

Исходные данные: схема электроснабжения напряжением 660 В камерн-лавы (II вариант схемы очистного забоя).

Перечень электрооборудования, установленного на машинах и механизмах в камерах-лавах, представлены в табл. 9.8.

Расчет системы электроснабжения ведется следующим образом.

9.3.I. Суммарная установленная электромеханическая мощность

$P_{уст1}$ = I0 + 93 + 270 + 60 + 25 + 93 = 55I кВт;

$P_{уст2}$ = I00 + 8 + 4 = II2 кВт.

9.3.2. Коэффициент спроса по участку

$$K_{с1} = 0,3 + 0,7 \cdot \frac{93}{55I} = 0,42; \quad K_{с2} = 0,3 + 0,7 \cdot \frac{I00}{II2} = 0,92.$$

9.3.3. Расчет мощности трансформаторов:

$$S_{р1} = 55I \cdot \frac{0,42}{0,7} = 330,6 \text{ кВт};$$

$$S_{р2} = II2 \cdot \frac{0,92}{0,7} = I47,2 \text{ кВт}.$$

Таблица 9.8

Перечень электрооборудования, установленного на машинах и механизмах в камерах-лавах

Электрооборудование	Тип электродвигателя	Установленная мощность, кВт	Количество двигателей	Суммарная установленная мощность, кВт	$\eta_{об}$, %	$\cos\varphi$	Рабочий ток, А	Пусковой ток, А
Ленточный конвейер 1Л-100К	МА 36-42/4	100	1	100	0,925	0,85	112	728
Врубовая машина "Урал-33"	2ДКЧ-1м	93	2	186	0,920	0,86	117	485
Погрузочная машина 1ПНБ-2	КОФ 22-4	20	2	40	0,900	0,85	23	138
	КОФ 12-4	10	2	20	0,870	0,84	12	80
Скребковый конвейер СП-63м	ЗДКОФ 42-4	45	6	270	0,900	0,86	51	331
Бурильная установка БУА-3С	ВАО 51-4	7,5	1	7,5	0,880	0,86	8,7	56,55
	КОФ 12-4	11	1	11	0,885	0,86	15	105
	КОФ 11-6	6	1	6	0,855	0,80	9,6	62,4
Электросверло УБРС-1	ВАО 41-4	4	2	8	0,845	0,84	4,9	25
Электротягач на базе 1ПНБ-2	КОФ 12-4	10	1	10	0,870	0,84	12	80
Лебедка ЛС-30	ВАО 72-4	30	1	30	0,900	0,88	33,5	234,5
Толкатель ПТВ 2м-01	КОФ 21-6	11	1	11	0,880	0,76	14,5	72,5

9.3.4. Принимаем две трансформаторные подстанции типа ТСШВП 400/6 и ТСШВП 160/6.

Подстанция ТСШВП 160/6 устанавливается на откаточном штреке, а ТСШВП 400/6 на сборном штреке.

9.3.5. Выбор сечения кабеля от ТСШВП 160/6 до РПП 0,66 № 1:

$$I_{расч} = \frac{0,92 \cdot 112 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 660 \cdot 0,7} = 128,92 \text{ А}.$$

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 50 мм^2 (3 х 50 + 3 х 4 + 1 х 10);

$$I_{доп} = 200 \text{ А} > I_{расч} = 128,92 \text{ А}.$$

9.3.6. Выбор сечения кабеля от РПП № 1 до электропотребителей:

а) для 1Л100К величина $I_н$ = 112 А;

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением 35 мм^2 (3 х 35 + 1 х 10 + 3 х 4); $I_{доп}$ = 168 А > $I_н$ = 112 А;

б) для ПТВ2М-01 ток $I_н$ = 14,5 А.

По табл. 9.9 принимается гибкий кабель типа ГРШЭ сечением 6 мм^2 (3 х 6 + 1 х 4 + 3 х 2,5);

$$I_{доп} = 58 \text{ А} > I_н = 14,5 \text{ А}.$$

9.3.7. Выбранные сечения кабелей проверяются по допустимой потере напряжения на зажимах наиболее удаленного токоприемника 1Л100К:

а) потеря напряжения в ТСШВП 160/6:

$$R_т = \frac{1250 \cdot 660^2}{160000^2} = 0,021 \text{ Ом};$$

$$Z_т = \frac{0,035 \cdot 660^2}{160000} = 0,095 \text{ Ом};$$

$$X_т = \sqrt{0,095^2 - 0,021^2} = 0,093 \text{ Ом};$$

$$\Delta U_{тр} = \sqrt{3} \cdot 128,92 \cdot (0,044 \cdot 0,7 + 0,02 \cdot 0,71) = 18,07 \text{ В};$$

б) потеря напряжения в гибком кабеле от трансформатора до РПП 0,66 № 1 равна

$$\Delta U_{г.к} = \sqrt{3} \cdot 128,92 \cdot 0,12 \cdot (0,423 \cdot 0,7 + 0,081 \cdot 0,71) = 9,46 \text{ В};$$

в) потеря напряжения в гибком кабеле от РПП 0,66 № 1 до 1Л100 К составляет

$$\Delta U_{г.к} = \sqrt{3} \cdot 112 \cdot 0,04 \cdot (0,52 \cdot 0,7 + 0,084 \cdot 0,71) = 3,28 \text{ В}.$$

Напряжение на зажимах электродвигателя 1Л100К равно

$$U_{дв} = 690 - (18,07 + 9,46 + 3,28) = 659,19 \text{ В} > 627 \text{ В}.$$

Напряжение на зажимах электродвигателя ленточного конвейера при пуске составляет

$$U_п = \frac{690}{1 + \sqrt{3} \cdot \frac{728}{660} \cdot (0,021 + 0,423 \cdot 0,12 + 0,52 \cdot 0,04) \cdot 0,7 + (0,093 + \dots}$$

$$\dots \frac{}{+ 0,084 \cdot 0,12 + 0,084 \cdot 0,04) \cdot 0,71} = 545,02 \text{ В} > 527 \text{ В}.$$

9.3.8. Выбор сечения кабеля от ТСШВП 400/6 до РПП 0,66 № 3

$$I_{расч} = \frac{0,42 \cdot 551 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 660 \cdot 0,7} = 289,54 \text{ А}.$$

По табл. 9.9 принимаем гибкий кабель типа ГРШЭ сечением 95 мм^2 (3 х 95 + 1 х 10 + 3 х 4);

$$I_{доп} = 290 \text{ А} > I_{расч} = 289,54 \text{ А}.$$

9.3.9. Выбор сечения кабеля от РПП 0,66 № 3 до РПП 0,66 № 4 (аналогично от РПП 0,66 № 3 до РПП 0,66 № 5).

Расчетный ток равен

$$I_{расч} = \frac{0,42 \cdot 95,4 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 660 \cdot 0,7} = 50,19 \text{ А}.$$

По табл. 9.9 принимаем гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жилы 35 мм^2 (3 х 35 + 1 х 10 + 3 х 4);

$$I_{доп} = 168 \text{ А} > I_{расч} = 50,19 \text{ А}.$$

Выбор сечения кабеля для врубовой машины "Урал-33" ($I_н$ = 117 А).

По табл. 9.9 принимаем гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жилы 35 мм^2 (3 х 35 + 1 х 10 + 3 х 4);

$$I_{доп} = 168 \text{ А} > I_н = 117 \text{ А}.$$

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	
	Гибкие экранированные кабели марки ГРШЭ			
45	3 х 4	I х 2,5	3 х I,5	28,8
58	3 х 6	I х 4	3 х 2,5	32,0
75	3 х I0	I х 6	3 х 2,5	35,0
I05	3 х I6	I х I0	3 х 4	40,I
I36	3 х 25	I х I0	3 х 4	4I,5
I68	3 х 35	I х I0	3 х 4	47,5
200	3 х 50	I х I0	3 х 4	49,3
250	3 х 70	I х I0	3 х 4	53,7
290	3 х 95	I х I0	3 х 4	57,5
32	3 х 4	I х 2,5	-	23,7
58	3 х 6	I х 4	-	28,I
75	3 х I0	I х I6	-	30,I
I05	3 х I6	I х I0	-	34,6
I36	3 х 25	I х I0	-	37,5
I68	3 х 35	I х I0	-	4I,7
200	3 х 50	I х I0	-	43,8
250	3 х 70	I х I0	-	49,6
290	3 х 95	I х I0	-	53,6
	Гибкие кабели марки КРПСН			
33	3 х 2,5	I х I,5	-	I9,I
45	3 х 4	I х 2,5	-	20,2
58	3 х 6	I х 4	-	23,4
75	3 х I0	I х 6	-	26,0
I05	3 х I6	I х I0	-	3I,5
I36	3 х 25	I х I0	-	35,I
I68	3 х 35	I х I0	-	36,5
200	3 х 50	I х I0	-	44,8
250	3 х 70	I х I0	-	49,2
33	3 х 2,5	2 х I,5	-	20,7
45	3 х 4	2 х 2,5	-	22,8
58	3 х 6	2 х 4	-	25,0
45	3 х 4	3 х 2,5	-	23,8
58	3 х 6	3 х 4	-	26,0
I05	3 х I6	3 х I0	-	38,8
I36	3 х 25	3 х I0	-	42,5
I68	3 х 35	3 х I0	-	45,5
200	3 х 50	3 х I0	-	48,I

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

9.3.10. Выбор сечения кабеля от РПП 0,66 № 3 до электропотребителей:

а) выбор сечения кабеля погрузочной машины:

$$I_н = 12 + 23 = 35 \text{ А}.$$

Инструкция по эксплуатации погрузочной машины рекомендует гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 16 мм^2 (3х16 + 1х10 + 3х3);

$$I_{доп} = 105 \text{ А} > I_н = 35 \text{ А};$$

б) выбор сечения кабеля для скребкового конвейера СП-63м:

$$I_н = 2 \cdot 51 = 102 \text{ А}.$$

Инструкция по эксплуатации конвейера СП-63М рекомендует гибкий кабель ГРШЭ сечением жил 35 мм^2 (3х35 + 1х10 + 3х4);

$$I_{доп} = 168 \text{ А} > I_н = 102 \text{ А};$$

в) выбор сечения гибкого кабеля для буровой установки БУА-3С:

$$I_н = 8,7 + 15 + 9,6 = 33,3 \text{ А}.$$

По табл. 9.9 принимаем гибкий кабель типа ГРШЭ сечением жил 10 мм^2 (3 х 10 + 1 х 10 + 3 х 4). При этом

$$I_{доп} = 75 \text{ А} > I_н = 33,3 \text{ А};$$

д) выбор сечения гибкого кабеля для тягача на базе 1ШНБ2:

$$I_н = 12 \text{ А}.$$

По табл. 9.9 принимаем гибкий кабель сечением 10 мм^2 (ГРШЭ 3 х 16 + 1 х 10 + 3 х 4);

$$I_{доп} = 105 \text{ А} > I_н = 12 \text{ А};$$

г) выбор сечения гибкого кабеля для лебедки ЛС-30:

$$I_н = 33,5 \text{ А}.$$

По табл. 9.9 принимаем гибкий кабель сечением 10 мм^2 (ГРШЭ 3 х 10 + 1 х 60 + 3 х 2,5);

$$I_{доп} = 75 \text{ А} > I_н = 33,5 \text{ А}.$$

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

а) потеря напряжения в трансформаторе ТСШВП 400/6 определяется следующим образом:

$$R_т = \frac{2100 \cdot 660^2}{400000^2} = 0,0057 \text{ Ом}; \quad X_т = \sqrt{0,038^2 - 0,0057^2} = 0,037 \text{ Ом};$$

$$Z_т = \frac{0,035 \cdot 660^2}{400000} = 0,038 \text{ Ом};$$

$$\Delta U_{тр} = \sqrt{3} \cdot 289,54 \cdot (0,0057 \cdot 0,7 + 0,037 \cdot 0,71) = 15,16 \text{ В};$$

б) потеря напряжения в кабеле, проложенном от ТСШВП 400/6 до РПП 0,66 № 3 составляет

$$\Delta U_{г.к} = \sqrt{3} \cdot 289,54 \cdot 0,2 \cdot (0,194 \cdot 0,7 + 0,078 \cdot 0,71) = 19,17 \text{ В};$$

в) потери напряжения в гибком кабеле, проложенном от РПП № 3 до РПП № 4, равны

$$\Delta U_{г.к} = \sqrt{3} \cdot 0,18 \cdot 50,19 \cdot (0,52 \cdot 0,7 + 0,084 \cdot 0,71) = 6,62 \text{ В};$$

г) потеря напряжения в гибком кабеле, питающем "Урал-33", составляет

$$\Delta U_{г.к} = \sqrt{3} \cdot 117 \cdot 0,2 \cdot (0,52 \cdot 0,7 + 0,084 \cdot 0,71) = 17,15 \text{ В}.$$

Напряжение на зажимах электродвигателя "Урал-33" равно

$$U_{дв} = 690 - (15,16 + 19,17 + 6,62 + 17,5) = 631,9 > 627 \text{ В}.$$

Параметры схем электроснабжения должны обеспечивать напряжение на зажимах электродвигателей не ниже 0,8 номинального.

9.3.12. Выбор аппаратов низкого напряжения и токов уставок

Для расчета токов к.з. и уставок защиты должны определяться уставки реле и величины плавных вставок предохранителей по технологическому режиму работы электроприемников. Сначала определяется минимальная уставка тока срабатывания первичных электромагнитных реле прямого действия, которыми комплектуются автоматические выключатели АВ-4у и АВ-6у. Они устанавливаются в качестве общего для оперативного обслуживания электрооборудования участка.

Расчетный ток уставки для АВ-6у на U = 660 В принимается равным

$$I_у = 2 \cdot 485 + 3 \cdot 51 + 2 \cdot 12 + 33,5 + 8,7 + 15 + 9,6 + 8,4 = 1216,2 \text{ А}.$$

Принимаем $I_у$ = 1500 А.

Расчетные токи уставок максимальных реле автоматических выключателей, питающих распределительные пункты камер-лав, со-

Таблица 9.10

Результаты расчетов токов короткого замыкания и токов уставок

Аппарат	Токи уставок $J_у$, А	Полученное отношение $\frac{J^{(2)}_{к.з}}{J_у}$
($К_1$) АФВ 2А	1200	$\frac{1940}{1200} = 1,53$
($К_2$) АФВ 3А	1500	$\frac{4680}{1500} = 3,12$
($К_3$) АФВ 2А	600	$\frac{1950}{600} = 3,25$
($К_4$) АФВ 2А	600	$\frac{1950}{600} = 3,25$
($К_5$) ПМВИ-61	1000	$\frac{1680}{1000} = 1,68$
($К_6$) ПМВИ-13м	150	$\frac{1125}{150} = 7,7$
($К_7$) АП-4	45	$\frac{145}{45} = 5,48$
($К_8$) ПМВИ-61	500	$\frac{1155}{500} = 2,31$
($К_9$) АП-4	45	$\frac{79}{45} = 1,77$
($К_{10}$) ПМВИ-23	400	$\frac{1760}{400} = 4,4$
($К_{11}$) ПМВИ-23	400	$\frac{749}{400} = 1,87$
($К_{12}$) ПМВИ-61	500	$\frac{1155}{500} = 2,31$
($К_{13}$) АП-4	45	$\frac{79}{45} = 1,77$
($К_{14}$) ПМВИ-61	500	$\frac{2690}{500} = 5,38$
($К_{15}$) ПМВИ-61	500	$\frac{2870}{500} = 5,74$
($К_{16}$) ПМВИ-61	500	$\frac{2870}{500} = 5,74$
($К_{17}$) ПМВИ-23м	400	$\frac{1054}{400} = 2,64$
($К_{18}$) ПМВИ-23м	400	$\frac{1054}{400} = 2,64$
($К_{19}$) ПМВИ-23м	400	$\frac{1080}{400} = 2,70$
($К_{20}$) ПМВИ-13м	150	$\frac{711}{150} = 4,74$
($К_{21}$) АП-4	45	$\frac{90}{45} = 2,00$

Примечание. Если отношение расчетного минимального тока двухфазного короткого замыкания $J^{(2)}_{к.з}$ к уставке тока $J_у$ срабатывания реле согласуется с допустимой величиной $\frac{J^{(2)}_{к.з}}{J_у} \geqslant 1,5$, то выбор мощности трансформатора, сечения гибких кабелей и величины токов уставок произведен правильно.

ставляют: для РПП № 3 $J_у$ = I2I6,2 А; принимается $J_у$ = I500 А; РПП № 2, № 4 $J_у$ = 485 + 4 = 489 А; принимается $J_у$ = 600 А; для РПП № 3 выбирается фидерный выключатель АФВ-3А; РПП № 2 и РПП № 4 принимаются фидерные выключатели АФВ-2А; РПП 0,66 № I $J_у$ = 728 + I4,5 + 4 = 746,5 А; принимается $J_у$ = I200 А. Выбирается фидерный выключатель АФВ 2А $J_у$ = I200 А.

Для защиты от токов коротких замыканий двигателей отдельных потребителей и питающих их кабелей принимаются максимальные реле, встроенные в магнитные пускатели.

Уставка тока максимального реле магнитного пускателя для ленточного конвейера $J_{н.п}$ = 728 А; принимается $J_у$ = I000 А.

Выбор уставок тока максимальных реле магнитных пускателей для остальных потребителей производится аналогично.

С учетом приведенной длины проводов внутреннего монтажа горных машин (ПНБ-2) расчетные токи двухфазного короткого замыкания в точках (K_1, K_2...) составляют величины (А), приведенные в табл. 9.I0.

I0. ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ

Технические средства производственной связи камер-лав 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 ЛПОСК (АУК-IOTM-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 КПШ, 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, I976).

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

Все мероприятия в области производственной эстетики и культуры труда на участках должны предусматривать снижение утомляемости рабочих, повышение производительности труда и безопасности работ. Для каждого участка 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 обеспечения 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 тре-

бованиям: 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 (телефонов, ящиков аптечек, самоспасателей, огнетушителей и т.д.), 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 средой.

Согласно технологии горных работ, оборудование на участке 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 забоях 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 выемочном участке 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 желтый или оранжевый фон, по которому печатными буквами делается надпись красками или рисуется 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 цвета слоновой кости фон, по которому черными жирными буквами должна быть сделана надпись, обведенная 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 состоянии и быть чистой. 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, для ИТР - белого.

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

12. ОПЫТ ПЕРЕДОВЫХ БРИГАД НА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТАХ

12.1. Работа передовых бригад в очистных забоях

В 1979 г. из 15 действующих камер-лав 13 (в 1978 г. - 12) работали в нормальных горно-геологических условиях, из них 8 бригад (в 1978 г. - 9) выдавали 840 т и более товарного сланца в сутки. В табл. 12.1 приведены средние показатели лучших бригад за 1978-1979 гг.

Таблица I2.I

Средние показатели работы передовых бригад

Камеры-лавы	Условия работы	Годы	Число передовых бригад	Среднесуточная добыча, т		Производительность труда ГРОЗ, т/выход	
				горной массы	товарного сланца	горной массы	товарного сланца
Счетверенные	Нормальные	I978	-	-	-	-	-
		I979	0,75	I932	II37	63,7	37,9
Строенные	Нормальные	I978	I	I60I	942	62,6	36,9
		I979	2	I594	938	65,4	38,5
Спаренные	Нормальные	I978	8	I584	935	6I,7	36,5
		I979	5,25	I52I	897	60,6	35,7
	Осложненные	I978	I	I407	828	56,8	33,5
		I979	-	-	-	-	-

Нагрузка на спаренную камеру-лаву у передовых бригад превышала среднюю нагрузку на все спаренные камеры-лавы, работающие в нормальных горно-геологических условиях, до 25,6% в I978 г. и до I5,2% в I979 г., а производительность труда - соответственно до I2,8 в I978 г. и до 7,8% в I979 г. Наиболее высокие показатели достигнуты бригадами Л.И.Яшкова и А.П.Басова на шахте "Ленинградская" и бригадой Н.Е.Алещенкова на шахте № 3 (соответственно 980, 975 и 970 т/сут).

У бригад, работающих в строенных и счетверенных лавах, среднесуточная добыча и производительность труда несколько выше, чем в спаренных лавах (см. табл. I2.I), из-за более широкого фронта работ и применения бурильной установки БУА-3с на одной из строенных камер-лав шахты "Ленинградская" (только в I979 г.).

Из бригад, работающих в осложненных горно-геологических условиях, передовой была бригада П.И.Панина на шахте "Ленинградская", которой в I978 г. достигнуты среднесуточная нагрузка на камеру-лаву 828 т товарного сланца и среднесуточная производительность труда 33,5 т на выход. Достигнутые бригадой П.И.Панина показатели превышали средние по бригадам, работавшим в осложненных условиях, на 22,7% по добыче и на I0,2% по производительности труда.

Высокопроизводительная работа передовых бригад обеспечивалась в результате постоянного совершенствования форм и методов организации труда, бережного использования техники, правильности ее эксплуатации, постоянного повышения профессиональной подготовки, внедрения передовых починов и опыта социалистического соревнования.

Таким образом, нагрузка на блок у передовых бригад при одинаковых горно-геологических условиях и составе участкового оборудования превышает средние показатели по объединению до 23,6%.

I2.2. Опыт передовых бригад на подготовительных работах

Объем проведения подготовительных выработок по производственному объединению "Ленинградсланец" за период с I970 по I978 гг. возрос с 97,I до I24,4 км (в I,28 раза), а средняя скорость проведения выработок за этот же период увеличилась с 220,6 до 230,3 м/мес, т.е. на 4,4%. Средняя производительность проходчика на выход в I978 г. по шахтам производственного объединения составила I,45 м. Анализ состояния проходческих работ на шахтах объединения в I978 г. показывает, что 42% всех подготовительных выработок было пройдено со средней скоростью свыше I0I,5 м/мес. В том же году 66% вымочных выработок проходилось со средней скоростью более 230 м/мес. Бригада Ю.В.Погорелова с шахты № 3 проходила в среднем 350 м/мес. Этой же бригадой в I978 г. было пройдено 8406 м вымочных выработок, причем достигнута производительность труда на выход 2,I м, или I4,8 м^3. Показатели работы передовых бригад за I978 г. приведены в таблице I2.2.

Таблица I2.2

Показатели работы передовых бригад за I978 г.

Шахта	Бригадир	Объем проведения выработок, м	Скорость проведения выработки, м		Численность бригады, человек	Сечение выработки в свету, м^2
			среднемесячная	максимально достигнутая за месяц		
Шахта № 3	И.И.Станко	2096	87	I50	-	I5,0
	Ю.В.Погорелов	8406	350	420	I5	6,9
	В.А.Поляков	5II5	269	356	I3	7,0
"Ленинградская"	И.И.Мария	2970	I24	I72	-	I5,0
	А.А.Гаврилов	2440	I02	I5I	-	I5,0
	М.П.Антонов	6733	28I	32I	I6	8,9
	В.А.Римма	6986	29I	368	I5	8,2
	И.Я.Яковлев	7I09	296	333	I5	8,4
им.С.М.Кирова	Н.Н.Панов	327I	35I	367	I0	7,7

Приведенные данные показывают, что при одинаковых средствах механизации в передовых бригадах вследствие четкой организации работ основные показатели (скорость подвигания забоя и производительность труда) в 1,1-1,7 раза выше, чем средняя по объединению. Основными путями достижения уровня передовых бригад являются интенсификация проходческих процессов, более эффективное использование погрузочных машин и полная укомплектованность проходческих бригад.

13. ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

В соответствии с принятой технологией очистных работ в камерах-лавах принята следующая очередность основных операций: погрузка взорванной горной массы, бурение забоя, передвижка конвейера, крепление кровли, зарубка пласта, взрывание и проветривание забоя. Совокупность этих процессов составляет цикл для одного очистного забоя. Ограниченная ширина призабойного пространства, наличие различных процессов и оборудования требуют соблюдения четкой последовательности и взаимосвязи выполнения отдельных операций в пределах цикла, а также между циклами.

В зависимости от длины забоя и норм выработки на основные процессы, а также от пропускной способности участкового и общешахтного транспорта в спаренных камерах-лавах можно организовать работу по двум схемам:

добычная смена в одной лаве - подготовительная (взрывная) смена в соседней лаве (в этой же лаве частично проводятся и другие работы);

одновременное проведение одинаковых работ в обеих лавах, т.е. чередование добычных смен в лавах со взрывными сменами.

В счетверенных камерах-лавах в первом случае основные процессы цикла производятся попарно, во втором случае во всех забоях одинаковые процессы, кроме взрывных работ, производятся практически одновременно, что еще увеличивает неравномерность работы транспорта.

Так как взрывание забоя производится участками длиной 20-30 м, то, например, забой длиной 100 м взрывают в четыре приема, на что вместе с проветриванием затрачивается около 4 ч. При первой схеме организации работ простои одной из лав из-за ведения взрывных работ в соседней лаве составляют до 2 ч в смену. При второй схеме такие простои в добычные смены отсутствуют, но при первой схеме обеспечивается более равномерная нагрузка на участковый и общешахтный транспорт.

С целью соблюдения четкой организации работ в каждом очистном забое составляется график, который содержит планограмму работ, график выходов рабочих по профессиям и сводку основных технико-экономических показателей. Численность суточной комплексной бригады определяется на основе комплексной нормы выработки.

В качестве примера организации работ рассматриваются два варианта, при которых на выемочном участке одновременно работают две камеры-лавы с общей длиной забоя 200 м и четыре камеры-лавы с общей длиной забоя 400 м. Вынимаемая мощность принята 1,8 м, подвигание забоя за цикл - 1,9 м. Принята первая схема организации работ (взрывные работы ведутся в добычную смену). Планограмма и график организации работ в спаренных камерах-лавах с применением буровой установки БУА-3с приведены на рис. 13.1, для счетверенных камер-лав - на рис. 13.2 и 13.3. Длительность отдельных процессов определена на основе исходных данных, принятых для расчета (таблицы к схемам 1-8), и "Единых норм выработки для сланцевых шахт" (1973 г.).

Среднее выполнение комплексной нормы - 110%, причем по основным процессам - 120%, зарубке пласта - 110% и остальным - 100%.

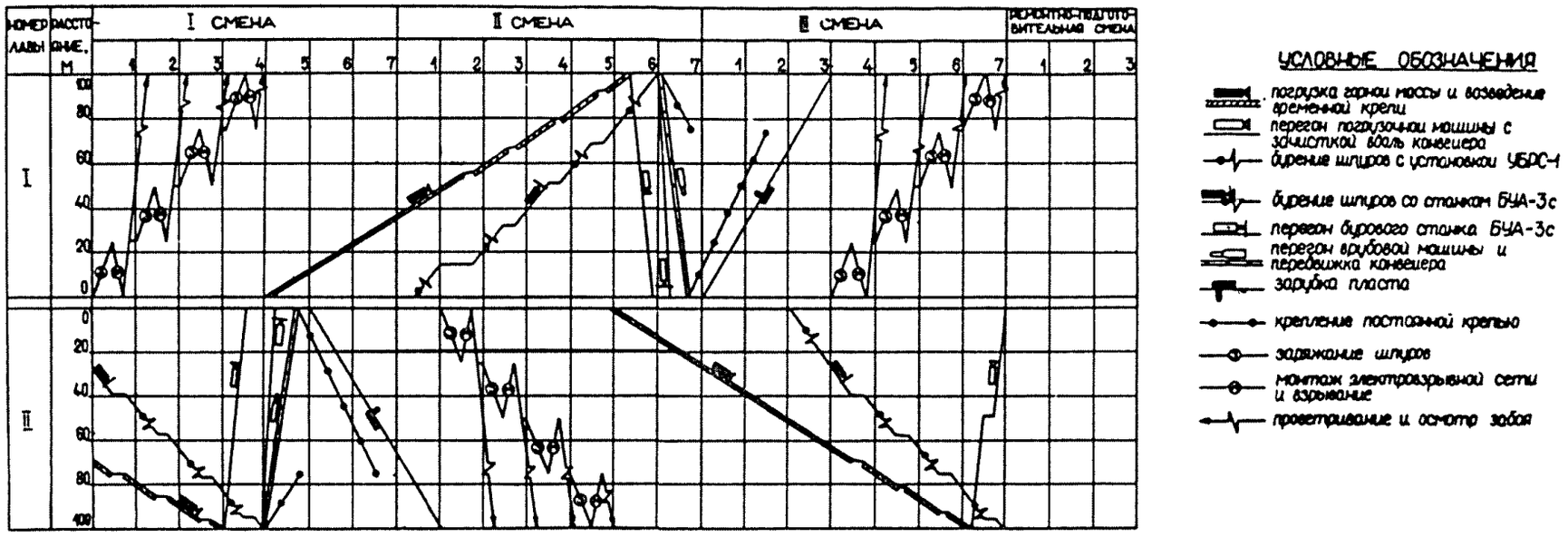
14. РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

14.1. Методика расчета

Нагрузка на камеру-лаву, как и для других технологических схем, определяется горно-геологическими, организационно-техническими и технологическими факторами. Исходным положением для расчета технически обоснованной нагрузки на камеру-лаву является "Инструкция по расчету нормативов нагрузки на очистные забои и средней нагрузки на один действующий очистной забой по способам механизации для сланцевых шахт" (М., ИГД им.А.А.Скочинского, 1980).

Поскольку очистные работы в камерах-лавах базируется на буровзрывной отбойке, к важнейшим рабочим процессам технологического цикла отнесены следующие:

ПЛАНОГРАММА РАБОТ



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

погрузка горной массы и возведение временной крепи
перегон погрузочной машины с зачисткой вдоль конвейера
бурение шпуров с установкой УБПС-1
бурение шпуров со станком БУА-3с
перегон бурового станка БУА-3с
перегон врубовой машины и передвижка конвейера
зарубка пласта
крепление постоянной крепью
заряжание шпуров
монтаж электровзрывной сети и взрывание
проветривание и осмотр забоя

ГРАФИК ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

НОМЕР ЛАВЫ	ОПЕРАЦИИ	I СМЕНА	II СМЕНА	III СМЕНА	РЕМОНТНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНАЯ СМЕНА	ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ОПЕРАЦИИ ЗА ЦИКЛ, ч	ЗАТРАТЫ ТРУДА НА ЦИКЛ, ЧЕЛ.-СМЕН
I	Погрузка горной массы с установкой временной крепи					8,9	2,52
	Бурение шпуров					5,6	0,89
	Перегон врубовой машины с передвижкой скребкового конвейера					0,7	0,20
	Крепление камеры-лавы и отвода скребкового конвейера					2,5	1,02
	Зарубка пласта					3,1	0,59
	Доставка деревянной крепи и прочие работы					–	2,28
	Заряжание шпуров					Всего по ГРОЗ в одной лаве*)	7,50
	Монтаж сети и взрывание						
	Проветривание и осмотр забоя						
II	Погрузка горной массы с установкой временной крепи						
	Бурение шпуров						
	Перегон врубовой машины с передвижкой скребкового конвейера						
	Крепление камеры-лавы и отвода скребкового конвейера						
	Зарубка пласта						
	Доставка деревянной крепи и прочие работы						
	Заряжание шпуров						
	Монтаж сети и взрывание						
	Проветривание и осмотр забоя						

*) С учетом технологических перерывов.

Рис. 13.1. Планограмма и график организации работ в спаренных камерах-лавах с применением бурового станка БУА-3с

ПЛАНОГРАММА РАБОТ

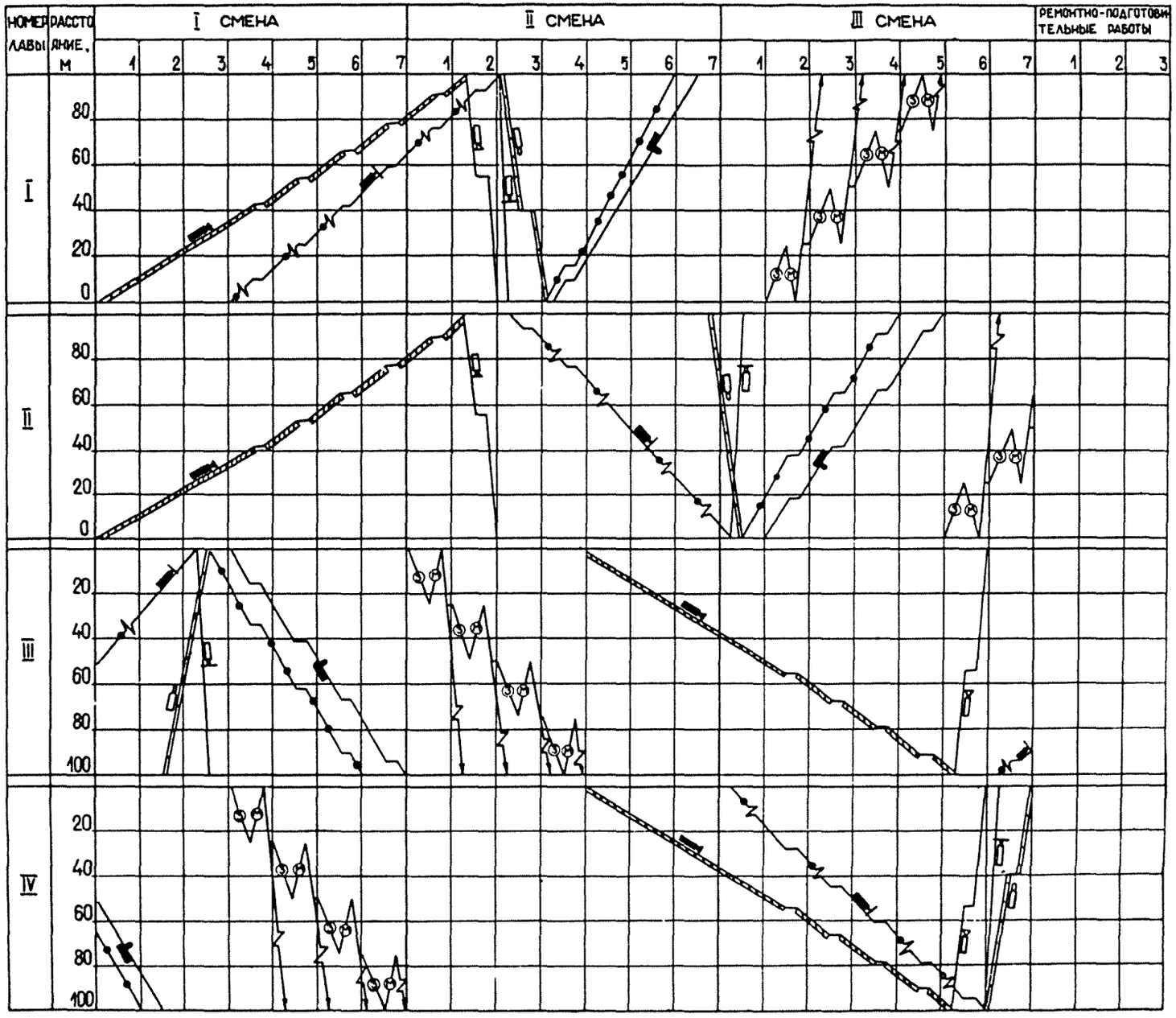
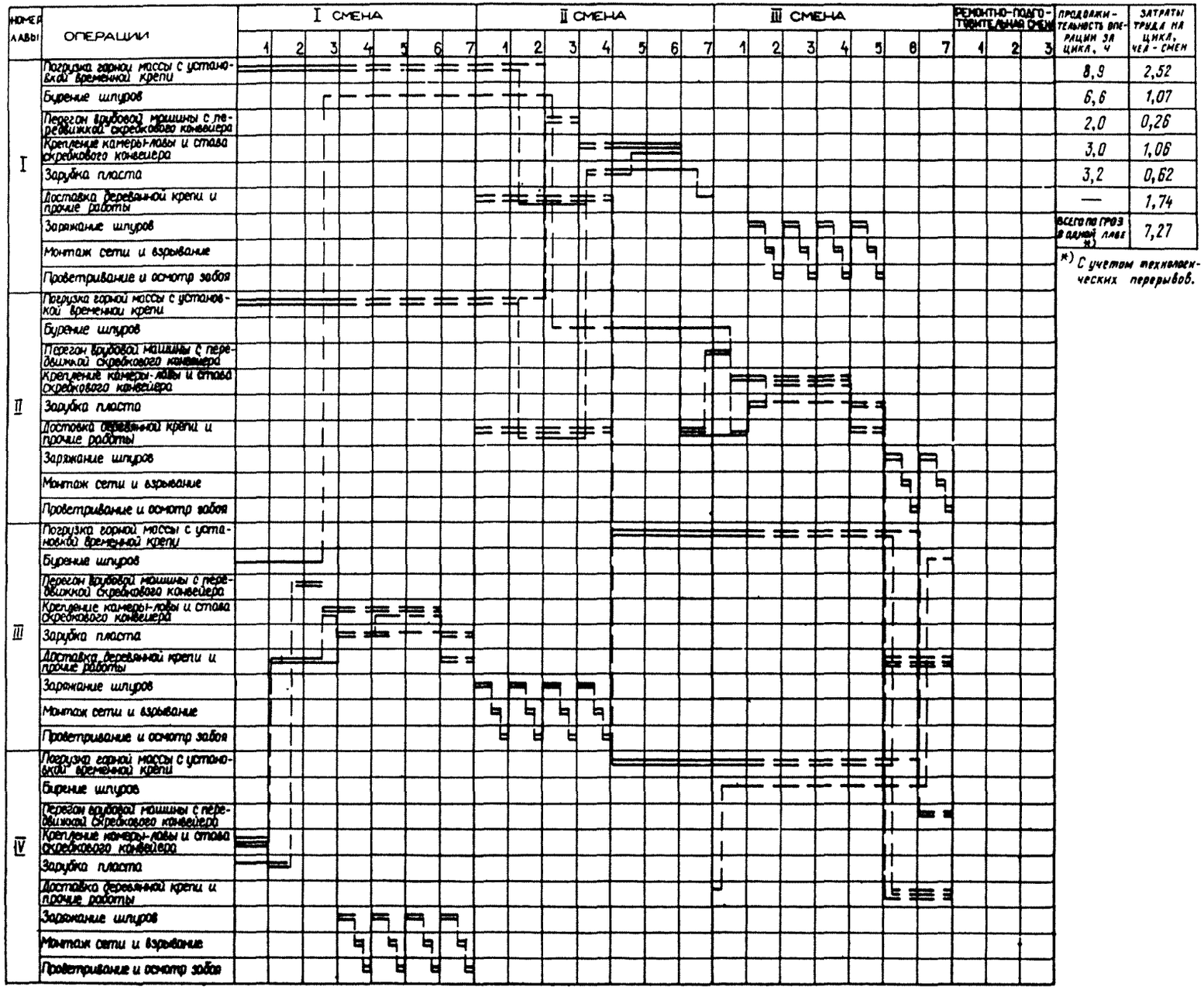


Рис. I3.2. Планограмма работ в счетверенных камерах-лавах с применением бурового станка БУА-3с

ГРАФИК ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ



*) С учетом технологических перерывов.

Рис. I3.3. График организации работ в счетверенных камерах-лавах с применением бурового станка БУА-3с

взрывные работы;
зарубка лавы врубовой машиной;
погрузка отбитой горной массы на конвейер;
бурение.

На долю механизированной погрузки приходится до 90% отбитой горной массы; 4% отгружается в процессе отбойки взрывом и 6% – зачисткой призабойного пространства после погрузки машиной.

Технологические особенности очистных работ таковы, что погрузка горной массы, основной процесс внемочного цикла, довольно часто прерывается технологическими перерывами. В результате норма выработки ($H_в$ = 112,8 м^3/смену) оказывается более чем в два раза ниже эксплуатационной производительности погрузочной машины ($H_м$ = 270 м^3/смену). Таким образом, дальнейший прирост нагрузки на камеры-лавы должен обеспечиваться прежде всего в результате сокращения времени ведения взрывных работ в течение добычных смен и простоев из-за отсутствия порожняка. Другие рабочие процессы технологического цикла (бурение, крепление, концевые работы и др.), менее трудоемкие по затратам труда, должны как можно полнее совмещаться между собой и с процессом погрузки горной массы.

Расчет нагрузки на очистной забой (т/сут) выполняется по формулам:

для участка спаренных камер-лав

$$A_{сут}=\frac{P\cdot n_{см}\cdot K_п}{\frac{T_{уц}+\left(t_{нv}\cdot\tau\cdot h+t_н\ell\right)\ell+\ell/\ell_{вз}\left(T_{вз}+T_{вп}\right)}{\tau\cdot\ell_з\left(T_{см}-T_{усм}\right)}+\frac{1}{n_{вых}\cdot L\cdot H_п}};\quad (I4.I)$$

для участка счетверенных камер-лав

$$A_{сут}=\frac{P\cdot n_{см}\cdot K_п}{\frac{T_{уц}+\left(t_{нv}\cdot\tau\cdot h+t_н\ell\right)\ell+\ell/\ell_{вз}\left[T_{вз}+\left(n_л-1\right)T_м\right]}{\tau\cdot\ell_з\left(T_{см}-T_{усм}\right)}+\frac{1}{n_{вых}\cdot L\cdot H_п}}\quad (I4.2)$$

Обозначения к данным формулам приведенн в табл. I4.I.

I4.2. Пример расчета нагрузки

Нагрузка на участок счетверенных камер-лав при применении бурильной установки БУА-3с равна:

Таблица I4.I

Условные обозначения показателей для расчета нагрузки на забой

Показатели	Обозначение
Суточная нагрузка, т	$A_{сут}$
Производительность пласта, т/м^2:	
по горной массе	P
по товарному сланцу	$P_с$
Ширина камеры-лавы, м	L
Длина лавы, м	ℓ
Длина участка взрывания за один прием, м	$\ell_{вз}$
Подвигание забоя за цикл, м	τ
Количество смен	$n_{см}$
Продолжительность смены, мин	$T_{см}$
Условно-постоянные затраты рабочего времени, мин:	
на одну смену	$T_{усм}$
на один цикл	$T_{у.ц}$
Удельные затраты времени, мин/м^3:	
на 1 м^3 добычи	$t_{нv}$
на 1 м длины лавы	$t_{н\ell}$
Время взрывания на 1 прием, мин	$T_{вз}$
Время перерыва в соседней лаве на один прием взрывания, мин	$T_{вп}$
Время монтажа электровзрывной цепи, мин	$T_м$
Количество камер-лав в блоке	$n_л$
Сменное количество выходов ГРОЗ	$n_{вых}$
Норма выработки на переноску оборудования, м/см	$H_п$
Коэффициент выполнения норм выработки	$K_п$
Суммарная длина очистного забоя, м	$\ell_з$
Вынимаемая мощность пласта, м	h

$$A_{сут}=\frac{3{,}42\cdot3\cdot1{,}1}{39+(1{,}445\cdot1{,}9\cdot1{,}7+4{,}732)\cdot100+\frac{100}{25}\left[63+(4-1)\cdot16\right]}\cdots$$

$$\cdots\frac{}{1{,}9\cdot400(420-25)}+$$

$$\cdots\frac{}{}=2267\approx2270\text{ т горной массы}$$

$$+\frac{1}{9\cdot30\cdot15{,}5}$$

или $A_{сут} \cdot \frac{P_c}{P} = 2267 \cdot \frac{1,99}{3,42} = 1319 \approx 1320$ т товарного сланца.

Приведенные ниже характеристики приняты в соответствии с нормативно-паспортными данными шахт производственного объединения:

P_c = 1,99 т/м^2;
P = 3,42 т/м^2;
ℓ = 100 м;
L = 30 м;
$\ell_{вз}$ = 25 м;
τ = 1,9 м;
$n_{см}$ = 3;
$\ell_з$ = 400 м;
n = 1,7 м;
$n_л$ = 4 м;
$T_{см}$ = 420 мин (продолжительность смены – 7 ч);
$T_{усм}$ = 25 мин (из расчета 10 мин на личные надобности и 15 мин на подготовительно-заключительную работу);
$T_ц$ = 39 мин (в том числе 19 мин на подготовительно-заключительные работы цикла, 20 мин – затраты времени на несовмещенные операции);
$T_{вз}$ и $T_м$ принимаются в соответствии с нормативами на взрывные работы ($T_{вз}$ = 63 мин; $T_м$ = 16 мин);
$n_{вых}$ = 9 человек (плановое);
$H_п$ = 15,5 м/см – принято по ЕНВ § 28 (Минуглепром СССР, 1973 г.);
$K_п$ = 1,1 – расчетный коэффициент увеличения нагрузки на забой.

Удельные затраты времени на 1 м^3 добычи определяются по формуле

$$t_{нv} = n_{пм} \cdot \left(T_{ор} + T_{вр} + 0,75 \frac{T_{ваг}}{V_{гмс}} \right) \text{ мин/м}^3, \qquad (14.3)$$

$$t_{нv} = 0,9035(0,911 + 0,632 + 0,75 \frac{3}{40}) = 1,445 \text{ мин/м}^3,$$

где $n_{пм}$ – доля горной массы, отгружаемая погрузочными машинами;
$T_{ор}$; $T_{вз}$ – соответственно нормативное время основной и вспомогательной работы, мин/м^3;
0,75 – относительно несовместимое время замены составов, доли единицы;
$T_{ваг}$ – время на замену одной партии вагонеток, мин;
$V_{гсм}$ – объем горной массы в массиве на один состав, м^3.

Удельные затраты времени на 1 м забоя определяются по формулам:

для участка счетверенных камер-лав

$$t_{н\ell} = t_{н\ell_з} + t_{н\ell_б} + t_{н\ell_п} \text{ мин/м}, \qquad (14.4)$$

где $t_{н\ell_з}$ – удельные затраты времени на зарубку 1 м пласта, пропорциональные длине забоя, мин/м;
$t_{н\ell_б}$ – удельные затраты времени на бурение, пропорциональные 1 м длины лавы, мин/м;
$t_{н\ell_п}$ – удельные затраты времени на передвижку скребкового конвейера, пропорциональные 1 м длины лавы, мин/м;

для спаренных камер-лав

$$t_{н\ell} = t_{н\ell_з} + t_{н\ell_п} \text{ мин/м}. \qquad (14.5)$$

Величина $t_{н\ell_б}$ отсутствует, так как процесс бурения полностью совмещен с процессом погрузки горной массы.

Удельные затраты времени на зарубку определяются по формуле

$$t_{н\ell_з} = \frac{[T_{см} - (T_{пз} + T_{лн})] \cdot \tau \cdot 100}{H_з (100 + t_{\%отд})} \text{ мин/м}; \qquad (14.6)$$

$$t_{н\ell_з} = \frac{[420 - (22 + 10)] 1,9 \cdot 100}{357 (100 + 12)} = 1,838 \text{ мин/м},$$

где $T_{пз}$ = 22 мин – время подготовительных операций;
$T_{лн}$ = 10 мин – время на личные надобности;
$H_з$ = 357 м^2 – норма выработки на зарубку;
$t_{\%отд}$ – нормативное время на отдых – 12% оперативного времени.

Удельные затраты времени на бурение определяются по формуле

$$t_{н\ell_б} = \frac{[T_{см} - (T_{пз} + T_{лн})] \cdot \ell_ш \cdot n_ш \cdot 100}{H_б (100 + t_{\%отд})} \text{ мин/м}; \qquad (14.7)$$

$$t_{н\ell_б} = \frac{[420 - (22 + 10)] 2,05 \cdot 1,45 \cdot 100}{485 (100 + 10)} = 2,206 \text{ мин/м},$$

где $T_{пз}$ = 22 мин;
$T_{лн}$ = I0 мин;
$\ell_{ш}$ = 2,05 м – средняя глубина шпура;
$n_{ш}$ = I,45 – количество шпуров, приходящихся на I м забоя;
$H_{б}$ = 485 п.м – норма выработки на бурение;
$t_{\%отд}$ = I0%.

Удельные затраты времени на передвижку скребкового конвейера определяются по формуле

$$t_{н\ell_п} = \frac{[T_{см} - (T_{пз} + T_{лн})] \cdot 100}{H_{пер}\left(100 + t_{\%отд}\right)} \quad \text{мин/м;} \qquad (I4.8)$$

$$t_{н\ell_п} = \frac{[420 - (23 + I0)] \cdot I00}{5II \cdot (I00 + I0)} = 0,688 \text{ мин/м,}$$

где $T_{пз}$ = 23 мин;
$T_{лн}$ = I0 мин;
$H_{пер}$ = 5II м – норма выработки на передвижку;
$t_{\%отд}$ = I0%.

Удельные затраты времени на I м забоя составляют:

$$t_{н\ell} = I,838 + 2,206 + 0,688 = 4,732 \text{ мин/м.}$$

Суточная нагрузка на счетверенные камеры-лавы с применением буровых установок УБРС-I определяется аналогично и составляет 2225 т горной массы, или I295 т товарного сланца.

Нагрузка на участок спаренных камер-лав рассчитывается по формуле (I4.I) и составляет:

для варианта с применением бурильных установок УБРС-I – I420 т/сут горной массы, или 825 т/сут товарного сланца;

для варианта с применением бурильной установки БУА-3с – I420 т/сут горной массы, или 825 т/сут товарного сланца.

I5. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

I5.I. Методика определения экономической эффективности

Исходным положением для расчета экономической эффективности технологической схемы является "Методика определения экономической эффективности использования в угольной промышленности новой техники, изобретений и рационализаторских предложений" (I979 г.).

Расчет годового экономического эффекта от внедрения (эксплуатации) новых средств и применения новых или усовершенствованных технологических схем производится по формуле

$$Э = \left[\left(C_1 - C_2\right) - E_н\left(K_2 - K_1\right)\right]A_2 + Э_{кос} \quad \text{руб,} \qquad (I5.I)$$

где C_1; C_2 – эксплуатационные затраты соответственно по базовому и рассматриваемому вариантам, руб/т;
K_1; K_2 – удельные капитальные вложения на единицу продукции по базовому и рассматриваемому вариантам, руб/т;
$E_н$ – нормативный отраслевой коэффициент экономической эффективности капитальных вложений; $E_н$ = 0,I5;
A_2 – годовой объем продукции при рассматриваемом варианте, тыс.т;
$Э_{кос}$ – косвенный экономический эффект в результате ввода рассматриваемого варианта в эксплуатацию, руб.

На сланцевых шахтах косвенный эффект наиболее полно учитывается по формуле

$$Э_{кос} = Э_1 + Э_2 + Э_3 + Э_4 \quad \text{руб,} \qquad (I5.2)$$

где $Э_1$ – годовой экономический ущерб или эффект от изменения величины потерь запасов сланца, руб;
$Э_2$ – годовой экономический эффект от повышения нагрузки на очистной забой, руб;
$Э_3$ – годовой экономический эффект от повышения нагрузки на шахту, руб;
$Э_4$ – годовой экономический эффект от повышения средних темпов проведения подготовительных выработок по шахте, руб.

Годовой эффект или ущерб от изменения величины эксплуатационных потерь сланца при вводе в производство новой технологии определяется по "Методике экономической оценки потерь горючего сланца для шахт Прибалтийского бассейна" (I975 г.). Годовой экономический эффект от повышения нагрузки на очистной забой, если известна величина постоянных расходов для данного забоя до и после повышения нагрузки, определяется по формуле

$$Э_2 = \left(C''_1 \alpha_л - C''_2\right) \quad \text{руб,} \qquad (I5.3)$$

где C_1'' ; C_2'' – годовые условно постоянные расходы по обслуживанию данного очистного забоя до и после повышения нагрузки на него, тыс.руб;

$\alpha_л$ – коэффициент роста нагрузки на один очистной забой.

Если величина условно постоянных расходов для данного забоя неизвестна, то при $\alpha_л \leq 1{,}1$ значение $Э_2$ находится из выражения

$$Э_2 = \frac{\gamma_{об} \cdot C_ш \cdot Д_{1с} \cdot n_{дн}}{100} (\alpha_л - 1) \quad \text{руб;} \qquad (I5.4)$$

при $\alpha_л > 1{,}1$ величина $Э_2$ определяется по формуле

$$Э_2 = \frac{\gamma_{об}\, C_ш\, Д_{1с}\, n_{дн}}{100} \left[0{,}I + (\alpha_л - 1{,}1) \cdot 0{,}8\right] \text{ руб/год,} \qquad (I5.5)$$

где $\gamma_{об}$ – удельный вес условно постоянных расходов по звеньям, непосредственно обслуживающим один очистной забой в общешахтной себестоимости I т сланца, %;

$C_ш$ – производственная себестоимость I т сланца в целом по шахте до ввода новой техники, руб;

$Д_{1с}$ – суточная нагрузка на шахту в период, предшествовавший внедрению новой техники, т;

$n_{дн}$ – число дней работы шахты в году.

Годовой экономический эффект от повышения нагрузки на шахту в целом определяется с учетом коэффициента роста нагрузки на шахту в результате данного мероприятия $\alpha_ш$:

при $\alpha_ш \leq 1{,}1$ – по формуле

$$Э_3 = \frac{\gamma_ш\, C_ш\, Д_{1с}\, n_{дн}}{100} (\alpha_ш - 1) \quad \text{руб,} \qquad (I5.6)$$

при $\alpha_ш > 1{,}1$ – по формуле

$$Э_3 = \frac{\gamma_ш\, C_ш\, Д_{1с}\, n_{дн}}{100} \left[0{,}1 + (\alpha_ш - 1{,}1)\, 0{,}7\right] \quad \text{руб,} \qquad (I5.7)$$

где $\gamma_ш$ – удельный вес условно постоянных расходов на обслуживание общешахтных звеньев в производственной себестоимости I т сланца по шахте, %.

Годовой экономический эффект по шахте от повышения средних темпов проведения подготовительных выработок на действующих участках в результате ввода новой техники, а также при развитии подготовительных работ на новых участках $Э_4$ может укрупненно определяться по формуле

$$Э_4 = K_с \frac{C_ш Д_1 \gamma_{пз}}{100} \frac{V_{уч}}{V_ш} \left(1 - \frac{v_1}{v_2}\right) \quad \text{руб,} \qquad (I5.8)$$

где $K_с = 0{,}8$ – коэффициент несоответствия уменьшения числа действующих подготовительных забоев и участков темпам роста скорости проведения выработок;

$Д_1$ – годовая добыча шахты в период, предшествовавший внедрению на ней новой техники, т;

$\gamma_{пз}$ – удельный вес условно постоянных затрат на проведение подготовительных выработок в производственной себестоимости сланца по шахте до внедрения новой техники, %;

v_1, v_2 – средняя скорость проведения выработок на шахте до и после внедрения новой техники, м/мес;

$V_{уч}$; $V_ш$ – среднемесячный объем проведения подготовительных выработок до внедрения новой техники на исследуемом участке и по шахте в целом соответственно, м.

I5.2. Определение нижней границы области рационального применения новой техники

При определении ожидаемого экономического эффекта от применения счетверенных камер-лав, повышающих нагрузку на забой, необходим расчет для случаев возможного ее отклонения. Этим выявляются оптимальные условия осуществления мероприятия, в которых оно может быть признано эффективным.

Нижняя граница области рационального применения счетверенных камер-лав определяется по формуле

$$\alpha_{min} = \frac{E_н K_2^п + C_{2с}'' d_1}{E_н K_1^п + C_{1с} d_1 - C_{2с}' d_1}, \qquad (I5.9)$$

где α_{min} – коэффициент минимально необходимого относительного роста нагрузки на очистной забой, при котором внедрение новой технологии может считаться экономически эффективным;

$K_2^п$ – полные капитальные вложения по варианту счетверенных камер-лав, включая необходимые дополнительные капитальные вложения по сложным процессам, руб;

$K_1^п$ – полные капитальные затраты по варианту сдвоенных камер-лав, руб;

d_1 – годовая нагрузка на очистной забой до ввода счетверенных камер-лав;

C_{1c} – полная себестоимость I т сланца по очистному забою до применения счетверенных камер-лав, руб;

C'_{2c}, C''_{2c} – соответственно условно-переменные и условно постоянные расходы в себестоимости I т сланца по очистному забою (с учетом смежных вспомогательных процессов) после ввода новой техники, если нагрузка при этом не меняется (т.е. $\alpha_{min} = 1$), руб.

I6. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВНЕДРЕНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

Разработанная технологическая схема предназначена к применению для условий Ленинградского месторождения горючих сланцев. Эффективность применения технологической схемы зависит от учета изменений горно-геологических условий в пределах выемочного участка, наличия и величины геологических нарушений и гидрогеологических условий.

Требуется обязательное выполнение условия соблюдения рациональных параметров выемочного участка: длины участка и длины камеры-лавы. Во всех случаях значения этих параметров должны быть не менее минимальных, регламентированных технологической схемой. Необходимым является соблюдение таких важных параметров, как ширина камеры-лавы и время ее отработки. Они не должны превышать максимальных значений, предусмотренных в технологической схеме.

Технологическая схема считается внедренной, если приняты рекомендуемая схема подготовки и система разработки с рациональными их параметрами, набор очистного оборудования, схемы участкового транспорта и электроснабжения, средства связи и сигнализации, а также достигнуты запланированные скорости проведения выработок и нагрузки на забой. В отдельных случаях при резком изменении горно-геологических условий допускаются отклонения от заданных параметров столба и камеры-лавы. Изменение в оборудовании допускается при появлении эквивалентного или более совершенного по параметрам оборудования. Установленные показатели принимаются для данного забоя как плановые не позднее чем через два месяца после внедрения схемы.

Для оценки результатов внедрения технологической схемы необходимо иметь следующие данные:

число действующих камер-лав к началу и к концу рассматриваемого периода, в том числе камер-лав, работающих по рекомендуемой схеме;

добыча товарного сланца (горной массы) из камер-лав за рассматриваемый период, в том числе из камер-лав, работающих по рекомендуемой схеме;

средняя производительность труда рабочих в камерах-лавах, в том числе в камерах-лавах, работающих по рекомендуемой схеме;

объемы проведения подготовительных и выемочных выработок, а также метраж выработок, в которых была внедрена и освоена рекомендуемая технология;

среднемесячная скорость проведения подготовительных и выемочных выработок, в том числе тех из них, которые освоили показатели, предусмотренные новыми технологическими схемами;

средняя сменная производительность труда проходчиков, в том числе в забоях, работающих по новым технологическим схемам, и в забоях, освоивших показатели, предусмотренные в технологических схемах.

Результаты внедрения технологической схемы оцениваются путем сравнения технико-экономических показателей работы действующих забоев в начале и в конце рассматриваемого периода. Сравнивается рост нагрузки на забой по шахте и по производственному объединению в зависимости от удельного участия добычи товарного сланца (горной массы) из забоев, работающих по рекомендуемой схеме.

При внедрении технологической схемы на шахтах необходимо указывать в соответствующих отчетах отклонения от рекомендуемых решений, причины, препятствующие внедрению схемы, и вносить предложения по ее совершенствованию.

Для определения экономической эффективности внедрения рекомендуемой технологической схемы можно пользоваться методикой, приведенной в разделе I5.

I7. ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В технологической схеме даются взаимосвязанные решения всего комплекса вопросов ведения очистных и подготовительных работ

при комбинированной системе разработки камерами-лавами в нормальных горно-геологических условиях Ленинградского месторождения: горных, механизации и организации работ, транспорта, вентиляции, электроснабжения, связи и сигнализации, безопасности.

Технические и технико-экономические вопросы в технологической схеме решены на основе передового опыта работы шахт производственного объединения "Ленинградсланец" и результатов научных исследований.

В схеме использованы средства механизации, которые выпускаются серийно для угольной промышленности и большинство из которых проверено в условиях сланцевых шахт, а также средства малой механизации, изготовляемые в местных условиях.

При внедрении технологической схемы повышение производительности труда на очистных и подготовительных работах будет достигнуто в результате использования рациональных вариантов механизации и совершенствования организации работ.

Для достижения максимальной эффективности очистных и подготовительных работ необходимо:

перевести процесс бурения шпуров в забоях камер-лав на механическое бурение с помощью установок БУА-3с;

повсеместно перевести электроснабжение участковых сетей на напряжение 660 В;

обеспечить при проведении подготовительных выработок широкое внедрение самоходных вагонов 5ВСI5М и механизацию бурения с использованием буропогрузочных машин;

изыскать при проведении вымочных выработок эффективные средства механизации доставки горной массы и бурения;

для крепления кровли разработать средства механизация бурения шпуров диаметром 26-28 мм и завинчивания винтовых анкеров;

повысить ритмичность и надежность работы очистных и подготовительных забоев путем улучшения качества технического обслуживания оборудования, своевременного производства капитальных ремонтов, применения более производительного транспортного оборудования, создания аккумулирующих емкостей на погрузочных пунктах, использования научной организации труда, повышения трудовой и технологической дисциплины;

пересмотреть и привести в соответствие с фактической производительностью и степенью использования машин и механизмов систему существующих нормативов;

широко использовать передовые методы работы.

С целью дальнейшего совершенствования данной системы разработки и достижения более высоких уровней нагрузок на забой необходимо:

создать более совершенное оборудование погрузочных пунктов (скоростные толкатели и механизированные бункера);

изыскать оптимальные пути решения транспортной проблемы шахты с целью сокращения простоев очистных участков из-за транспорта;

изыскать оптимальные решения концентрации работ в камерах-лавах, в том числе ликвидация взрывных работ в добычные смены, более широкое внедрение и одновременное совершенствование технологической схемы с применением большей длины линии очистных забоев (счетверенные камеры-лавы);

разработать прогрессивные средства проведения подготовительных выработок - проходческие комплексы, состоящие из комбайна избирательного действия, устройств для бурения по кровле и возведения винтовых анкеров, перегружателя и т.д.

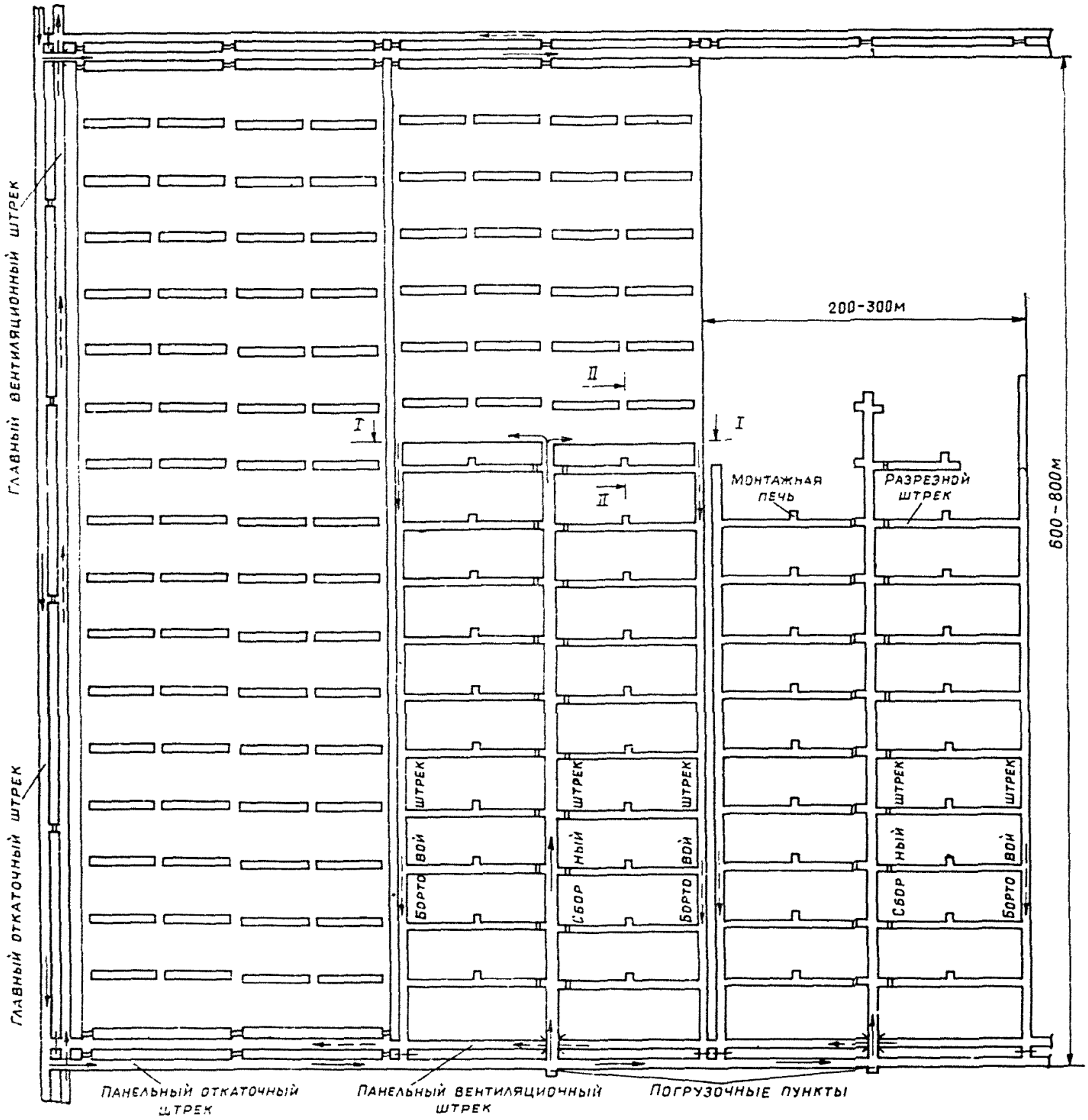
Внедрение технологической схемы обеспечит повышение эффективности использования техники, упорядочение методов ведения очистных работ, улучшение организации работ и повышение безопасности, что позволит всем бригадам, работающим в камерах-лавах и подготовительных забоях с нормальными горно-геологическими условиями, добиться нагрузок и скоростей, достигнутых передовыми бригадами.

Кроме того, внедрение технологической схемы улучшит планирование горных работ и материально-технического снабжения, повысит концентрацию работ, создаст благоприятные условия для ритмичной работы общешахтного транспорта, что в свою очередь будет способствовать улучшению технико-экономических показателей работы шахт Ленинградского месторождения.

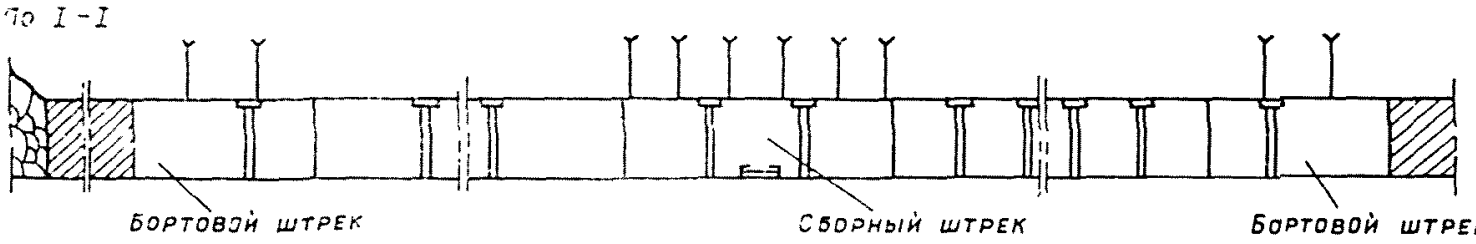
СХЕМЫ
ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

СХЕМА ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ
(вариант I)

Схема I



По I-I



По II-II

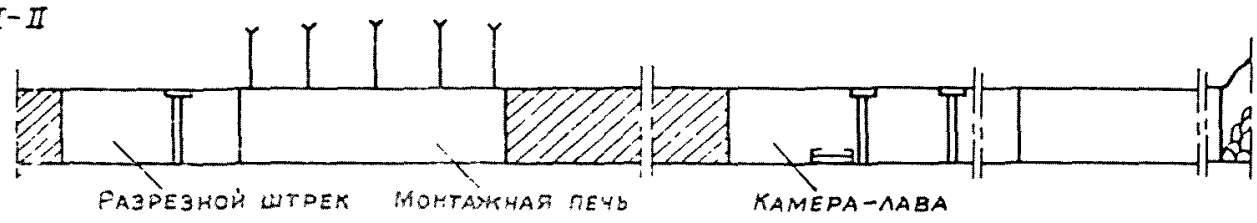
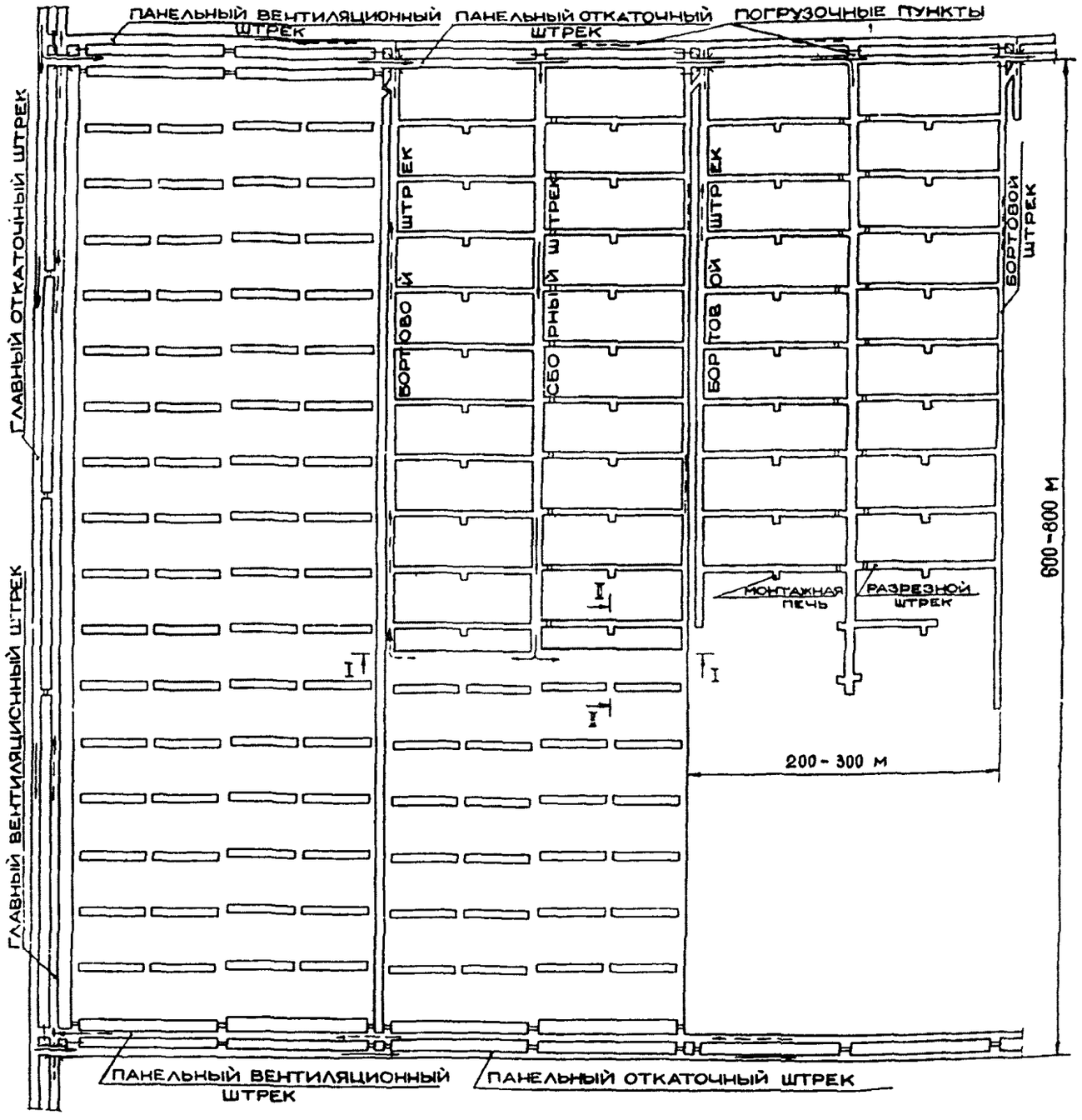
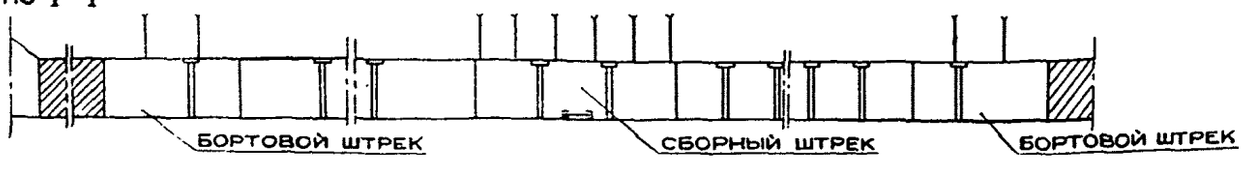


СХЕМА ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ
(вариант I)

Схема 2



По I - I



По II - II

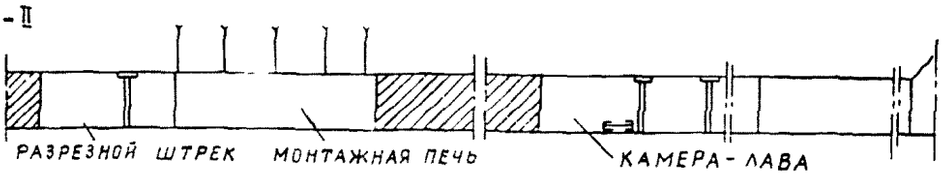


СХЕМА ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ
(вариант Ш)

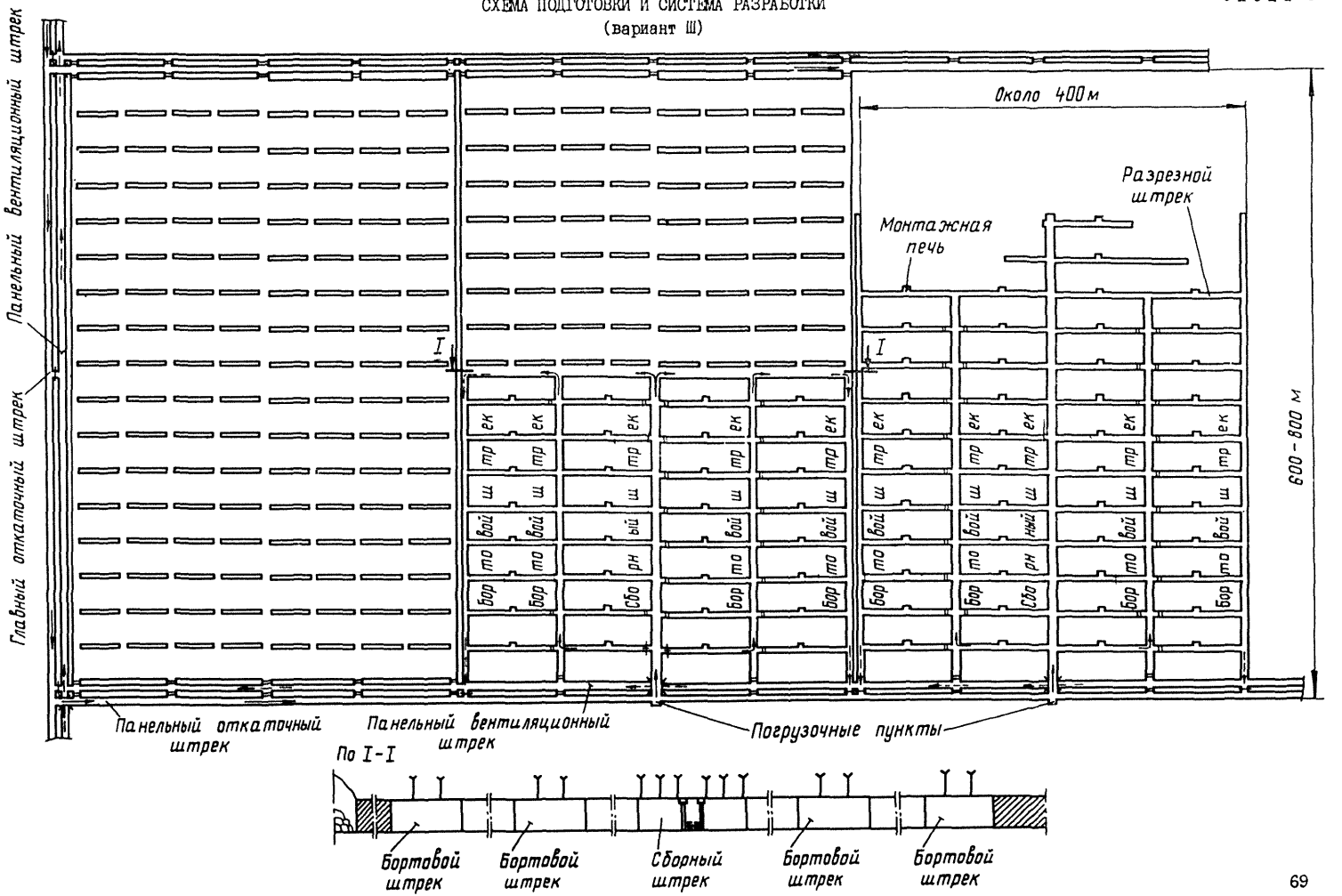


Схема 4

СХЕМА ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ
(вариант IУ)

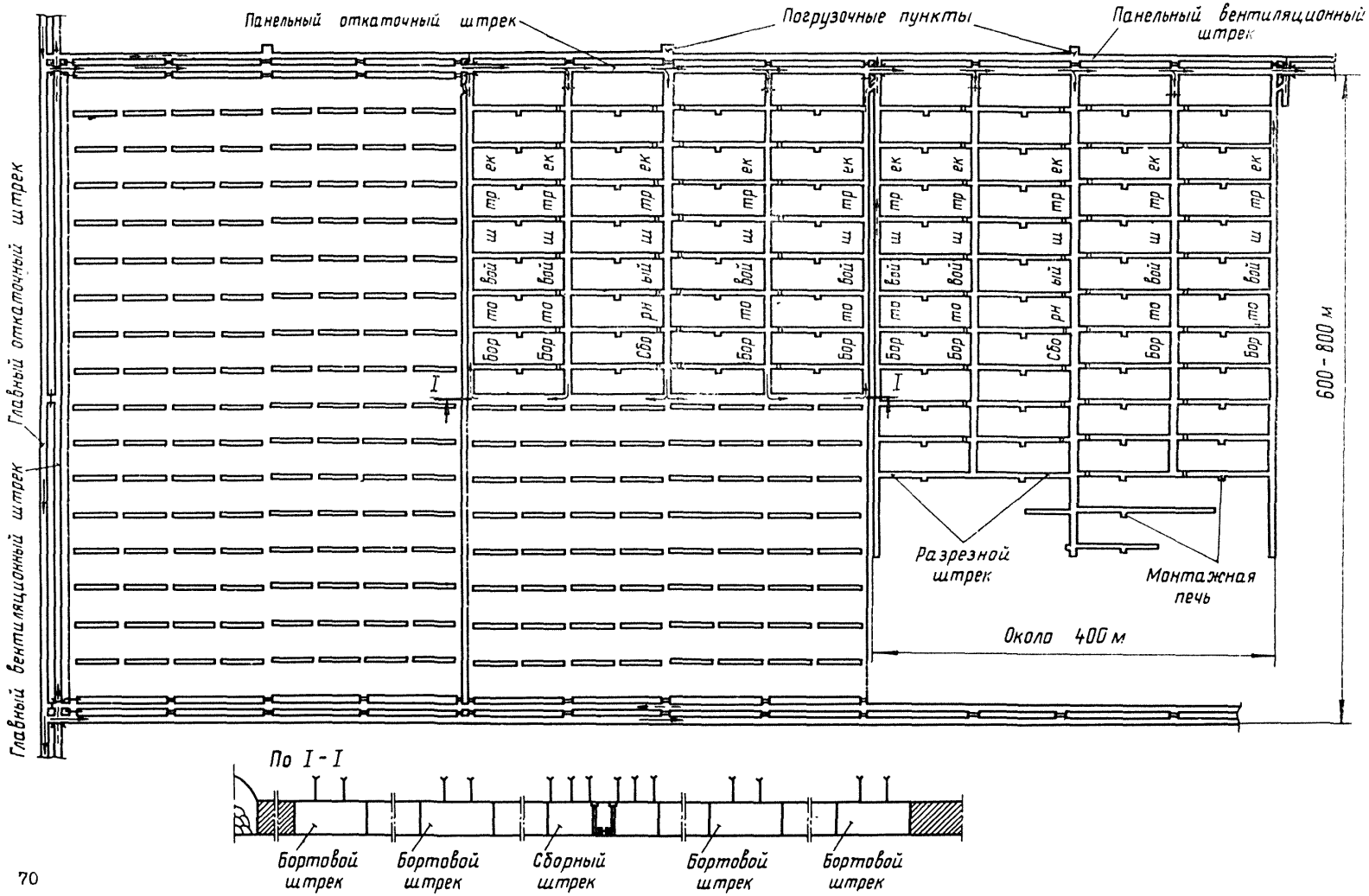


СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ И РАЗМЕЩЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ
(вариант I)

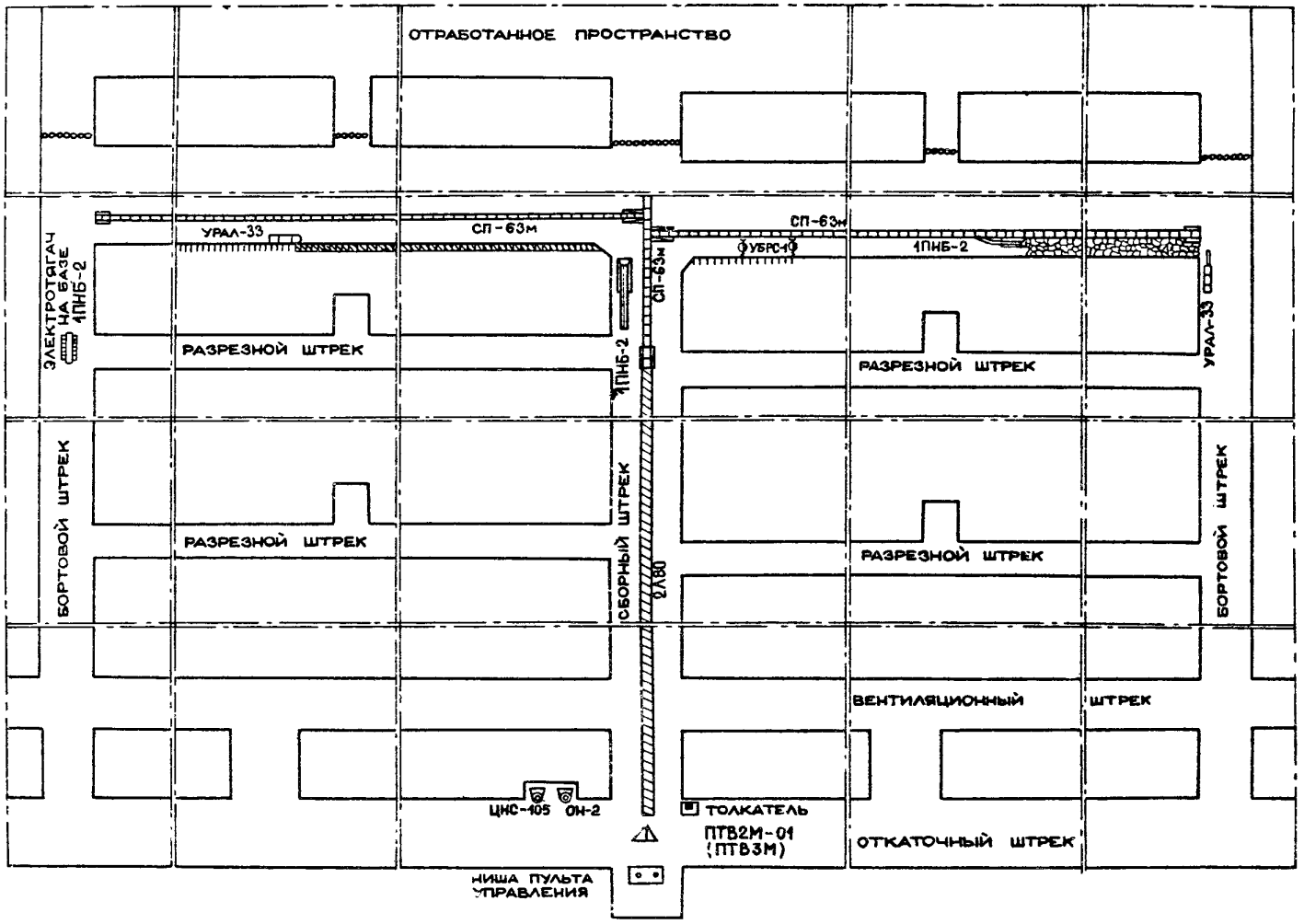


Схема 6

СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ И РАЗМЕЩЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ
(вариант П)

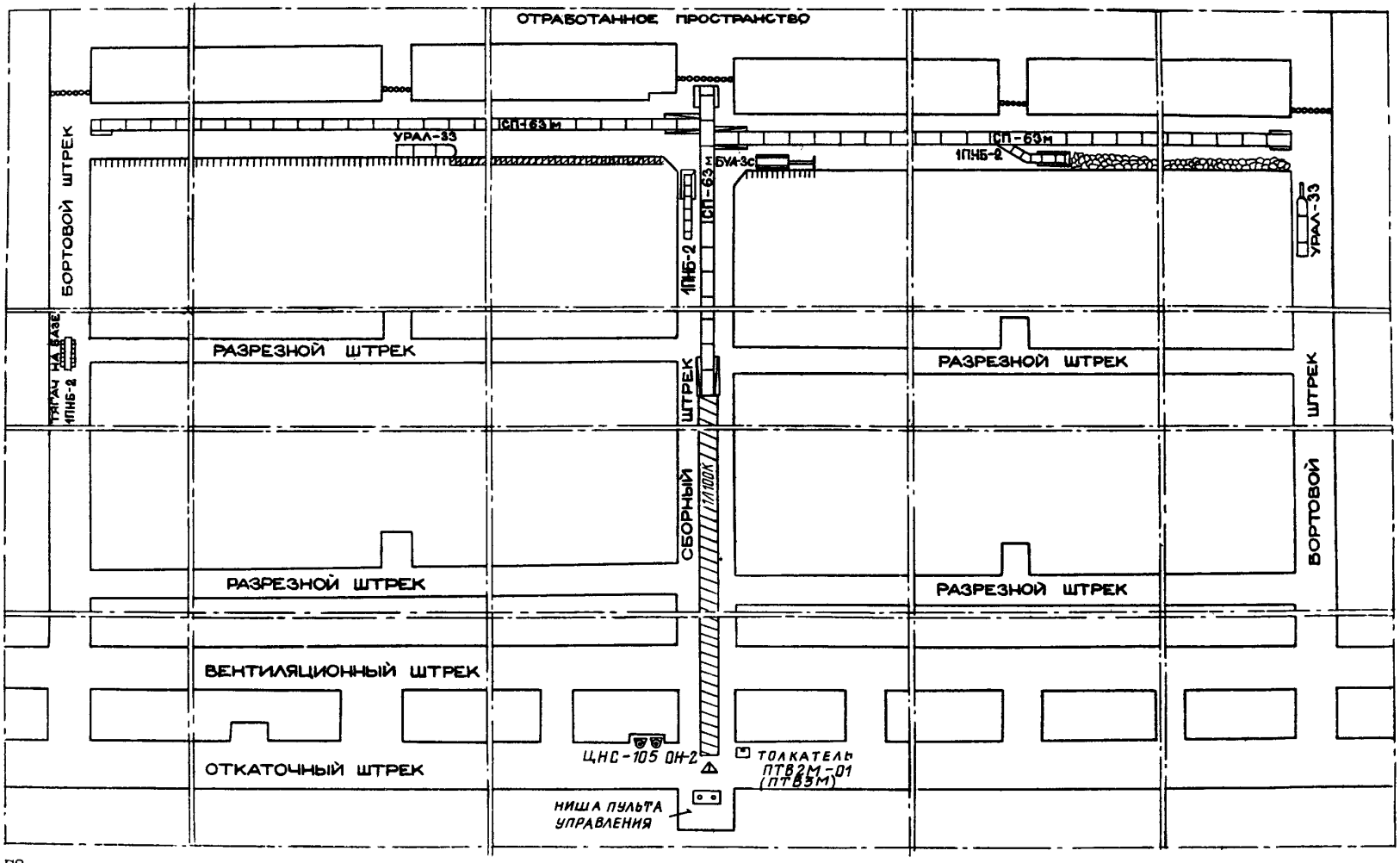


СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ И РАЗМЕЩЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ
(вариант Ш)

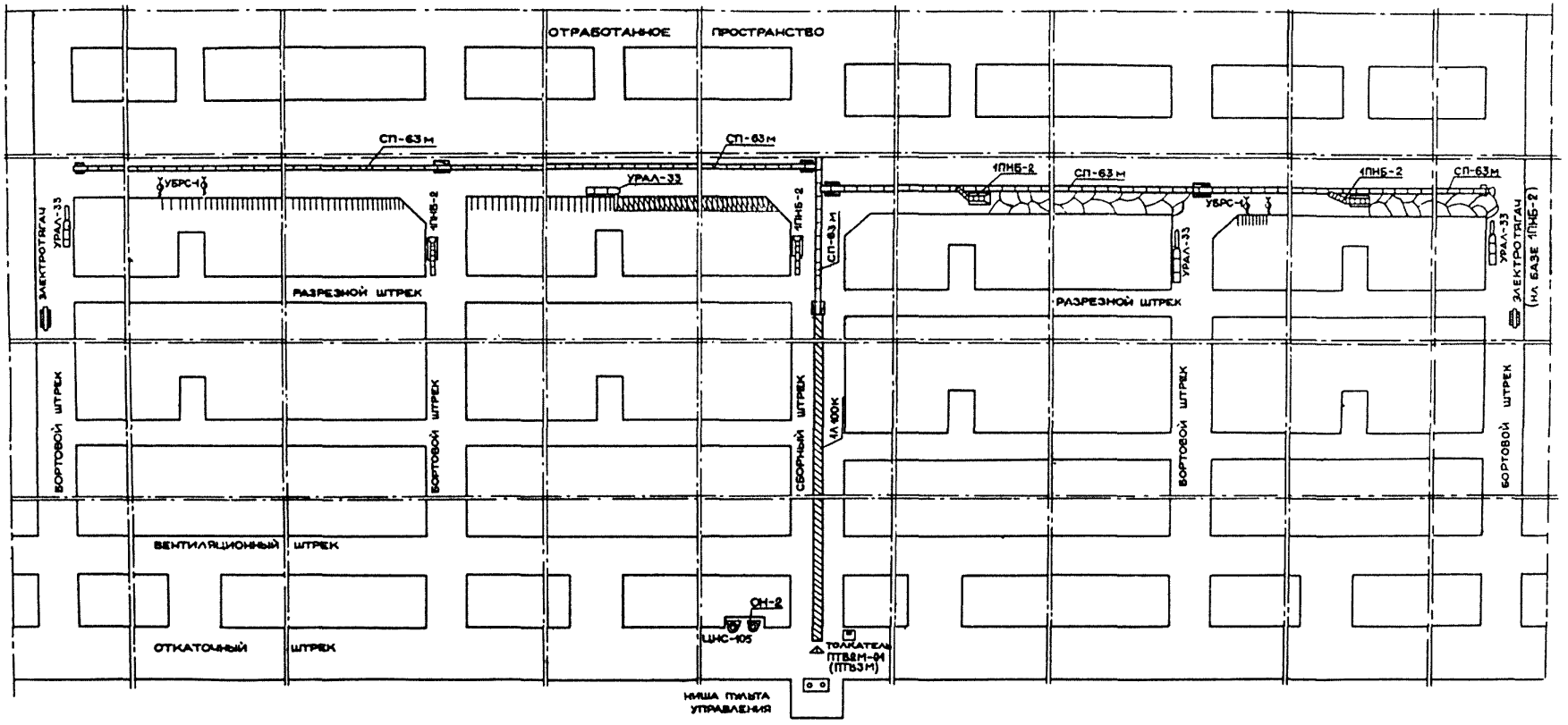
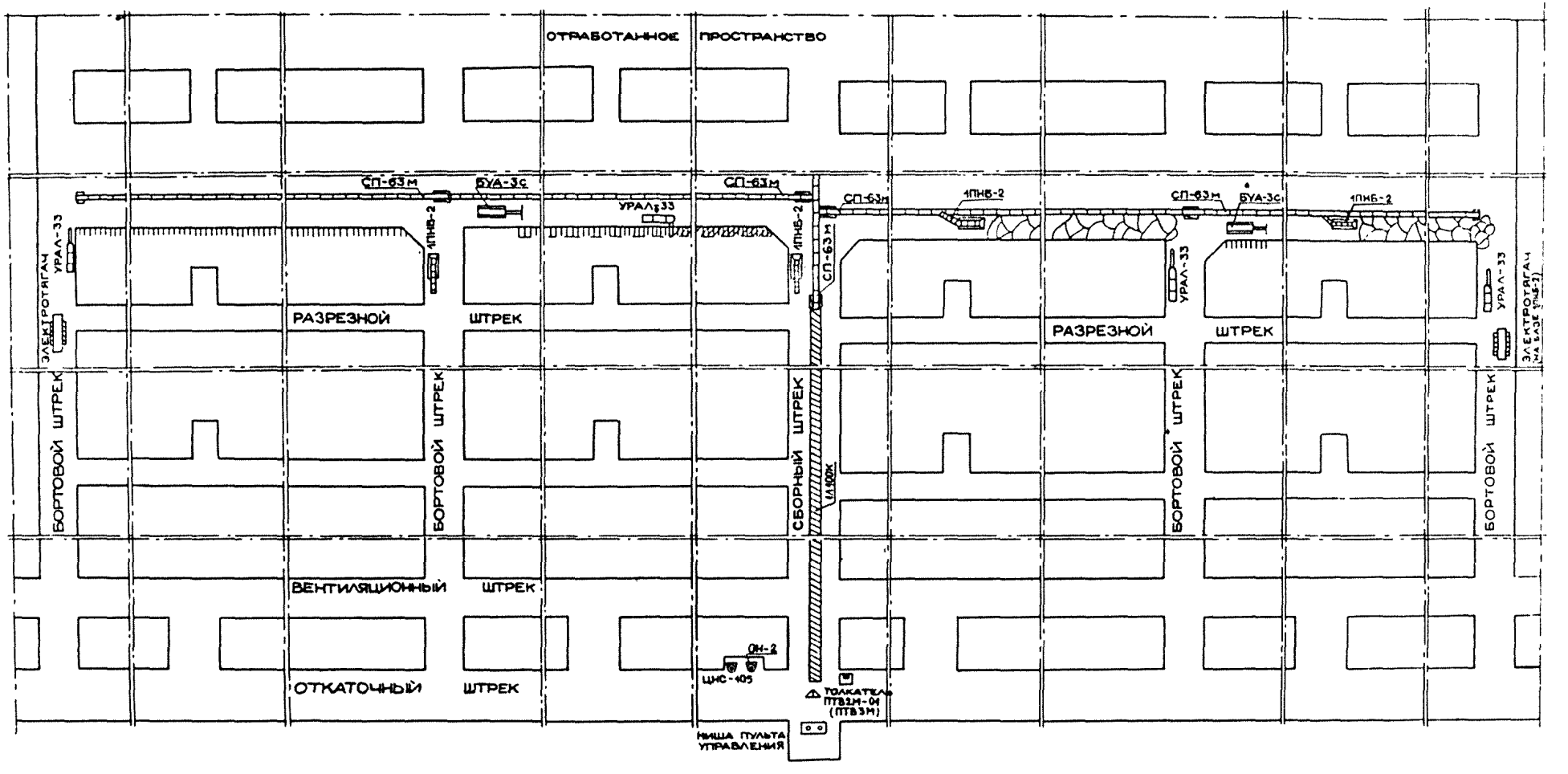


Схема 8

СХЕМА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ И РАЗМЕЩЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ
(вариант IУ)



К схемам I–8

Условия применения

Вынимаемая мощность пласта, м	I,65 –2,2
Мощность покрывающих пород, м	50–I50
Угол падения, град	0
Коэффициент крепости:	
сланца	2–4
известняка	6–8
Водообильность вмещающих пород	Слабая
Устойчивость кровли	Устойчивая
Прочность почвы	Прочная
Схема подготовки	Панельными штреками
Система разработки	Камерами-лавами
Способ управления кровлей	Поддержание на ленточных целиках
Способ выемки	Буровзрывной

К схемам I–8

Исходные данные для расчета

Вынимаемая мощность, м	I,80
Угол падения пласта, град	0
Плотность горной массы, т/м^3	I,90
Глубина залегания пласта, м	80
в том числе карбонатных пород	≥50
Устойчивость кровли	Устойчивая
Производительность пласта, т/м^2:	
по товарному сланцу	I,99
по горной массе	3,42
Коэффициент крепости:	
сланца	2–4
известняка	4–8
Размеры внемочного участка, м	222х600 (варианты I, II) 430х600 (варианты III, IУ)
Длина камеры-лавы, м	I00
Ширина камеры-лавы, м	34
Подвигание забоя за цикл, м	I,9

Таблица к схемам I–8

Расчетные показатели

Показатели	Схема очистного забоя			
	I	II	III	IУ
Добыча из очистного забоя, т/сут:				
горной массы	I420	I420	2225	2270
товарного сланца	825	825	I295	I320
Число смен по добыче	3	3	3	3
Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	2,07	2,07	I,63	I,66
Количество выходов за сутки по очистному забою	34	3I	49	46
Производительность труда рабочего на очистных работах, т/выход:				
по горной массе	4I,7	45,8	45,4	49,3
по товарному сланцу	24,3	26,6	26,4	28,7
Эксплуатационные потери сланца, %	2I,6	2I,6	20,7	20,7
Проведение подготовительных выработок, м/I000 т добычи:				
по горной массе	I4,9	I4,9	I4,5	I4,5
по товарному сланцу	25,0	25,0	24,3	24,3
по геологической производительности пласта	29,6	29,6	28,8	28,8

Таблица к схемам 4–8

Оборудование очистного забоя

Оборудование	Количество оборудования по вариантам схемы очистного забоя							
	I		II		III		IУ	
	На лаву	Всего	На лаву	Всего	На лаву	Всего	На лаву	Всего
Погрузочная машина ПНБ-2	I	2	I	2	I	4	I	4
Скребковый конвейер СП-63м	I	2	I	2	I	4	I	4
Врубовая машина "Урал-33"	I	2	I	2	I	4	I	4
Буровая установка УБРС-I	–	2	–	–	–	4	–	–
Буровой станок БУА-3с	–	–	–	I	–	–	–	2
Электросверло СЭР-I9м	I	2	I	2	I	4	I	4
Насос оросительный ОН-2	–	I	–	I	–	I	–	I
Насос противопожарный ЦНС-I05	–	I	–	I	–	I	–	I
Электропила (на базе СЭР-I9м)	–	I	–	I	–	2	–	2

Таблица к схемам 4–8

График выходов

Профессии	Схема очистного забоя															
	I				II				III				IУ			
	Число рабочих															
	в смену			в сутки	в смену			в сутки	в смену			в сутки	в смену			в сутки
	I	2	3		I	2	3		I	2	3		I	2	3	
Горнорабочий очистного забоя, в том числе:	7	7	7	2I	6	6	6	I8	I0	I0	I0	30	9	9	9	27
машинист погрузочной машины	2	2	2	6	2	2	2	6	4	4	4	I2	4	4	4	I2
машинист буровой установки	2	2	2	6	I	I	I	3	4	4	4	I2	2	2	2	6
Насыпщик-откатчик	I	I	I	3	I	I	I	3	I	I	I	3	I	I	I	3
Взрывники	2	2	2	6	2	2	2	6	–	–	–	8	–	–	–	8
Электрослесари	–	–	–	4	–	–	–	4	–	–	–	8	–	–	–	8
Всего				34				3I				49				46

Таблица к схемам 4–8

Основное оборудование для транспортирования горной массы и вспомогательных грузов на очистных работах

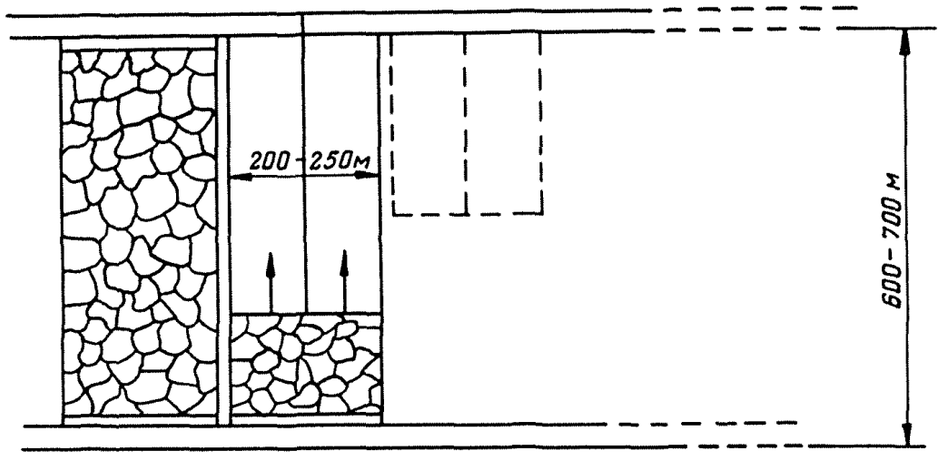
Место установки	Вид оборудования	Тип	Количество оборудования в выработке максимальной длины для варианта			
			I	II	III	IУ
Сборный штрек	Ленточный конвейер	ЛПООК	I	I	I	I
	Скребковый конвейер	СП63М	I	I	I	I
Панельный откаточный штрек	Аккумулирующий бункер	Неснижаемый запас порожних вагонеток ВГ-3,3 или ВД-5,6, состав	-	-	I	I
	Толкатель	ПТВ-3М - для ВГ-3,3 ПТВ-2м-01 для ВД-5,6	I	I	2	2
	Электровозная откатка - электровозы КI4 (I4КР), шахтные вагонетки ВГ-3,3 или ВД-5,6	Транспортирование горной массы от нагрузочного пункта до околоствольного двора				
Сборный штрек	Такелажные тележки	Доставка материалов и оборудования в лаву				
Бортовой штрек	Электротягач	Доставка крепежных материалов в лаву на базе ППНБ-2	I	I	2	2
	Аккумуляторный электровоз	4,5 АРП-2М	I	I	2	2
Панельный штрек	Электровозная откатка - электровозы КIО (КРIО), грузовые вагонетки ВГ-2,5 или ВГ-3,3, специализированные вагонетки	Доставка материалов и оборудования к пунктам вмемочных участков				

Схема 9

СХЕМА И ПОСЛЕДОЗАТЕЛЬНОСТЬ ПОДГОТОВКИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

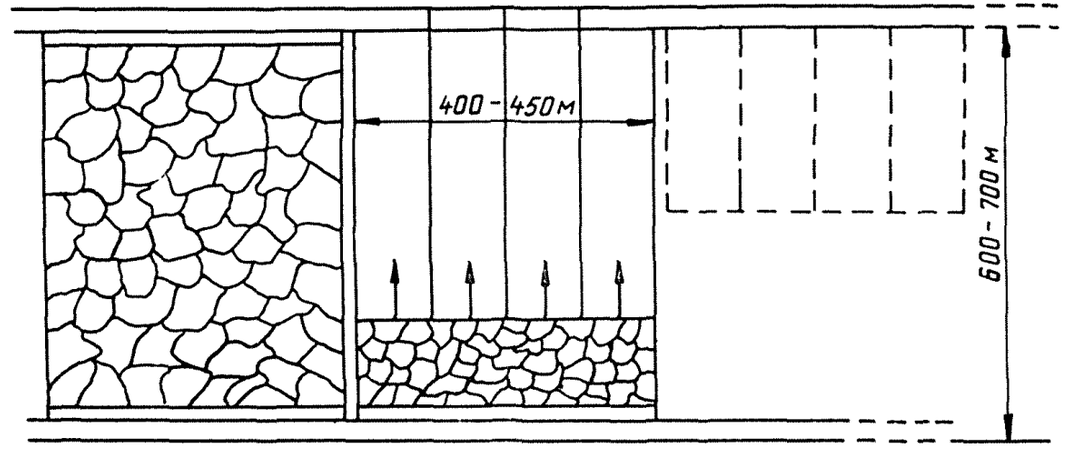
К ст.Волу

При спаренных камерах-лавах



К ст.Волу

При счетверенных камерах-лавах



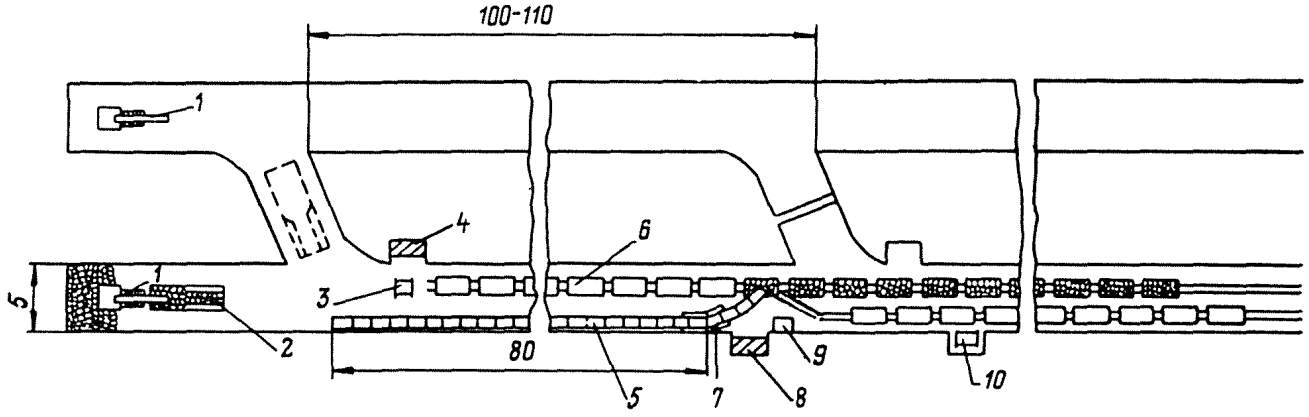
Основные технико-экономические показатели

Выработка	Скорость проходки, м/мес	Время проходки, мес[x]	Численность звена, чел	Производительность труда проходчиков, м³/чел.-смену
Панельный откаточный штрек	I23	I,6/3,2	5	I3,5
Панельный вентиляционный штрек	I23	I,6/3,2		
Сборный штрек	I73	4,0	2	I3,4
Разрезной штрек	223	I5,2/30,4	2	II,5
Бортовой штрек	223	6,3/I2,6	2	II,5

x) В числителе - для сдвоенных, в знаменателе - для счетверенных камер-лав.

СХЕМА ПРОВЕДЕНИЯ СПАРЕННЫХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Схема IO

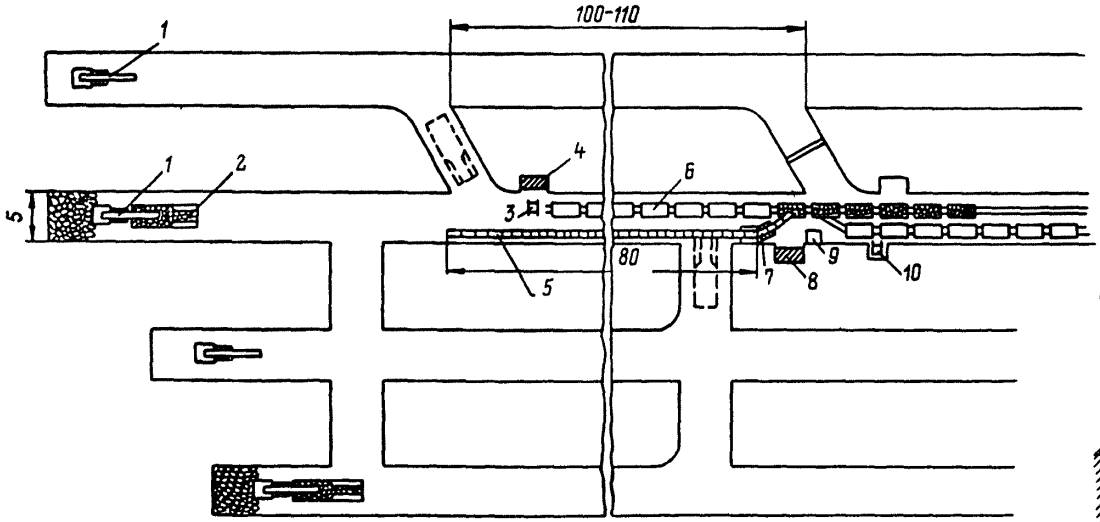


1- погрузочная машина 1ПНБ-2
2- самоходный вагон 5ВС-15
3- лебедка порожняковая
4- распределительный пункт забоев
5- конвейер СП-63 с бортами
6- Вагонетки ВД-5,6
7- перегружатель на базе 2ПНБ-2
8- распределительный пункт погрузочного пункта
9- пульт управления
10- лебедка грузовая

Основные технико-экономические показатели

Показатели	Откаточный штрек	Вентиляционный штрек
Ширина штрека, м	5,0	5,0
Высота штрека, м	3,I	2,8
Сечение штрека, $м^2$	I5,5	I4,0
Количество проходчиков, чел.:		
в смену	5	
в сутки	I5	
Количество циклов:		
в смену	I,45	
в сутки	4,35	
Подвигание забоя:		
в сутки	6,83	
в месяц	I23	
Производительность труда проходчиков на выход, м	0,9I	

СХЕМА ПРОВЕДЕНИЯ СЧЕТВЕРЕННЫХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК



1- погрузочная машина 1ПНБ-2

2- самоходный вагон 5ВС-15

3- лебедка порожняковая

4- распределительный пункт забоев

5- конвейер СП-63 с бортами

6- вагонетки ВД-5,6 (ВГ-33)

7- перегружатель на базе 2ПНБ-2

8- распределительный пункт погрузочного пункта

9- пульт управления

10- лебедка грузовая

СЕЧЕНИЕ
ОТКАТОЧНОГО И ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ШТРЕКОВ

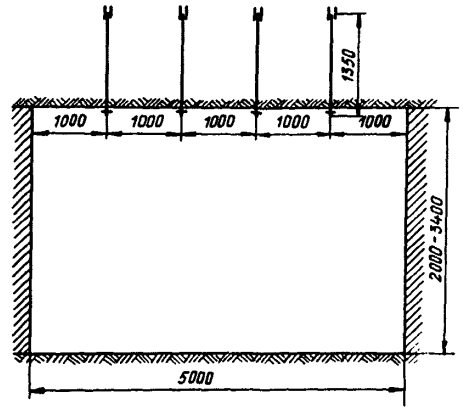
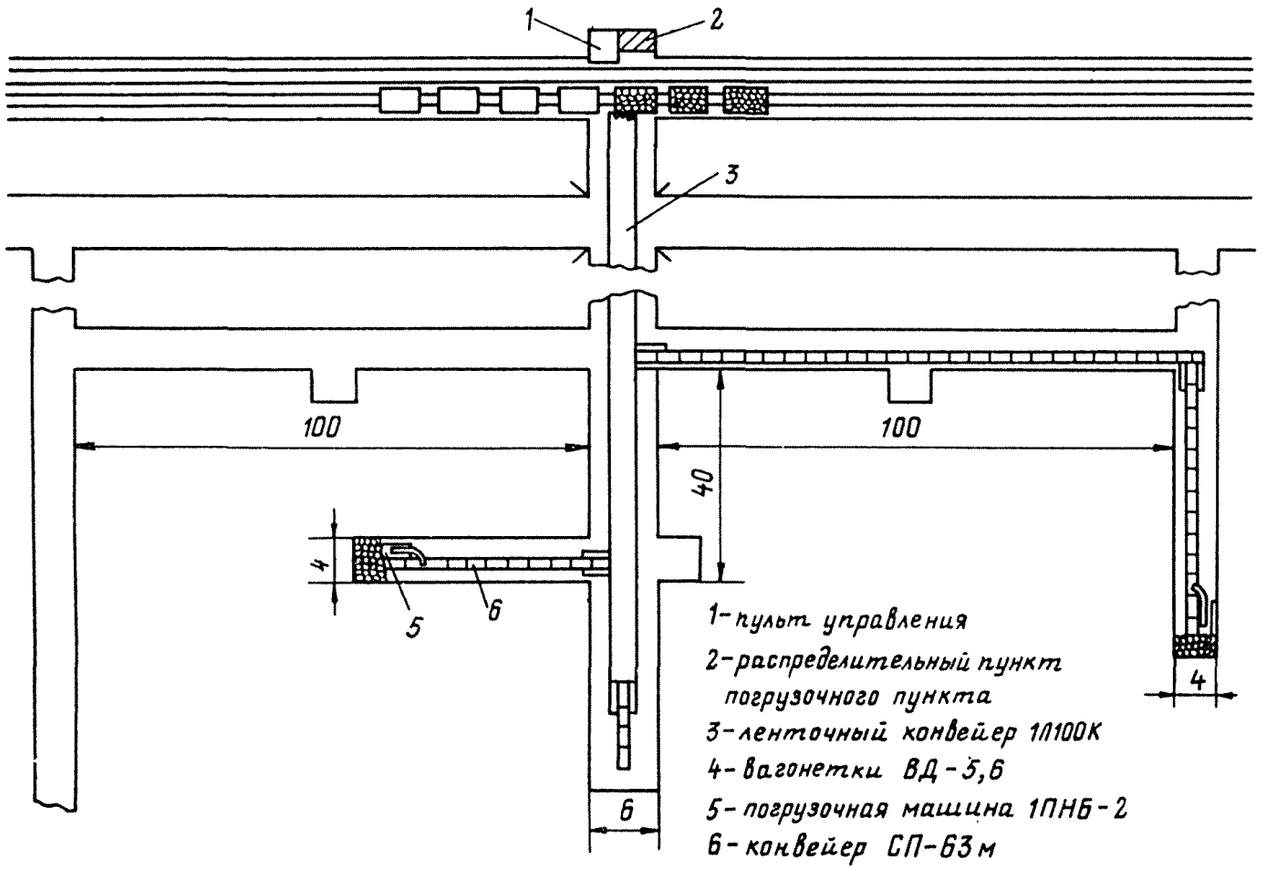
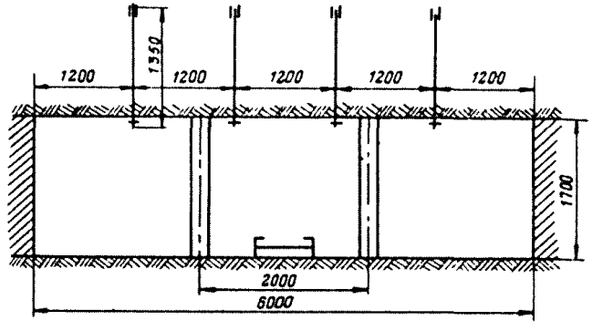


СХЕМА ПРОВЕДЕНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК



СЕЧЕНИЕ СБОРНОГО ШТРЕКА



СЕЧЕНИЕ РАЗРЕЗНОГО (БОРТОВОГО) ШТРЕКА

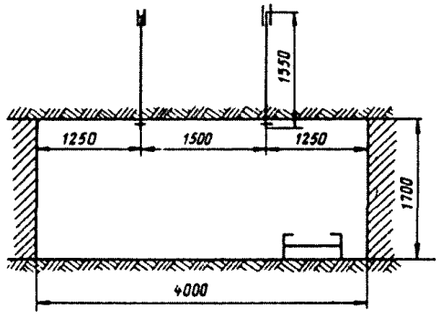
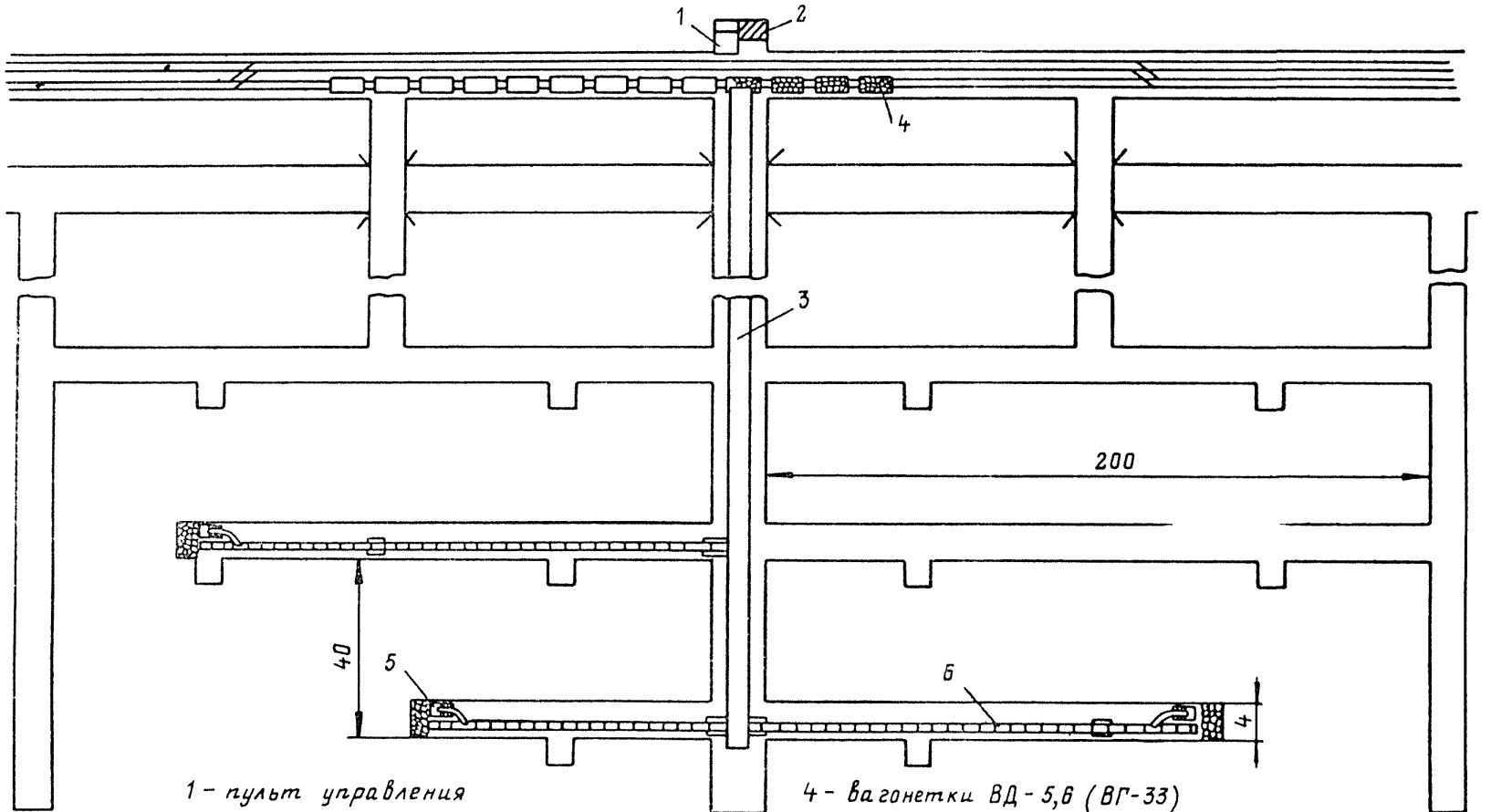


СХЕМА ПРОВЕДЕНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК СЧЕТВЕРЕННЫХ КАМЕР-ЛАВ



1 - пульт управления
2 - распределительный пункт погрузочного пункта
3 - ленточный конвейер 1П100К
4 - вагонетки ВД - 5,6 (ВГ-33)
5 - погрузочная машина 1ПНБ-2
6 - конвейер 1П-63м

Таблица к схемам 9-II

Основное оборудование для транспортирования на горноподготовительных работах горной массы и вспомогательных грузов

Место установки	Вид оборудования	Назначение	Тип
Панельный откаточный и вентиляционный штреки	Самоходный вагон и скребковый конвейер, скребковый перегружатель	Транспортирование горной массы из забоя до погрузочного пункта	Самоходный вагон 5ВС15 (5ВС15М); скребковый конвейер СП63 (СП63М); скребковый перегружатель на базе погрузочной машины 2ПНБ2 (ППНБ2)
	Электровозная откатка	Транспортирование горной массы от погрузочного пункта до околоствольного двора	Контактный электровоз К10 (10КР), К14 (14КР), шахтные вагонетки 5Д5,6, 3Г3,3
	Электровозный транспорт, самоходный вагон	Транспортирование материалов и оборудования, доставка людей	Контактный электровоз К10 (10КР), специально оборудованные вагонетки, вагонетки для перевозки людей
Сборный, бортовой и разрезной штреки	Скребковые конвейеры, ленточный конвейер, толкатель и перекрыватель межвагонного пространства	Транспортирование горной массы из забоя до погрузочного пункта	Скребковый конвейер СП63 (СП63М), ленточный конвейер 1Л100К, толкатель ПТВ-2м-01 или ПТВ-3м, перекрыватель маятникового типа
	Такелажная тележка	Транспортирование материалов и оборудования	Специальная, местного производства

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

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ ОРОШЕНИЕМ
(для варианта II)

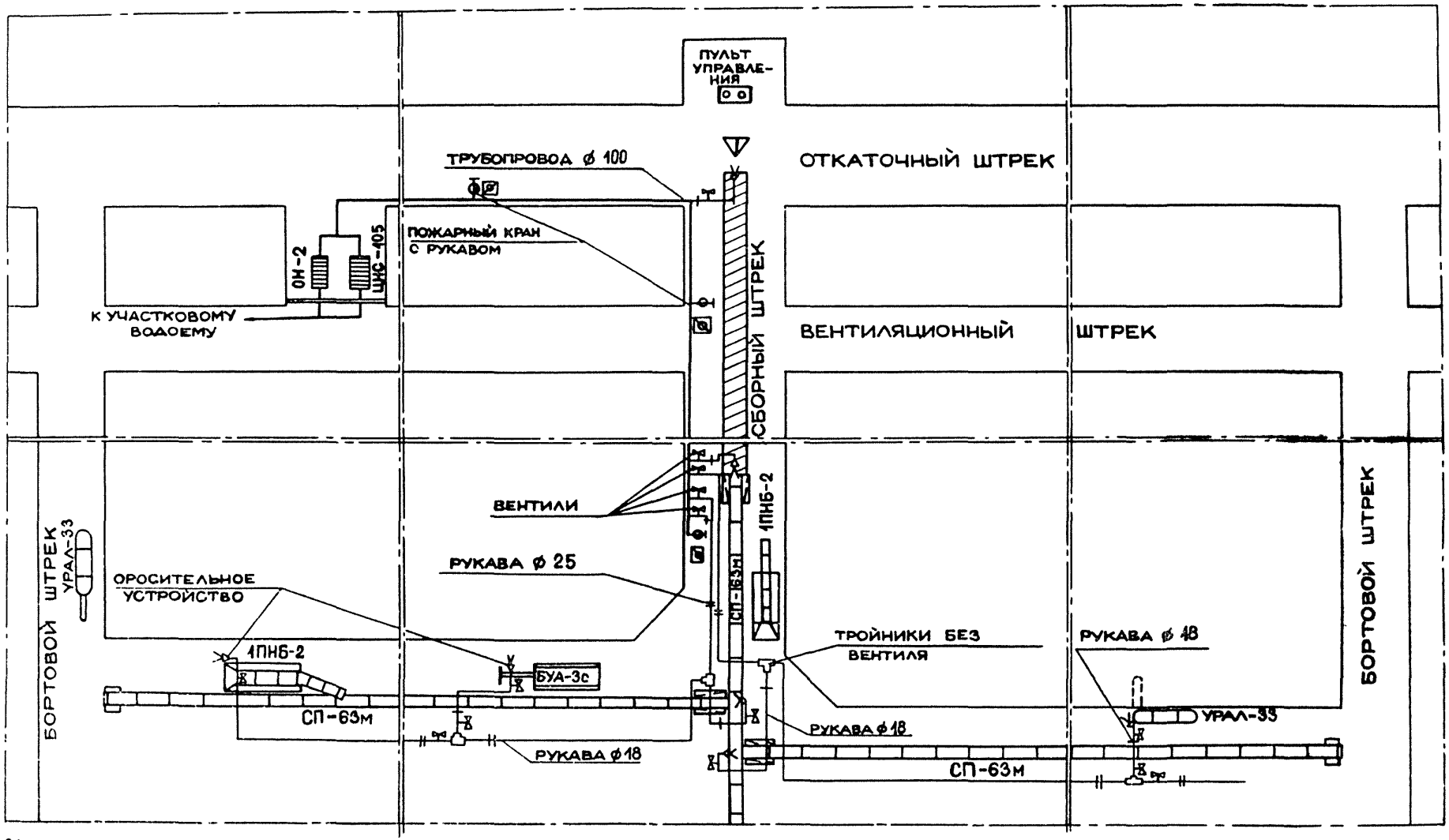


СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ ОРОШЕНИЕМ
(для варианта IУ)

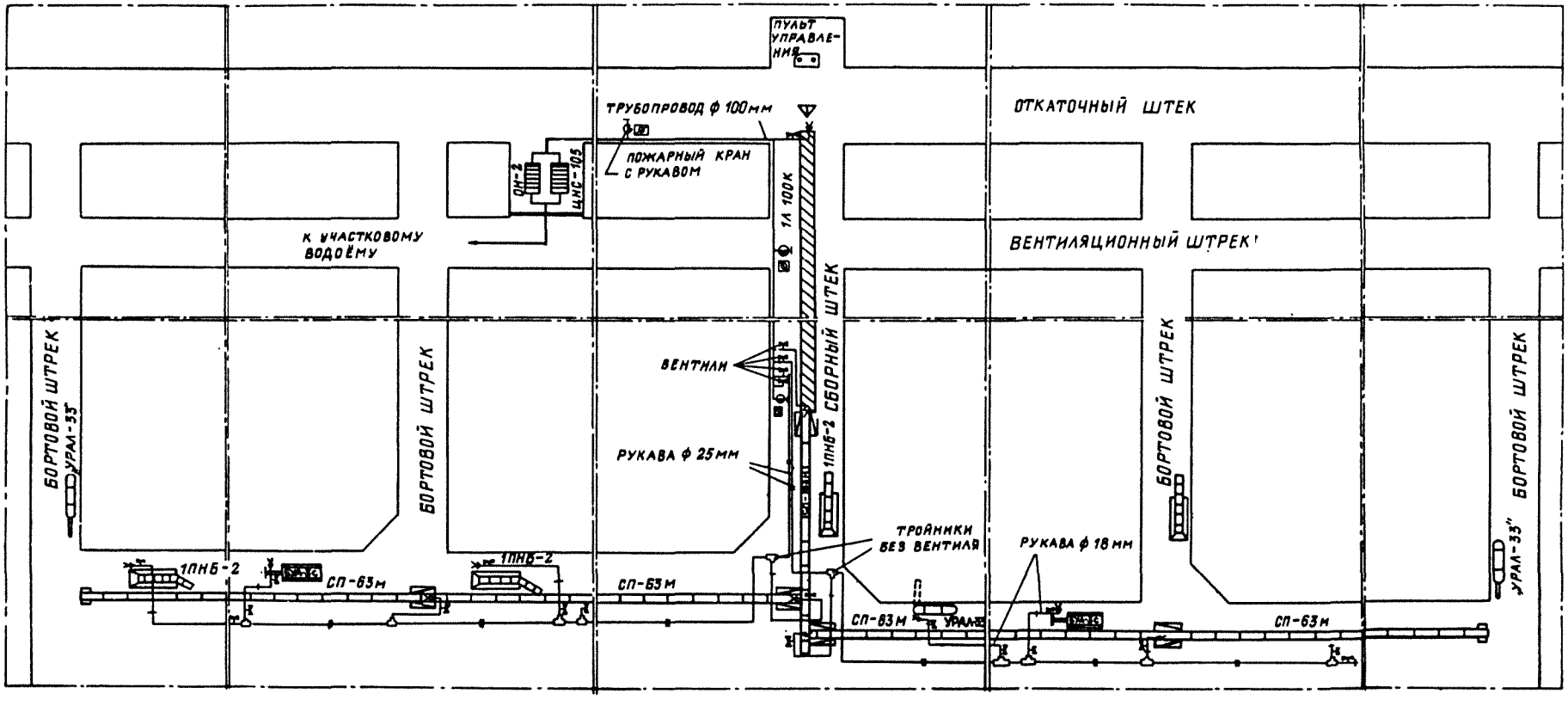


Таблица к схемам I2-I3

Параметры и основные показатели пылеподавления

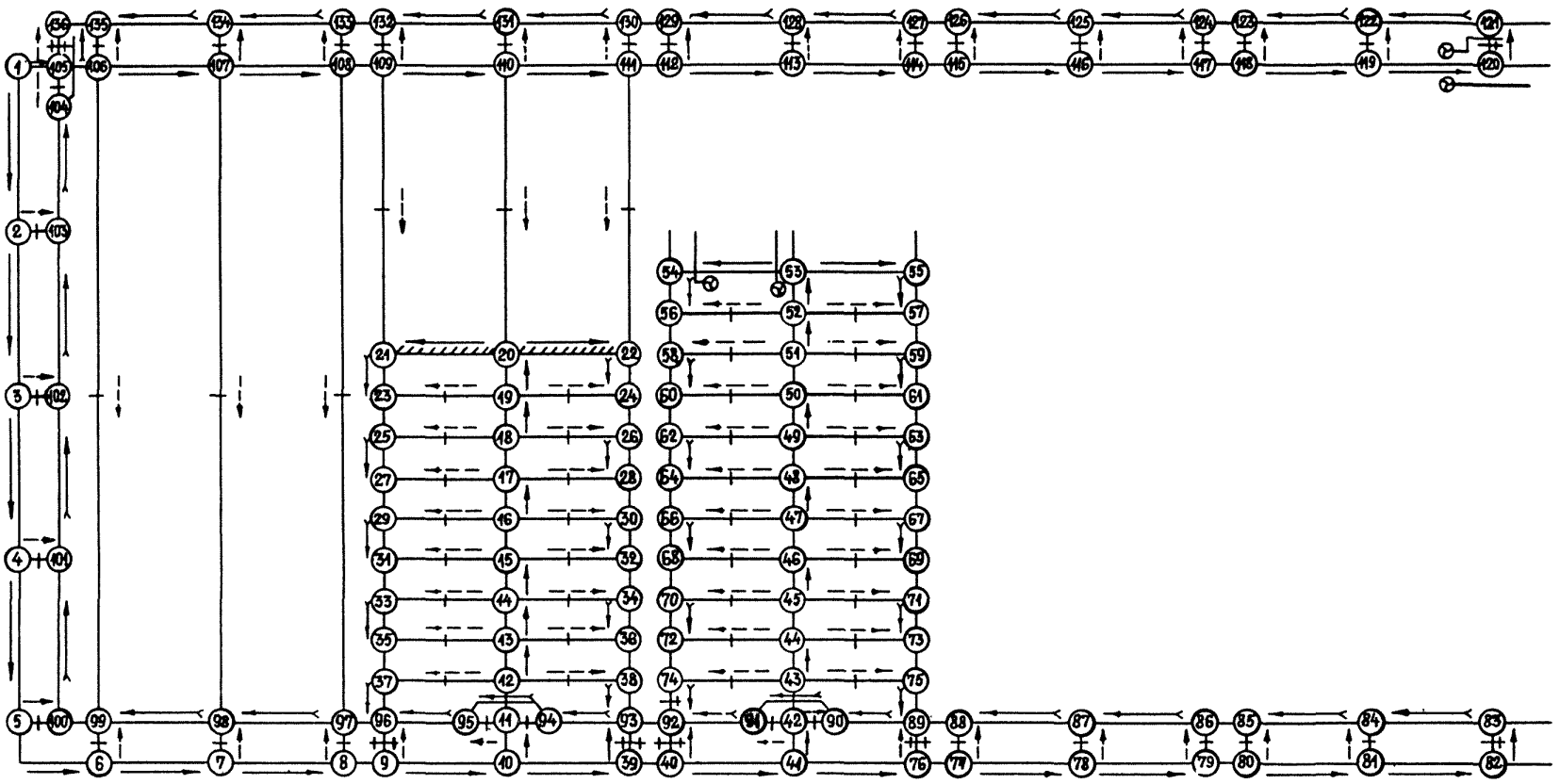
Место пылеобразования	Средства пылеподавления	Количество форсунок на одной машине	Расход воды через одну форсунку, м³/ч	Расход воды на место пылеобразования, м³/ч	Режим работы средств пылеобразования
Бурение шуров:					
ручными электросверлами	Проветривание				Действует постоянно
с помощью БУА-3с	Форсунки	I	0,I2	0,I2	Во время бурения
Врубовая машина	То же	6	0,I2	0,I2	Во время подрубки пласта
Погрузочная машина	"	I2	0,I2	I,44	Во время погрузки
Пересыпы:					
скребковые конвейеры	"	3	0,I2	0,36	Во время работы конвейеров
ленточные конвейеры	"	I	0,I2	0,I2	
Погрузочный пункт	Обмывка				Один раз в 3 суток
Взрывные работы	Взрывное распыление воды				Во время взрывных работ

Таблица к схемам I2-I3

Оборудование для пылеподавления

Наименование	Количество	
	I-II	III-IУ
Трубопровод диаметром I00 мм и длиной 600-800 м	I	I
Рукава напорные диаметром 25 мм и длиной 50 м	4	6
То же диаметром I8 мм и длиной 50 м	6	8
То же диаметром I8 мм и длиной 20 м	2	4
Тройники с вентилями	2	6
Тройники без вентилей	2	2
Ниппели для соединения рукавов диаметром 25 мм	5	7
То же для рукавов диаметром I8 мм	8	I2
Вентили диаметром 25 мм	5	7
Вентили диаметром I8 мм	9	I3
Форсунки на пересыпах	4	6
Форсунки на врубовых машинах	I2	24
Форсунки на погрузочных машинах	24	48
Форсунки на буровых установках	I	2
Манометр	I	I
Отводы с гайками для пожарных рукавов диаметром 66 мм	I6	I6
Рукава пожарные диаметром 66 мм с гайками длиной 20 м	I6	I6
Ящик для хранения рукавов	I6	I6
Огнетушители	42	42
Ящик с песком 0,2 м³	I7	I7
Ящик с песком 0,3 м³	2	2

СХЕМА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СООРУЖЕНИЙ
(к I варианту схемы подготовки)



СВЕЖАЯ СТРУЯ ВОЗДУХА

СТРУЯ ОТРАБОТАННОГО ВОЗДУХА

СТРУЯ ВОЗДУХА ЧЕРЕЗ ВЕНТИЛЯЦИОННОЕ СООРУЖЕНИЕ

ВЕНТИЛЯЦИОННАЯ ДВЕРЬ

ВЕНТИЛЯЦИОННАЯ ДВЕРЬ С ОКНОМ

ГЛУХАЯ ВЕНТИЛЯЦИОННАЯ ПЕРЕМЫЧКА

Схема I5

СХЕМА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ
(к II варианту схемы подготовки)

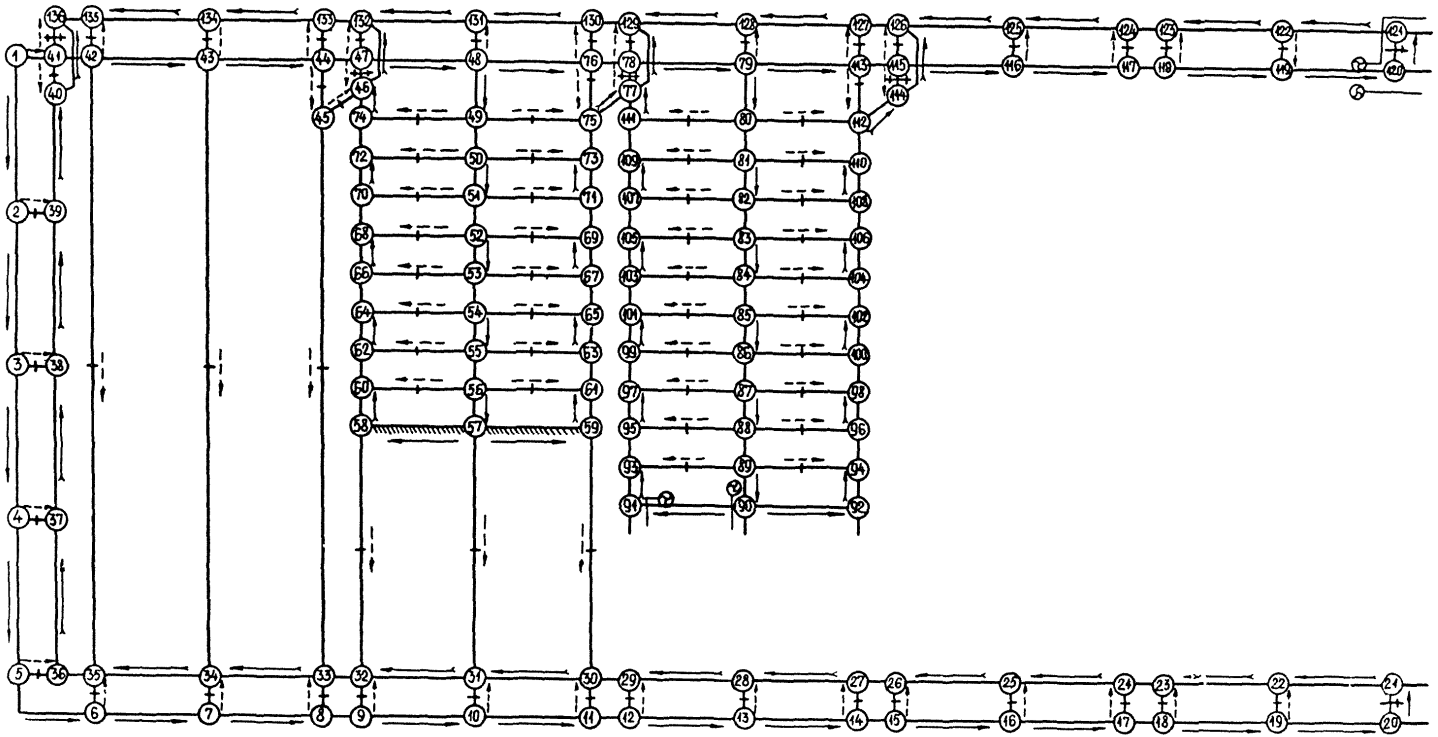


СХЕМА ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ
(к III варианту схемы подготовки)

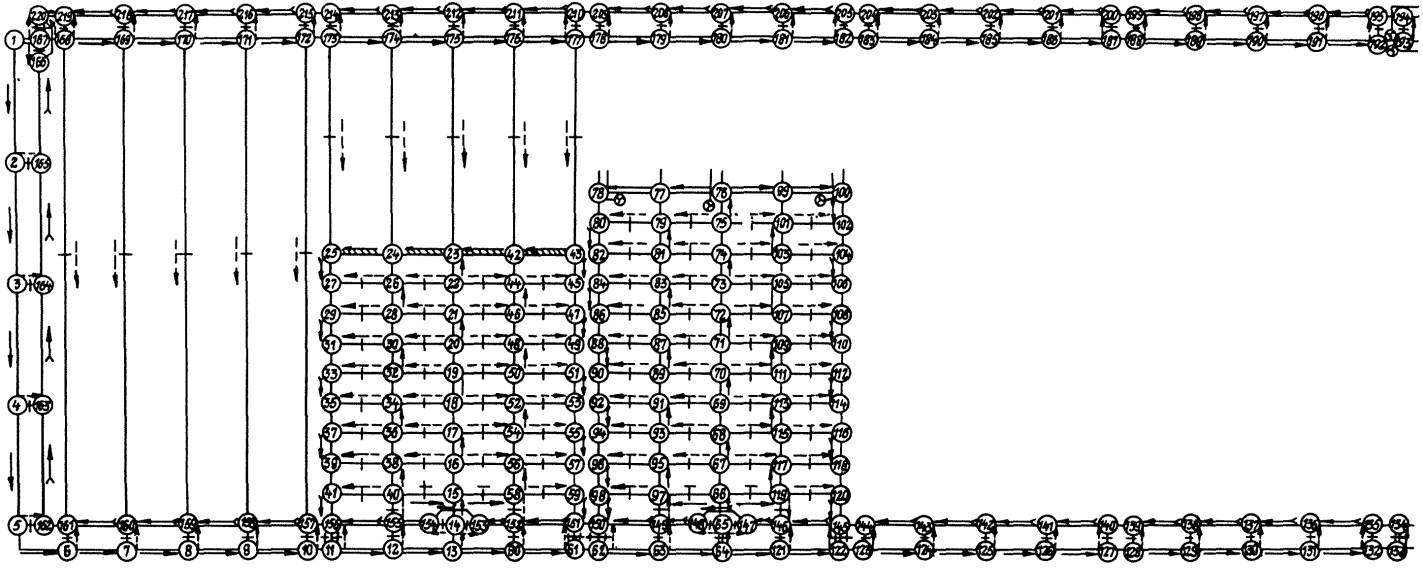


Таблица к схемам I4, I5 и I6

Аэродинамические параметры панели

Варианты схемы подготовки	Крепь очистного забоя	Время отработки выемочного участка	Количество воздуха, $м^3/с$				Депрессия панели, мм вод.ст.
			В очистном забое	для подсвежения	В подготовительных забоях	В панели	
I	Деревянные стойки	Начало Конец	2 x I0	-	2 x 5 2 x 3,4	49,2	5I,8
II	Деревянные стойки	Начало Конец	2 x I0	-	2 x 5 2 x 3,4	49,3	20,3
III	Деревянные стойки	Начало Конец	2 x I0	2 x I	2 x 5 3 x 3,4	55,4	76,9

Таблица к схеме I4

Сечения горных выработок

Горные выработки	Ветви	Сечение, $м^2$
I	2	3
Главный откаточный штрек	I-2, 2-3, 3-4, 4-5;	I5,0
Главный вентиляционный штрек	I00-I0I,I0I-I02,I02-I03,I03-I04, I04-I05,I05-I36;	II,5
Панельный откаточный штрек	I-I05,I05-I06,I06-I07,I07-I08, I08-I09,I09-II0,II0-III,III-II2,II2-II3,II3-II4,II4-II5, II5-II6,II6-II7,II7-II8,II8-II9, II9-I20,5-6,6-7,7-8,8-9,9-I0, I0-39,39-40,40-4I,4I-76,76-77, 77-78,78-79,79-80,80-8I,8I-82;	I5,0
Панельный вентиляционный штрек	83-84,84-85,85-86,86-87,87-88, 88-89,89-90,90-42,42-9I,9I-92, 92-93,93-94,94-II,II-95,95-96, 96-97,97-98,98-99,99-I00,I2I-I22,I22-I23,I23-I24,I24-I25, I25-I26,I26-I27,I27-I28,I28-I29, I29-I30,I30-I3I,I3I-I32,I32-I33, I33-I34,I34-I35,I35-I36;	II,5
Вентиляционные сбойки	2-I03,3-I02,4-I0I,5-I00,6-99, 7-98,8-97,9-96,39-93,40-92,76-89,77-88,78-87,79-86,80-85,8I-84,82-83,I06-I35,I07-I34,I08-I33, I09-I32,II0-I3I,III-I30,II2-I29,	II,5

Продолжение таблицы к схеме I4

I	2	3
	II3-I28,II4-I27,II5-I26,II6-I25, II7-I24,II8-I23,II9-I22,I20-I2I;	
Сборный штрек	98-I07,I0-II,II-I2,I2-I3,I3-I4, I4-I5,I5-I6,I6-I7,I7-I8,I8-I9, I9-20,20-II0,4I-42,42-43,43-44, 44-45,45-46,46-47,47-48,48-49, 49-50,50-5I,5I-52,52-53;	I0,5
Бортовой штрек	99-I06,97-I08,96-37,37-35,35-33, 33-3I,3I-29,29-27,27-25,25-23, 23-2I,2I-I09,93-38,38-36,36-34, 34-32,32-30,30-28,28-26,26-24, 24-22,22-III,92-74,74-72,72-70, 70-68,68-66,66-64,64-62,62-60,60-58,58-56,56-54,89-75,75-73,73-7I, 7I-69,69-67,67-65,65-63,63-6I,6I-59,59-57,57-55;	7,0
Очистной забой	20-2I, 20-22;	7,0-59,5
Разрезные выработки	I2-37,I2-38,I3-35,I3-36,I4-33,I4-34,I5-3I,I5-32,I6-29,I6-30,I7-27, I7-28,I8-25,I8-26,I9-23,I9-24,43-74,43-75,44-72,44-73,45-70,45-7I, 46-68,46-69,47-66,47-67,48-64,48-65, 49-62,49-63,50-60,50-6I,5I-58,5I-59, 52-56,52-57,53-54,53-55	7,0

Таблица к схеме I4

Аэродинамическое сопротивление ветвей в схеме вентиляционных соединений

Ветвь	Длина ветви, м	Аэродинамическое сопротивление, кмюрги	Ветвь	Длина ветви, м	Аэродинамическое сопротивление, кмюрги
I	2	3	4	5	6
I-2	I52	0,00II	96-97	8	0,0002
2-3	I52	0,00II	8-97	8	II0
3-4	I52	0,00II	97-98	I00	0,0024
4-5	I52	0,00II	7-98	8	II0
5-6	30	0,0002	98-99	I00	0,0024
6-7	I00	0,0007	6-99	8	II0
7-8	I00	0,0007	99-I00	8	0,0002
8-9	8	0,00006	5-I00	8	II0
9-10	I00	0,0007	I00-I0I	I52	0,0036
I0-89	I00	0,0007	4-I0I	8	II0
39-40	8	0,00006	I0I-I02	I52	0,0036
40-4I	I00	0,0007	3-I02	8	II0
4I-76	I00	0,0007	I02-I03	I52	0,0036
76-77	8	0,00006	2-I03	8	II0
77-78	I00	0,0007	I03-I04	I47	0,0035
78-79	I00	0,0007	I04-I36	I3	0,0040
79-80	8	0,00006	I04-I05	5	90
80-8I	I00	0,0007	I05-I36	8	25
8I-82	I00	0,0007	II-I2	36	0,00I0
82-83	8	Регулятор	I2-I3	36	0,00I0
83-84	I00	0,0024	I3-I4	36	0,00I0
8I-84	8	II0	I4-I5	36	0,00I0
84-85	I00	0,0024	I5-I6	36	0,00I0
80-85	8	II0	I6-I7	36	0,00I0
85-86	8	0,0002	I7-I8	36	0,00I0
79-86	8	II0	I8-I9	36	0,00I0
86-87	I00	0,0024	I9-20	36	0,00I0
78-87	8	II0	20-2I	I00	Очистной забой
87-88	I00	0,0024	2I-23	36	0,00I8
77-88	8	II0	I9-23	I00	II0
88-89	8	0,0002	23-25	36	0,00I8
76-89	8	30	I8-25	I00	II0

Продолжение таблицы к схеме I4

I	2	3	4	5	6
89-90	95	0,0023	25-27	36	0,00I8
90-9I	I0	0,0040	I7-27	I00	II0
90-42	5	90	27-29	36	0,00I8
4I-42	8	0,0002	I6-29	I00	II0
42-9I	5	90	29-3I	36	0,00I8
9I-92	95	0,0023	I5-3I	I00	II0
40-92	8	30	3I-33	36	0,00I8
92-93	8	0,0002	I4-33	I00	II0
39-93	8	30	33-35	36	0,00I8
93-94	95	0,0023	I3-35	I00	II0
94-95	I0	0,0040	35-37	36	0,00I8
94-II	5	90	I2-37	I00	II0
I0-II	8	0,0002	37-96	36	0,00I8
II-95	5	90	22-24	36	0,00I8
95-96	95	0,0023	I9-24	I00	II0
9-96	8	30	24-26	36	0,00I8
I8-26	I00	II0	6I-63	36	0,00I8
26-28	36	0,00I8	49-63	I00	II0
I7-28	I00	II0	63-65	36	0,00I8
28-30	36	0,00I8	48-65	I00	II0
I6-30	I00	II0	65-67	36	0,00I8
30-32	36	0,00I8	47-67	I00	II0
I5-32	I00	II0	67-69	36	0,00I8
32-34	36	0,00I8	46-69	I00	II0
I4-34	I00	II0	69-7I	36	0,00I8
34-36	36	0,00I8	45-7I	I00	II0
I3-36	I00	II0	7I-73	36	0,00I8
36-38	36	0,00I8	44-73	I00	II0
I2-38	I00	II0	73-75	36	0,00I8
38-93	36	0,00I8	43-75	I00	II0
20-22	I00	Очистной забой	75-89	36	0,00I8
42-43	36	0,00I0	I-I05	8	0,00006
43-44	36	0,00I0	I05-I06	8	0,00006
44-45	36	0,00I0	I06-I07	I00	0,0007
45-46	36	0,00I0	I07-I08	I00	0,0007
46-47	36	0,00I0	I08-I09	8	0,00006
47-48	36	0,00I0	I09-II0	I00	0,0007
48-49	36	0,00I0	II0-III	I00	0,0007

Продолжение таблицы к схеме 14

I	2	3	4	5	6
49-50	36	0,0010	III-II2	8	0,00006
50-5I	36	0,0010	II2-II3	I00	0,0007
5I-52	36	0,0010	II3-II4	I00	0,0007
52-53	36	0,0010	II4-II5	8	0,00006
53-54	I00	0,0050	II5-II6	I00	0,0007
54-56	36	0,0018	II6-II7	I00	0,0007
52-56	I00	II0	II7-II8	8	0,00006
56-58	36	0,0018	II8-II9	I00	0,0007
5I-58	I00	II0	II9-I20	I00	0,0007
58-60	36	0,0018	I20-I2I	8	Регулятор
50-60	I00	II0	I2I-I22	I00	0,0024
60-62	36	0,0018	II9-I22	8	II0
49-62	I00	II0	I22-I23	I00	0,0024
62-64	36	0,0018	II8-I23	8	II0
48-64	I00	II0	I23-I24	8	0,0002
64-66	36	0,0018	II7-I24	8	II0
47-66	I00	II0	I24-I25	I00	0,0024
66-68	36	0,0018	II6-I25	8	II0
46-68	I00	II0	I25-I26	I00	0,0024
68-70	36	0,0018	II5-I26	8	II0
45-70	I00	II0	I26-I27	8	0,0002
70-72	36	0,0018	II4-I27	8	II0
44-72	I00	II0	I27-I28	I00	0,0024
72-74	36	0,0018	II3-I28	8	II0
43-74	I00	II0	I28-I29	I00	0,0024
74-92	36	Регулятор	II2-I29	8	II0
53-55	I00	0,0050	I29-I30	8	0,0002
55-57	36	0,0018	III-I30	8	II0
52-57	I00	II0	I30-I3I	I00	0,0024
57-59	36	0,0018	II0-I3I	8	II0
5I-59	I00	II0	I3I-I32	I00	0,0024
59-6I	36	0,0018	I09-I32	8	II0
50-6I	I00	II0	I32-I33	8	0,0002
I08-I33	8	II0	99-I06	608	II0
I33-I34	I00	0,0024	98-I07	608	II0
I07-I34	8	II0	97-I08	608	II0
I34-I35	I00	0,0024	2I-I09	250	II0
I06-I35	8	II0	20-II0	250	II0
I35-I36	8	0,0002	22-III	250	II0

Таблица к схеме I5

Сечения горных выработок

Горные выработки	Ветви	Сечение, м²
I	2	3
Главный откаточный штрек	I-2, 2-3, 3-4, 4-5;	I5,0
Главный вентиляционный штрек	36-37,37-38,38-39,39-40,40-4I,4I-I36;	II,5
Панельный откаточный штрек	I-4I,4I-42,42-43,43-44,44-47,47-48, 48-74,76-78,78-79,79-II3,II3-II5, II5-II6,II6-II7,II7-II8,II8-II9, II9-I20,5-4,6-7,7-8,8-9,9-I0,I0-II, II-I2,I2-I3,I3-I4,I4-I5,I5-I6,I6-I7, I7-I8,I8-I9,I9-20	I5,0
Панельный вентиляционный штрек	2I-22,22-23,23-24,24-25;25-26,26-27, 27-28,28-29,29-30,30-3I,3I-32,32-33, 33-34,34-35,35-36,36-37,37-38,38-39, 39-40,40-4I,I2I-I22,I22-I23,I23-I24, I24-I25,I25-I26,I26-I27,I27-I28, I28-I29,I29-I30,I30-I3I,I3I-I32, I32-I33,I33-I34,I34-I35,I35-I36;	II,5
Вентиляционные сбойки	2-39,3-38,4-37,5-36,6-35,7-34,8-33, 9-32,I0-3I,II-30,I2-29,I3-28,I4-27, I5-26,I6-25,I7-24,I8-23,I9-22,20-2I, 42-I35,43-I34,44-I33,47-I32,48-I3I, 76-I30,78-I29,79-I28,II3-I27,II5-I26, II6-I25,II7-I24,II8-I23,II9-I22, I20-I2I,45-46,75-77,II2-II4,II4-II5;	II,5
Сборный штрек	48-49,49-50,50-5I,5I-52,52-53,53-54, 54-55,55-56,56-57,57-80,79-80,80-8I, 8I-82,82-83,83-84,84-85,85-86,86-87, 87-88,88-89,89-90,34-43;	I0,5
Бортовой штрек	35-42,33-45,45-44,58-60,60-62, 62-64,64-66,66-68,68-70,70-72, 72-74,74-76,46-47,32-58,30-59, 59-6I,6I-63,63-65,65-67,67-69, 69-7I,7I-73,73-75,75-76,9I-93, 93-95,95-97,97-99,99-I0I,I0I-I03, I03-I05,I05-I07,I07-I09,I09-III, III-77,77-78,92-94,94-96,96-98, 98-I00,I00-I02,I02-I04,I04-I06, I06-I08,I08-II0,II0-II2,II2-II3;	7,0

Продолжение таблицы к схеме I5

I	2	3
Очистной забой	57-58, 57-59;	7,0-59,5
Разрезные выработки	56-60,56-6I,55-62,55-63,54-64, 54-65,53-66,53-67,52-68,52-69, 5I-70,5I-7I,50-72,50-73,49-74, 49-75,90-9I,90-92,89-93,89-94, 88-95,88-96,87-97,87-98,86-99, 86-I00,85-I0I,85-I02,84-I03, 84-I04,83-I05,83-I06,82-I07, 82-I08,8I-I09,8I-II0,80-III,80-II2	7,0

Таблица к схеме I5

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	I52	0,00II	5-36	8	II0
2-3	I52	0,00II	36-37	I52	0,0036
3-4	I52	0,00II	4-37	8	II0
4-5	I52	0,00II	37-38	I52	0,0036
5-6	30	0,0002	3-38	8	II0
6-7	I00	0,0007	38-39	I52	0,0036
7-8	I00	0,0007	2-39	8	II0
8-9	8	0,00006	39-40	I47	0,0035
9-I0	I00	0,0007	40-I36	I3	0,0040
I0-II	I00	0,0007	40-4I	5	90
II-I2	8	0,00006	4I-I36	8	25
I2-I3	I00	0,0007	I-4I	8	0,00006
I3-I4	I00	0,0007	4I-42	8	0,00006
I4-I5	8	0,00006	42-43	I00	0,0007
I5-I6	I00	0,0007	43-44	I00	0,0007
I6-I7	I00	0,0007	45-44	36	II0
I7-I8	8	0,00006	44-47	8	0,00006
I8-I9	I00	0,0007	47-48	I00	0,0007
I9-20	I00	0,0007	48-76	I00	0,0007
20-2I	8	Регулятор	76-78	8	0,00006
2I-22	I00	0,0024	78-79	I00	0,0007
I9-22	8	II0	79-II3	I00	0,0007
22-23	I00	0,0024	II3-II5	8	0,00006

I	2	3	4	5	6
I8-23	8	II0	II5-II6	I00	0,0007
23-24	8	0,0002	II6-II7	I00	0,0007
I7-24	8	II0	II7-II8	8	0,00006
24-25	I00	0,0024	II8-II9	I00	0,0007
I6-25	8	II0	II9-I20	I00	0,0007
25-26	I00	0,0024	I20-I2I	8	Регулятор
I5-26	8	II0	I2I-I22	I00	0,0024
26-27	8	0,0002	II9-I22	8	II0
I4-27	8	II0	I22-I23	I00	0,0024
27-28	I00	0,0024	II8-I23	8	II0
I3-28	8	II0	I23-I24	8	0,0002
28-29	I00	0,0024	II7-I24	8	II0
I2-29	8	II0	I24-I25	I00	0,0024
29-30	8	0,0002	II6-I25	8	II0
II-30	8	II0	I25-I26	I00	0,0024
30-3I	I00	0,0024	II5-I26	8	II0
I0-3I	8	II0	I26-I27	8	0,0002
3I-32	I00	0,0024	II3-I27	8	II0
9-32	8	II0	I27-I28	I00	0,0024
32-33	8	0,0002	79-I28	8	II0
8-33	8	II0	I28-I29	I00	0,0024
33-34	I00	0,0024	78-I29	8	II0
7-34	8	II0	I29-I30	8	0,0002
34-35	I00	0,0024	76-I30	8	II0
6-35	8	II0	I30-I3I	I00	0,0024
35-36	8	0,0002	48-I3I	8	II0
I3I-I32	I00	0,0024	75-76	36	II0
47-I32	8	II0	75-77	30	0,00I5
I32-I33	8	0,0002	79-80	36	0,00I0
44-I33	8	II0	80-8I	36	0,00I0
I33-I34	I00	0,0024	8I-82	36	0,00I0
43-I34	8	II0	82-83	36	0,00I0
I34-I35	I00	0,0024	83-84	36	0,00I0
42-I35	8	II0	84-85	36	0,00I0
I35-I36	8	0,0002	85-86	36	0,00I0
48-49	36	0,00I0	86-87	36	0,00I0
49-50	36	0,00I0	87-88	36	0,00I0
50-5I	36	0,00I0	88-89	36	0,00I0
5I-52	36	0,00I0	89-90	36	0,00I0
52-53	36	0,00I0	90-9I	I00	0,0050
53-54	36	0,00I0	9I-93	36	0,00I8
54-55	36	0,00I0	89-93	I00	II0
55-56	36	0,00I0	93-95	36	0,00I8
56-57	36	0,00I0	88-95	I00	II0

Продолжение таблицы к схеме I5

1	2	3	4	5	6
57-58	I00	Очистной забой	95-97	36	0,00I8
58-60	36	0,00I8	87-97	I00	II0
56-60	I00	II0	97-99	36	0,00I8
60-62	36	0,00I8	86-99	I00	II0
55-62	I00	II0	99-I0I	36	0,00I8
62-64	36	0,00I8	85-I0I	I00	II0
54-64	I00	II0	I0I-I03	36	0,00I8
64-66	36	0,00I8	84-I03	I00	II0
53-66	I00	II0	I03-I05	36	0,00I8
66-68	36	0,00I8	83-I05	I00	II0
52-68	I00	II0	I05-I07	36	0,00I8
68-70	36	0,00I8	82-I07	I00	II0
5I-70	I00	II0	I07-I09	36	0,00I8
70-72	36	0,00I8	8I-I09	I00	II0
50-72	I00	II0	I09-III	36	0,00I8
72-74	36	0,00I8	80-III	I00	II0
49-74	I00	II0	III-77	3I	0,00I6
74-46	3I	0,00I6	77-78	5	25
45-46	30	II0	77-I29	I3	0,0040
46-47	5	25	90-92	I00	0,0050
46-I32	I3	0,0040	92-94	36	0,00I8
57-59	I00	Очистной забой	89-94	I00	II0
59-6I	36	0,00I8	94-96	36	0,00I8
56-6I	I00	II0	88-96	I00	II0
6I-63	36	0,00I8	96-98	36	0,00I8
55-63	I00	II0	87-98	I00	II0
63-65	36	0,00I8	98-I00	36	0,00I8
54-65	I00	II0	86-I00	I00	II0
65-67	36	0,00I8	I00-I02	36	0,00I8
53-67	I00	II0	85-I02	I00	II0
67-69	36	0,00I8	I02-I04	36	0,00I8
52-69	I00	II0	84-I04	I00	II0
69-7I	36	0,00I8	I04-I06	36	0,00I8
5I-7I	I00	II0	83-I06	I00	II0
7I-73	36	0,00I8	I06-I08	36	0,00I8
50-73	I00	II0	82-I08	I00	II0
73-75	36	0,00I8	I08-II0	36	0,00I8
49-75	I00	II0	8I-II0	I00	II0
II0-II2	36	0,00I8	30-59	250	II0
80-II2	I00	II0	3I-57	250	II0
II2-II3	36	II0	32-58	250	II0
II2-II4	30	0,00I5	33-45	572	II0
II4-II5	5	25	34-43	608	II0
II4-I26	I3	0,0040	35-42	608	II0

Таблица к схеме I6

Сечения горных выработок

Горные выработки	Ветви	Сечение, м²
I	2	3
Главный откаточный штрек	I-2, 2-3, 3-4, 4-5;	I5,0
Главный вентиляционный штрек	I62-I63,I63-I64,I64-I65,I65-I66, I66-I67, I67-220;	II,5
Панельный откаточный штрек	I-I67,I67-I68,I68-I69,I69-I70, I70-I7I,I7I-I72,I72-I73,I73-I74, I74-I75,I75-I76,I76-I77,I77-I78, I78-I79,I79-I80,I80-I8I,I8I-I82, I82-I83,I83-I84,I84-I85,I85-I86, I86-I87,I87-I88,I88-I89,I89-I90, I90-I9I,I9I-I92,I92-I93,5-6,6-7, 7-8,8-9,9-I0,I0-II,II-I2,I2-I3, I3-60,60-6I,6I-62,62-63,63-64, 64-I2I,I2I-I22,I22-I23,I23-I24, I24-I25,I25-I26,I26-I27,I27-I28, I28-I29,I29-I30,I30-I3I,I3I-I32, I32-I33;	I5,0
Панельный вентиляционный штрек	I34-I35,I35-I36,I36-I37,I37-I38, I38-I39,I39-I40,I40-I4I,I4I-I42, I42-I43,I43-I44,I44-I45,I45-I46, I46-I47,I47-65,65-I48,I48-I49, I49-I50,I50-I5I,I5I-I52,I52-I53, I53-I4,I4-I54,I54-I55,I55-I56, I56-I57,I57-I58,I58-I59,I59-I60, I60-I6I,I6I-I62,I62-I63,I63-I64, I64-I65,I65-I66,I66-I67,I67-220, I94-I95,I95-I96,I96-I97,I97-I98, I98-I99,I99-200,200-20I,20I-202, 202-203,203-204,204-205,205-206, 206-207,207-208,208-209,209-2I0, 2I0-2II,2II-2I2,2I2-2I3,2I3-2I4, 2I4-2I5,2I5-2I6,2I6-2I7,2I7-2I8, 2I8-2I9,2I9-220;	II,5
Вентиляционные сбойки	2-I65,3-I64,4-I63,5-I62,6-I6I, 7-I60,8-I59,9-I58,I0-I57,II-I56, I2-I55,60-I52,6I-I5I,62-I50, 63-I49,I2I-I46,I22-I45,I23-I44, I24-I43,I25-I42,I26-I4I,I27-I40, I28-I39,I29-I38,I30-I37,I3I-I36, I32-I35,I33-I34,I68-2I9,I69-2I8,	II,5

Продолжение таблицы к схеме I6

I	2	3
	I70-2I7,I7I-2I6,I72-2I5,I73-2I4, I74-2I3,I75-2I2,I76-2II,I77-2I0, I78-209,I79-208,I80-207,I8I-206, I82-205,I83-204,I84-203,I85-202, I86-20I,I87-200,I88-I99,I89-I98, I90-I97,I9I-I96,I92-I95,I93-I94;	
Сборный штрек	I59-I70,I3-I4,I4-I5,I5-I6,I6-I7, I7-I8,I8-I9,I9-20,20-2I,2I-22, 22-23,23-I75,64-65,65-66,66-67, 67-68,68-69,69-70,70-7I,7I-72, 72-73,73-74,74-75,75-76;	I0,5
Бортовой штрек	I6I-I68,I60-I69,I58-I7I,I57-I72, I56-4I,4I-39,39-37,37-35,35-33, 33-3I,3I-29,29-27,27-25,24-26, 26-28,28-30,30-32,32-34,34-36, 36-38,38-40,40-I55,I52-58,58-56, 56-54,54-52,52-50,50-48,48-46, 46-44,44-42,43-45,45-47,47-49, 49-5I,5I-53,53-55,55-57,57-59, 59-I5I,I50-98,98-96,96-94,94-92, 92-90,90-88,88-86,86-84,84-82, 82-80,80-78,77-79,79-8I,8I-83, 83-85,85-87,87-89,89-9I,9I-93, 93-95,95-97,97-I49,I46-II9,II9-II7, II7-II5,II5-II3,II3-III,III-I09, I09-I07,I07-I05,I05-I03,I03-I0I, I0I-99,I00-I02,I02-I04,I04-I06, I06-I08,I08-II0,II0-II2,II2-II4, II4-II6,II6-II8,II8-I20,I20-I45, 25-I73,24-I74,42-I76,43-I77;	7,0
Очистной забой	23-24, 24-25, 23-42,42-43;	7,0-59,5
Разрезные выработки	I5-40,40-4I,I5-58,58-59,I6-38, 38-39,I6-56,56-57,I7-36,36-37, I7-54,54-55,I8-34,34-35,I8-52, 52-53,I9-32,32-33,I9-50,50-5I, 20-30,30-3I,20-48,48-49,2I-28, 28-29,2I-46,46-47,22-26,26-27, 22-44,44-45,66-97,97-98,66-II9, II9-I20,67-95,95-96,67-II7, II7-II8,68-93,93-94,68-II5, II5-II6,69-9I,9I-92,69-II3, II3-II4,70-89,89-90,70-III, III-II2,7I-87,87-88,7I-I09,	7,0

Продолжение таблицы к схеме I6

I	2	3
	I09-II0,72-85,85-86,72-I07, I07-I08,73-83,83-84,73-I05, I05-I06,74-8I,8I-82,74-I03, I03-I04,75-79,79-80,75-I0I, I0I-I02,76-77,77-78,76-99,99-I00	

Таблица к схеме I6

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	I52	0,00II	I43-I44	I00	0,0024
2-3	I52	0,00II	I23-I44	8	II0
3-4	I52	0,00II	I44-I45	8	0,0002
4-5	I52	0,00II	I22-I45	8	30
5-6	30	0,0002	I45-I46	I00	0,0024
6-7	I00	0,0007	I2I-I46	8	II0
7-8	I00	0,0007	I46-I47	95	0,0023
8-9	I00	0,0007	I47-I48	I0	0,0040
9-I0	I00	0,0007	I47-65	5	90
I0-II	8	0,00006	64-65	8	Регулятор
II-I2	I00	0,0007	65-I48	5	90
I2-I3	I00	0,0007	I48-I49	95	0,0023
I3-60	I00	0,0007	63-I49	8	II0
60-6I	I00	0,0007	I49-I50	I00	0,0024
6I-62	8	0,00006	62-I50	8	30
62-63	I00	0,0007	I50-I5I	8	0,0002
63-64	I00	0,0007	6I-I5I	8	30
64-I2I	I00	0,0007	I5I-I52	I00	0,0024
I2I-I22	I00	0,0007	60-I52	8	II0
I22-I23	8	0,00006	I52-I53	95	0,0023
I23-I24	I00	0,0007	I53-I54	I0	0,0040
I24-I25	I00	0,0007	I53-I4	5	90
I25-I26	I00	0,0007	I3-I4	8	0,0002
I26-I27	I00	0,0007	I4-I54	5	90
I27-I28	8	0,00006	I54-I55	95	0,0023
I28-I29	I00	0,0007	I2-I55	8	II0

Продолжение таблицы к схеме I6

I	2	3	4	5	6
I29-I30	I00	0,0007	I55-I56	I00	0,0024
I30-I3I	I00	0,0007	II-I56	8	30
I3I-I32	I00	0,0007	I56-I57	8	0,0002
I32-I33	8	0,00006	I0-I57	8	II0
I33-I34	8	Регулятор	I57-I58	I00	0,0024
I34-I35	8	0,0002	9-I58	8	II0
I32-I35	8	II0	I58-I59	I00	0,0024
I35-I36	I00	0,0024	8-I59	8	II0
I3I-I36	8	II0	I59-I60	I00	0,0024
I36-I37	I00	0,0024	7-I60	8	II0
I30-I37	8	II0	I60-I6I	I00	0,0024
I37-I38	I00	0,0024	6-I6I	8	II0
I29-I38	8	II0	I6I-I62	8	0,0002
I38-I39	I00	0,0024	5-I62	8	II0
I28-I39	8	II0	I62-I63	I52	0,0036
I39-I40	8	0,0002	4-I63	8	II0
I27-I40	8	II0	I63-I64	I52	0,0036
I40-I4I	I00	0,0024	3-I64	8	II0
I26-I4I	8	II0	I64-I65	I52	0,0036
I4I-I42	I00	0,0024	2-I65	8	II0
I25-I42	8	II0	I65-I66	I47	0,0035
I42-I43	I00	0,0024	I66-220	I3	0,0040
I24-I43	8	II0	I9-50	I00	II0
I66-I67	5	90	50-52	36	0,00I8
I67-220	8	25	I8-52	I00	II0
I4-I5	36	0,00I0	52-54	36	0,00I8
I5-I6	36	0,00I0	I7-54	I00	II0
I6-I7	36	0,00I0	54-56	36	0,00I8
I7-I8	36	0,00I0	I6-56	I00	II0
I8-I9	36	0,00I0	56-58	36	0,00I8
I9-20	36	0,00I0	I5-58	I00	Регулятор
20-2I	36	0,00I0	58-I52	36	II0
2I-22	36	0,00I0	42-43	I00	Очистной забой
22-23	36	0,00I0	43-45	36	0,00I8
23-24	I00	Очистной забой	44-45	I00	II0
24-26	36	0,00I8	45-47	36	0,00I8
22-26	I00	II0	46-47	I00	II0
26-28	36	0,00I8	47-49	36	0,00I8
2I-28	I00	II0	48-49	I00	II0
28-30	36	0,00I8	49-5I	36	0,00I8
20-30	I00	II0	50-5I	I00	II0
30-32	36	0,00I8	5I-53	36	0,00I8
I9-32	I00	II0	52-53	I00	II0
32-34	36	0,00I8	53-55	36	0,00I8

Продолжение таблицы к схеме I6

I	2	3	4	5	6
I8-34	I00	II0	54-55	I00	II0
34-36	36	0,00I8	55-57	36	0,00I8
I7-36	I00	II0	56-57	I00	II0
36-38	36	0,00I8	57-59	36	0,00I8
I6-38	I00	II0	58-59	I00	II0
38-40	36	0,00I8	59-I5I	36	0,00I8
I5-40	I00	Регулятор	65-66	36	0,00I0
40-I55	36	II0	66-67	36	0,00I0
24-25	I00	Очистной забой	67-68	36	0,00I0
25-27	36	0,00I8	68-69	36	0,00I0
26-27	I00	II0	69-70	36	0,00I0
27-29	36	0,00I8	70-7I	36	0,00I0
26-29	I00	II0	7I-72	36	0,00I0
29-3I	36	0,00I8	72-73	36	0,00I0
30-3I	I00	II0	73-74	36	0,00I0
3I-33	36	0,00I8	74-75	36	0,00I0
32-33	I00	II0	75-76	36	0,00I0
33-35	36	0,00I8	76-77	I00	0,0050
34-35	I00	II0	77-79	36	0,00I8
35-37	36	0,00I8	75-79	I00	II0
36-37	I00	II0	79-8I	36	0,00I8
37-39	36	0,00I8	74-8I	I00	II0
38-39	I00	II0	8I-83	36	0,00I8
39-4I	36	0,00I8	73-83	I00	II0
40-4I	I00	II0	83-85	36	0,00I8
4I-I56	36	0,00I8	72-85	I00	II0
23-42	I00	Очистной забой	85-87	36	0,00I8
42-44	36	0,00I8	7I-87	I00	II0
22-44	I00	II0	87-89	36	0,00I8
44-46	36	0,00I8	70-89	I00	II0
2I-46	I00	II0	89-9I	36	0,00I8
46-48	36	0,00I8	69-9I	I00	II0
20-48	I00	II0	9I-93	36	0,00I8
48-50	36	0,00I8	I05-I06	I00	II0
68-93	I00	II0	I06-I08	36	0,00I8
93-95	36	0,00I8	I07-I08	I00	II0
67-95	I00	II0	I08-II0	36	0,00I8
95-97	36	0,00I8	I09-II0	I00	II0

Продолжение таблицы к схеме I6

I	2	3	4	5	6
66-97	I00	Регулятор	II0-II2	36	0,00I8
97-I49	36	II0	III-II2	I00	II0
77-78	I00	0,0050	II2-II4	36	0,00I8
78-80	36	0,00I8	II3-II4	I00	II0
79-80	I00	II0	II4-II6	36	0,00I8
80-82	36	0,00I8	II5-II6	I00	II0
8I-82	I00	II0	II6-II8	36	0,00I8
82-84	36	0,00I8	II7-II8	I00	II0
83-84	I00	II0	II8-I20	36	0,00I8
84-86	36	0,00I8	II9-I20	I00	II0
85-86	I00	II0	I20-I45	36	0,00I8
86-88	36	0,00I8	I-I67	8	0,00006
87-88	I00	II0	I67-I68	8	0,00006
88-90	36	0,00I8	I68-I69	I00	0,0007
89-90	I00	II0	I69-I70	I00	0,0007
90-92	36	0,00I8	I70-I7I	I00	0,0007
9I-92	I00	II0	I7I-I72	I00	0,0007
92-94	36	0,00I8	I72-I73	8	0,00006
93-94	I00	II0	I73-I74	I00	0,0007
94-96	36	0,00I8	I74-I75	I00	0,0007
95-96	I00	II0	I75-I76	I00	0,0007
96-98	36	0,00I8	I76-I77	I00	0,0007
97-98	I00	II0	I77-I78	8	0,00006
98-I50	36	0,00I8	I78-I79	I00	0,0007
76-99	I00	0,0050	I79-I80	I00	0,0007
99-I0I	36	0,00I8	I80-I8I	I00	0,0007
75-I0I	I00	II0	I8I-I82	I00	0,0007
I0I-I03	36	0,00I8	I82-I83	8	0,00006
74-I03	I00	II0	I83-I84	I00	0,0007
I03-I05	36	0,00I8	I84-I85	I00	0,0007
73-I05	I00	II0	I85-I86	I00	0,0007
I05-I07	36	0,00I8	I86-I87	I00	0,0007
72-I07	I00	II0	I87-I88	8	0,00006
I07-I09	36	0,00I8	I88-I89	I00	0,0007
7I-I09	I00	II0	I89-I90	I00	0,0007
I09-III	36	0,00I8	I90-I9I	I00	0,0007
70-III	I00	II0	I9I-I92	I00	0,0007
III-II3	36	0,00I8	I92-I93	8	0,00006

Продолжение таблицы к схеме I6

I	2	3	4	5	6
69-II3	I00	II0	I93-I94	8	Регулятор
II3-II5	36	0,00I8	I94-I95	8	0,0002
68-II5	I00	II0	I92-I95	8	II0
II5-II7	36	0,00I8	I95-I96	I00	0,0024
67-II7	I00	II0	I9I-I96	8	II0
II7-II9	36	0,00I8	I96-I97	I00	0,0024
66-II9	I00	Регулятор	I90-I97	8	II0
II9-I46	36	II0	I97-I98	I00	0,0024
99-I00	I00	0,0050	I89-I98	8	II0
I00-I02	36	0,00I8	I98-I99	I00	0,0024
I0I-I02	I00	II0	I88-I99	8	II0
I02-I04	36	0,00I8	I99-200	8	0,0002
I03-I04	I00	II0	I87-200	8	II0
I04-I06	36	0,00I8	I74-2I3	8	II0
200-20I	I00	0,0024	2I3-2I4	I00	0,0024
I86-20I	8	II0	I73-2I4	8	II0
20I-202	I00	0,0024	2I4-2I5	8	0,0002
I85-202	8	II0	I72-2I5	8	II0
202-203	I00	0,0024	2I5-2I6	I00	0,0024
I84-203	8	II0	I7I-2I6	8	II0
203-204	I00	0,0024	2I6-2I7	I00	0,0024
I83-204	8	II0	I70-2I7	8	II0
204-205	8	0,0002	2I7-2I8	I00	0,0024
I82-205	8	II0	I79-2I8	8	II0
205-206	I00	0,0024	2I8-2I9	I00	0,0024
I8I-206	8	II0	I68-2I9	8	II0
206-207	I00	0,0024	2I9-200	8	0,0002
I80-207	8	II0	I6I-I68	608	II0
207-208	I00	0,0024	I60-I69	608	II0
I79-208	8	II0	I59-I70	608	II0
208-209	I00	0,0024	I58-I7I	608	II0
I78-209	8	II0	I57-I72	608	II0
209-2I0	8	0,0002	25-I73	250	II0
I77-2I0	8	II0	24-I74	250	II0
2I0-2II	I00	0,0024	23-I75	250	II0
I76-2II	8	II0	42-I76	250	II0
2II-2I2	I00	0,0024	43-I77	250	II0
I75-2I2	8	II0			
2I2-2I3	I00	0,0024			

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ ПОДСТАНЦИЙ (ТСШВП) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

(для вариантов I–II)

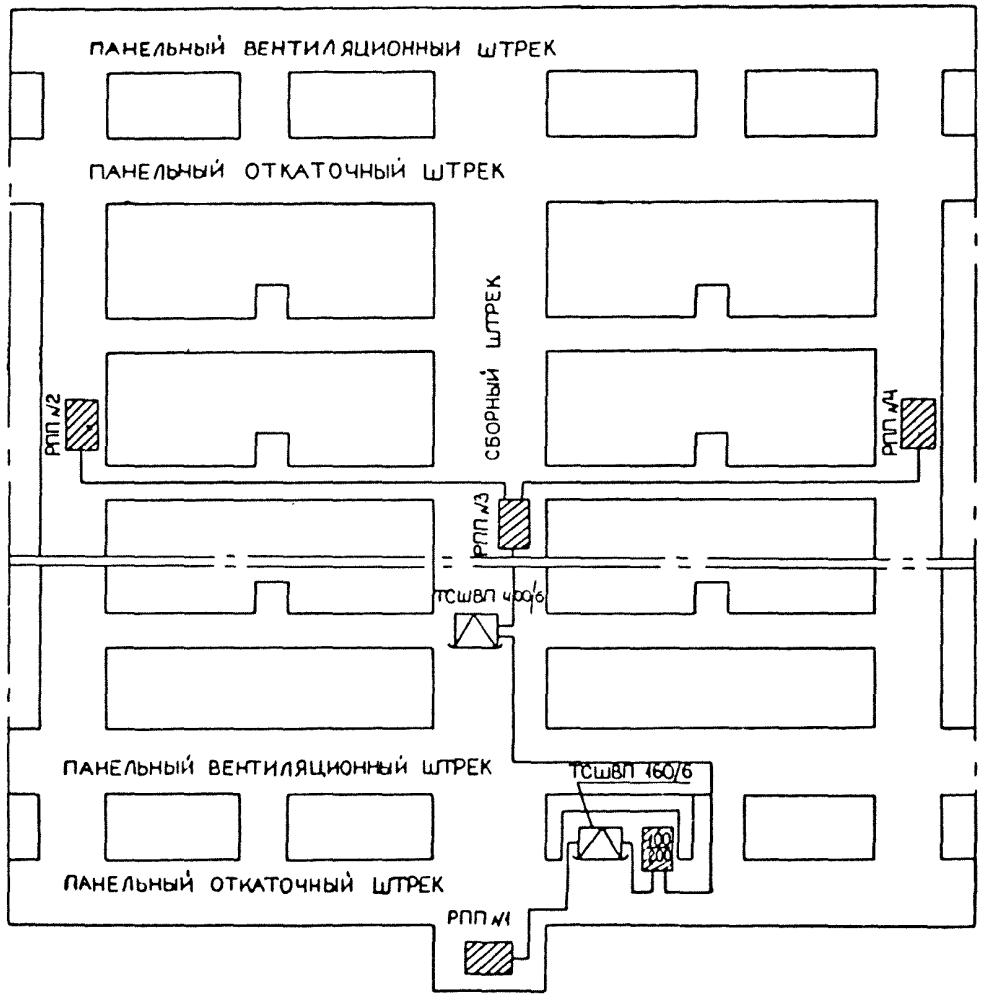


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ КАМЕР-ЛАВ НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В
(для вариантов I-II)

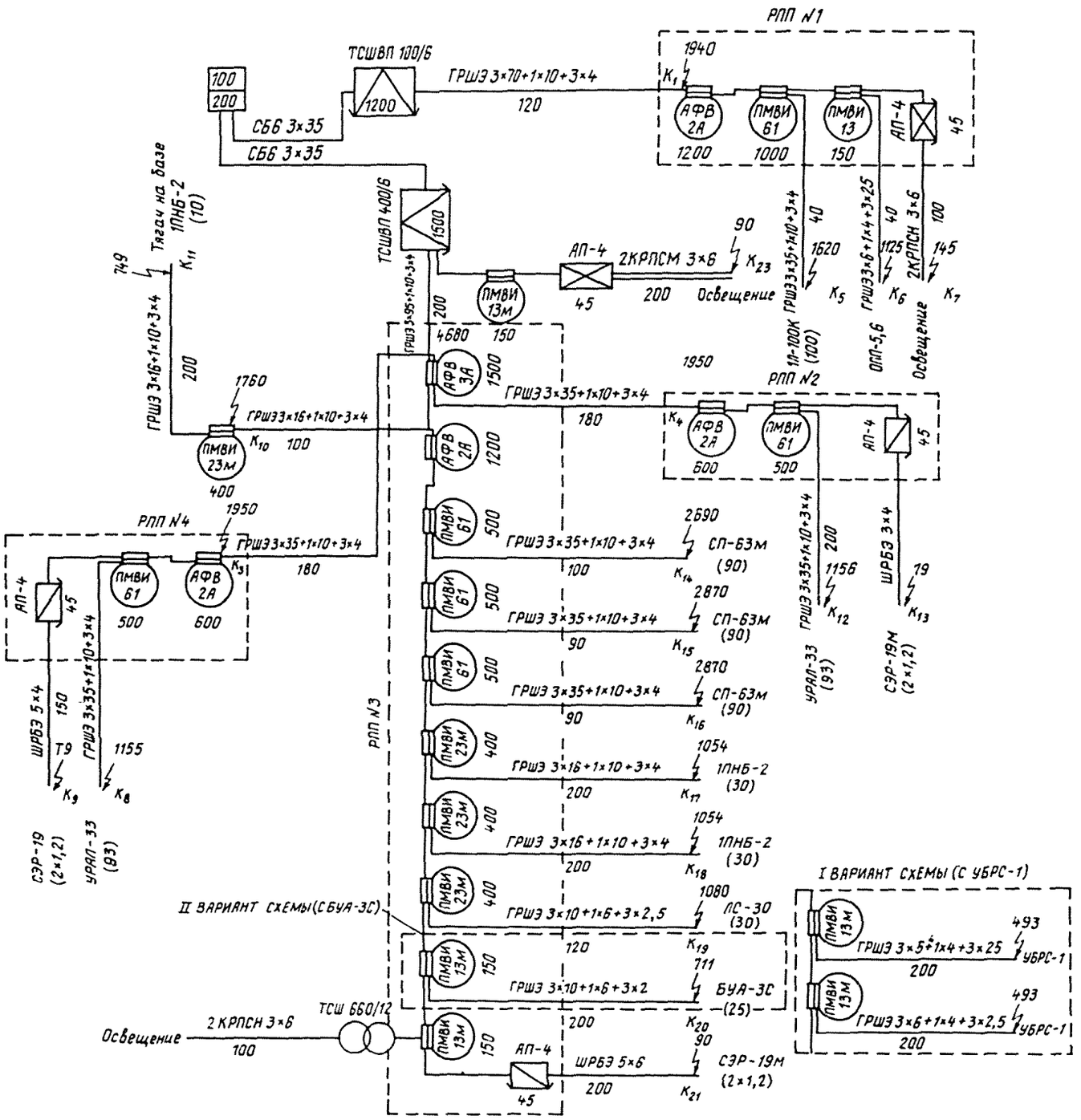


Схема 19

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ ПОДСТАНЦИЙ (ТСШВП) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

(для вариантов III–IУ)

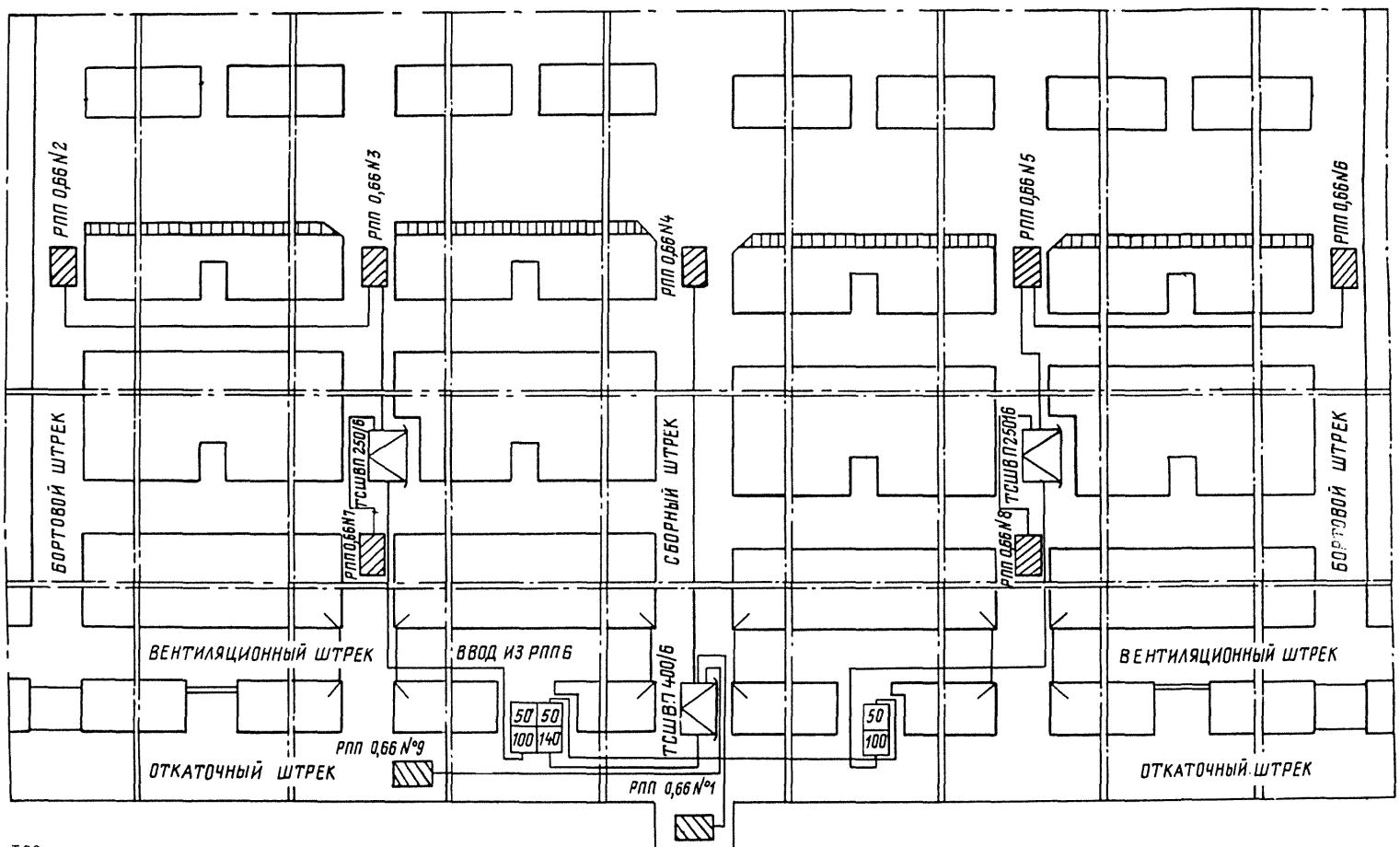


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ КАМЕР-ЛАВ НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В
(для вариантов III–IУ)

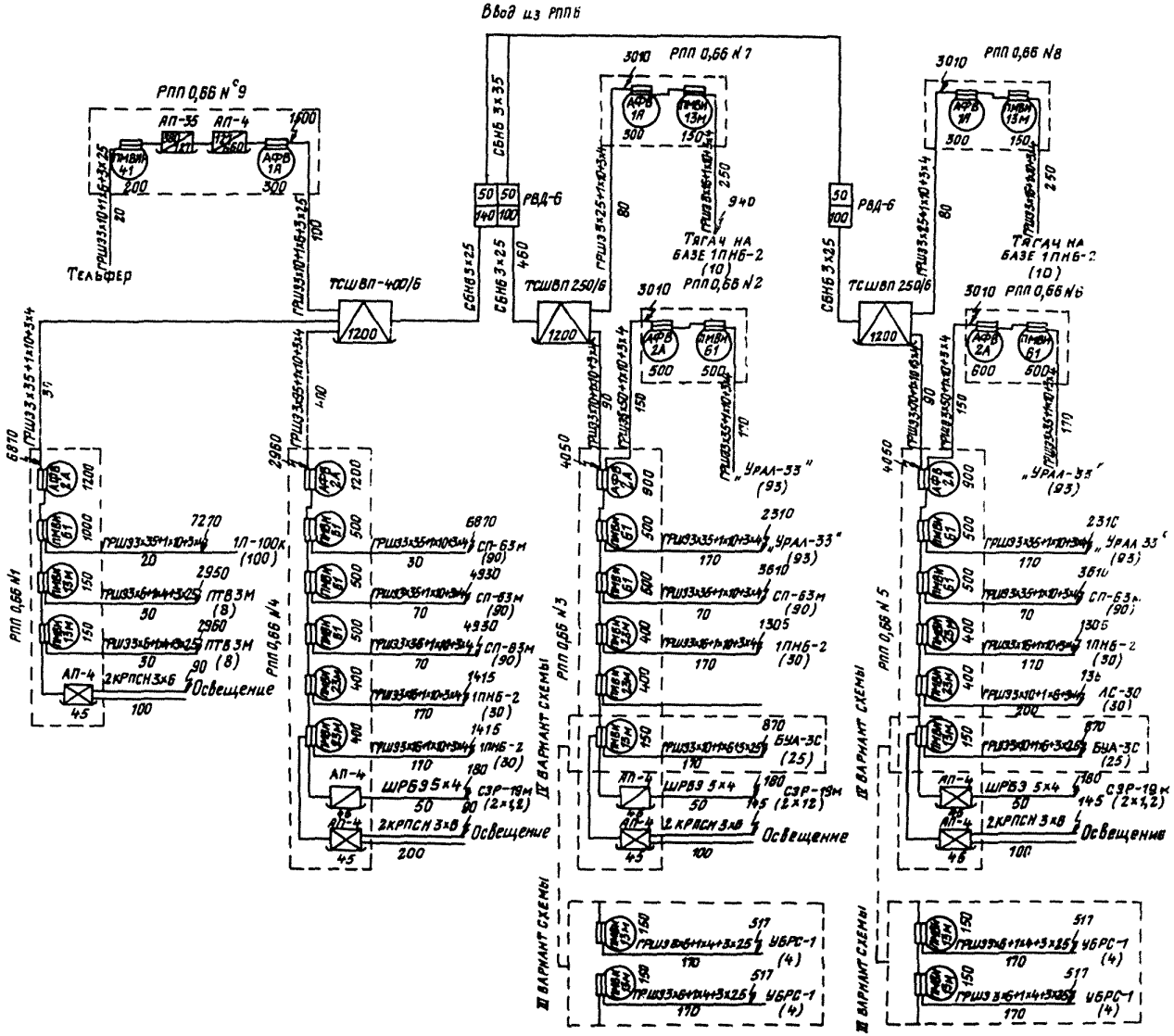


Схема 2I

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНОЙ ПОДСТАНЦИИ (ТСШВП) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) ПРИ ПРОХОДКЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

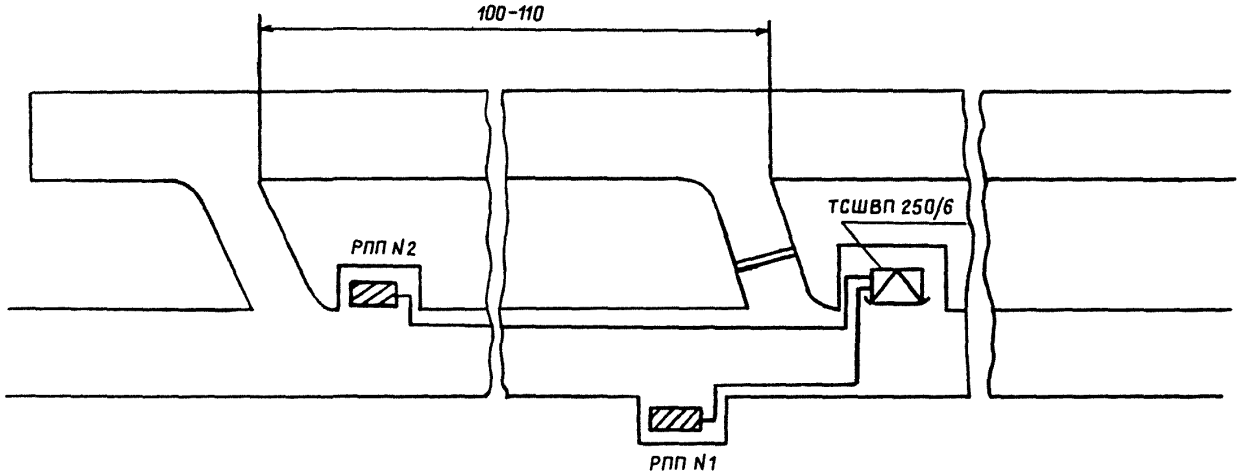


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ПРОХОДКИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В С ПРИМЕНЕНИЕМ САМОХОДНОГО ВАГОНА 5ВС-15

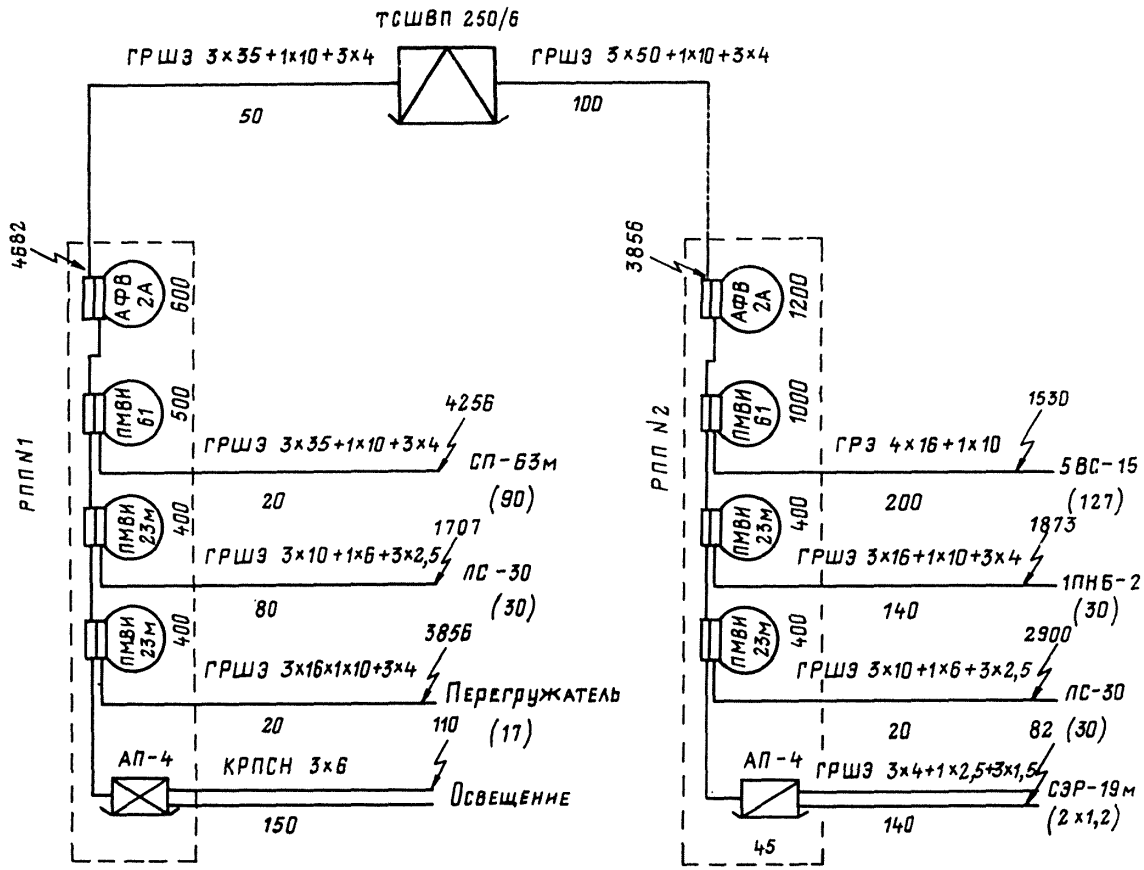


Схема 23

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ ПОДСТАНЦИЙ (ТСШВП) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) ПРИ ПРОХОДКЕ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

(для спаренных камер-лав)

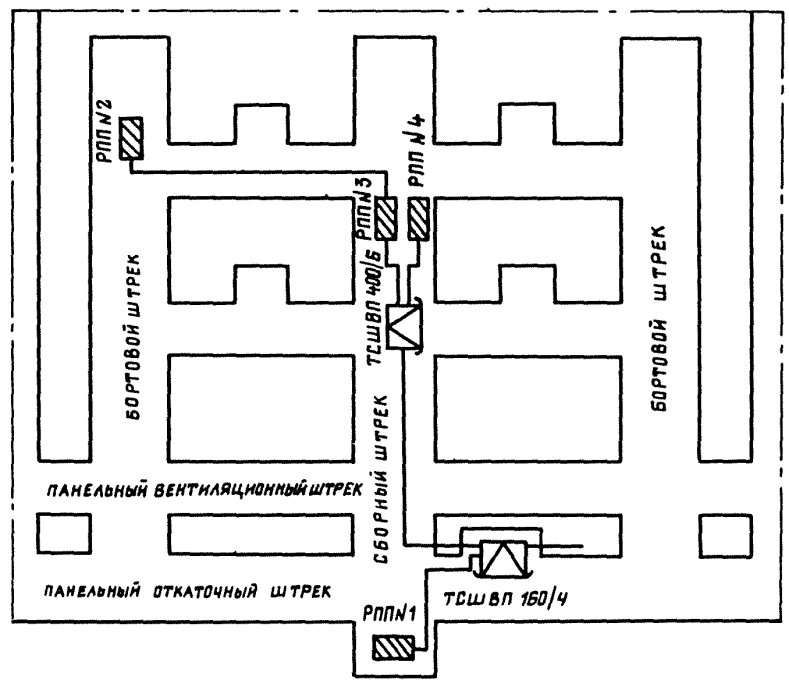


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ПРОХОДКИ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В
(для спаренных камер-лав)

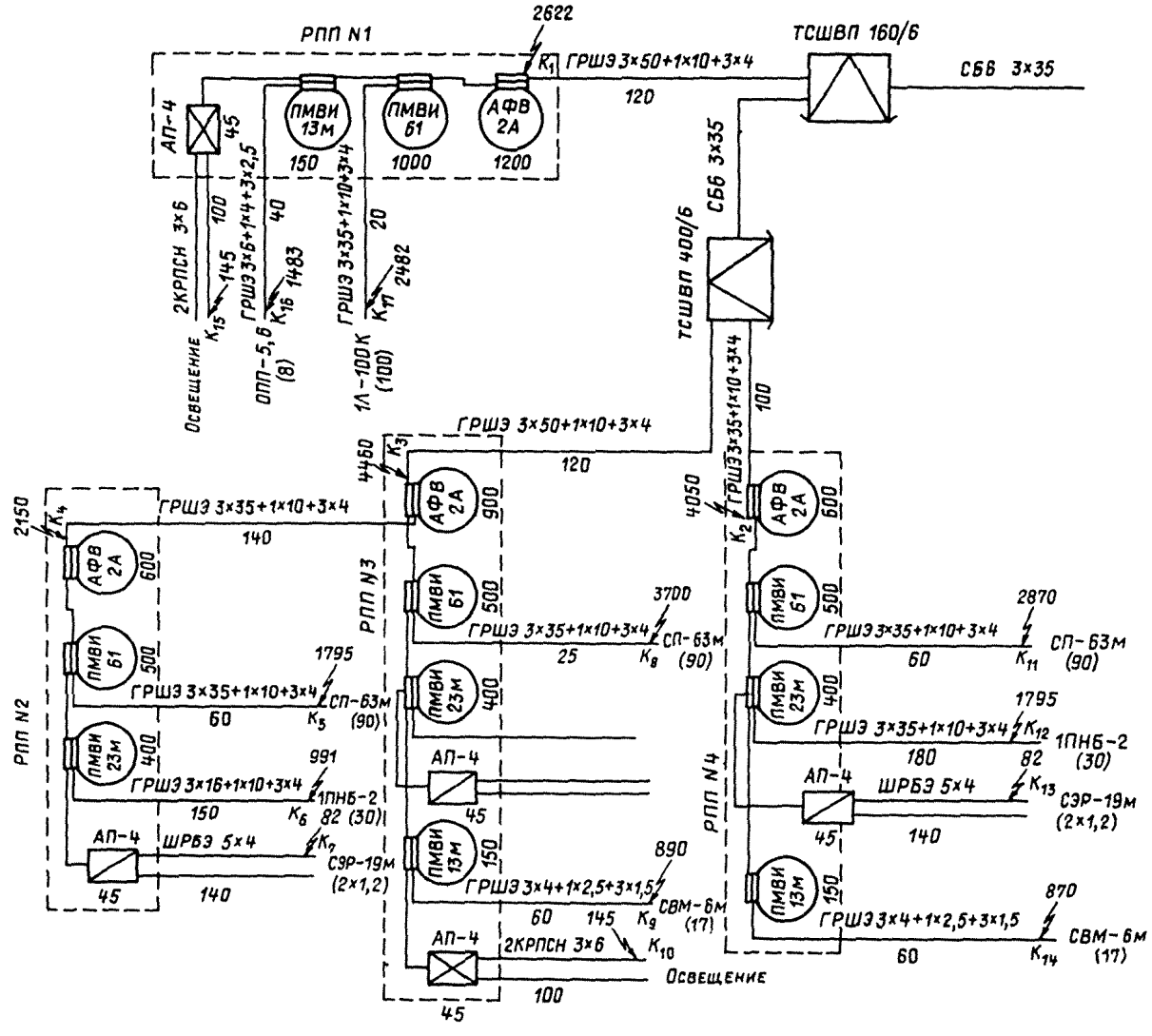


Схема 25

СХЕМА РАЗМЕЩЕНИЯ ТРАНСФОРМАТОРНЫХ ПОДСТАНЦИЙ (ТСШВП) И РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУНКТОВ (РПП) ПРИ ПРОХОДКЕ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ РАБОТ

(для счетверенных камер-лав)

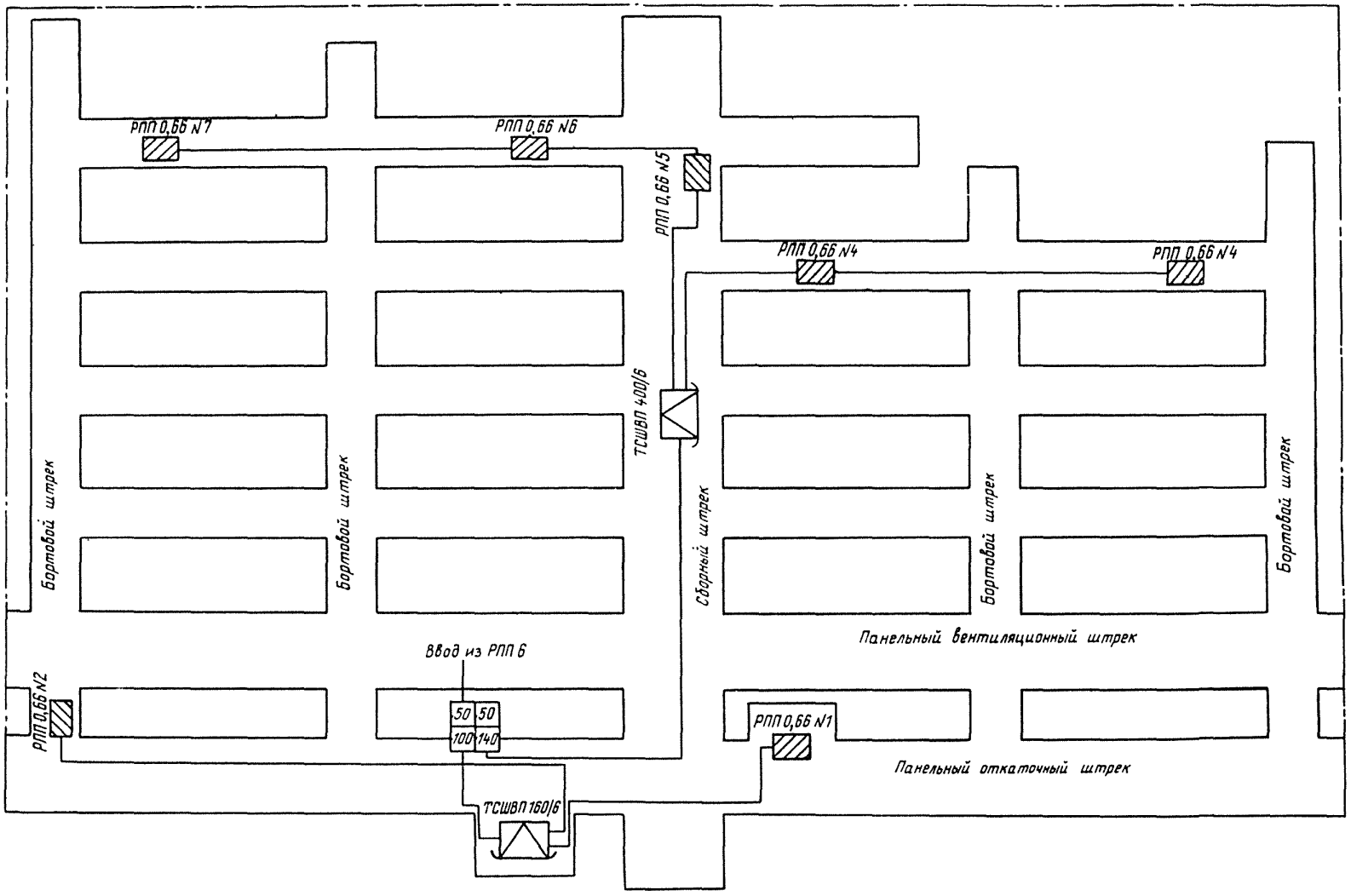


СХЕМА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ПРОХОДКИ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК НАПРЯЖЕНИЕМ 660 В
(для счетверенных камер-лав)

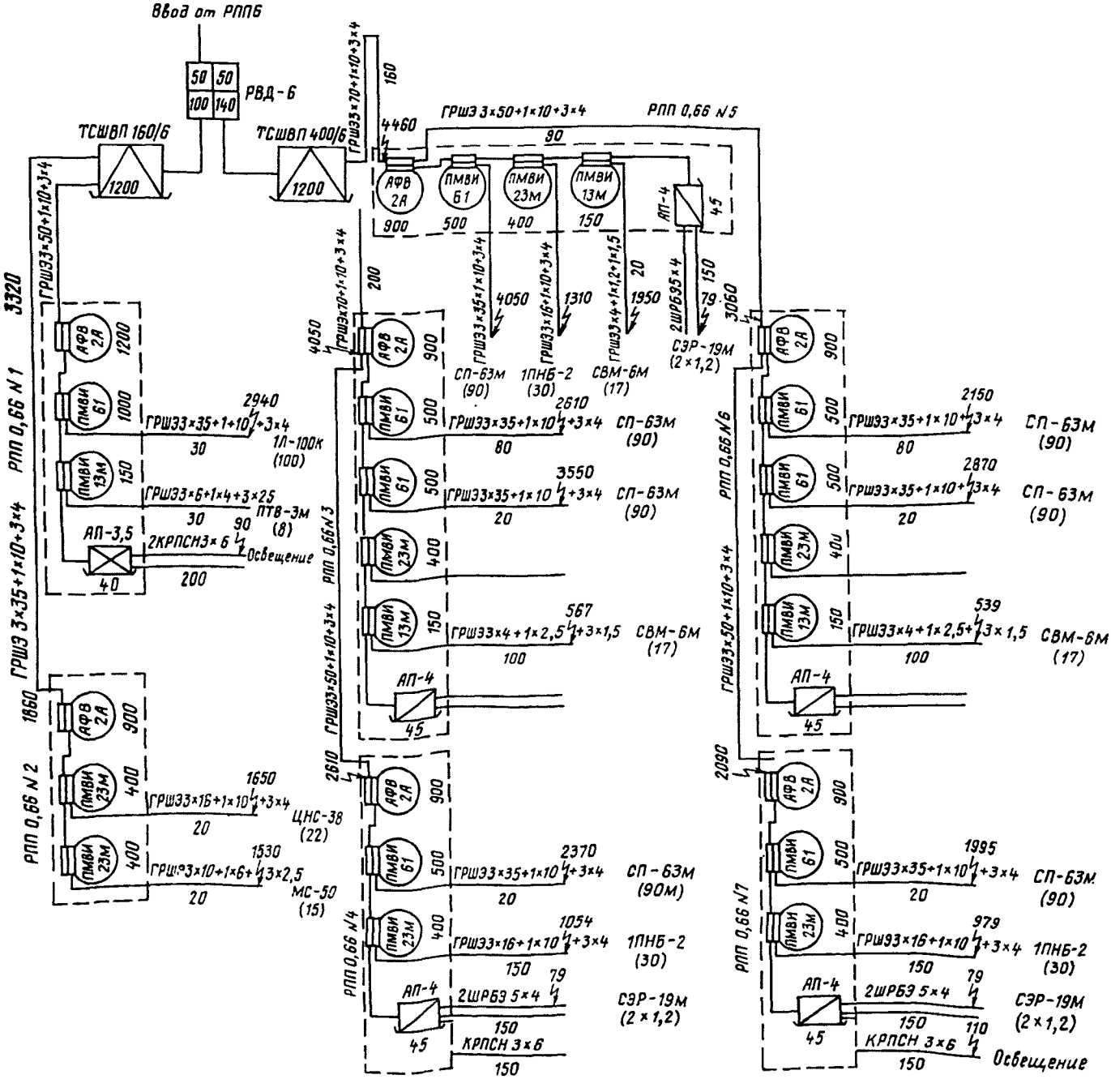
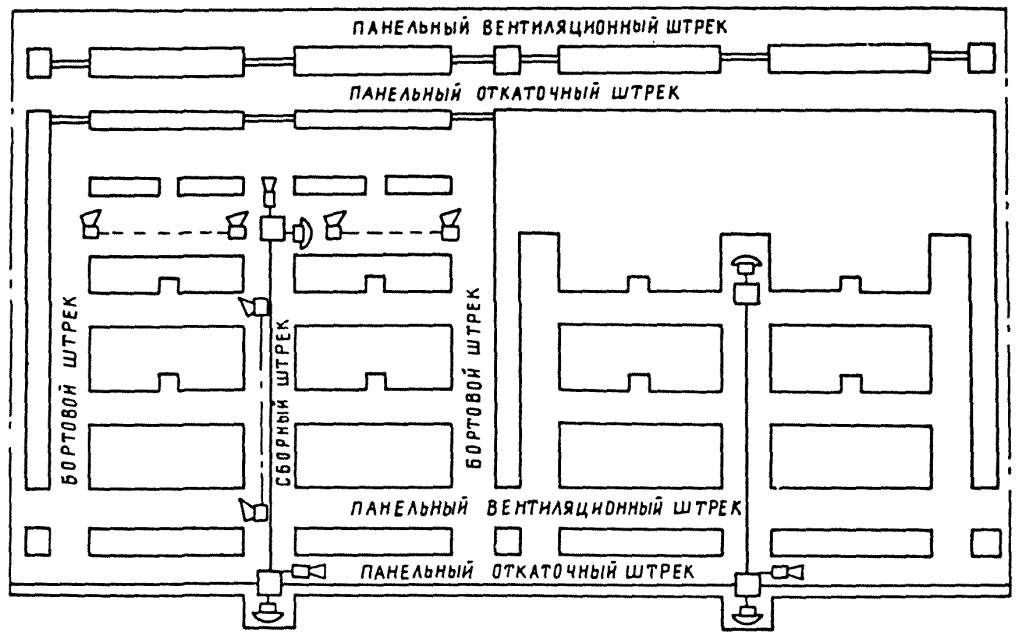


Схема 27

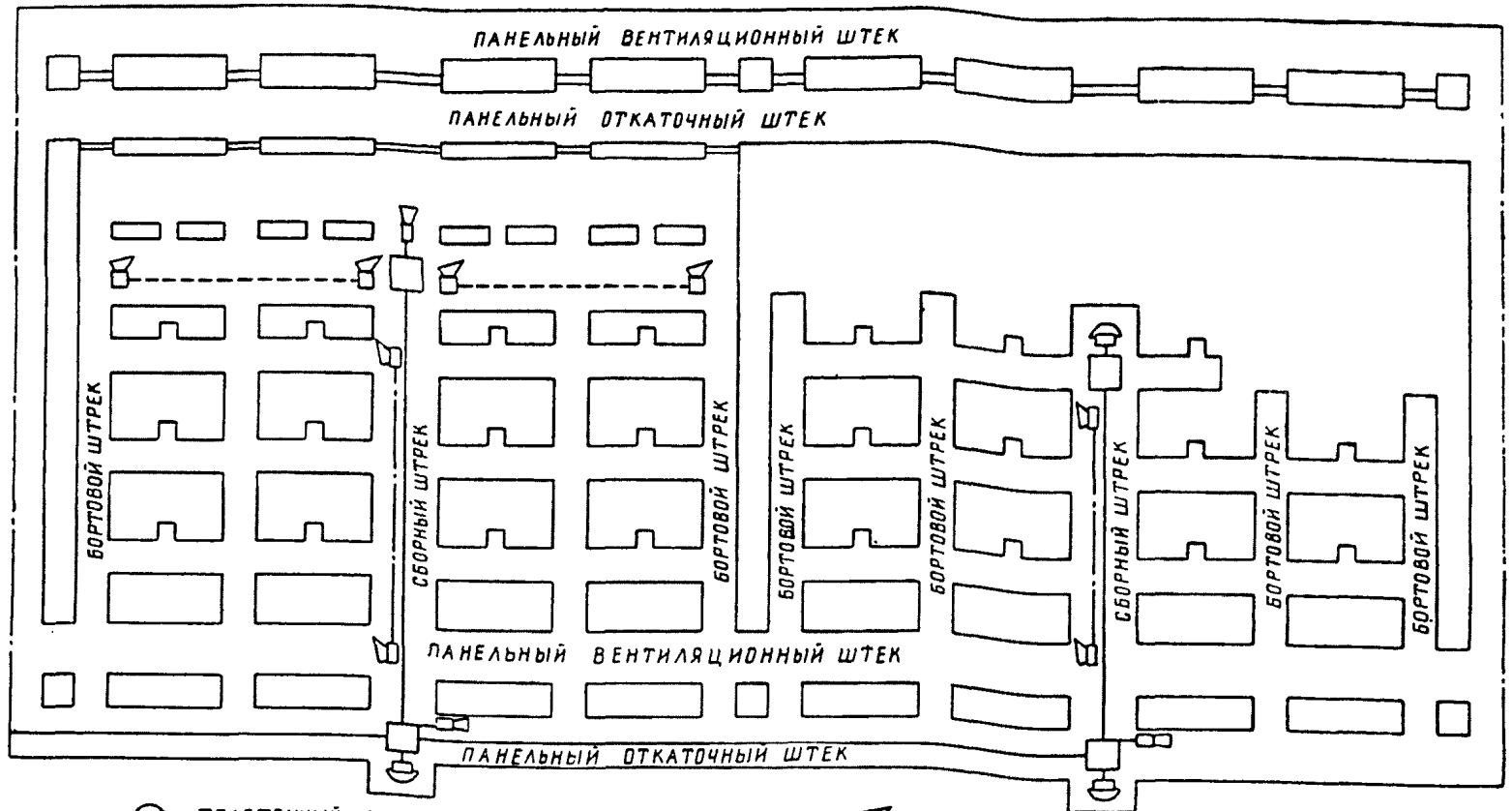
СХЕМА СВЯЗИ И СИГНАЛИЗАЦИИ
(для спаренных камер-лав)



- 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

СХЕМА СВЯЗИ И СИГНАЛИЗАЦИИ
(для счетверенных камер-лав)

Схема 28



- ТЕЛЕФОННЫЙ АППАРАТ СИСТЕМЫ ОБЩЕШАХТНОЙ И ДИСПЕТЧЕРСКОЙ СВЯЗИ
- АБОНЕНТНОЕ УСТРОЙСТВО АВАРИЙНОГО ОПОВЕЩЕНИЯ
- РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНАЯ КОРОБКА
- УСТРОЙСТВО ОПЕРАТИВНОЙ СВЯЗИ И ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНОЙ СИГНАЛИЗАЦИИ В АППАРАТУРЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ КОНВЕЙЕРАМИ
- ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНАЯ СИГНАЛИЗАЦИЯ О ВКЛЮЧЕНИИ МЕХАНИЗМОВ

СОДЕРЖАНИЕ

I. ВВЕДЕНИЕ 3
2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ СЛАНЦЕВ НА ЛЕНИНГРАДСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ 3
2.I. Геологические и горнотехнические условия разработки месторождения 3
2.2. Развитие подземной добычи горючих сланцев 5
2.3. Развитие технологии подготовительных работ 5
3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ 6
3.I. Основные принципы 6
3.2. Область применения 6
3.3. Способ подготовки, система разработки и определение их параметров 6
3.4. Способ управления горным давлением 7
3.5. Технология выемки 7
3.6. Средства механизации 7
3.7. Крепь подготовительных и очистных забоев 7
3.8. Производительность погрузочных машин 7
3.9. Безопасность работ 7
3.I0. Организация и режим работы 8
4. ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ И КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ 8
4.I. Выбор размеров камер 8
4.2. Расчет размеров целиков 8
4.3. Расчет крепи в камерах I0
4.4. Исходные данные для расчетов и рекомендации по отработке и креплению камер II
4.5. Дополнительные требования к управлению кровлей и креплению горных выработок в зонах карстовых нарушений, обводненных геологических трещин и скоплений напорных вод в кровле . . . I4
4.6. Контроль за состоянием кровли и крепи камер I5
5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ И СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ . . I6
5.I. Погрузка горной массы I6
5.2. Доставка горной массы I7
5.3. Бурение забоя I9
5.4. Крепление выработок I9
5.5. Зарубка очистного забоя 2I
5.6. Взрывные работы 2I
6. УЧАСТКОВЫЙ ТРАНСПОРТ 27
6.I. Конвейерный транспорт по сборному штреку 27
6.2. Погрузочные пункты 28
6.3. Транспортирование горной массы от подготовительных забоев 30
6.4. Вспомогательный транспорт 30
7. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ 3I
7.I. Общие положения 3I
7.2. Проведение подготовительных выработок 32
7.3. Проведение выемочных выработок 34
7.4. Определение рациональных параметров подготовки очистного фронта 35
8. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ И БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ 38
9. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ 39
9.I. Общие положения 39
9.2. Методика и порядок расчета схем электроснабжения 40
9.3. Пример расчета схемы электроснабжения камер-лав 45
I0. ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ 5I
II. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ЭСТЕТИКА И КУЛЬТУРА ТРУДА НА ПОДЗЕМНЫХ УЧАСТКАХ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТ 5I
I2. ОПЫТ ПЕРЕДОВЫХ БРИГАД НА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТАХ . . 52
I2.I. Работа передовых бригад в очистных забоях 52
I2.2. Опыт передовых бригад на подготовительных работах 53
I3. ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ 54
I4. РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ 54
I4.I. Методика расчета 54
I4.2. Пример расчета нагрузки 58
I5. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ 60
I5.I. Методика определения экономической эффективности 60
I5.2. Определение нижней границы области рационального применения новой техники 6I
I6. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВНЕДРЕНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ 62
I7. ЗАКЛЮЧЕНИЕ 62

СХЕМЫ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ 65

Схемы подготовки и система разработки (варианты I-IУ) 67
Схемы очистного забоя и размещения оборудования (варианты I-IУ) . . . 7I
Схема и последовательность подготовки выемочных участков 78
Схема проведения спаренных подготовительных выработок 79
Схема проведения счетверенных подготовительных выработок 80
Схема проведения выемочных выработок 8I
Схема проведения выемочных выработок счетверенных камер-лав 82
Схемы размещения оборудования для пылеподавления орошением (для вариантов II и IУ) 84
Схемы вентиляционных соединений (к I, II и III вариантам схем подготовки) 87
Схема размещения трансформаторных подстанций (ТСШВП) и распределительных подземных пунктов (РПП) напряжением 660 В на плане горных работ (для вариантов I-II) 98
Схема электроснабжения камер-лав напряжением 660 В (для вариантов I-II) 99
Схема размещения трансформаторных подстанций (ТСШВП) и распределительных подземных пунктов (РПП) напряжением 660 В на плане горных работ (для вариантов III-IУ) I00
Схема электроснабжения камер-лав напряжением 660 В (для вариантов III-IУ) I0I
Схема размещения трансформаторной подстанции (ТСШВП) и распределительных подземных пунктов (РПП) при проходке подготовительных выработок на плане горных работ I02

Схема электроснабжения проходки подготовительных выработок напряжением 660 В с применением самоходного вагона 5ВС-15 103
Схема размещения трансформаторных подстанций (ТСШВП) и распределительных подземных пунктов (РПП) при проходке внемочных выработок на плане горных работ (для спаренных камер-лав) 104
Схема электроснабжения проходки внемочных выработок напряжением 660 В (для спаренных камер-лав) 105
Схема размещения трансформаторных подстанций (ТСШВП) и распределительных подземных пунктов (РПП) при проходке внемочных выработок на плане горных работ (для счетверенных камер-лав). 106
Схема электроснабжения проходки внемочных выработок напряжением 660 В (для счетверенных камер-лав) 107
Схема связи и сигнализации (для спаренных камер-лав) 108
Схема связи и сигнализации (для счетверенных камер-лав) 109

ПРОГРЕССИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ "КАМЕРА-ЛАВА" ДЛЯ ШАХТ ЛЕНИНГРАДСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Редактор И.А.Дружкова
Технический редактор З.П.Глазкова

Тираж 200 Цена I р. 02 к. Изд. № 870I Заказ №1801

Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского
I4,25 уч.-изд.л. Подписано к печати I5/И I98I г.

Министерство угольной промышленности СССР
Академия Наук СССР
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А.А.СКОЧИНСКОГО
ИГД им. А.А.Скочинского
Эстонский филиал

УТВЕРЖДАЮ
Главный инженер ПО "Ленинградсланец", к.т.н.



Г.Б.Фрайман

ДОПОЛНЕНИЕ К ПРОГРЕССИВНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ "КАМЕРА-ЛАВА" ДЛЯ ШАХТ ЛЕНИНГРАДСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ (проведение подготавливающих выработок с использованием переоборудованной для бурения по сланцу буропогрузочной машины 2ПНБ2Б и самоходного вагона 5ВСП5Т)

Кохтла-Ярве

Проведение подготавливающих выработок

Панельные и главные штреки проводятся по схеме (рис.I), предусматривающей в целях более эффективного использования оборудования параллельное проведение двух выработок.

В состав используемого при такой технологии оборудования входят:

переоборудованная буропогрузочная машина 2ПНБ2Б	- 2
самоходный вагон 5ВСI5М	- I
перегружатель	- I
скребковый конвейер СП63 (СП63М)	- I
ручное электросверло СЭРI9М	
лебедка ЛЯГIН	- I
лебедка ЛСI7	- I
вентилятор местного проветривания СВМ6	- 2

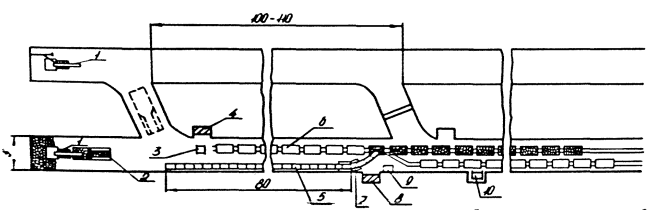
Техническая характеристика основной машины комплекса переоборудованной в соответствии с требованиями бурения по пласту сланца буропогрузочной машины 2ПНБ2Б - приведены в табл. I.

Таблица I

Техническая характеристика переоборудованной буропогрузочной машины 2ПНБ2Б (бурильное оборудование)

Диаметр шнура, мм	42 - 44
Ход подачи, мм	2750
Максимальное усилие подачи, кН (кгс)	I5 (I500)
Частота вращения шпинделя вращателя, рад/с (об/мин)	I02,6 (980)
Мощность электродвигателя вращателя, кВт	7,5
Максимальная высота обуривания забоя, мм	4000
Максимальная ширина забоя, обуриваемая с одной рабочей позиции, мм	3800
Максимальная скорость подачи вращателя, м/с	0,08
Обратный ход вращателя, м/с	0,I8

Отбитая взрывными работами горная масса грузится переоборудованной буропогрузочной машиной 2ПНБ2Б в самоходный вагон 5ВСI5М,



1. Буропогрузочная машина 2ПНБ-2б
2. Самоходный вагон 5ВС-15
3. Лебедка пороженяковая
4. Распредпункт забоев
5. Конвейер СП-63 с бортами
6. Вагонетки ВД-5,6
7. Перегружатель на базе 2ПНБ-2
8. Распредпункт погр. пункта
9. Пульт управления
10. Лебедка грузовая

Схема параллельного проведения откаточного и вентиляционного штреков

который доставляет ее к скребковому конвейеру СП63 (СП63И). По скребковому конвейеру горная масса транспортируется к передвижному погрузочному пункту, где поступает на перегружатель, с которого она попадает в шахтные вагонетки ВД5.6.

Для перемещения на погрузочном пункте груженых и порожних вагонеток используются лебедки ЛМГ1М и ЛС17.

В качестве основной формы организации труда рекомендуется комплексная проходческая бригада, выполняющая все (кроме заряжания и взрывания) работы проходческого цикла. Профилактический осмотр и ремонт оборудования выполняется электромеханической службой участка в трехчасовой промежуток между сменами.

На рис.2. приведен график организации работ при параллельном проведении откаточного и вентиляционного штреков. Основные технико-экономические показатели при таком варианте технологии проведения выработок приведены в табл.2.

Таблица 2

Основные технико-экономические показатели проходки

Показатели	Откаточный штрек	Вентиляционный штрек
Ширина штрека, м	5,0	5,0
Высота штрека, м	3,03	3,03
Сечение штрека, $м^2$	I5,I5	I5,I5
Уходка за цикл, м	I,55	I,55
Число циклов в смену	I,62	I,62
Подвигание забоя, м		
за сутки	7,53	7,53
за месяц	I28	I28
Число проходчиков, чел.		
в смену	4	
в сутки	I2	
Производительность труда проходчиков на выход, м	0,98	

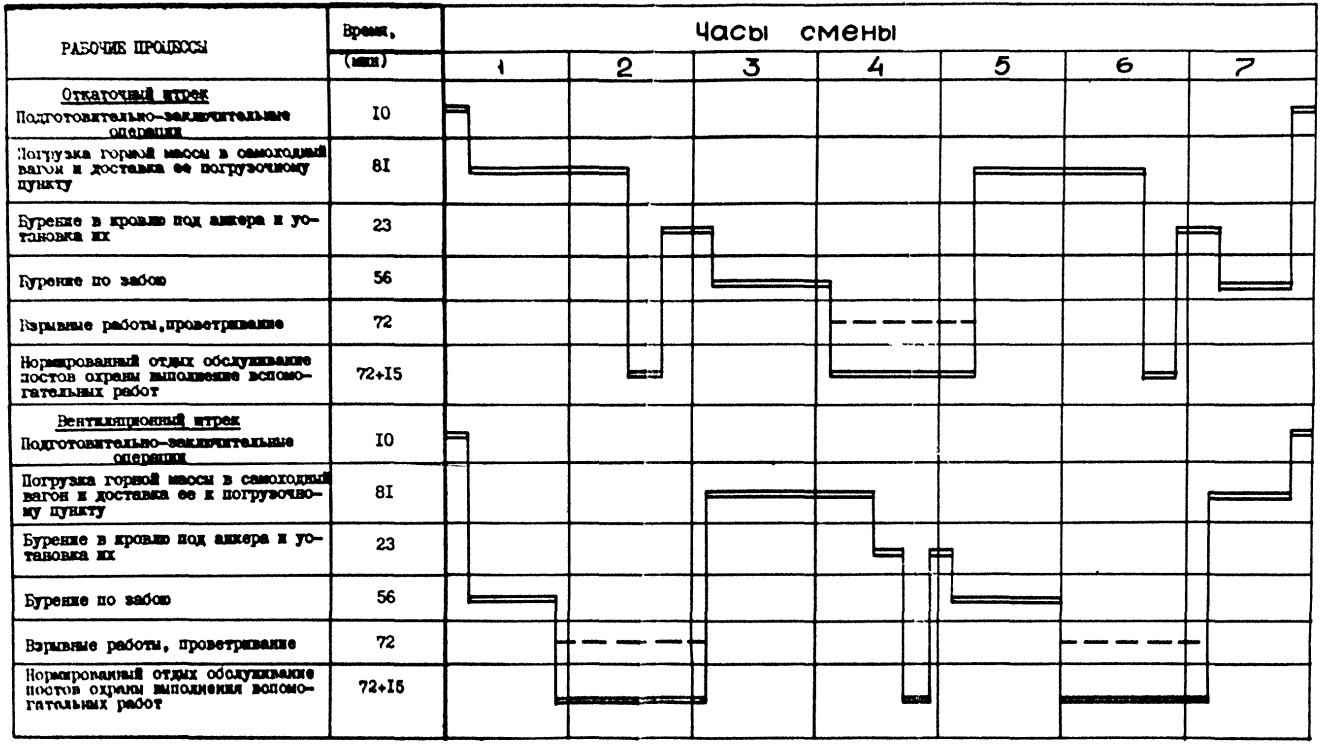


График организации работ при параллельном проведении откаточного и вентиляционного штреков

gost.e-ecolog.ru