

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
СОЮЗШАХТОСТРОЙ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ СТРОИТЕЛЬСТВА УГОЛЬНЫХ И ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ
(КУЗНИИШАХТОСТРОЙ)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СООРУЖЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

ДЛЯ УСЛОВИЙ КУЗНЕЦКОГО И КАРАГАНДИНСКОГО БАССЕЙНОВ

(ДОПОЛНЕНИЯ К СХЕМАМ ВНИИОМШСа, 1978 Г.)

gost.e-ecolog.ru

Кемерово–1979

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

СОЮЗШАХТОСТРОЙ

НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ СТРОИТЕЛЬСТВА
УГОЛЬНЫХ И ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ
(КУЗНИИШАХТОСТРОЙ)

Согласовано
Главным инженером
ВО "Союзшахтострой"
Ю.А. Сибиряким
22 декабря 1978 г.

Утверждено
Первым заместителем
Министра
В.В. Белым
22 декабря 1978 г.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СООРУЖЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

ДЛЯ УСЛОВИЙ КУЗНЕЦКОГО И КАРАГАНДИНСКОГО БАССЕЙНОВ

(ДОПОЛНЕНИЯ К СХЕМАМ ВНИИОМШСа, 1978 Г.)

А Н Н О Т А Ц И Я

Настоящие "Технологические схемы сооружения вертикальных стволов для условий Кузнецкого и Карагандинского бассейнов" разработаны институтом "Кузниишахтострой" по теме отраслевого плана НИР 2708020000-010 (150II00000) "Разработать и внедрить технологию сооружения неглубоких (до 600 м) вертикальных стволов для условий Кузнецкого и Карагандинского бассейнов". Руководитель головной темы канд.техн.наук Соломенцев М.Н.

"Технологические схемы..." разработаны с использованием действующих нормативных документов и на основании выполненных Кузниишахтостроем научных исследований и конструкторских разработок, практического опыта сооружения стволов в Кузнецком и Карагандинском бассейнах, анализа и обобщения литературных источников, а также разработок института "Донгипрооргшахтострой", комбината "Кривбассшахтопроходка" и горнопроходческого треста № I г.Москвы. Они являются дополнением к "Технологическим схемам сооружения вертикальных стволов", разработанных ВНИИОМШСом в 1978 году и регламентирует выбор технологии, оборудования, объем и методику разработки проекта организации работ.

"Технологические схемы..." предназначены для инженерно-технических работников шахтостроительных, проектных и научно-исследовательских организаций, занимающихся вопросами сооружения вертикальных стволов.

В составлении "Технологических схем..." принимали участие: канд.техн.наук Умнов Н.Р., инж. Волков В.П. (ответственные исполнители), кандидаты технических наук Баронский И.В., Ерофеев Л.М., Смольников Ю.Б., Косарев Н.Ф. (трест "Кузбассшахтопроходка"), инженеры Арышева Н.П., Сайдиков Р.С.

© Кузниишахтострой, Кемерово, 1979 г.

О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ 5

I. МЕТОДИКА ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОГО ПОДЪЕМА ДЛЯ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ 7

I.I. Основные положения 7
I.2. Определение расчетной производительности подъема 8
I.3. Выбор подъема I2
I.4. Пример выбора проходческого подъема I4

2. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ . . . I9

2.I. Общие положения I9
2.2. Параметры расположения и количество оконтуривающих шпуров 20
2.3. Величина заряда в отбойных шпурах и уточнение расположения оконтуривающих шпуров . . . 2I
2.4. Удельный расход ВВ и параметры расположения отбойных шпуров 22
2.5. Параметры вруба 22
2.6. Распределение шпуров по окружностям 23
2.7. Заряды оконтуривающих и врубовых шпуров . . 23
2.8. Выбор средств взрывания и расчет электровзрывной сети 24
2.9. Пример расчета параметров паспорта БВР 25

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ СТВОЛОВ С ПЕРЕДОВОЙ СКВАЖИНОЙ ДЛЯ СПУСКА ПОРОДЫ 29

3.I. Сущность и условия применения 30
3.2. Достоинства и недостатки 30
3.3. Определение диаметра скважины 30
3.4. Определение экономической целесообразности . 3I
3.5. Оборудование для бурения скважин 3I
3.6. Особенности буровзрывных работ 32
3.7. Затворы и ограждающие каркасы 32
3.8. Погрузка породы на горизонте 33
3.9. Причины забучивания скважин и меры по их устранению 34
3.I0. Расчет ожидаемой технической скорости проходки 35
Графическая часть (листы I-8) 37-44

4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ СТВОЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОБЛЕГЧЕННОГО СТВОЛОВОГО КОМПЛЕКСА ОСК 45

4.I. Общие положения 46
4.2. Техническая характеристика бурильной установки СМБУ-4м 46
4.3. Техническая характеристика погрузочной машины ОСК (опытный образец) 47
4.4. Расчет ожидаемой технической скорости проходки 47
Графическая часть (листы 9-I8) 50-59

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА УГЛУБКИ СТВОЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ СТВОЛОВОЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ БУРИЛЬНОЙ УСТАНОВКИ СМБУ-4м 6I
Графическая часть (листы I9-22) 62-65

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ УСТЬЕВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЧАСТИ СТВОЛОВ 67

6.I. Общие положения 68
6.2. Выбор схем оснащения и технологии проходки нанобов 68
Графическая часть (листы 23-29) 70-76

Л И Т Е Р А Т У Р А 77

В В Е Д Е Н И Е

Непрерывный рост потребностей народного хозяйства Советского Союза в топливно-энергетических ресурсах требует пополнения шахтного фонда за счет реконструкции действующих и строительства новых шахт.

Одним из важных резервов интенсификации шахтного строительства является дальнейшее совершенствование техники и технологии сооружения вертикальных стволов, продолжительность которых в среднем занимает 30-60% всего времени строительства шахты.

В настоящее время имеется обширный парк разнообразной стволопроходческой техники и накоплен богатый опыт ее применения во всех угольных бассейнах страны. Поэтому обобщение положительного опыта эксплуатации новой техники при различных технологических схемах сооружения стволов с реализацией в нормативных документах имеет важное значение для дальнейшего повышения уровня шахтного строительства.

С этой целью ВНИИОМШСом в 1978 году разработаны "Технологические схемы сооружения вертикальных стволов". Однако в этих схемах не отражен ряд технических решений, которые успешно используются в условиях Кузбасса и начинают применяться в Карагандинском бассейне.

Основной целью разработки "Технологических схем сооружения вертикальных стволов для условий Кузнецкого и Карагандинского бассейнов" является обобщение и систематизация опыта, накопленного шахтостроителями этих бассейнов.

Так, например, с 1963 по 1972 гг. в Кузбассе пройдено шесть стволов со спуском породы по скважине на эксплуатационный горизонт шахты. При этом средняя техническая скорость их проходки составила 52,2 м/мес, максимальная - 143,4 м/мес, а фактическая стоимость проходки этих стволов была уменьшена против сметной на 320 тыс.руб.

Согласно генеральной схеме развития Кузбасса на 1976-1995 гг. к проходке намечается 108 стволов со средней глубиной 270 м. Большинство из них опускается на выработки действующих горизонтов, что позволяет вести проходку этих стволов с применением передовой скважины.

Начиная с 1971 г., для механизированного бурения шпуров при проведении стволов в Кузбассе успешно используются установки типа СМБУ конструкции Кузнишахтостроя. Масштабы их применения непрерывно увеличиваются, а технико-экономические показатели улучшаются. Так, в 1976 году при углубке скипового ствола шахты "Тайбинская" с использованием бурильной установки СМБУ-3м был установлен Всесоюзный рекорд углубки - 54,1 м/мес. При этом производительность труда проходчика составила 3,05 м^3 готового ствола на выход.

При проходке стволов глубиной менее 300 м, и почти всех углубляемых,для погрузки породы до сих пор используются пневмопогрузчики КС-3, применение которых требует больших затрат физического труда. Институтом "Кузнишахтострой" на базе бурильной установки СМБУ и нового механизма вождения большегрузного грейфера создается облегченный стволовой комплекс ОСК, предназначенный для замены ручного перфораторного бурения шпуров и устаревших пневмогрузчиков КС-3.

Погрузочная машина комплекса ОСК успешно прошла промышленные испытания на проходке скипового ствола шахты "Березовская".

Проходка устьев стволов в условиях Кузнецкого и Карагандинского бассейнов, как правило, производится с применением временного малопроизводительного оборудования, что обусловливает низкие технико-экономические показатели.

С учетом изложенного в состав альбома включены следующие технологические схемы:

1. Проходка неглубоких стволов (до 250 м) с передовой скважиной для спуска породы.

2. Проходка неглубоких стволов (до 300 м) с комплексом ОСК.

3. Углубка стволов с применением бурильной установки типа СМБУ.

4. Проходка устьев и технологической части стволов.

Для улучшения технико-экономических показателей и максимальной механизации основных операций проходческого цикла при составлении схем использованы следующие основные тех -

нические решения и положения:

- в схеме I выдача породы на поверхность бадьями заменена опуском ее по скважине на нижележащий горизонт;

- в схеме 2 произведена замена пневмогрузчиков КС-3 облегченной погрузочной машиной с механизированным вождением большегрузного грейфера;

- в схемах 2 и 3 ручные перфораторы заменены бурильными установками типа СМБУ;

- в схеме 4 применен инвентарный шарнирный копер в сочетании с передвижной подъемной установкой и экскаватор ЭШ-I5I4 для выемки и погрузки наносов;

- в схемах применены приствольные бетонные узлы и передвижные подъемные, компрессорные, котельные установки, передвижные лебедки, электроподстанции, раскомандировки;

- продолжительность проходческого цикла определялась исходя из принципа наименьших удельных трудозатрат;

- продолжительность операций проходческого цикла определялась по эксплуатационной производительности машин и оборудования, хронометражным данным о затратах времени на ручные и подготовительно-заключительные операции с использованием формул [I];

- количество проходчиков на выход в звене определялось по их расстановке для обслуживания машин и выполнения вспомогательных операций.

Параметры буровзрывных работ определялись:

- для схемы I, на основании данных практики с учетом необходимого дробления породы;

- для остальных схем, по предлагаемой методике (раздел 2) с учетом использования технической возможности бурильной установки СМБУ-4М.

Расположение оборудования на приствольных площадках, в сечениях стволов дано схематично.

Выбор типа и производительности подъема при организации проходки вертикальных стволов является одним из главных факторов, определяющих ее основные технико-экономические показатели.

В практике проходки вертикальных стволов имеются случаи, когда в аналогичных горнотехнических условиях применяются подъемы с различными производительностями и количеством подъемных машин.

Одна из основных причин такого положения кроется в том, что существующие методики определения необходимой производительности подъема для проходки вертикальных стволов имеют существенные недостатки.

Основными недостатками этих методик являются отсутствие необходимой связи средней производительности уборки породы по всему стволу с продолжительностью других операций проходческого цикла, недостаточный учет изменяющегося соотношения производительностей подъемных и погрузочных машин при проходке стволов и недостаточное экономическое обоснование.

Институтом "Кузниишахтострой" разработана "Методика выбора оптимального подъема для проходки вертикальных стволов", которая устраняет указанные недостатки.

Анализ современного состояния комплекса БВР (буровзрывные работы) при проходке вертикальных стволов в Кузбассе показал, что применяемые в бассейне параметры БВР еще недостаточно обеспечивают высокий коэффициент использования шпуров и качество дробления породы.

В связи с этим в альбоме дана "Методика расчета паспорта буровзрывных работ", которая содержит следующие отличительные особенности:

- определение количества и расположения отбойных шпуров производится в зависимости от коэффициентов сближения зарядов, зависящих от свойств взрываемых пород;

- величины коэффициентов сближения зарядов отбойных шпуров для условий Кузбасса установлены промышленными экспериментами.

Внедрение предлагаемых технологических схем и методик будет способствовать повышению основных показателей сооружения вертикальных стволов в Кузнецком и Карагандинском бассейнах.

I. МЕТОДИКА ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОГО ПОДЪЕМА ДЛЯ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

I.I. Основные положения

I.I.I. Затраты на установку и эксплуатацию подъемных машин исчисляются сотнями тысяч рублей. Примерная их величина показана в табл. I.I.

Таблица I.I.

Тип подъемной машины	Стоимость, тыс.руб.				
	подъемной машины	дополнительного оборудования	фундамента, здания	монтажа, демонтажа	годовых затрат на эксплуатацию
Ix2,5x2	35	I4	28	20	75
II-3,5x2A	6I	40	43	35	88
2Ц-3,5xI,7A	77	4I	52	40	I00
2II-5x2,3	I25	I03	I20	55	I20

Недостаточная производительность подъема увеличивает время проходки ствола и связанные с этим дополнительные денежные и трудовые затраты.

Избыточная производительность подъема неоправданно увеличивает затраты на подъем.

В каждом конкретном случае проходки стволов должен быть выбран оптимальный подъем, соответствующий данным условиям.

I.I.2. Предложенные до настоящего времени методики определения потребной производительности подъема не учитывают в полной мере изменяющиеся соотношения производительности подъемных и погрузочных машин в течение цикла погрузки породы и при проходке всего ствола, имеют неудовлетворительную связь изменяющейся производительности уборки породы с продолжительностью других операций проходческого цикла и недостаточные экономические обоснования [2,3,4,5,6,7,8].

По этой причине они имеют ограниченное применение.

I.I.3. Для определения рационального подъема при проходке вертикальных стволов необходимо знать его расчетную (техническую) производительность.

Однако в технической литературе нет единого мнения по определению продолжительности цикла подъема и о величине коэффициента ее невыполнения.

Значения расчетной производительности подъема, определенные для одних и тех же условий, по данным различных авторов, могут отличаться более чем в два раза.

I.I.4. Данная методика имеет следующие основные особенности:

а) изменен существующий в последнее время подход к определению расчетной производительности подъемных машин, который давал заниженные результаты [2,3,] ; предложено определение продолжительности операций цикла подъема по действующим предельно-допустимым значениям скоростей и ускорений; уточнены значения коэффициентов невыполнения теоретической продолжительности циклов одно- и двухконцевого подъемов; установлена хорошая сходимость предложенной расчетной производительности подъема с фактической;

б) выбор подъемно-погрузочного комплекса производится в зависимости от времени уборки породы в первой фазе, а вторая ее фаза выделена в самостоятельную операцию; обосновано и предложено определение среднего по всему стволу удельного времени уборки породы в первой фазе; определена его зависимость от суммарного несовмещенного удельного времени других операций проходческого цикла и скорости проходки;

в) установлены граничные значения производительности подъема (максимум и минимум) при заданной производительности погрузочной машины;

г) предложен промежуточный критерий оценки вариантов подъемно-погрузочного комплекса конкретного ствола - продолжительность его проходки, которая определяется в зависимости от варианта уборки породы в первой фазе, от организации других работ проходческого цикла и глубины ствола;

д) учитывается коэффициент готовности технологической схемы проходки ствола [9];

е) выбор оптимального подъемно-погрузочного комплекса производится по критерию наименьших приведенных затрат на него с учетом фактора времени и эффектов, получаемых от сокращения времени проходки ствола, камер и сопряжений;

ж) выбранный вариант подъема и погрузочной машины определяет оптимальное соотношение их производительностей для конкретного ствола в отличие от существующей методики [4,5, 6], где соотношение производительностей подъема и погрузки породы без экономических обоснований определяется стопроцентным использованием возможности погрузочной машины при проходке всего ствола, обусловливая при этом установку подъема с большой нерационально используемой производительностью;

з) возможно производить выбор оптимального оборудования и организации работ для других операций проходческого цикла (кроме уборки породы в первой фазе) по критерию наименьших приведенных затрат; выбор оптимальной скорости проходки стволов, в результате чего данная методика может быть общей методикой выбора оборудования и организации работ при проходке стволов.

I.I.5. По предлагаемой методике определяется оптимальный подъем, необходимый только для проходки конкретного вертикального ствола.

Окончательный выбор подъема надлежит производить с учетом сооружения ствола, то есть с учетом постоянного подъема и роли ствола во втором периоде строительства шахты.

I.I.6. Данная методика может быть применена в любом случае организации проходки вертикальных стволов с выдачей породы на поверхность с учетом особенностей и местных условий.

I.I.7. Предлагаемая методика не предусматривает расчета, проверки и выбора механической части проходческих подъемных машин.

По ней производится выбор оптимального подъема из возможных подъемных машин в каждом конкретном случае проходки ствола.

По выбору механической части подъемных машин необходимо обращаться к специальной литературе [2,3,10].

I.I.8. В методике, в общем случае, определение оптимального подъема для проходки конкретного ствола производится в следующем порядке:

а) намечаются возможные варианты погрузочных машин;

б) определяются возможные варианты подъемов для всех погрузочных машин;

в) для всех вариантов подъемно-погрузочных комплексов определяются средние по всему стволу производительность и удельное время уборки породы в первой фазе с учетом изменяющихся соотношений производительностей подъема и погрузки породы в цикле и с увеличением глубины ствола;

г) так же для всех вариантов определяются среднее удельное время проходческого цикла для всего ствола, средняя суточная скорость и общее время проходки ствола для двух значений (минимум и максимум) суммарного удельного времени операций проходческого цикла (кроме уборки породы в первой фазе);

д) строятся графики зависимости времени и скорости проходки ствола от суммарного удельного времени операций проходческого цикла (кроме уборки породы в первой фазе), среднего для всего ствола удельного времени уборки породы в первой фазе и глубины ствола;

е) выбирается оптимальный для данного случая подъемно-погрузочный комплекс путем сравнения приведенных затрат на их варианты для проходки ствола, камер, сопряжений, армирования ствола и эффектов от сокращения времени его проходки;

ж) на графике определяется максимально допустимое в данном случае суммарное удельное время операций проходческого цикла (кроме уборки породы в первой фазе) по выбранному подъемно-погрузочному комплексу и заданной скорости проходки с учетом коэффициента готовности технологической схемы.

I.2. Определение расчетной производительности подъема

I.2.I. Расчетную производительность подъема q_p следует определять по формулам:

$$q_p = n \cdot V_б \cdot K_з, \ м^3/ч; \qquad (I.I)$$

$$n = \frac{3600}{t \cdot K_ч}, \qquad (I.2)$$

где n – число подъемов в час;

$V_б$ – вместимость бадьи, м³;

$K_з$ – коэффициент заполнения бадьи породой;

t – теоретическая продолжительность цикла подъема, с;

$K_ч$ – коэффициент невыполнения теоретической продолжительности циклов подъема.

I.2.2. При совмещенной схеме проходки и уборке породы пневмогрузчиками КС–3 с перецепкой бадей типа НПС число подъемов в час (n) следует принимать по табл. I.2, где H – глубина ствола в метрах.

В случае использования погрузочных машин типа КС–2у/40 число подъемов в час, принятое по табл. I,2, нужно увеличить на I0%.

Таблица I.2.

Максимальная скорость движения бадьи, м/с	Зависимость "n" от "H" при подъемных машинах	
	одноконцевой	двухконцевой
I	2	3
2	$n = \frac{3270}{H+II5}$	$n = \frac{6000}{H+205}$
3	$n = \frac{4900}{H+205}$	$n = \frac{9000}{H+355}$
4	$n = \frac{6545}{H+295}$	$n = \frac{I2000}{H+500}$
5	$n = \frac{8I80}{H+390}$	$n = \frac{I5000}{H+655}$
6	$n = \frac{9820}{H+485}$	$n = \frac{I8000}{H+8I0}$
7	$n = \frac{II455}{H+585}$	$n = \frac{2I000}{H+970}$
8	$n = \frac{I3090}{H+685}$	$n = \frac{24000}{H+II30}$
I0	$n = \frac{I6365}{H+900}$	$n = \frac{30000}{H+I465}$
I2	$n = \frac{I9640}{H+II35}$	$n = \frac{36000}{H+I805}$

I.2.3. Графическое определение расчетной производительности подъема при совмещенной схеме проходки и уборке породы пневмогрузчиками КС–3 с перецепкой бадей типа НПС надлежит производить по номограммам рис. I.I и I.2.

При использовании погрузочных машин типа КС–2у/40 расчетную производительность подъема, определенную по номограммам (рис. I.I и I.2), следует увеличить на I0%.

Пример пользования номограммами.

Необходимо определить расчетную (техническую) производительность одноконцевого подъема с $V_б$ = 3 м³ при глубине ствола – 350 м. Максимальная скорость движения бадьи – 6 м/с.

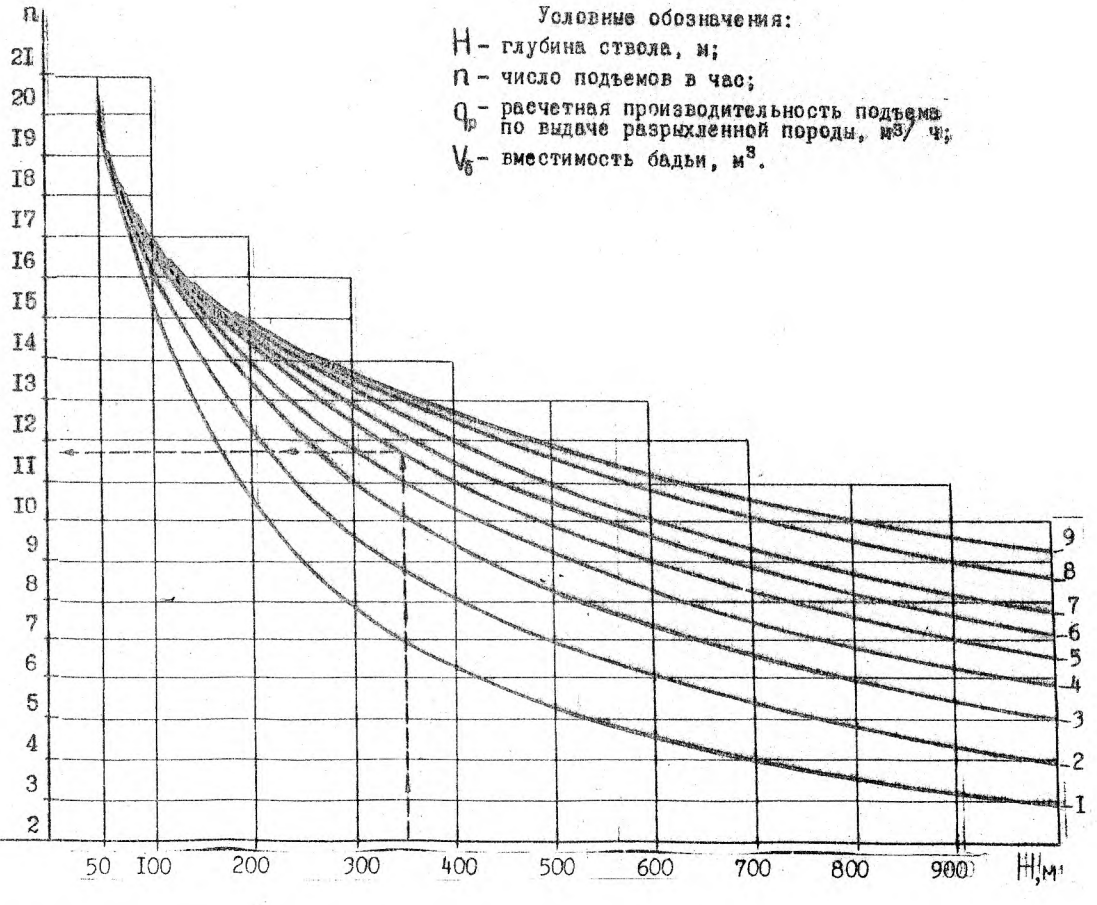
Для погрузки породы применяется погрузочная машина КС–2у/40.

По горизонтальной оси графика (рис. I.I) находим точку, определяющую глубину ствола, равную 350 м, и от нее проводим вертикаль до пересечения с кривой, соответствующей максимальной скорости движения бадьи, равной 6 м/с.

От точки пересечения с кривой проводим горизонталь до вертикальной оси графика и определяем число подъемов в час – II,7. Продолжая дальше горизонталь до вертикальной колонки производительности подъемной машины при вместимости бадьи 3 м³, определяем ее равной 3I,5 м³/ч и увеличиваем на I0%.

Расчетная производительность подъемной машины составит 34,6 м³/ч.

Q_p при $V_б$								
8,0	6,5	5,0	4,5	3,5	3,0	2,0	I,5	I,0
I5I,2	I22,9	94,5	85,I	66,2	56,7	37,8	28,4	I8,9
II4,0	II7,0	90,0	8I,0	63,0	54,0	36,0	27,0	I8,0
I36,8	II2,I	85,5	77,0	69,9	5I,3	34,2	25,7	I7,I
I29,6	I05,3	8I,0	72,9	56,7	48,6	32,4	24,3	I6,2
I22,4	99,5	76,5	68,9	53,5	45,9	30,6	22,9	I5,3
II5,0	93,5	72,0	64,8	50,3	43,2	28,8	2I,6	I4,4
I08,0	87,7	76,5	60,8	47,3	40,5	27,0	20,3	I3,5
I0I,0	8I,8	63,0	56,7	44,I	37,8	25,2	I8,9	I2,6
93,6	76,0	58,5	52,6	40,8	35,I	23,4	I7,5	II,6
86,4	70,2	54,0	48,6	37,8	32,4	2I,6	I6,2	I0,8
79,2	64,3	49,5	44,5	34,6	29,7	I9,8	I4,8	9,9
72,0	58,5	45,0	40,5	3I,5	27,0	I8,0	I3,5	9,0
64,8	52,9	40,5	36,4	28,4	24,3	I6,2	I2,I	8,I
57,6	46,7	36,0	32,4	25,I	2I,6	I4,4	I0,8	7,2
50,4	4I,0	3I,5	28,4	22,I	I8,9	I2,6	9,5	6,3
43,2	35,I	27,0	24,3	I8,9	I6,2	I0,8	8,I	5,4
36,0	29,3	22,5	20,2	I5,7	I3,5	9,0	6,8	4,5
28,8	23,4	I8,0	I6,2	I2,6	I0,8	7,2	5,4	3,6
2I,6	I7,5	I3,5	I2,2	9,5	8,I	5,4	4,I	2,7
I4,4	II,7	9,0	8,I	6,3	5,4	3,6	2,7	I,8



Условные обозначения:
H – глубина ствола, м;
n – число подъемов в час;
Q_p – расчетная производительность подъема по выдаче разрыхленной породы, м³/ ч;
$V_б$ – вместимость бадьи, м³.

Рис. I.I. Номограмма для определения расчетной производительности одноконцевого подъема при уборке породы с перецепкой бадей:
I-9 – при максимальной скорости движения бадей соответственно 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, I0, I2 м/с

q_p при $V_б$								
8,0	6,5	5,0	4,5	3,5	3,0	2,0	I,5	I,0
I58,4	I28,7	99,0	89,I	69,3	59,4	39,6	29,7	I9,8
I5I,2	I22,9	94,5	85,I	66,2	56,7	37,8	28,4	I8,9
II4,0	II7,0	90,0	8I,0	63,0	54,0	36,0	27,0	I8,0
I36,8	II2,I	85,5	77,0	59,9	5I,3	34,2	25,7	I7,I
I29,6	I05,3	8I,0	72,9	56,7	48,6	32,4	24,3	I6,2
I22,4	99,5	76,5	68,9	53,5	45,9	30,6	22,9	I5,3
II5,0	93,5	72,0	64,8	50,3	43,2	28,8	2I,6	I4,4
I08,0	87,8	67,5	60,8	47,3	40,5	27,0	20,3	I3,5
I0I,0	8I,8	63,0	56,7	44,I	37,8	25,2	I8,9	I2,6
93,6	76,0	58,5	52,6	40,8	35,I	23,4	I7,5	II,6
86,4	70,2	54,0	48,6	37,8	32,4	2I,6	I6,2	I0,8
79,2	64,3	49,5	44,5	34,6	29,7	I9,8	I4,8	9,9
72,0	58,5	45,0	40,5	3I,5	27,0	I8,0	I3,5	9,0
64,8	52,9	40,5	36,4	28,4	24,3	I6,2	I2,I	8,I
57,6	46,7	36,0	32,4	25,I	2I,6	I4,4	I0,8	7,2
50,4	4I,0	3I,5	28,4	22,I	I8,9	I2,6	9,5	6,3
43,2	35,I	27,0	24,3	I8,9	I6,2	I0,8	8,I	5,4
36,0	29,3	22,5	20,2	I5,7	I3,5	9,0	6,8	4,5
28,8	23,4	I8,0	I6,2	I2,6	I0,8	7,2	5,4	3,6
2I,6	I7,5	I3,5	I2,2	9,5	8,I	5,4	4,I	2,7

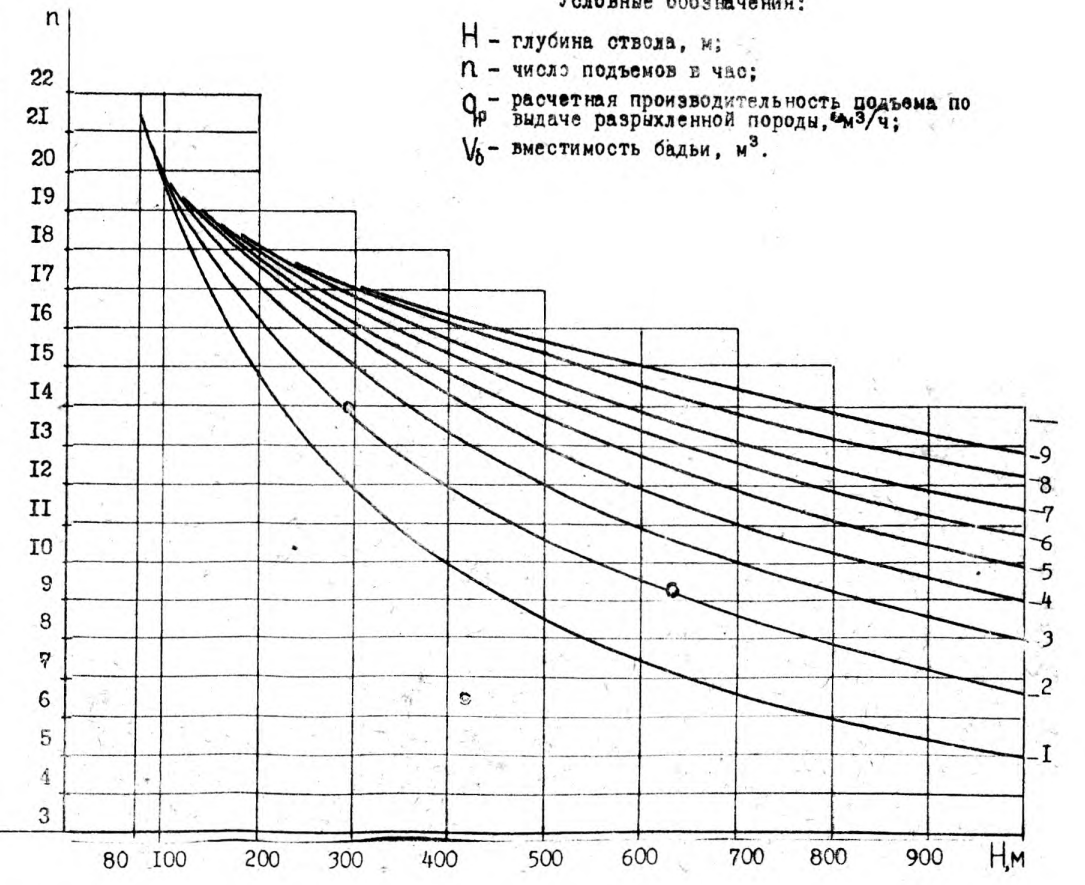


Рис. I.2 Номограмма для определения расчетной производительности двухконцевого подъема при уборке породы с перецепкой бадей:
I-9 - при максимальной скорости движения бадей соответственно 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, I0, I2 м/с

I.3. Выбор подъема

I.3.I. Выбор проходческого оборудования и организации работ надлежит производить с учетом удельных затрат времени на операции проходческого цикла.

I.3.2. Удельное время на уборку породы следует определять отдельно для первой и второй фаз. При этом высоту слоя разрыхленной породы второй фазы при применении грейферов вместимостью 0,22; 0,65 и I,0 м^3 принимать соответственно равной 0,35; 0,5 и 0,8 м [4].

I.3.3. При организации проходки стволов необходимо использовать показатель средней производительности уборки породы в первой фазе на определенной глубине в связи с тем, что изменяется производительность погрузочных машин в течение цикла уборки породы, а производительность подъема-с увеличением глубины ствола.

I.3.4. При всех возможных соотношениях производительности подъемных и погрузочных машин, кроме случая, когда они равны на конечной глубине ствола в начале первой фазы уборки породы, с увеличением глубины ствола средняя производительность уборки породы в первой фазе уменьшается. Поэтому при выборе подъемно-погрузочного комплекса необходимо пользоваться средней производительностью уборки породы в первой фазе по всему стволу $q^{ср}_{уб.1ф}$.

I.3.5. В каждом конкретном варианте среднюю производительность уборки породы в первой фазе следует определять, исходя из производительностей подъемных и погрузочных машин, через каждые I00 м глубины ствола, а затем среднюю из них по всему стволу.

I.3.6. При определении расчетной производительности подъема $q_р$ на различных глубинах по рис. I.I и I.2 нужно предварительно принимать максимальную скорость движения бадьи по табл. I.3.

I.3.7. Производительность погрузочных машин в первой фазе $q^{п.м}_{1ф}$ при погрузке сланцев следует принимать по табл. I.4.

Таблица I.3

Глубина ствола, м	I00	200	300	400	500	600	700	800	900	I000
Максимальная скорость движения бадьи, м/с	3	4	6	8	8	I0	I0	I2	I2	I2

Таблица I.4

Производительность погрузочных машин	Тип погрузочной машины			
	КС-3	КС-2у/40	КС-IМА	КСМ-Iу
Максимальная в начале первой фазы погрузки, м^3/ч	I8	70	I30	40
Минимальная в конце первой фазы погрузки, м^3/ч	7	30	60	I6

При погрузке песчаников производительность погрузочных машин, приведенную в табл. I.4, нужно уменьшать для КС-3 на 30%, а для КС-2у/40 и КС-Iм на I5%.

При погрузке двух грейферов в одну бадью к их производительности необходимо применять коэффициент 0,9, а при трех - 0,8.

При погрузке грейфером 0,65 м^3 в бадьи 2 м^3 производительность погрузочной машины следует уменьшать на I5%, а в бадьи I,5 м^3 - на 20%.

I.3.8. При определении производительности подъема, во взаимоувязке с производительностью погрузочных машин, могут быть следующие случаи:

а) наибольшая производительность подъема, когда производительности подъемных и погрузочных машин равны на конечной глубине ствола в начале первой фазы погрузки породы (максимум);

б) наименьшая производительность подъема, когда производительности подъемных и погрузочных машин равны в верхней части ствола в конце первой фазы погрузки породы (минимум);

в) производительность подъема находится в зоне между максимумом и минимумом.

При проходке всего ствола в случае "а" обеспечивается стопроцентное использование возможностей погрузочной машины, а в случае "б" - подъема.

При заданной погрузочной машине случаи "а" и "б" соответственно обеспечивают возможную максимальную и минимальную среднюю техническую скорость проходки по всему стволу.

Принимать производительность подъема более указанной в п. "а" нерационально, так как это превышение производительности не будет использоваться. Также является нерациональной производительность подъема менее указанной в п. "б", так как в этом случае не будет использоваться такое же превышение производительности погрузочной машины.

I.3.9. Среднее удельное время уборки породы в первой фазе по всему стволу $t_{уб.1ф}^{ср.уд}$ надлежит определять по формуле

$$t_{уб.1ф}^{ср.уд} = \frac{S_{пр} \cdot K_р}{q_{уб.1ф}^{ср}}, \qquad (I.3)$$

где $S_{пр}$ - площадь забоя ствола в проходке, м^2;

$K_р$ - коэффициент разрыхления породы в бадье;

$q_{уб.1ф}^{ср}$ - средняя производительность уборки породы в первой фазе по всему стволу, м^3/ч.

I.3.I0. При совмещенной схеме проходки вертикальных стволов среднее удельное время проходческого цикла по всему стволу $T_ц^{ср.уд}$ следует определять по выражению

$$T_ц^{ср.уд} = t_{б.вр}^{уд} + t_{уб.1ф}^{ср.уд} + t_{уб.2ф}^{уд} + t_{кр}^{уд} + t_{тр}^{уд} + t_{пр}^{уд}, \ ч/м, \qquad (I.4)$$

где $t_{б.вр}^{уд}$ - удельное время буровзрывных работ, ч/м;

$t_{уб.2ф}^{уд}$ - удельное время уборки породы во второй фазе, ч/м;

$t_{кр}^{уд}$ - удельное время крепления, не совмещенное с уборкой породы, ч/м;

$t_{тр}^{уд}$ - удельное несовмещенное время навески трубопроводов, ч/м;

$t_{пр}^{уд}$ - удельное время на пересмены, несовмещенные технические осмотры и посещения надзора (принимается в сутки $t_{пр}^{уд}$ = I,0 - I,2 ч), ч/м.

Обозначим

$$t_{б.вр}^{уд} + t_{уб.2ф}^{уд} + t_{кр}^{уд} + t_{тр}^{уд} + t_{пр}^{уд} = \sum t_2^{уд}, \qquad (I.5)$$

тогда

$$T_ц^{ср.уд} = \sum t_2^{уд} + t_{уб.1ф}^{ср.уд}, \ ч/м. \qquad (I.6)$$

I.3.II. Среднесуточная техническая скорость проходки по всему стволу должна определяться по формуле

$$V_{сут}^{ср} = \frac{24}{T_ц^{ср.уд}}, \ м \qquad (I.7)$$

I.3.I2. Для обеспечения заданной средней технической скорости проходки планировать организацию работ надлежит на расчетную скорость, определяемую по формуле

$$V_р = \frac{V_з}{K_г}, \qquad (I.8)$$

где $V_р$ - расчетная средняя скорость проходки ствола, м/сут;

$V_з$ - заданная средняя скорость проходки ствола, м/сут;

$K_г$ - коэффициент готовности технологической схемы [9] ($K_г$ = 0,7 - 0,8).

I.3.I3. Промежуточным критерием оценки вариантов подъемно-погрузочных комплексов необходимо принимать обеспечиваемую ими продолжительность проходки ствола, определяемую по формуле

$$T = \frac{H_1}{V_{сут}^{ср}} = \frac{H_1 \left(\sum t_2^{уд} + t_{уб.1ф}^{ср.уд} \right)}{24}, \ сут, \qquad (I.9)$$

где H_1 - глубина ствола за вычетом технологической части, м.

Разница между временем уборки породы в первой фазе в объеме всего ствола по сравниваемым вариантам подъемно-погрузочных комплексов в основном определяет разницу во времени проходки данного ствола. Но для выбора оборудования и организации работ других операций проходческого цикла, с учетом скорости проходки и $t_{уб.1ф}^{ф.99}$, необходимо определять подъемно-погрузочный комплекс в зависимости от $\sum t_2^{99}$ (см. п. I.3.I0).

I.3.I4. В каждом конкретном случае организации проходки ствола, используя формулу (I.9), надлежит построить графики зависимости времени проходки ствола T от $\sum t_2^{99}$, $t_{уб.1ф}^{ф.99}$ и H_1. Они должны быть выполнены для всех возможных вариантов погрузочных машин и для всех вариантов подъемов в пределах между максимумом и минимумом их производительности (см. п. I.3.8).

I.3.I5. Сравнивая время проходки ствола, обеспечиваемое всеми возможными вариантами подъемно-погрузочных комплексов, и укрупненные показатели времени и стоимости их строительства, эксплуатации, демонтажа, следует выбрать оптимальный для данного случая подъемно-погрузочный комплекс.

В необходимых случаях по вариантам подъемно-погрузочных комплексов следует производить сравнение приведенных затрат с учетом фактора времени и эффектов от сокращения времени проходки ствола, камер, сопряжений, получаемых:

а) шахтостроительной организацией за счет высвобождения основных фондов, снижения условно-постоянной части прямых и накладных расходов и сокращения оборотных средств;

б) заказчиком от изменения размеров отвлечения капитальных вложений в незавершенное строительство и от возможного выпуска дополнительной продукции.

I.3.I6. Окончательный выбор подъемно-погрузочного комплекса должен производиться с учетом постоянного подъема и роли ствола в строительстве шахты.

I.4. Пример выбора проходческого подъема

Исходные данные:

глубина ствола, намечаемого к проходке в Кузбассе H = 300 м;

глубина технологической части h = 40 м;

глубина ствола без технологической части $H_1 = H - h$ = 260 м;

диаметр ствола в свету $D_{св}$ = 6,0 м; вчерне $D_{вч}$ = 6,8 м, в проходке $D_{пр}$ = 7,0 м;

ствол имеет на горизонте двухстороннее сопряжение с горизонтальной выработкой;

коэффициент разрыхления породы $K_р$ = 2;

погрузочная машина комплекса ОСК, разрабатываемого Кузниишахтостроем, с вместимостью грейфера 0,65 м^3;

заданная средняя техническая скорость проходки $V_з$ = 60 м/мес, расчетная - $V_р$ = 60:0,8 = 75 м/мес (см. п.I.3.I2);

на стволе отсутствует постоянная подъемная машина и он не будет использоваться для выдачи породы, спуска материалов во втором периоде строительства шахты;

Производительность погрузочной машины: максимальная в начале первой фазы погрузки - 50 м^3/ч, минимальная в конце ее - 22 м^3/ч.

Граничными значениями производительности подъема будут: максимальная, равная 50 м^3/ч на глубине 300 м, минимальная, равная 22 м^3/ч на глубине 40 м (см. п. I.3.8). Оптимальная производительность подъема в данном случае будет находиться в этих пределах.

Пользуясь рис. I.I и I.2 и табл. I.3, находим, что максимальной производительности подъема на глубине 300 м (q = 50 м^3/ч) соответствуют суммарно трехкубовая и двухкубовая бадьи одноконцевых подъемов (q = 33,7+22,5 = 56,2 м^3/ч). Затем анализом существующих подъемных машин по допустимой максимальной нагрузке и канатоемкости, находим, что для H = 300 м и вместимости бадей $V_б$ = 3 м^3 и $V_б$ = 2 м^3 наиболее выгодными являются одноконцевые подъемные машины ППМ-2,5х2 и ППМ-2хI,5. Они будут максимальным подъемом с уточненной производительностью, согласно их характеристики, на глубине 300 м равной q = 35 + 2I = 56 м^3/ч.

Таким же путем находим, что минимальной производительности подъема (на глубине 40 м q = 22 м^3/ч) будет соответствовать одноконцевая передвижная установка ППУ-2000 с $V_б$ = I,5 м^3 (на глубине 40 м q = 27,7 м^3/ч).

Следуя от подъема с минимальной производительностью, принимаем подъемы с постепенно увеличивающейся производительностью и определяем для них время проходки ствола (см. табл. I,5).

Применение двух подъемных машин ПШУ-2000 с $V_б$ = I,5 м³ не рассматривалось ввиду их явного проигрыша одной - ПШМ-2,5х2 с $V_б$ = 3 м³.

Некоторые данные по принятым в табл. I.5 подъемным машинам приведены в табл. I.6.

Рассмотрим пример заполнения табл. I.5 по одной подъемной машине ПШМ-2хI,5 с $V_б$ = 2 м³.

При погрузке породы в бадьи вместимостью 2 м³ погрузочной машиной с грейфером - 0,65 м³ ее производительность снижается из-за просыпания породы на I5%.

В первой фазе погрузки производительность погрузочной машины $q_{1ф}^{пм}$ принимаем: в начале 43 м³/ч и в конце I9 м³/ч. По рис. I.I и табл. I.3 определяем производительность подъемной машины $q_{под}$ на глубине 40, I00, 200 и 300 м. Получаем соответственно 36,9; 28,8; 24,3; 22,5 м³/ч.

На каждой из этих глубин определяем среднюю производительность уборки породы в первой фазе $q_{уб.1ф}^{ср}$

На глубине 40 м

$$q_{уб.1ф}^{ср} = \frac{36,9 + 19}{2} = 27,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Таким же путем определяется $q_{уб.1ф}^{ср}$ на глубине I00, 200 и 300 м соответственно 23,9; 2I,6 и 20,7 м³/ч.

Средняя производительность уборки породы в первой фазе по всему стволу определится как сумма значений $q_{уб.1ф}^{ср}$ по глубинам, деленная на их число, а именно:

$$\frac{27,9 + 23,9 + 2I,6 + 20,7}{4} = 23,5 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Среднее удельное время уборки породы в первой фазе по всему стволу $t_{уб.1ф}^{ср.уд}$ определится делением количества разрыхленной породы с одного метра ствола на среднюю производительность уборки породы в первой фазе по всему стволу, а именно:

$$\frac{3,I4 \cdot 7^2 \cdot 2}{4 \cdot 23,5} = 3,27 \text{ ч/м}.$$

Средняя суточная скорость проходки по всему стволу $V_{сут}^{ср}$ определяется по формуле (I.7).

Используя формулу (I.9), строим графики зависимости времени проходки ствола T от $\Sigma t_2^{уд}$, $t_{уб.1ф}^{ср.уд}$ и H_1 (рис.I.3) для всех возможных вариантов подъемов в пределах максимума и минимума их производительности (табл. I.5).

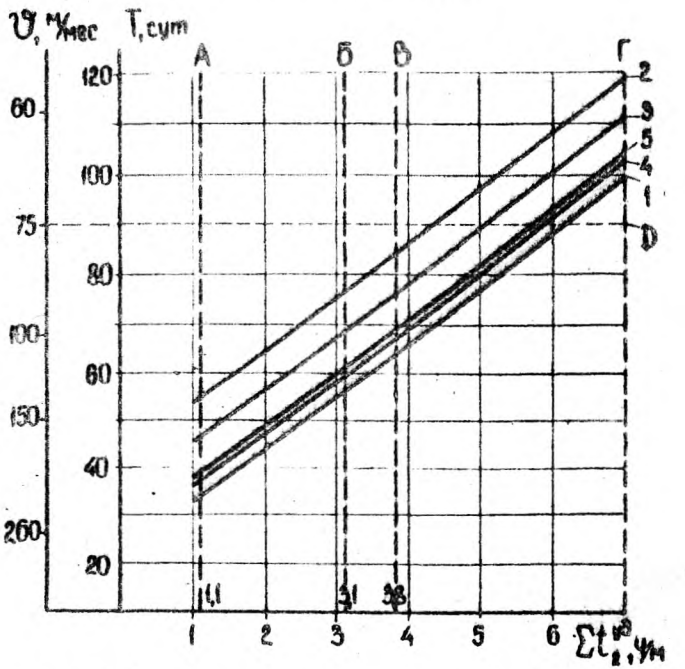


Рис. I.3. Зависимость времени проходки ствола от $\Sigma t_2^{уд}$ при различных вариантах подъемов (табл. I.5): достигнутые уровни $\Sigma t_2^{уд}$: А - в мировой практике, Б - в Кузбассе, В - средний в Кузбассе при $V \geq$ I00 м/мес, Г - средний в Кузбассе при $50 \leq V <$ I00 м/мес, D - расчетная средняя техническая скорость проходки

Таблица I.5

Подъем	$Q^{пм}_{1ф}$, м³/ч		$Q_{р}$, м³/ч, на глубине, м				$Q^{ср}_{уб.1ф}$, м³/ч, на глубине, м				$Q^{ср}_{уб.1ф}$ по всему стволу, м³/ч	$t^{ср.уд}_{уб.1ф}$ по всему стволу, ч/м	H_1, м	$v^{ср}_{сут}$, м/сут при $\Sigma t^{уд}_2$, ч/м:		T, сут при $\Sigma t^{уд}_2$, ч/м	
	в начале	в конце	40	I00	200	300	40	I00	200	300				I	7	I	7
Одна ППМ-2,5х2 с $V_б$ = 3 м³ и одна ППМ-2хI,5 с $V_б$ =2 м³	50	22	92,2	72,0	60,7	56,0	36	36	36	36	36	2,I4	260	7,65	2,62	34	99
Одна ППУ-2000 с $V_б$ = I,5 м³	40	I8	27,7	2I,6	I8,2	I5,6	22,8	I9,8	I8,I	I5,6	I9,I	4,03	260	4,77	2,I7	54	II9
Одна ППМ-2хI,5 с $V_б$ = 2 м³	43	I9	36,9	28,8	24,3	22,5	27,9	23,9	2I,6	20,7	23,5	3,27	260	5,6I	2,34	46	III
Одна ППМ-2,5х2 с $V_б$ = 3 м³	50	22	55,3	43,2	36,4	35,0	36	32,6	29,2	28,5	3I,6	2,44	260	6,97	2,54	37	I02
Две ППМ-2хI,5 с $V_б$ = 2 м³	43	I9	73,8	57,6	48,6	45,0	3I	3I	3I	3I	3I	2,48	260	6,92	2,53	38	I03

Таблица I.6

Подъемная машина	Статическое натяжение каната, тс	Скорость подъема, м/с	Наибольший диаметр каната, мм	Масса, т	Предельная глубина подъема (м) при бадьях типа НПС вместимостью, м³			
					I,0	I,5	2,0	3,0
ППУ-2000	5,0	5,25	22	5I	940	340	-	-
ППМ-2хI,5	6,3	5,0	22	48	II00	775	390	-
ППМ-2,5х2	9,0	7,0	25	I02	-	-	I070	370

В примере фигурируют три типа передвижных подъемных машин (табл. I.5): ПШУ-2000 с V_δ = I,5 м^3, ПШМ-2хI,5 с V_δ = 2 м^3, ПШМ-2,5х2 с V_δ = 3 м^3.

Согласно сборнику № 40 единых районных единичных расценок на горнопроходческие работы, привязанных к местным условиям Кемеровской области, принимаем стоимость машино-смены каждой из них соответственно 55, 60 и 65 руб.

Стоимость установки каждой из этих машин принимаем соответственно 6; 7 и 8 тыс.руб.

При стационарных подъемных машинах учитываются стоимости фундаментов, зданий и монтажа-демонтажа машин.

Условно-постоянную часть общешахтных расходов по стволу принимаем равной 30 тыс.руб. в месяц или I тыс.руб. в сутки.

Анализ рис. I.3:

I. За базовый принимаем четвертый вариант (график 4). При Σt_2^{ug} = 5,9 ч/м он обеспечивает среднюю скорость проходки ствола 60 м/мес.

Время проходки ствола составит

$$260 : 60 = 4{,}3 \text{ мес.}$$

Принимаем время проходки сопряжения ствола с горизонтальной выработкой - I,5 мес, время армирования ствола и перехода к нему - I,5 мес.

Общее время работы подъемной машины на стволе составит

$$4{,}3 + I{,}5 + I{,}5 = 7{,}3 \text{ мес}$$

или

$$7{,}3 \times 30 = 2I9 \text{ суток.}$$

2. Затраты денежных средств на проходку ствола, обусловленные вариантами подъемов, сведены в табл. I.7.

3. Первый вариант соответствует существующей предпосылке по определению потребной производительности подъемов [4, 5, 6]. По сравнению с четвертым вариантом он сокращает время проходки ствола на три дня, но требует установки и эксплуатации дополнительной подъемной машины ПШМ-2хI,5, что обусловливает увеличение затрат более чем на 54 тыс.руб.

Первый вариант не может быть признан рациональным.

4. Для обеспечения заданной средней технической скорости проходки всего ствола 60 м/мес при применении подъемных машин ПШУ-2000 (вариант 2) и ПШМ-2хI,5 (вариант 3) требуется обеспечить Σt_2^{ug} соответственно равную 4,2 и 5,0 ч/м.

При вариантах 2 и 3 в сравнении с вариантом 4 необходимо уменьшение Σt_2^{ug} соответственно на I,7 и 0,9 ч/м, что потребует дополнительных денежных затрат. Они дороже базового варианта соответственно на I0,0 и на 5,7 тыс.руб. и не могут быть признаны рациональными.

5. Пятый вариант по сравнению с четвертым требует установки и эксплуатации двух передвижных подъемных машин вместо одной. Из-за уменьшения производительности погрузочной машины вследствие просыпания породы он увеличивает время проходки ствола на I сутки, затраты на 55,5 тыс.руб. и не может быть признан удовлетворительным.

6. В данном случае наиболее приемлемой является установка одной подъемной машины ПШМ-2,5х2 с V_δ = 3 м^3 (вариант 4), которая при расчетной Σt_2^{ug} = 5,9 ч/м обеспечит среднюю техническую скорость проходки ствола 60 м/мес.

В необходимых случаях выбор подъема следует производить по наименьшим приведенным затратам на него с учетом факторов, изложенных в п. I.3.I5.

Таблица I.7

Подъем	Увеличение (+), уменьшение (–) времени проходки ствола по сравнению с базовым вариантом, сут.	Время работы подъема на данном стволе, сут.	Затраты на подъем, тыс.руб.		Затраты на условно-постоянную часть общешахтных расходов, тыс.руб.	Общие обсчитываемые затраты на проходку ствола при данном варианте подъема, тыс.руб.	Увеличение (+), уменьшение (–) затрат от базового варианта, тыс.руб.
			установка	стоимость машино-смен			
Одна ПШМ-2,5 х 2 с $V_б$ = 3 м³ и одна ПШМ-2 х I,5 с $V_б$ = 2 м³	-3	2I6	I5,0	I07,8	2I6,0	338,8	+54,8
Одна ПШУ-2000 с $V_б$ = I,5 м³	+I7	236	6,0	52,0	236,0	294,0	+I0,0
Одна ПШМ-2 х I,5 с $V_б$ = 2 м³	+ 9	228	7,0	54,7	228,0	289,7	+ 5,7
Одна ПШМ-2,5 х 2 с $V_б$ = 3 м³ (базовый вариант)	–	2I9	8,0	57,0	2I9,0	284,0	–
Две ПШМ-2 х I,5 с $V_б$ = 2 м³	+ I	220	I4,0	I05,5	220,0	339,5	+55,5

2. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

2.I. Общие положения

Отличительной особенностью паспорта БВР, составленного с использованием данной методики, является сочетание режима контурного взрывания с качественным дроблением породы. Это достигается за счет выбора рациональной величины коэффициента сближения зарядов шпуров m, определяемого отношением расстояния между ними в окружности a к линии наименьшего сопротивления w.

Рациональные коэффициенты сближения зарядов отбойных и оконтуривающих шпуров в зависимости от величины их линии наименьшего сопротивления принимаются в соответствии с табл.2.8.

Таблица 2.8

Величина линии наименьшего сопротивления зарядов оконтуривающих шпуров w_o, м	Коэффициент сближения зарядов шпуров	
	отбойных $m_{отб}$	оконтуривающих m_o
0,4	I,0	I,5
0,6	0,86	I,3
0,8	0,73	I,I
I,0	0,57	0,85

Значение w_o принимается в зависимости от трещиноватости породы в соответствии с табл. 2.9.

Таблица 2.9

Расстояние между трещинами, м	w_o
I,0 - I,5	0,4
0,2 - I,0	0,6
0,I5- 0,2	0,8

Трещиноватость породы устанавливается по результатам бурения разведочной скважины или проходки соседних стволов. Она уточняется в процессе проходки ствола путем непосредственных измерений расстояний между трещинами.

В случае применения механизированных бурильных установок глубина отбойных шпуров принимается равной полному ходу автоподатчиков. При этом увеличение глубины врубовых шпуров на I5-20% достигается путем замены буровых штанг на более длинные.

Глубина шпуров с использованием ручных перфораторов устанавливается из расчета минимальных удельных затрат времени на выполнение всех операций проходческого цикла.

Параметры двойного призматического вруба определяются из расчета обеспечения коэффициента использования отбойных шпуров $\eta_{отб}$ = 0,9-0,95.

Для придания стенкам ствола ровной поверхности расстояние C от контура ствола вчерне до окружности расположения устьев оконтуривающих шпуров в зависимости от типа пересекаемых пород и диаметра патрона ВВ должно приближаться к значениям, указанным в табл. 2.I0.

Таблица 2.I0.

Тип пересекаемых пород	C, м, при диаметре патрона, мм	
	45	32-36
Глинистые и песчаные сланцы	0,2 - 0,25	0,I5
Песчаники	0,I5- 0,2	0,I - 0,I5

Однако указанные расстояния в зависимости от типов применяемых бурильных средств опалубок и их отставания от забоя $h_{оп}$ не всегда могут быть практически реализованы. При прочих постоянных условиях расстояние C изменяется в течение всей проходки ствола и принимает минимальное значение при $h_{оп}=max$ а максимальное значение - при $h_{оп}=min$. В зависимости от свойств пересекаемых пород данное обстоятельство вызывает необходимость бурения дополнительных шпуров уменьшенной длины ("подбурков") или выравнивания стенок ствола при помощи отбойных молотков в процессе погрузки породы. При этом длина "подбурка" не должна быть менее 0,6 м, а минимальное расстояние от его заряда до соседних - 0,3 м в породах с f = 7 и

более, 0,45 м – в породах с f менее 7.

2.2. Параметры расположения и количество оконтуривающих шпуров.

Расстояние C следует определять по формуле (2.10) согласно схеме, представленной на рис. 2.4.

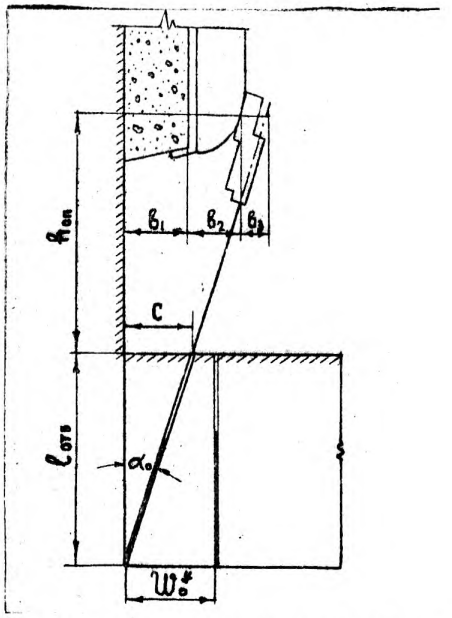


Рис. 2.4. Схема к определению расположения устьев оконтуривающих шпуров

$$C = \frac{(b_1 + b_2 + b_3)\, l_{отб}}{h_{on} + l_{отб}}, \quad м \qquad (2.10)$$

где b_1, b_2, b_3 – толщина бетонной крепи, опалубки и габарит бурильной машины по горизонтальной линии, проходящей через точку ее соприкосновения с опалубкой, м;

$l_{отб}$ – глубина отбойных шпуров, м.

Затем должны быть определены диаметр D_o и длина $L_{окр}$ окружности расположения устьев оконтуривающих шпуров, а также угол их наклона к вертикальной плоскости α_o.

$$D_o = D_{вч} - 2C, \quad м \qquad (2.11)$$

где $D_{вч}$ – диаметр ствола вчерне, м;

$$L_{окр} = \pi D_o, \quad м \qquad (2.12)$$

$$\alpha_o = arc\,tg\frac{C}{l_{отб}}, \quad град. \qquad (2.13)$$

Для облегчения расчетов значения α_o в зависимости от C и $l_{отб}$ приведены в табл. 2.11.

Таблица 2.11

C, м	α_o, град при $l_{отб}$, м						
	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
0,1	2,9	2,3	1,9	1,6	1,4	1,3	1,1
0,15	4,3	3,4	2,9	2,5	2,1	1,9	1,7
0,20	5,7	4,6	3,8	3,3	2,9	2,5	2,3
0,25	7,1	5,7	4,8	4,1	3,6	3,2	2,9
0,30	8,5	6,8	5,7	5,0	4,3	3,8	3,4
0,35	9,9	8,0	6,6	5,7	5,0	4,4	4,0
0,40	11,3	9,1	7,6	6,5	5,7	5,1	4,6
0,45	12,7	10,2	8,5	7,3	6,4	6,4	5,1
0,50	14,0	11,3	9,5	8,1	7,1	6,3	5,7
0,55	15,4	12,4	10,4	8,9	7,8	7,0	6,3
0,60	16,7	13,5	11,3	9,7	8,5	7,6	6,8
0,65	18,0	14,6	12,2	10,5	9,2	8,2	7,4
0,70	19,3	15,6	13,2	11,3	9,9	8,8	8,0

В зависимости от трещиноватости породы по табл. 2.9 надлежит выбрать значение W_o, а по табл. 2.8 – значения m_o и $m_{отб}$.

Расстояние между оконтуривающими шпурами в окружности a_o и их количество $n_{шо}$ следует определять по формулам

$$a_o = w_o \cdot m_o , \quad м , \qquad (2.I4)$$

$$n_{шо} = \frac{\mathcal{L}_{окр}}{a_o} , \quad шт . \qquad (2.I5)$$

Полученное значение $n_{шо}$ должно быть округлено до целого.

2.3. Величина заряда в отбойных шпурах и уточнение расположения оконтуривающих шпуров

Масса заряда в одном отбойном шпуре должна определяться по формуле

$$P_{з отб} = p_з \cdot \ell_{отб} \cdot k_з , \quad кг , \qquad (2.I6)$$

где $p_з$ – масса единицы длины заряда ВВ, кг/м;

$k_з$ – коэффициент заряжания шпура.

Характеристики патронов и зарядов некоторых наиболее часто применяемых при проходке стволов ВВ приведены в табл. 2.I0.

Величина $k_з$ шпуров под патрон диаметром 32, 36 мм должна приниматься равной: для пород с f = 3...6 – 0,5...0,6 м; для пород с f = 6...I0 – 0,6...0,7. Для шпуров под патроны ВВ диаметром 45 мм величина $k_з$ должна приниматься равной 0,35 – 0,45.

Окончательную массу заряда в отбойном шпуре следует устанавливать после округления числа патронов.

Затем надлежит установить длину заряда в отбойном шпуре

$$\ell_{з отб} = n_{п отб} \cdot \ell_п , \quad м , \qquad (2.I7)$$

где $n_{п отб}$ – число патронов в отбойном шпуре, шт.

Табличное значение линии наименьшего сопротивления оконтуривающих шпуров для шахт, опасных по взрыву газа или пыли, должно уточняться по условию соблюдения минимального расстояния между зарядами оконтуривающих и отбойных шпуров. Оно должно быть не менее 0,6 м по углю; 0,3 м по породе с f = 7 и более; 0,45 м по породе с $f < 7$. При этом уточненное значение линии наименьшего сопротивления заряда оконтуривающего шпура w_o^y от его нижней точки следует устанавливать из расчета, что максимальная величина заряда оконтуривающего шпура равна заряду отбойного

$$w_o^y \geq \ell_{з отб} \cdot tg\alpha_o + (0,3 - 0,45), \qquad (2.I8)$$

Если $w_o < w_o^y$, то длину линии наименьшего сопротивления надлежит принимать равной табличному значению, в противном случае она должна приниматься равной w_o^y.

Таблица 2.I2

Наименование ВВ	Плотность патронов, δ, г/см³	Работоспособность, см³	Диаметр патрона d, мм	Длина патрона $\ell_п$, мм	Масса патрона, $P_п$, г	Масса единицы длины заряда $p_з$, кг/м
Аммонит скальный № I (прессованный)	I,40–I,53	450–480	36	I75	250	I,428
Детонит *I0-А*	I,00–I,30	425–450	32	230	200	0,87
			36	220	250	I,I4
Аммонит № 6 ЖВ	I,00–I,20	360–380	32	225–245	200	0,88–0,82
Аммонит № 7 ЖВ	0,95–I,I0	350–360	32	230	200	0,87
			32	350	300	0,86
Аммонит АП-5ЖВ	I,00–I,I5	320–330	36	I40	I50	I,07I
			36	2I3	250	I,I74
			36	247	300	I,2I5
Аммонит АП-4ЖВ	I,00–I,I5	285–300	36	I80	200	I,III
Аммонит ПЖВ-20	I,05–I,20	265–280	36	I75	200	I,I42
			36	2I5	250	I,I62
			36	245	300	I,224

2.4. Удельный расход ВВ и параметры расположения отбойных шпуров

Следует определить площадь забоя, взрываемую "внутренними" (отбойными и врубовыми) шпурами

$$S_{вн} = \frac{\pi (D_{вч} - 2 w_o^{в})^2}{4}, \quad м^2. \qquad (2.19)$$

В соответствии со значением коэффициента использования отбойных шпуров и типом применяемого ВВ надлежит определить его удельный заряд

$$q_з = q_р \cdot l_{отб} \cdot e, \quad кг/м, \qquad (2.20)$$

где $q_р$ – удельный расход ВВ, кг/м^3;

e – коэффициент, учитывающий относительную мощность ВВ.

Удельный расход скального аммонита № I в патронах диаметром 36 мм в зависимости от коэффициента крепости пород и площади поперечного сечения следует принимать по табл. 2.I3 или по данным практики.

Таблица 2.I3

Коэффициент крепости пород f	Расход ВВ на I00 м^3 породы в массиве (кг) при площади поперечного сечения ствола вчерне, м^2				
	до I0	до 20	до 30	до 40	> 40
I – I,5	I37	I24	I08	9I	53
2 – 3	I82	I70	I43	II5	90
4 – 6	2I3	200	I70	I40	I20
7 – 9	247	235	205	I75	I50
I0 – I4	3II	280	250	220	I95
I5 – I8	366	330	300	270	245
I9 – 20	404	365	335	305	275

Коэффициент, учитывающий относительную мощность ВВ, следует принимать в соответствии с данными табл. 2.I4.

В случае использования патронов ВВ диаметром 45 мм табличное значение удельного расхода должно быть уменьшено на I0–I5%.

Таблица 2.I4

Наименование ВВ	e
Аммонит скальный № I (прессованный)	I,00
Детонит I0-А	I,06
Аммонит № 6ЖВ	I,26
Аммонит № 7ЖВ	I,3I
Аммонит АП-5ЖВ	I,43
Аммонит АП-4ЖВ	I,59
Аммонит ПЖВ-20	I,7I

Далее следует определить предварительное количество "внутренних" шпуров

$$N_{ш\,вн} = \frac{S_{вн} \cdot l_{отб} \cdot q_з}{P_{з\,отб}}, \quad шт. \qquad (2.2I)$$

Площадь ствола, приходящаяся на один "внутренний" шпур

$$S_{вн} = \frac{S_{вн}}{N_{ш\,вн}}, \quad м^2. \qquad (2.22)$$

Длину линии наименьшего сопротивления "внутренних" шпуров $w_{вн}$ и расстояние между ними в окружности $a_{вн}$ следует устанавливать по формулам

$$w_{вн} = \sqrt{\frac{S_{вн}}{m_{отб} \cdot \mu}}, \quad м, \qquad (2.23)$$

где μ – коэффициент, учитывающий влияние формы линий расположения шпуров (0,8);

$$a_{вн} = w_{вн} \cdot m_{отб}, \quad м. \qquad (2.24)$$

2.5. Параметры вруба

При выборе диаметров окружностей двойного призматического вруба необходимо учитывать следующие положения. С одной

стороны, диаметр его внешней окружности может изменяться от I,0 до 2,5 м и находиться в пределах 0,25-0,35 $D_{вн}$. С другой стороны, расстояние от внешней окружности вруба до соседней окружности отбойных шпуров не должно быть больше $w_{вн}$ и меньше 0,45 или 0,3 м в породах крепостью $f < 7$ или $f > 7$ соответственно.

Диаметр внутренней окружности врубовых шпуров следует принимать на I5-20% меньше внешней окружности.

Для определения места расположения окружностей врубовых шпуров рекомендуется использовать графический способ.

Выбор глубины врубовых шпуров следует производить с учетом следующих положений. Глубина первого (внутреннего) вруба определяется по формуле

$$l'_{вр} = \frac{2}{3} l_{отб} \cdot \eta_{отб} , \quad м . \qquad (2.25)$$

Ожидаемый коэффициент использования шпуров первого вруба $\eta'_{вр}$ в зависимости от его глубины и диаметра патрона ВВ следует определять по формулам

при $d_п = 36$ мм $\qquad \eta'_{вр} = 0,794 - 0,025\, l'_{вр} ;$ (2.26)

при $d_п = 45$ мм $\qquad \eta'_{вр} = 0,869 - 0,03\, l_{вр} .$ (2.27)

Ожидаемый коэффициент использования шпуров второго вруба $\eta''_{вр}$ должен определяться по формуле (2.26) или (2.27) с подстановкой вместо $l'_{вр}$ ориентировочной глубины шпуров второго вруба $l''_{вр\,о}$ при допущении, что она составляет

$$l''_{вр\,о} = 1,2\, l_{отб} - l'_{вр}\, \eta_{вр} , \quad м . \qquad (2.28)$$

Глубину шпуров второго вруба следует вычислять по формуле

$$l''_{вр} = \frac{l_{отб}\, \eta_{отб}}{\eta''_{вр\,о}} , \quad м . \qquad (2.29)$$

2.6. Распределение шпуров по окружностям

Распределение "внутренних" шпуров по окружностям должно производиться следующим образом. В i -той окружности, у которой не изменяется величина линии наименьшего сопротивления после установления диаметра вруба, количество шпуров следует определять по формуле

$$n^i_{ш\,вн} = \frac{\mathcal{L}^i_{вн}}{a_{вн}} , \quad шт. , \qquad (2.30)$$

где $\mathcal{L}^i_{вн}$ – длина i -той окружности расположения "внутренних" шпуров, м;

В окружностях с изменившимися величинами линий наименьшего сопротивления количество шпуров надлежит определять по формуле

$$n^i_{ш\,вн} = \frac{\mathcal{L}^i_{вн}}{a_{вн}} \cdot \frac{w'_{вн}}{w_{вн}} , \quad шт. , \qquad (2.31)$$

где $w'_{вн}$ – величина линии наименьшего сопротивления зарядов "внутренних" шпуров после установления диаметра вруба, м;

Полученные значения количества "внутренних" шпуров необходимо округлить.

Количество шпуров первого и второго вруба следует принимать равным 6-8 и уточнять после проведения опытных взрывов.

2.7. Заряды оконтуривающих и врубовых шпуров

Массу заряда оконтуривающего шпура следует определять по формуле

$$P_{з\,о} = P_{з\,отб} \cdot \frac{w_о}{w_{вн}} , \quad кг . \qquad (2.32)$$

В случае необходимости применения "подбурков" заряды оконтуривающих шпуров должны быть уменьшены на величину зарядов "подбурков".

Заряды врубовых шпуров устанавливать из расчета, что их коэффициенты заполнения должны быть на I0-I5% больше от-

бойных шпуров. При этом расчетную глубину шпуров второго вруба для определения величины заряда находить из выражения

$$l''_{вр.р} = l''_{вр} - l'_{вр} \cdot l'_{вр} \ , \quad м. \qquad (2.33)$$

Полученные значения зарядов $P'_{з\,вр}$ и $P''_{з\,вр}$ скорректировать после округления числа патронов в шпуре $n_{пв}$.

В случае если расчетное значение $P_{з\,о}$ больше $P_{з\,отб}$, необходимо принять заряд оконтуривающего шпура равным заряду отбойного, а уточненное количество оконтуривающих шпуров определить по формуле

$$n''_{шо} = n_{шо} \cdot \frac{P_{з\,о}}{P_{з\,отб}} \ , \ шт. \qquad (2.34)$$

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величины зарядов всех шпуров должны быть проверены по условию минимально допустимых расстояний между ними и до ближайшей поверхности в соответствии с § 286 ЕПБ (Единые правила безопасности) при взрывных работах и скорректированы.

В случае применения для взрывания "внутренних" шпуров ВВ в патронах диаметром 45 мм, а оконтуривающих диаметром 32 или 36 мм расчет параметров контурного взрывания следует вести в предположении, что для взрывания всего забоя применяются патроны ВВ диаметром 32 или 36 мм.

Исходя из установленных величин зарядов в шпурах, их количества и принятого коэффициента использования $l_{отб}$, надлежит подсчитать потребность в ВМ на цикл и на I м ствола.

2.8. Выбор средств взрывания и расчет электровзрывной сети

В качестве СВ необходимо применять электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. При выборе СВ следует руководствоваться § 275, 276, 278 и 279 ЕПБ при взрывных работах. Характеристика некоторых наиболее часто применяемых СВ дана в табл. 2.I5.

Электровзрывная сеть в забое ствола шахты должна монтироваться по параллельно-ступенчатой схеме при помощи антенных проводов из неизолированной алюминиевой проволоки сечением не менее 6 мм^2. Антенные провода необходимо натягивать на деревянных колышках, укрепленных в шпурах и имеющих высоту, исключающую затопление проводов водой перед взрывом.

Таблица 2.I5

Тип электродетонаторов	Характер действия	Интервал замедления	Сопротивление, Ом	Минимальная сила тока для безотказной детонации, А: постоянного	переменного
ЭД-8П-59	мгновенное	0	2-4,2	I,0	2,0
ЭДКЗ (Электродетонаторы короткозамедленного действия)	короткозамедленное	25 мс 50 мс 75 мс I00 мс I50 мс 250 мс	2,9-7,5	I,0	2,5
ЭДЗ (Электродетонаторы замедленного действия	замедленное	0,5 с 0,75 с I,0 с I,5 с 2,0 с 4,0 с 6,0 с 8,0 с I0 с	2,9-7,5	I,0	2,5

Необходимую ориентировочную площадь поперечного сечения проводов антенны следует определять по формуле

$$S_a = 0{,}00224 \cdot n_g \cdot l_a \ , \ мм^2, \qquad (2.35)$$

где n_g - количество электродетонаторов в цепи, шт.;

l_a - суммарная длина двух проводов антенны, м.

В качестве взрывного кабеля, прокладываемого по стволу от двухполюсного выключателя на полке до аналогичного выключателя минной станции на поверхности, должен использоваться гибкий кабель во влагонепроницаемой оболочке. Этот кабель необходимо крепить с помощью хомутов к канату диаметром 8-I2 мм.

Магистральный кабель, соединяющий антенные провода с взрывным кабелем при помощи двухполюсного выключателя на проходческом полке, должен быть двужильным с резиновой или поливинилхлоридной изоляцией длиной 20–25 м.

Необходимая ориентировочная площадь поперечного сечения проводов взрывного кабеля, в случае когда сечение магистрального кабеля одинаково с сечением взрывного кабеля, может быть определена по формуле

$$S_к = 0{,}00087 \cdot n_g \cdot \mathcal{L}_{вм}, \quad мм^2 \qquad (2.36)$$

где $\mathcal{L}_{вм}$ – суммарная длина взрывного и магистрального кабелей, м.

В случае когда сечение магистрального кабеля меньше сечения взрывного кабеля, расчет должен производиться по формуле

$$S_к = \frac{0{,}35 \cdot \mathcal{L}_в}{\frac{95}{n_g} - R_м}, \quad мм^2, \qquad (2.37)$$

где $\mathcal{L}_в$ – длина взрывного кабеля, м;

$R_м$ – сопротивление магистрального кабеля, Ом.

Сопротивление проводников в цепи следует определять по формуле

$$R_п = \frac{\rho \ell}{S_п}, \quad ом, \qquad (2.38)$$

где ρ – удельное сопротивление проводника (для медных проводов $\rho = 0{,}0175$, для алюминиевых $\rho = 0{,}03$ $\frac{Ом \cdot мм^2}{м}$);

ℓ – длина проводника, м;

$S_п$ – площадь поперечного сечения проводника, мм^2.

Установленное расчетным путем общее сопротивление электровзрывной сети перед взрыванием должно быть проверено с помощью измерительных приборов, допущенных Госгортехнадзором СССР. При расхождении фактически измеренного и расчетного сопротивления сети более чем на 10% необходимо устранить неисправности.

Величину тока в электровзрывной сети при параллельно-ступенчатом соединении электродетонаторов необходимо определять по формуле

$$J_ц = \frac{E}{R_ц + \frac{r_g}{n_g}} \geqslant n_g \, i_g, \; А, \qquad (2.39)$$

где E – напряжение на клеммах рубильника, В;

$R_ц$ – сопротивление цепи, Ом;

r_g – сопротивление одного электродетонатора, Ом;

i_g – ток, поступающий в каждый электродетонатор, гарантирующий взрыв, А.

При выборе вида и величины тока, подаваемого в цепь, следует руководствоваться § 282 и 154 ЕПБ при взрывных работах.

В соответствии с расчетными данными и требованиями ЕПБ при взрывных работах следует составить паспорт БВР, который необходимо уточнить проведением опытных взрывов и утвердить в установленном порядке.

2.9. Пример расчета параметров паспорта БВР

Исходные данные: $D_{бч} = 7$ м, $f = 4$–6, трещиноватость пород средняя, бурильная установка СМБУ-4м с полным ходом автоподатчиков – 4 м, среднее отставание опалубки от забоя $h_{оп\,ср} = 2$ м, $\delta_1 = 0{,}5$ м, $\delta_2 = 0{,}35$ м, $\delta_3 = 0{,}15$ м, ВВ – скальный аммонит № 1, СВ-ЭД-8-56 и ЭДКЗ, $d_п = 36$ мм, $\ell_п = 175$ мм, $\rho_п = 250$ г. Шахта относится к опасной по газу и пыли. Содержание метана в забое ствола менее 1%.

По формуле (2.10) следует определить расстояние от контура ствола вчерне до окружности расположения устьев оконтуривающих шпуров

$$C = \frac{(0{,}5 + 0{,}35 + 0{,}15) \cdot 4}{2 + 4} = 0{,}7 \, м.$$

В соответствии с формулами (2.II) и (2.I2) диаметр окружности расположения устьев оконтуривающих шпуров составляет $D_o = 7 - 2 \cdot 0{,}7 = 5{,}6$ м ,

а ее длина $\mathcal{L}_{окр} = 3{,}14 \cdot 5{,}6 = 17{,}6$ м .

Угол наклона оконтуривающих шпуров к вертикали в соответствии с формулой (2.I3) и табл.(2.II)равен

$$\alpha_o = arc\,tg\,\frac{0{,}7}{4} = 10^\circ .$$

В соответствии с данными табл. 2.8 и 2.9

$$w_o = 0{,}6\ м;\quad m_o = 1{,}3;\quad m_{отб} = 0{,}86 .$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами в окружности должно определяться по формуле (2.I4)

$$a_o = 0{,}6 \cdot 1{,}3 = 0{,}78\ м ,$$

а их количество в соответствии с формулой (2.I5) составляет

$$n_{ш\,o} = \frac{17{,}6}{0{,}78} = 22{,}6\ шт.$$

Принимаем 23 оконтуривающих шпура.

Массу заряда в отбойном шпуре следует определять по формуле (2.I6) при $k_з = 0{,}5$.

$$P_{з\,отб} = \frac{250}{175} \cdot 4 \cdot 0{,}5 = 2{,}86\ кг .$$

Из расчета размещения целого числа патронов в шпуре принимается $n_{п\,отб} = 11$ шт. и $P_{з\,отб} = 2{,}75$ кг.

В соответствии с формулой (2.I7) определяется длина заряда в отбойном шпуре

$$l_{з\,отб} = 11 \cdot 0{,}175 = 1{,}92\ м .$$

Затем по формуле (2.I8) табличное значение w_o следует уточнить и проверить его соответствие требованиям ЕПБ при взрывных работах.

$$w_o^{у} = 1{,}92 \cdot tg\,10^\circ + 0{,}45 = 0{,}79 .$$

В данном случае $w_o = 0{,}6$ м $< w_o^{у} = 0{,}79$. Следовательно, табличное значение w_o удовлетворяет требованиям ЕПБ при взрывных работах.

Далее по формуле (2.I9) вычисляется площадь забоя, взрываемая "внутренними шпурами":

$$S_{вн} = \frac{3{,}14\,(7 - 2 \cdot 0{,}79)^2}{4} = 23{,}1\ м^2 .$$

В соответствии с данными табл. 2.8 величина удельного расхода ВВ $q_р = 1{,}4$ кг/м^3.

Коэффициент использования отбойных шпуров принимается равным $\ell_{отб} = 0{,}9$.

Удельный заряд ВВ определяется по формуле (2.20) с использованием данных табл. 2.7.

$$q_з = 1{,}4 \cdot 0{,}9 \cdot 1 = 1{,}26\ кг/м^3 .$$

Для предварительного определения "внутренних" шпуров используется формула (2.2I)

$$N_{ш\,вн} = \frac{23{,}1 \cdot 4 \cdot 1{,}26}{2{,}75} = 43\ шт .$$

Площадь ствола, приходящаяся на один "внутренний" шпур, в соответствии с формулой (2.22) составит

$$S_{вн} = \frac{23{,}1}{43} = 0{,}54\ м^2 ,$$

а величина линии наименьшего сопротивления зарядов "внутренних" шпуров и расстояние между ними в окружности по формулам (2.23) и (2.24) составят:

$$w_{вн} = \sqrt{\frac{0{,}54}{0{,}86 \cdot 0{,}8}} = 0{,}88\ м;$$

$$a_{вн} = 0{,}88 \cdot 0{,}86 = 0{,}75\ м .$$

Диаметр первой (от центра) окружности расположения врубовых шпуров принимается равным I,6, второй – 2,0 м.

Глубина шпуров первого вруба определяется по формуле (2.25)

$$\ell'_{вр} = \frac{2}{3} \cdot 4 \cdot 0,9 = 2,4 \text{ м.}$$

Ожидаемый коэффициент испсльзования шпуров первого вруба рассчитывается по формуле (2.26)

$$\ell' = 0,794 - 0,025 \cdot 2,4 = 0,73.$$

При допущении, что глубина второго вруба в соответствии с формулой (2.27) составляет

$$\ell''_{вр\,о} = I,2 \cdot 4 - 2,4 \cdot 0,73 = 3,05$$

и с использованием формулы (2.I9) находится ожидаемое значение коэффициента использования шпуров второго вруба

$$\ell''_{вр} = 0,794 - 0,025 \cdot 3,05 = 0,72.$$

Затем с использованием формулы (2.29) вычисляется окончательная глубина шпуров второго вруба

$$\ell''_{вр} = \frac{4 \cdot 0,9}{0,72} = 5,0 \text{ м.}$$

Распределение отбойных шпуров по окружностям производится в соответствии с формулами (2.30) и (2.3I).

Количество шпуров первого вруба принимается равным шести, второго – семи.

Масса заряда врубовых шпуров принимается из расчета, что их $k_з$ на I0% больше, чем в отбойных шпурах. При этом расчетная глубина шпуров второго вруба для определения величины заряда определяется по формуле (2.33)

$$\ell''_{вр\,р} = 5 - 2,4 \cdot 0,73 = 3,25 \text{ м.}$$

Количество патронов в шпуре первого вруба составит

$$\frac{2,4 \cdot 0,5 \cdot I,I}{0,I75} = 7,54 \text{ шт.}$$

Принимается восемь патронов на один шпур. При этом масса заряда каждого шпура составит

$$P'_{з\,вр} = 8 \cdot 0,25 = 2 \text{ кг.}$$

Количество патронов в шпуре второго вруба составит

$$\frac{3,25 \cdot 0,5 \cdot I,I}{0,I75} = I0,04 \text{ шт.}$$

Принимается I0 патронов на один шпур. При этом масса каждого шпура составит

$$P''_{з\,вр} = I0 \cdot 0,25 = 2,5 \text{ кг.}$$

Масса заряда в оконтуривающем шпуре определяется по формуле (2.32)

$$P_{з\,о} = 2,86 \cdot \frac{0,79}{0,88} = 2,56 \text{ кг.}$$

Принимается заряд из I0 патронов с суммарной массой 2,5 кг.

Схема расположения шпуров и основные показатели паспорта БВР приведены на листе I4.

Сопротивление каждого электродетонатора мгновенного и короткозамедленного действия 3 Ома. Взрывание осуществляется от сети переменного тока с напряжением 380 В. Минимальная сила тока для безопасной детонации равна 2,5 А. Схема соединения электродетонаторов принимается параллельно-ступенчатая.

Сопротивление электровзрывной сети, сечения проводов которой подобраны в соответствии с формулами (2.35), (2.36) и (2.38), составляет I,5 Ома.

Величина тока в цепи определяется по формуле (2.39)

$$I_ц = \frac{380}{1,5 + \frac{3}{74}} = 252,6 \text{ А} > 74 \cdot 3 \text{ А.}$$

Технологическая схема проходки стволов с передовой скважиной для спуска породы

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ СТВОЛОВ С ПЕРЕДОВОЙ СКВАЖИНОЙ ДЛЯ СПУСКА ПОРОДЫ

3.I. Сущность и условия применения

В сечении будущего ствола предварительно должна быть пробурена скважина большого диаметра (500–I000 мм) для спуска взорванной породы и воды в выработку, находящуюся под стволом. Под скважиной необходимо разделать камеру, вмещающую породу с одного проходческого цикла. Породу из-под скважины надлежит доставлять к действующему шахтному подъему и выдавать на поверхность. Вода откачивается стационарной водоотливной установкой.

Схему следует применять в устойчивых породах при наличии или возможности проходки выработок для транспортирования породы от ствола к действующему подъему, имеющему необходимую производительность, и при технико-экономическом обосновании.

3.2. Достоинства и недостатки

Достоинства:

- упрощается оснащение ствола;
- повышается производительность процесса уборки породы в I,4–2,2 раза;
- исключается забойный водоотлив при проходке ствола;
- исключается выдача породы на поверхность бадьями;
- повышается эффективность буровзрывных работ за счет передовой скважины;
- предупреждаются внезапные выбросы угля и газа при пересечении опасных пластов.

Недостатки:

- дополнительные затраты на бурение скважины;
- наличие выработки под стволом к началу его проходки;
- вероятность выхода скважины за контур ствола и ее забучивание;
- необходимость затвора или ограждающего устройства для перекрытия скважины и дополнительной лебедки;
- повышенные требования к дроблению породы взрывом;
- погрузка и откатка породы в шахте.

3.3. Определение диаметра скважины

Диаметр скважины следует выбирать по условию беспрепятственного спуска породы и экономическим соображениям.

Беспрепятственный спуск породы по скважине зависит от коэффициента ее проходимости $K_п$, который определяется по формуле

$$K_п = \frac{d_{скв}}{\bar{\Delta}}, \qquad (3.40)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважины, мм;

$\bar{\Delta}$ – средний размер куска, мм.

При полупринудительном выпуске (применение стержневого затвора) следует принимать $K = 2,5$.

Средний размер куска необходимо принимать для наиболее трудной по дробимости взрывом породы, пересекаемой скважиной.

Средний размер куска взорванной породы надлежит определять по формуле из работы [II], как наиболее учитывающей особенности данной технологии

$$\bar{\Delta} = 208,0 + 30,0\,\frac{x_1 - 400}{50} + 25,8\,\frac{x_2 - 6,0}{4,0} + 16,6\,\frac{x_3 - 225}{75} + 15,3\,\frac{x_4 - 9,0}{6,0} + 20,0 \cdot x_5, \qquad (3.4I)$$

где $\bar{\Delta}$ – средний размер куска взорванной породы, мм;

x_1 – максимальный размер куска фракции 450–300 мм;

x_2 – содержание фракции 450–300 мм, %;

x_3 – максимальный размер куска фракции 300–I25 мм;

x_4 – содержание фракции 300–I25 мм, %;

x_5 – коэффициент, учитывающий влажность горной массы (при сухом забое x_5 =I, при наличии притока

воды в забой $x_5 = -1$).

Применительно к формуле (3.41) с использованием паспорта БВР, приведенного на листе 7, экспериментально на пройденных стволах в Кузбассе, определены средние данные по гранулометрическому составу взорванной породы (табл. 3.16).

Таблица 3.16

Максимальный размер фракции 450–300 мм	Содержание фракции 450–300 мм, %	Максимальный размер куска фракции 300–125 мм	Содержание фракции 300–125 мм, %
420	4,2	300	23,2

Эти данные следует принимать за основу при определении диаметра скважины.

3.4. Определение экономической целесообразности

Для предварительных расчетов среднюю стоимость 1 м скважины при ударно-канатном бурении следует определять по формуле [12]

$$C_{уд} = 108{,}7 \cdot d_{скв} - 5{,}46 \cdot 10^{-3} \cdot H_0 + 35{,}6 \cdot K_б - 170, руб, \quad (3.42)$$

где $d_{скв}$ – конечный диаметр скважины, м;

H_0 – общая глубина скважины, м;

$K_б$ – группа пород по буримости.

Экономическая целесообразность применения проходки ствола со скважиной определяется неравенством [12]

$$C_1 H S_{вч} + M_1 + B_1 + C_п \geq C + C_2 H (S_{вч} - S_{скв}) + M_2 + B_2 + C_г \quad (3.43)$$

где C – стоимость скважины, руб.;

C_1, C_2 – стоимость выемки 1 м³ породы в стволе без скважины и со скважиной, руб.;

H – глубина ствола, м;

$S_{вч}, S_{скв}$ – площади сечений ствола и скважины вчерне, м²;

M_1 – стоимость подъема породы для ствола без скважины, руб.;

M_2 – стоимость подъема и транспортирования породы в шахте при проходке ствола со скважиной, руб.;

B_1, B_2 – стоимости оснащения ствола без скважины и со скважиной, руб.;

$C_п, C_г$ – стоимости водоотлива при проходке всего ствола подвесным и стационарным насосами, руб.;

3.5. Оборудование для бурения скважин

При бурении скважин большого диаметра в настоящее время наибольшее распространение получили ударно-канатные и реактивно-турбинные установки. В табл. 3.17 приведены рекомендуемые станки.

Таблица 3.17

Тип станков	Диаметр скважины, мм	Глубина скважины, м	Скорость бурения	Масса, кг	Характеристика пород	Некоторые конструктивные особенности станков
Ударно-канатные						
УКС-22м	до 600	до 300	до 50м/мес	7600	любые	Станок на пневмоходу
УКС-30м	до 900	до 500	до 50м/мес	12700	любые	Станок на пневмоходу
Реактивно-турбинные						
БУ-75	590–1020	1000	3,5–29 м/ч	17000	крепкие	Установка РТБ компл. оборуд. серийно вып. для нефтяной пром.
БУ-130	1560–2080	500–1400	3,5–29 м/ч	32000	крепкие	То же

До глубины скважин 500 м приведенные станки обеспечивают величину отклонения скважин менее 2 м.

3.6. Особенности буровзрывных работ

Безопасная эксплуатация скважины обусловливает повышенные требования к дроблению породы взрывом.

При определении параметров буровзрывных работ следует предусматривать:

- число шпуров, приходящихся на I м^2 забоя, от 2 до 3,8;
- наиболее глубокие шпуры (до 3 м) применять при величине отношения площадей забоя ствола и скважины менее 70;
- максимально возможное число степеней замедлений электродетонаторов;
- количество шпуров в первой окружности до I0–II и располагать их в последовательности "глубокий мелкий";
- шпуры малого диаметра.

Для снижения затрат труда при уборке породы в скважину забою надлежит задавать угол в 20°.

3.7. Затворы и ограждающие каркасы

Средства перекрытия скважины следует определять в зависимости от соотношения площади забоя ствола $S_{ств}$ и площади поперечного сечения скважины $S_{скв}$ [I2] .

$$A = \frac{S_{ств}}{S_{скв}} . \qquad (3.44)$$

При A = I5–70 в скважину сбрасывается взрывом от 30 до 75% всей породы. В этом случае для предохранения людей от падения в скважину, ее необходимо перекрывать предохранительными каркасами (корзинами) (лист 6).

При $A > 70$ необходимо применение затворов (лист 5). В настоящее время наибольшее применение находит стержневой затвор, которым регулируется выпуск породы (полупринудительный выпуск), предупреждаются зависания породы над скважиной и производится ее перекрытие.

Перед взрывными работами затвор должен находиться в скважине. После производства взрыва затвор приподнимается проходческой лебедкой и в образовавшийся зазор между стенками и конусной частью затвора порода опускается в скважину.

Технология работы со стержневым затвором показана на листе 4.

Характеристики стержневых затворов для скважин d = 700 мм и ограждающих устройств приведены в табл. 3.I8. Для других диаметров скважины соответственно изменяются диаметры затворов.

Таблица 3.I8

Наименование показателей	Ед. изм.	Тип выпуска: кольцевой, стержневые затворы: жесткий полый	кольцевой, стержневые затворы: конструкции Кузниишахтостроя	центральный: ограждающие каркасы
Масса затворов	кг	I800	4000	до I500
Пропускная способность	м^3/ч	200	–	–
Длина общая	мм	6000	6000	до 3000
Длина конусной части	мм	I500	I500	I500–2000
Диаметр наружной трубы	мм	300	530	900–II00
Диаметр внутренней трубы	мм	I00	–	–
Материал заполнения		бетон, чугун, битум	бетон	–	–

Достоинства стержневых затворов с кольцевым выпуском породы – простота изготовления и эксплуатации. Недостатки: активно не воздействуют на взорванную горную массу; под влиянием взрывных работ жесткие затворы быстро выходят из строя; при взрыве могут быть выброшены из скважины, что приводит к ее забучиванию.

Для защиты от разрушения взрывом основная часть стержневого затвора конструкции Кузниишахтостроя выполнена эластичной.

Предложены конструкции виброзатворов в работе [I2] и институтом "Сибгипрооргшахтострой", но промышленного испыта-

ния они не проходили.

Ограждающие каркасы относятся к простейшим устройствам с центральным выпуском породы и представляют собой решетчатые конструкции из металлических прутьев. В зависимости от условий применения различают несколько их разновидностей (лист 6).

Ограждающий каркас надлежит подвешивать к пневматической лебедке, находящейся на проходческом полке. Перед взрывом забоя каркас должен быть поднят к полку и после взрыва и проветривания поставлен на устье скважины.

В то время когда скважина не перекрыта затвором или корзиной, люди в забое должны быть надежно прикреплены спасательными поясами.

3.8. Погрузка породы на горизонте

Стоимость погрузки I м^3 породы в зависимости от типа погрузочных средств следует определять по формулам [I3]:

- ППНБ-2 $$C = 2{,}44 + \frac{0{,}248}{Q}\ ;$$ (3.45)

- 2ПНБ-2 $$C = 2{,}30 + \frac{0{,}383}{Q}\ ;$$ (3.46)

- ППМ-4Э $$C = 1{,}66 + \frac{0{,}171}{Q}\ ;$$ (3.47)

- скреперная установка $$C = 1{,}6 + \frac{0{,}033}{Q}\ ,$$ (3.48)

где C – стоимость погрузки I м^3 породы в плотном теле, руб./м^3;

Q – месячная производительность погрузочной машины или скреперной установки, тыс.м^3.

Графики зависимости стоимости I м^3 породы, убранной различными погрузочными средствами, от их месячной производительности представлены на рис. 3.5.

С экономической точки зрения наиболее рационально использовать для погрузки породы скреперные установки.

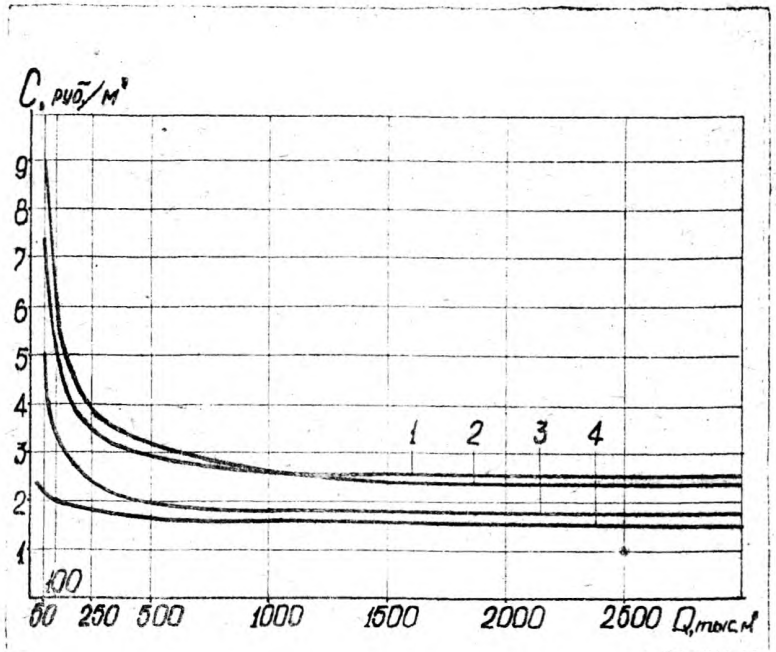


Рис. 3.5. Зависимость стоимости погрузки I м^3 породы от месячной производительности погрузочных средств:
I...4 – ППНБ, 2ПНБ-2, ППМ-4Э, скреперная установка

Возможная скорость проходки стволов различных диаметров по условиям уборки породы под скважиной в зависимости от вместимости скреперов может быть определена по номограмме (рис. 3.6).

На горизонте для прохода людей в месте сопряжения ствола с выработкой отгораживается специальный людской ходок.

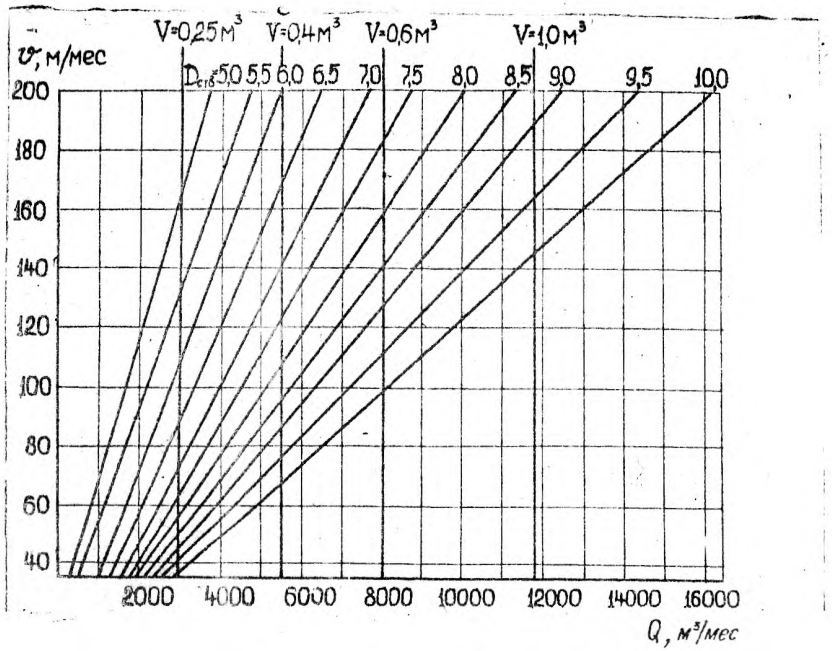


Рис. 3.6. Номограмма для определения возможной скорости проходки ствола по условию уборки породы на горизонте скреперной установкой

3.9. Причины забучивания скважин и меры по их устранению

При проходке шести стволов в Кузбассе общей глубиной 832 м из-за забучивания скважин было потеряно 267 забое-часов.

Основные причины забучивания:

- большая крупность кусков породы;
- подбучивание скважин породой с горизонта;
- выброс взрывом стержневого затвора;
- обрушение стенок скважины;
- попадание в скважину длинномерных материалов;
- расположение в скважине каната с зажимами;
- обрыв каната, поддерживающего затвор.

Для избежания подбучивания необходимо иметь под скважиной камеру, вместимость которой должна быть не меньше объема взорванной за цикл породы.

При выбросе взрывом стержневого затвора из скважины над ней, как правило, образуется свод зависания. Для предотвращения выбросов затвора необходимо увеличить его массу, уменьшить парусность верхней части.

Нужно не допускать попадания в скважину длинномерных материалов (штанг, пик, болтов, трамбовок).

Специальный канат для устранения пробок в скважине необходимо располагать так, чтобы его часть, на которой расположены зажимы, находилась в стволе или на горизонте.

За участками канатов, расположенных в зоне действия взрывных работ, необходимо вести систематическое наблюдение. Желательно их защищать резиновыми шлангами.

В отечественной и зарубежной практике применяется несколько приемов разбучивания скважин и рудоспусков:

- с помощью каната с зажимами, пропущенного через скважину и закрепленного к лебедкам;
- с помощью буровой машины, установленной на горизонте под отбойным наклонным полком;
- при помощи специальной пики – "гарпуна" длиной 4,5–5,0 м;*
- взрывными работами;**
- с применением ракетных шахтных зарядов.

---

* На нижнем конце "гарпуна" размещаются шарнирно закрепленные "крылья", которые при внедрении в породу располагаются вдоль штанги, а в свободном пространстве скважины раскрываются и обеспечивают разборку завала скважины. В верхней части "гарпуна" находятся ручка и тяговые цепи. Имеются "гарпуны", снабженные отбойным молотком для улучшения внедрения в породу.

** Заряды применяются массой 2–4 кг. Межведомственная комиссия по взрывному делу рекомендует производить ликвидацию пробок в скважинах в газовой среде угленитами № 2, № 5 и "Н". Причем допустимый предельный заряд, невоспламеняющий взрывчатую метано-воздушную смесь, установлен для угленитов № 2 и № 5 – 0,5 кг, а для угленита "Н" – 1 кг.

3.10. Расчет ожидаемой технической скорости проходки

Характеристика ствола, основное забойное оборудование, численность проходческой бригады, паспорт буровзрывных работ приведены на листах 8,7.

Численность проходческой бригады определена по расстановке, исходя из рационального использования места работы и применяемой техники, обеспечивающих наиболее высокую производительность труда.

Ожидаемую скорость проходки определяем по формуле

$$V_{сут} = \frac{24 \cdot \ell_{шп} \cdot \eta \cdot k_г}{T_ц}, \qquad (3.49)$$

где $V_{сут}$ – средняя суточная ожидаемая техническая скорость проходки, м/сутки;

$\ell_{шп}$ – глубина отбойных шпуров (см. лист 7), $\ell_{шп}$ = 2,4 м;

η – коэффициент использования шпуров (см.лист 7), η = 0,93;

$k_г$ – коэффициент готовности технологической схемы проходки ствола, $k_г$ = 0,7;

$T_ц$ – продолжительность проходческого цикла, ч.

Продолжительность проходческого цикла определяем по формуле

$$T_ц = t_б + t_{зв} + t_{пров} + t_{уб} + t_{кр} + t_{пр}, \qquad (3.50)$$

где $t_б$ – продолжительность бурения шпуров, ч;

$t_{зв}$ – продолжительность заряжания и взрывания шпуров, ч;

$t_{пров}$ – продолжительность проветривания забоя, ч;

$t_{уб}$ – продолжительность уборки породы, ч;

$t_{кр}$ – продолжительность крепления ствола, отнесенная на величину ухода, ч;

$t_{пр}$ – затраты времени на пересмены, несовмещенные технические осмотры и посещения ИТР из расчета 1,2ч в сутки, ч.

Запишем формулу $T_ц$ в развернутом виде [1].

Численные значения величин, входящих в нее, не оговоренные в дальнейшем, принимаем по таблицам, приведенным в расчетах технической скорости проходки вертикальных стволов [1].

$$T_ц = \left[\frac{N}{\mathcal{J} \cdot n_б}\left(\frac{\ell_{шп}}{V_{ср}} + t'_б\right) + t''_б\right] + \left[\frac{N \cdot t_{зар}}{\alpha \cdot n_{зар}} + t_{взр}\right] + t_{пров} + \left[k_р \cdot S'_{пр}\left(\frac{\ell_{шп} \cdot \eta - h_2}{P_т \cdot k_{уб}} + \frac{h_2}{P_2 \cdot n_{пр}}\right) + t'_{уб}\right] + \left[\frac{k(S_{пр} - S_{св}) \cdot \ell_{шп} \cdot \eta}{V_{бет}} + \frac{t'_{бет} \cdot \ell_{шп} \cdot \eta}{h_р}\right] + t_{пр}, \qquad (3,51)$$

где N – число шпуров, шт. (см.лист 7, по паспорту 5 шпуров по 1,6 м и 93 шпура по 2,4 м, принимаем 96 шпуров по 2,4 м);

$\mathcal{J}$ – коэффициент одновременности работы бурильных машин, $\mathcal{J}$ = 0,85;

$n_б$ – число бурильных машин, шт. (4 проходчика основного звена плюс 5 проходчиков специального вызывного звена на зачистку, бурение и заряжание забоя), $n_б$ = 9;

$V_{ср}$ – средняя скорость бурения шпуров, которая определяется по начальной скорости бурения $V_н$ с учетом коэффициента снижения скорости бурения $K_с$ в зависимости от глубины шпура ($V_н$ = 0,49; $K_с$ = 0,85); $V_{ср} = 60 \cdot V_н \cdot K_с$, м/ч,

$t'_б$ – средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении шпура, $t_б$ =0,0 8 ч;

$t''_б$ – продолжительность общих подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, $t''_б$ = 0,3 ч;

$t_{зар}$ – общие затраты времени на полное заряжание одного шпура, включая монтаж электросети и ее проверку, $t_{зар}$ = 0,12 ч;

α – коэффициент одновременности работы заряжающих, α = 0,8 ч;

$n_{зар}$ – число заряжающих (4 проходчика основного звена плюс 5 проходчиков дополнительного звена, плюс мастер-взрывник), $n_{зар}$ = 10;

$t_{взр}$ – затраты времени на подсоединение взрывной сети, выезд людей из ствола, подъем оборудования и производство взрыва, $t_{взр}$ = 0,3 ч;

$t_{пров}$ – время проветривания забоя ствола, $t_{пров}$ = 0,5 ч;

$k_р$ – коэффициент разрыхления породы, $k_р$ = I,8;

$S'_{пр}$ – площадь поперечного сечения ствола в проходке без площади скважины, м^2

$$S'_{пр} = 1{,}05 \cdot S_{вч} - S_{скв} = 1{,}05 \cdot 36{,}3 - 0{,}38 = 37{,}8\ м^2;$$

h_2 – высота слоя породы в целике во второй фазе уборки для КС–3, h_2 = 0,I м;

P_m – максимальная производительность уборки породы в первой фазе (по хронометражным данным на пройденных стволах Кузбасса со спуском породы по скважине максимальная производительность пневмогрузчика КС–3 составляет 32 м^3/ч), P_m = 64 м^3/ч;

$k_{уб}$ – коэффициент перехода от максимальной производительности к средней в первой фазе уборки породы, $k_{уб}$ = 0,8;

P_2 – средняя производительность одного проходчика во второй фазе уборки породы, P_2 = I,6 м^3/ч;

$n_{пр}$ – число проходчиков, занятых на уборке породы во второй фазе, $n_{пр}$ = 9;

$t_{уб}$ – продолжительность подготовительно-заключительных и вспомогательных операций, связанных со спуском оборудования и приведением забоя в безопасное состояние, $t_{уб}$ = 0,5 ч;

k – коэффициент возможного совмещения процесса крепления с уборкой породы, k = 0,75;

$S_{пр}$ – площадь поперечного сечения ствола в проходке (см. лист 8), $S_{пр} = 1{,}05 \cdot S_{вч}$ = 38 м^2;

$S_{св}$ – площадь поперечного ствола в свету (см. лист 8), $S_{св}$ = 28,3 м^2;

$V_{бет}$ – средняя производительность подачи бетонной смеси за опалубку по одному ставу труб при доставке ее к стволу автосамосвалами, $V_{бет}$ = I0 м^3/ч;

$t'_{бет}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции при возведении постоянной крепи, $t'_{бет}$ = 2 ч;

$h_р$ – рабочая высота опалубки $h_р$ = 3,5 м

$$T_ц = \left[\frac{96}{0{,}85 \cdot 9}\left(\frac{24}{25} + 0{,}08\right) + 0{,}3\right] + \left[\frac{96 \cdot 0{,}12}{0{,}8 \cdot 10} + 0{,}3\right] +$$

$$+ 0{,}5 + \left[1{,}8 \cdot 37{,}8\left(\frac{2{,}4 \cdot 0{,}93 - 0{,}1}{64 \cdot 0{,}8} + \frac{0{,}1}{1{,}6 \cdot 9}\right) + 0{,}5\right] +$$

$$+ \left[\frac{0{,}75\,(38{,}2 - 28{,}3) \cdot 2{,}4 \cdot 0{,}93}{10} + \frac{2 \cdot 2{,}4 \cdot 0{,}93}{3{,}5}\right] + t_{пр} =$$

$$= 2{,}5 + 1{,}74 + 0{,}5 + 3{,}72 + 2{,}89 + t_{пр}\ .$$

Принимаем $t_б = 2{,}5ч$; $t_{зв} = 1{,}5ч$; $t_{пров} = 0{,}5ч$; $t_{уб} = 3{,}5ч$; $t_{кр} = 3{,}0ч$,

тогда $T_ц = 11{,}0 + t_{пр}$,

$$t_{пр} = \frac{11{,}0 \cdot 1{,}2}{24} = 0{,}55\ ,$$

Принимаем $t_{пр} = 0{,}5\ ч$.

Окончательно $T_ц = 11{,}0 + 0{,}5 = 11{,}5\ ч$.

Ожидаемая средняя суточная техническая скорость проходки составит

$$V_{сут} = \frac{24 \cdot 2{,}4 \cdot 0{,}93 \cdot 0{,}7}{11{,}5} = 3{,}26\ м\ .$$

Принимаем количество рабочих дней в месяце при прерывной рабочей неделе 26, при непрерывной – 30.

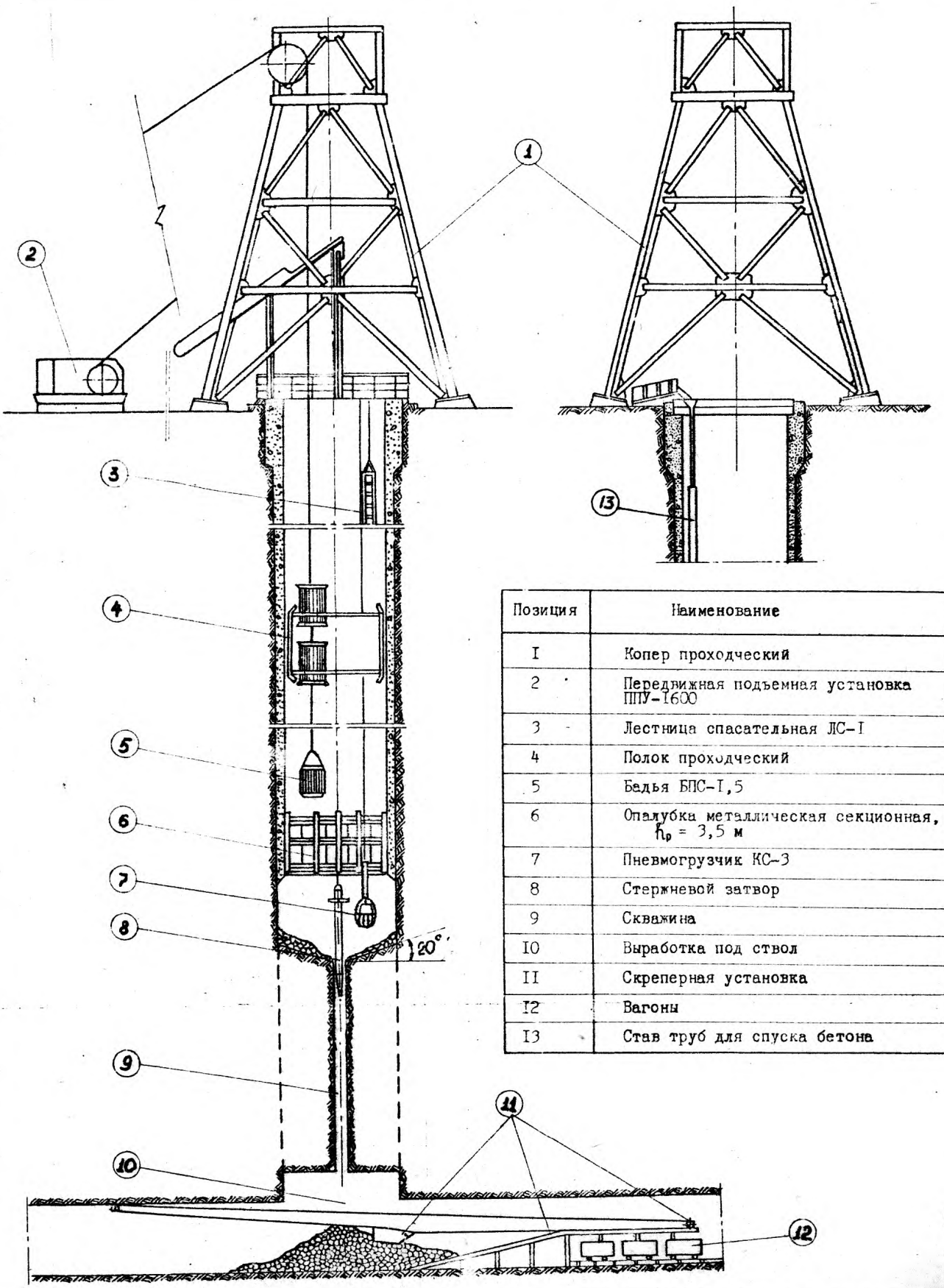
Ожидаемая месячная техническая скорость проходки составит:

I) при прерывной рабочей неделе

$$V_{мес} = 26 \cdot 3{,}26 \approx 85\ м/мес\ ;$$

2) при непрерывной рабочей неделе

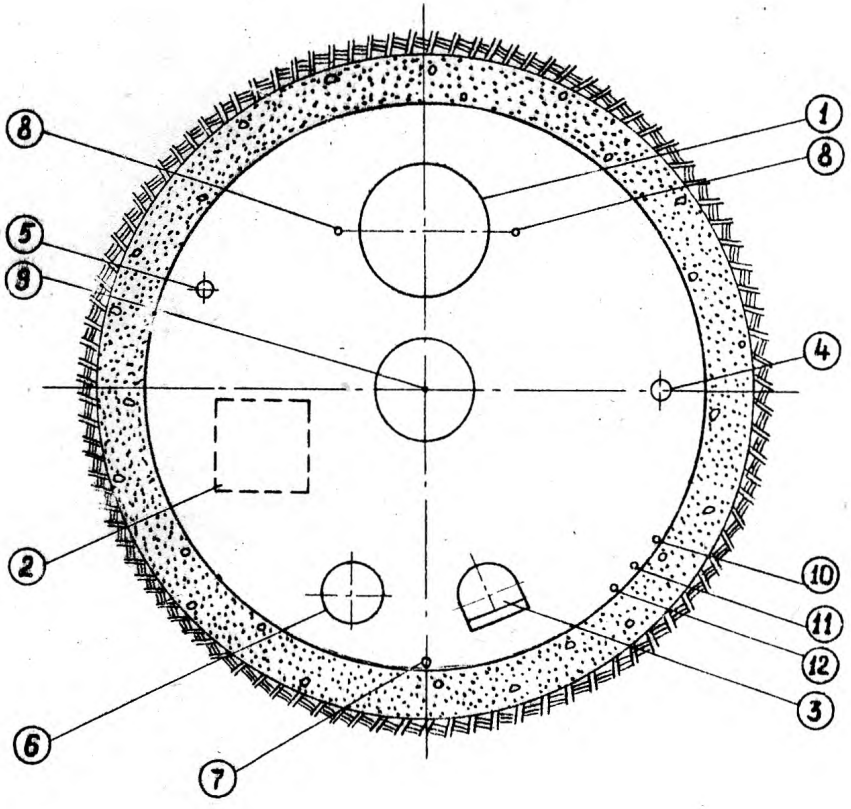
$$V_{мес} = 30 \cdot 3{,}26 \approx 100\ м/мес\ .$$



Позиция	Наименование
I	Копер проходческий
2	Передвижная подъемная установка ППУ-I600
3	Лестница спасательная ЛС-I
4	Полок проходческий
5	Бадья БПС-I,5
6	Опалубка металлическая секционная, h_p = 3,5 м
7	Пневмогрузчик КС-3
8	Стержневой затвор
9	Скважина
I0	Выработка под ствол
II	Скреперная установка
I2	Вагоны
I3	Став труб для спуска бетона

ВЕРТИКАЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ ПО СТВОЛУ С РАСПОЛОЖЕНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ

ЛИСТ I



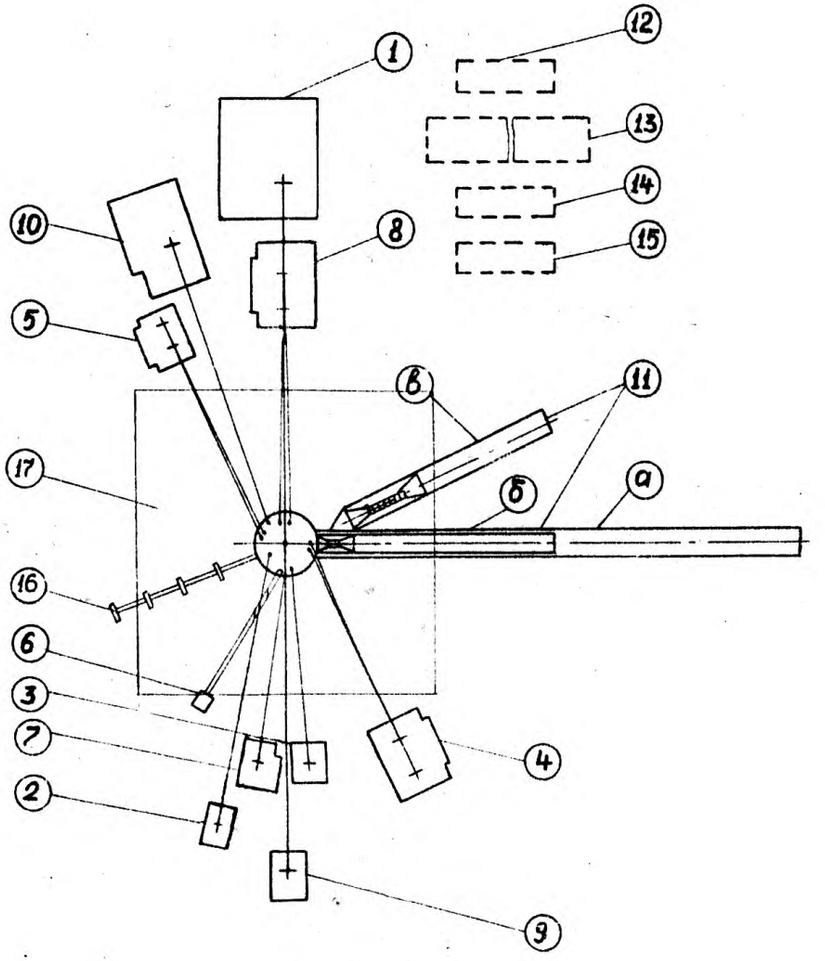
Позиция	Наименование	Количество
I	Бадья проходческая БПС-I,5 м³	I
2	Место для подвесного насоса ПП-50	I
3	Спасательная лестница ЛС-I	I
4	Став труб для спуска бетона ∅ I54/I68 мм	I
5	Став труб для сжатого воздуха ∅ I50 мм	I
6	Став труб для вентиляции ∅ 600 мм	I
7	Канат подвесной металлической опалубки	I
8	Направляющие канаты	2
9	Канат затвора передовой скважины	I
I0	Канат кабеля взрывания	I
II	Канат кабеля освещения	I
I2	Канат кабеля сигнализации и связи	I

Примечание

Для подвески секционной опалубки используются два направляющих каната.

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ В СТВОЛЕ

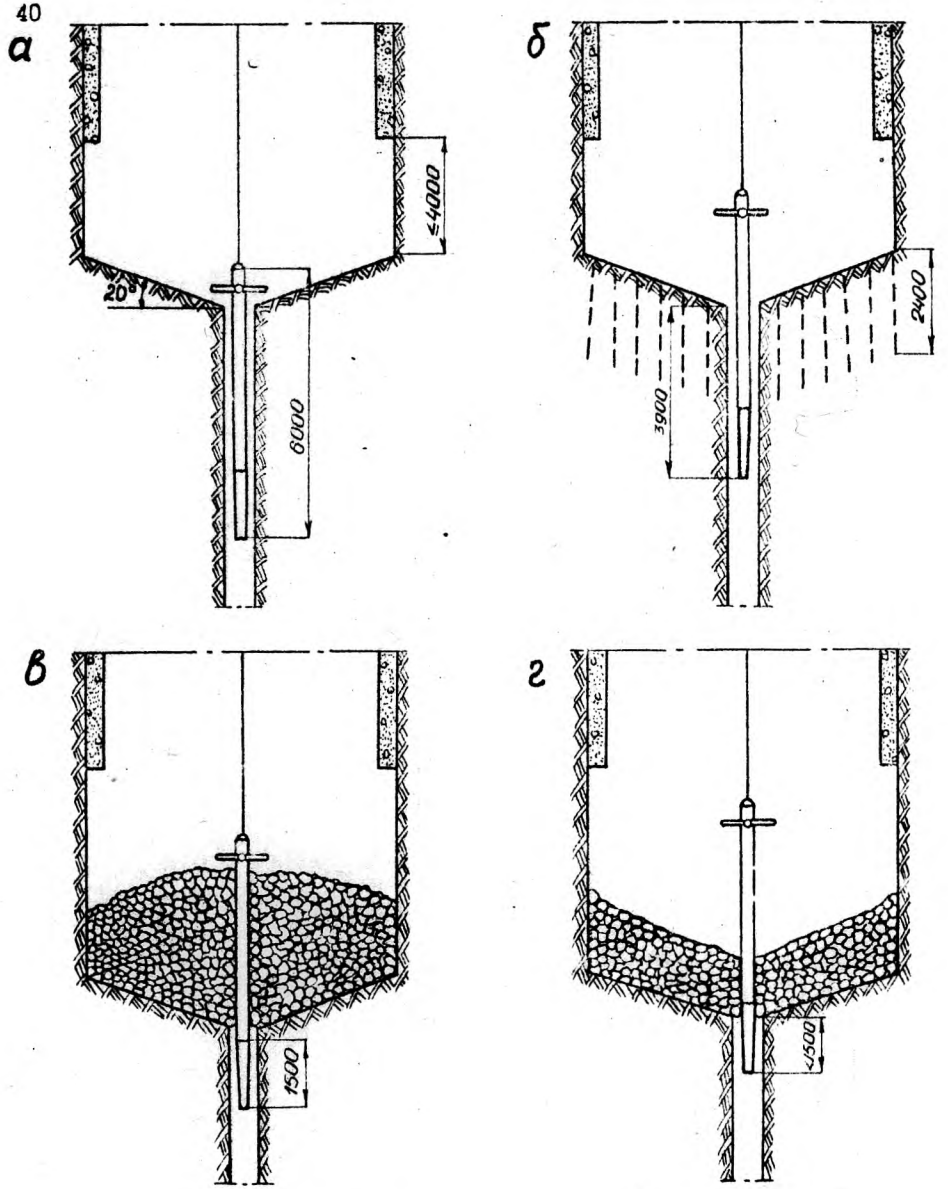
ЛИСТ 2



Примечание

Гибкие вентиляционные трубы подвешиваются на канатах, закрепленных за нулевую раму.

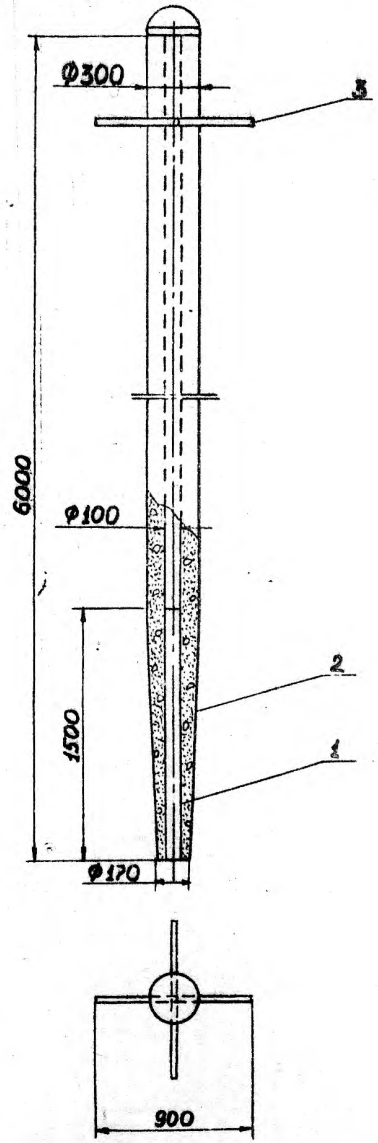
Позиция	Наименование	Тип	Количество
I	Передвижная подъемная установка	ППУ-I600	I
2	Лебедка подвесного насоса	ЛПЭ-5/500	I
3	Лебедка спасательной лестницы	ЛПК-4/500	I
4	Лебедка бетонного става	2ЛПЭ-I0/600	I
5	Лебедка труб сжатого воздуха	2ЛПЭ-5/500	I
6	Вентилятор	СВМ-6м	I
7	Лебедка секционной опалубки	ЛПЭ-I0/800	I
8	Лебедка направляющих канатов	2ЛПЭ-I0/600	I
9	Лебедка затвора передовой скважины	ЛПЭ-5/500	I
I0	Передвижная лебедка подвесного полка	ЛПЭ-I8/I000	I
II	Бетонный узел		I
	а) открытый склад щебеночно-песчаной смеси		
	б) наклонная эстакада к бункеру щебеночно-песчаной смеси		
	в) наклонная эстакада к бункеру для цемента		
I2	Передвижная электроподстанция	БЭС-630-К8	I
I3	Передвижная компрессорная	ПКВ-25/8	3
I4	Передвижная котельная	ПКЕ-I/9-IT	2
I5	Передвижная раскомандировка		I
I6	Тельферная дорога		I
I7	Покрытие околоствольной площадки ж/б плитами		I



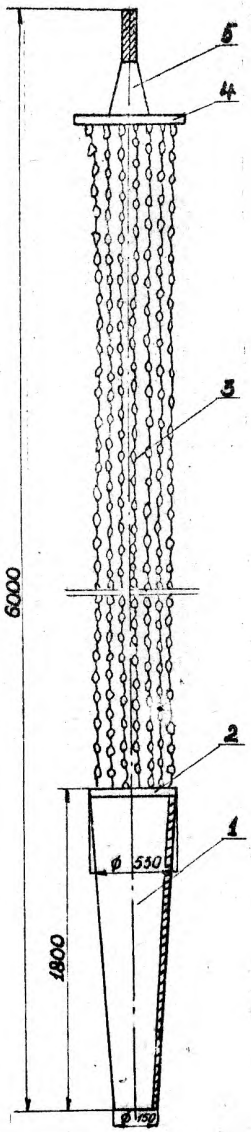
а – перед бурением шпуров;
б – перед взрыванием забоя;
в – после взрывания забоя;
г – при выпуске породы;
д – после крепления

РАСПОЛОЖЕНИЕ ПОЛОГО СТЕРЖНЕВОГО ЗАТВОРА В СКВАЖИНЕ В РАЗЛИЧНЫЕ ФАЗЫ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА

А.



Б.



А. Жесткий полый стержневой затвор:

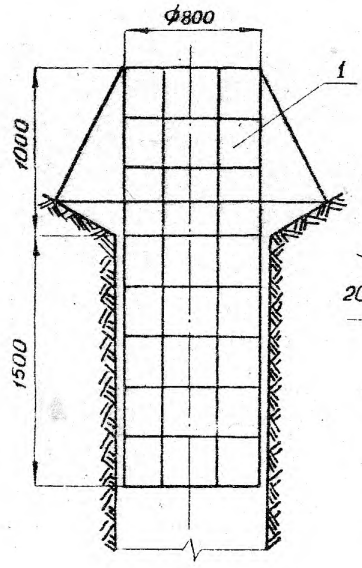
1 - труба,
2 - бетон,
3 - крестовина;

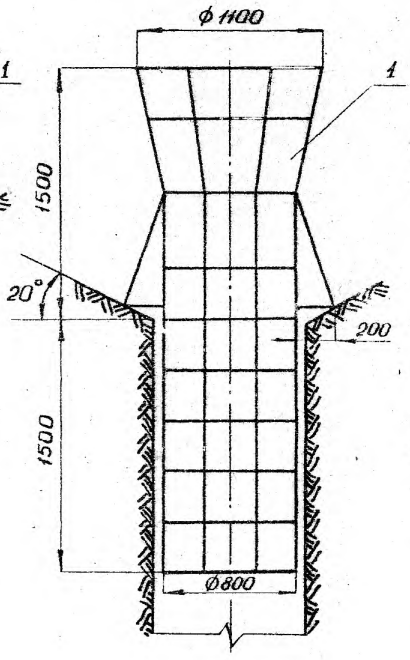
Б. Затвор с эластичной верхней частью:

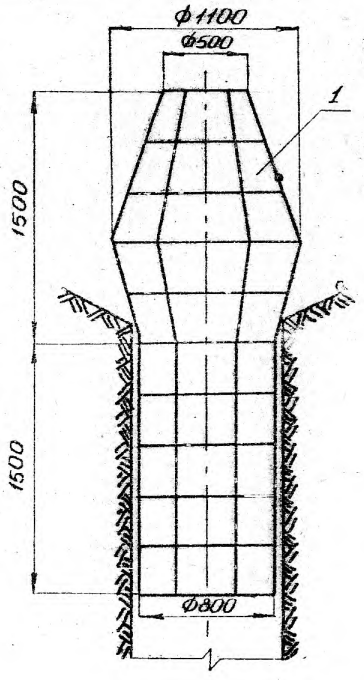
1 - труба;
2 - подвес нижний;
3 - цепи,
4 - подвес верхний;
5 - клин

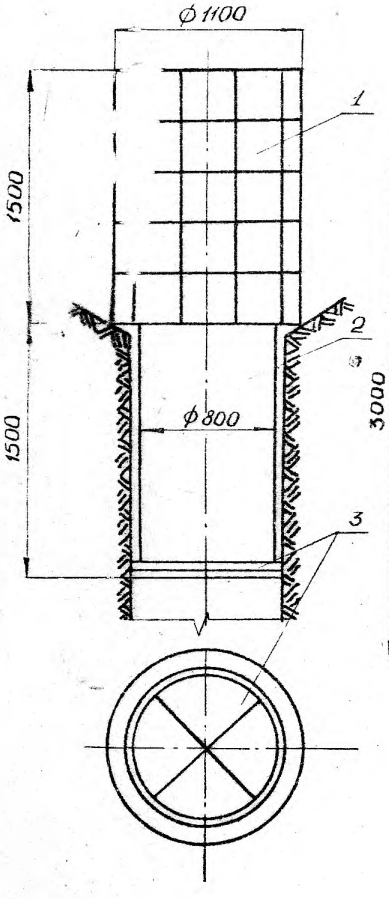
Примечание

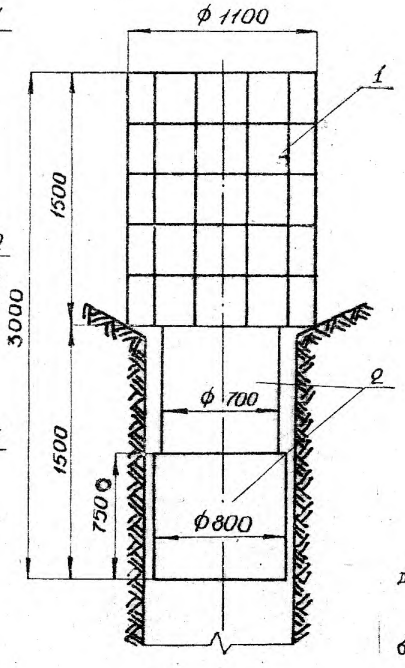
Размеры затворов даны для скважины диаметром 700 мм. Для скважин иных диаметров пропорционально изменяются диаметры затворов.











I - каркас из круглого железа диаметром 20 - 25 мм с окнами 300 х 300 мм,

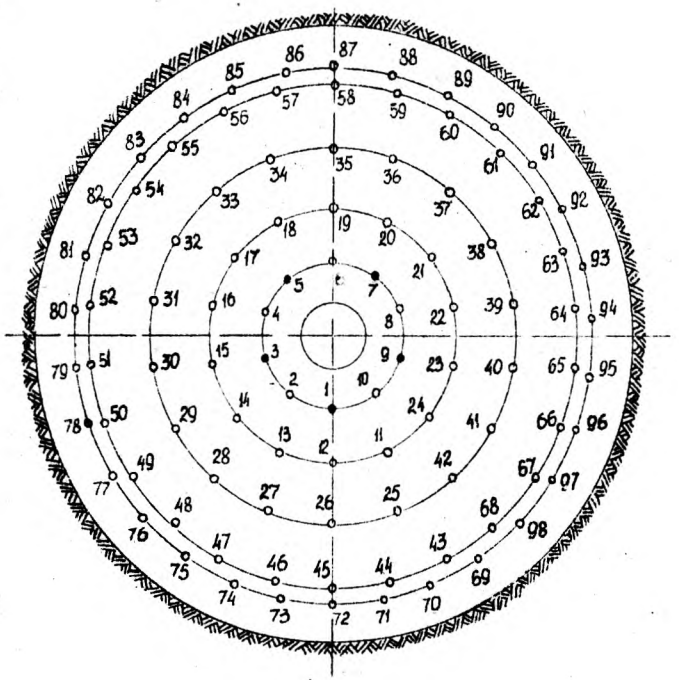
2 - трубы,

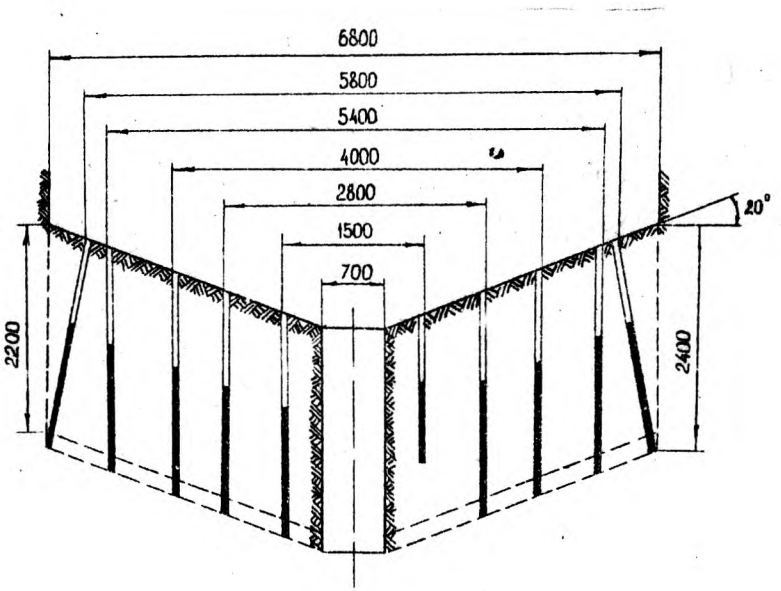
3 - клапан.

Примечания:

I. Размеры ограждающих каркасов даны для скважины диаметром 900мм.

2. Каркасы подвешиваются на лебедке ЛПП - I,5, установленной на проходческом полке.





Показатели по шпурам

Номера шпуров	Кол-во шпуров в серии	Длина шпуров, м	Расстояние между шпурами, м	Масса заряда ВВ по отрядам, кг	Величина заряда ВВ, кг	Диаметр патронов ВВ, мм	Диаметр шпуров, мм	Коэффициент использования шпуров
I-I0	I0	I,6-2,4	0,5	I3,5	I,05-I,65	36	42	0,93
II-24	I4	2,4	0,66	I8,9	I,35	36	42	0,93
25-42	I8	2,4	0,66	24,3	I,35	36	42	0,93
43-68	26	2,4	0,66	35,I	I,35	36	42	0,93
69-98	30	2,4	0,6	30,5	I,2	36	42	0,93

Примечание

• — шпуры глубиной I,6 м; • — шпуры глубиной 2,4 м

Показатели по буровзрывным работам

Показатели	Ед. изм.	К-во
Количество шпуров на цикл	шт.	98
Количество шпурометров на цикл	м	23I,2
Тип электродетонаторов - ЭДКЗ, ЭД-8-56		
К.И.Ш. отбойных шпуров	-	0,93
Подвигание забоя за взрыв	м	2,2
Объем взорванной породы в целике	$м^3$	79,6
Расход ВВ на цикл	кг	I37,8

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ПРОХОДКИ СТВОЛА

График цикла проходки

Наименование операций	Объем за цикл		Кол-во рабочих	Время по графику		Часы							
	ед. изм.	кол-во		ч	мин	I	2	3	4	5	6	7	8
Бурение шпуров	шпм	23I	9	2	30								
Заряжание и взрывание шпуров	шт.	98	I0	I	30								
Проветривание	-	-	-	0	30								
Уборка породы													
а) приведение забоя в безопасное состояние	-	-	4	0	30								
б) первая фаза	$м^3$	79,5	4	2	30								
в) зачистка	$м^3$	3,8	9	0	30								

График цикла крепления

Наименование операций	Объем за цикл		Кол-во рабочих	Время по графику		Часы				
	ед. изм.	кол-во		ч	мин	I	2	3	4	5
Спуск и установка опалубки, подготовит.-заключит. операции	-	-	4	2	00					
Бетонирование	$м^3$	28,3	4	2	30					

Технико - экономические показатели

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Тип ВВ - АП-4ЖВ		
Удельный расход ВВ	$кг/м^3$	I,58
Подвигание за:		
цикл проходки,	м	2,2
цикл крепления	м	3,5
Продолжительность проходческого цикла	ч	II,5
Суточная скорость проходки по графику	м	4,65
Коэффициент готовности технологической схемы проходки		0,7
Ожидаемая средняя суточная скорость проходки	м/сут	3,26
Ожидаемая месячная скорость проходки		
при прерывной рабочей неделе,	м/мес	85
при непрерывной рабочей неделе	м/мес	I00
Производительность труда проходчиков	$м^3$/вых	3,56

Характеристика ствола

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Глубина ствола	м	200
Диаметр в свету	м	6,0
Диаметр вчерне	м	6,8
Сечение в свету	м	28,3
Сечение вчерне	м	36,2
Коэффициент крепости пород f = 4-6		
Материал крепи - монолитный бетон		
Толщина крепи	мм	400
Приток воды в забой	$м^3/ч$	до 8

Основное забойное оборудование

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Перфоратор ПР-30 лус	шт.	20
Отбойный молоток	шт.	2
Секционная опалубка $h_р$=3,5	шт.	I
Бадья проходческая БПС-I,5	шт.	2
Пневмогрузчик КС-3	шт.	2
Стержневой затвор	шт.	I
Проходческий 2-этажный полок	шт.	I

Явочный состав бригады 26 проходчиков (4 звена по 4 проходчика плюс два вызывных звена по 5 проходчиков на зачистку, бурение и заряжание забоя)

Технологическая схема проходки стволов с применением облегченного стволового комплекса ОСК

4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ СТВОЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОБЛЕГЧЕННОГО СТВОЛОВОГО КОМПЛЕКСА ОСК

4.I. При проходке неглубоких вертикальных стволов (до 300 м) и углубках до последнего времени в основном используются пневмопогрузчики с ручным вождением КС-3 и ручные пневматические перфораторы. Применение погрузочных машин типа КС-2у/40 с механическим вождением грейфера по забою, работающих с ними в комплексе бурильных установок типа БУКС на указанных проходках экономически нецелесообразно.

В таких случаях следует применять комплекс ОСК конструкции Кузнишахтостроя, включающий облегченную погрузочную машину с механическим вождением грейфера и бурильную устеновку СМБУ-4м.

4.2. Стволовая бурильная установка типа СМБУ предназначена для механизированного бурения шпуров при проходках неглубоких стволов и углубках независимо от набора проходческого оборудования.

Отличительными особенностями установок типа СМБУ от установок БУКС конструкции ЦНИИПодземмаша являются меньшие габаритные размеры и масса, позволяющие применять ее на проходках, оснащенных проходческими бадьями вместимостью I,5 м^3, а также возможность обуривания всего забоя ствола с одной стоянки бурильной установки.

Техническая характеристика бурильной установки СМБУ-4м

Количество бурильных машин, шт.	3
Диаметр оборуваемого ствола вчерне, м	5-8
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5-0,6
Диаметр шпура, мм	43-52
Тип бурильной машины ударно-вращательного действия	БУ-I или БГА-I
Ход автоподатчика, мм	4000
Скорость бурения шпура диаметром 43 мм, м/мин	
сланцы f = 4-6	2-I,5
песчаник f = 8-I0	0,85-0,5
гранит f = I2-I4	0,35-0,25
Расход сжатого воздуха одной бурильной машиной, м^3/мин	I2 или I0
Очистка шпура	воздушно-водяная смесь
Расход воздуха, м^3/мин	3
Расход воды, л/мин	3-4
Габариты в транспортном положении, мм:	
высота	6500
диаметр описанной окружности в плане	I370
Масса, т	5,45
Количество проходчиков, обслуживающих установку, чел.	3

Бурильная установка СМБУ-4м после обуривания забоя может быть расположена по одному из следующих вариантов:

- поднята выше нижнего этажа проходческого полка, в котором предусмотрены специальные проемы или используются проемы для насоса. Проем нижнего этажа закрывается лядой. В этом случае для подвески СМБУ-4м требуется специальная лебедка, установленная на поверхности;

- выдана подъемом или специальной лебедкой на поверхность через бадейные проемы, уложена на специальную тележку и по рельсовому пути доставлена в специальный гараж, где производится ее профилактический осмотр и ремонт;

- выдана подъемом или специальной лебедкой на поверхность, перецеплена на специальную поворачивающуюся укосину и отведена в сторону.

С использованием бурильных установок СМБУ-3м и СМБУ-4м за период I97I-78 гг. пройдено 8 и углублено 2 ствола общей протяженностью более I300 м с экономической эффективностью 358,5 тыс.руб.

В 1976 году она впервые была применена на углубке скипового ствола шахты "Тайбинская" производственного объединения "Прокопьевскуголь". За 48 календарных дней ствол был углублен на 84,1 м,из которых в сентябре - на 54,1 м, что является Всесоюзным рекордом.

Степень механизации процесса бурения шпура следует определять по формуле [14].

$$C_м = \frac{\ell \cdot 100}{\ell + v \cdot \Sigma t}, \qquad (4.52)$$

где $C_м$ - степень механизации процесса бурения, %;

ℓ - глубина шпура, м;

v - средняя скорость бурения шпура, м/мин;

Σt - сумма времени на выполнение ручных операций (придание угла наклона оконтуривающим и врубовым шпурам, замена буровых коронок, забивка деревянных пробок в пробуренный шпур), мин.

По данным хронометражных наблюдений ($\ell, v, \Sigma t$) и расчетной формулы степень механизации процесса бурения шпура установкой СМБУ/3м составила 90% - 93%.

Степень механизации при бурении шпуров перфораторами ПР-22 и ПР-30Л по данным хронометражных наблюдений и расчетной формулы [15] составила от 30% до 50%.

$$C_м = \frac{100 \cdot \ell \cdot K_р}{\ell \cdot K_р + \Sigma t}, \qquad (4.53)$$

где $K_р$ - коэффициент, учитывающий долю ручного труда в непосредственном бурении шпуров.

4.3. Отличительной особенностью погрузочной машины ОСК является использование облегченной системы механизированного вождения грейфера по забою, включающей отклонение каната его подвески двумя лебедками, установленными на двух каретках с независимым перемещением по круговому монорельсу (лист 13).

Техническая характеристика
погрузочной машины ОСК (опытный образец)

Вместимость грейфера, м³	0,65
Масса грейфера, т	3,06
Масса машины, т	9,3
Максимальная техническая производительность, м³/ч	50

Управление грейфером производится машинистом-оператором из кабины.

Подвеска несущего кольца погрузочной машины производится на трех лебедках типа ЛПЭ-5/500, расположенных на поверхности (лист 10).

4.4. Расчет ожидаемой технической скорости проходки

Характеристика ствола, основное забойное оборудование, паспорт буровзрывных работ, численность проходческой бригады приведены на листах 9, 10, 14, 17.

В схеме применена передвижная подъемная машина ППМ-2,5х2 с бадьей вместимостью 3м³, разработанная Донгипрооргшахтостроем.(табл. 1.6).

Расчет паспорта буровзрывных работ приведен в п. 2.9.

Численность проходческой бригады определена по расстановке, исходя из рационального использования места работы и применяемой техники.

Ожидаемую скорость проходки определяем по формуле (3.49)

$$v_{сут} = \frac{24 \cdot \ell_{шп} \cdot \eta \cdot k_г}{T_ц},$$

где $v_{сут}$ - средняя суточная ожидаемая техническая скорость проходки, м/сутки;

$\ell_{шп}$ - глубина отбойных шпуров (см. лист 14), $\ell_{шп} = 4{,}0$ м;

η - коэффициент использования отбойных шпуров (см. лист 14), $\eta = 0{,}9$;

$k_г$ – коэффициент готовности технологической схемы проходки ствола, $k_г$ = 0,8;

$T_ц$ – продолжительность проходческого цикла, ч.

Продолжительность проходческого цикла определяем по формуле (3.50), которая представлена в развернутом виде применительно к данным условиям. Численные значения величин, входящих в нее и не оговоренных в дальнейшем, принимаем по таблицам, приведенным в расчетах технической скорости проходки вертикальных стволов [I] .

$$T_ц = \left[\frac{N}{\mathcal{S} \cdot n_б}\left(\frac{l_{шп}}{v_{ср}} + t'_б\right) + t''_б\right] + \left[\frac{N \cdot t_{зар}}{\alpha \cdot n_{зар}} + t_{взр}\right] +$$

$$+ t_{пров} + \left[k_р \cdot S_{пр}\left(\frac{l_{шп} \cdot 2 - h_2}{P_{ср}} + \frac{h_2}{P_2 \cdot n_{пр}}\right) + t'_{уб}\right] +$$

$$+ \left[\frac{k(S_{пр} - S_{св}) \cdot h_р}{v_{бет}} + t'_{бет}\right] + t_{пр},$$

где N – число шпуров, шт. (см. лист I4), N = 74;

$\mathcal{S}$ – коэффициент средней одновременности работы бурильных машин, $\mathcal{S}$ = 0,75;

$n_б$ – число бурильных машин, шт. (см. лист I2), $n_б$ = 3;

$v_{ср}$ – средняя скорость бурения шпуров (м/ч), которая определяется по начальной скорости бурения с учетом коэффициента снижения $K_с$ скорости бурения с увеличением глубины шпура ($v_н$ = I,7 м/мин; $K_с$ = 0,9), $v_{ср} = 60 \cdot v_н \cdot K_с$;

$t'_б$ – средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура, $t'_б$ = 0,067;

$t''_б$ – продолжительность общих подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, замена штанг и дополнительное бурение 5 м шпуров, $t''_б$ = I,I ч);

$t_{зар}$ – общие затраты времени на полное заряжание одного шпура, включая монтаж электросети и ее проверку, $t_{зар}$ = 0,I4 ч;

α – коэффициент одновременности работы заряжающих, α = 0,8;

$n_{зар}$ – число заряжающих (5 проходчиков плюс мастер-взрывник), $n_{зар}$ = 6;

$t_{взр}$ – затраты времени на подсоединение взрывной сети, выезд людей из ствола, подъем оборудования и производство взрыва, $t_{взр}$ = 0,3 ч;

$t_{пров}$ – время проветривания забоя ствола, $t_{пров}$ = 0,5 ч;

$k_р$ – коэффициент разрыхления породы, $k_р$ = I,8;

$S_{пр}$ – площадь поперечного сечения ствола в проходке (см. лист I7), $S_{пр}$ = I,05 × $S_{вч}$ = 40,5 м;

h_2 – высота слоя породы в целике во второй фазе уборки для грейфера вместимостью 0,65 м³, h_2 = 0,I7м;

$P_{ср}$ – средняя производительность уборки породы в первой фазе по всему стволу, $P_{ср}$ = 27,7;

P_2 – средняя производительность одного проходчика во второй фазе уборки породы, P_2 = I,4 м³/ч;

$n_{пр}$ – число проходчиков, занятых на уборке породы во второй фазе (см. лист I7), $n_{пр}$= 5;

$t'_{уб}$ – продолжительность подготовительно-заключительных и вспомогательных операций, связанных со спуском оборудования и приведением забоя в безопасное состояние, $t'_{уб}$ = 0,6;

k – коэффициент возможного совмещения процесса крепления с уборкой породы, k = 0,75;

$S_{св}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету (см. лист I7), $S_{св}$ = 28,3 м²;

$h_р$ – рабочая высота опалубки, $h_р$ = 3,5 м;

$v_{бет}$ – средняя производительность подачи бетонной смеси за опалубку по одному ставу труб при доставке ее к стволу автосамосвалами, $v_{бет}$= I0 м³/ч;

$t'_{бет}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции при возведении постоянной крепи, $t'_{бет}$= 2 ч;

$t_{пр}$ – затраты времени на пересмены, несовмещенные технические осмотры и посещения ИТР из расчета I,2 ч в сутки, ч.

$$T_ц = \left[\frac{74}{0{,}75 \cdot 3}\left(\frac{4}{60 \cdot 1{,}7 \cdot 0{,}9} + 0{,}067\right) + 1{,}1\right] + \left[\frac{74 \cdot 0{,}14}{0{,}8 \cdot 6} +\right.$$

$$+0,3\Big] + 0,5 + \Big[1,8 \cdot 40,5\Big(\frac{4 \cdot 0,9 - 0,17}{27,7} + \frac{0,17}{14 \cdot 5}\Big) + 0,6\Big] +$$

$$+ \Big[\frac{0,75\,(40,5 - 28,3) \cdot 3,5}{10} + 2,0\Big] + t_{пр} =$$

$$= 4,7 + 2,45 + 0,5 + 10,7 + 5,2 + t_{пр}\ .$$

Принимаем $t_б = 4,5$ ч; $t_{зв} = 2,0$ ч; $t_{пров} = 0,5$ ч;

$t_{уб} = 10,5$ ч; $t_{кр} = 5,0$ ч.

тогда $T_ц = 22,5 + t_{пр}$;

$$t_{пр} = \frac{22,5 \cdot 1,2}{24} = 1,1\text{ ч}\ .$$

Принимаем $t_{пр} = 1,0$ ч.

Окончательно $T_ц = 22,5 + 1,0 = 23,5$ ч

Ожидаемая средняя суточная техническая скорость проходки составит

$$V_{сут} = \frac{24 \cdot 4,0 \cdot 0,9 \cdot 0,8}{23,5} = 2,94\ м\ .$$

Принимаем количество рабочих дней в месяц при прерывной рабочей неделе 26, при непрерывной - 30.

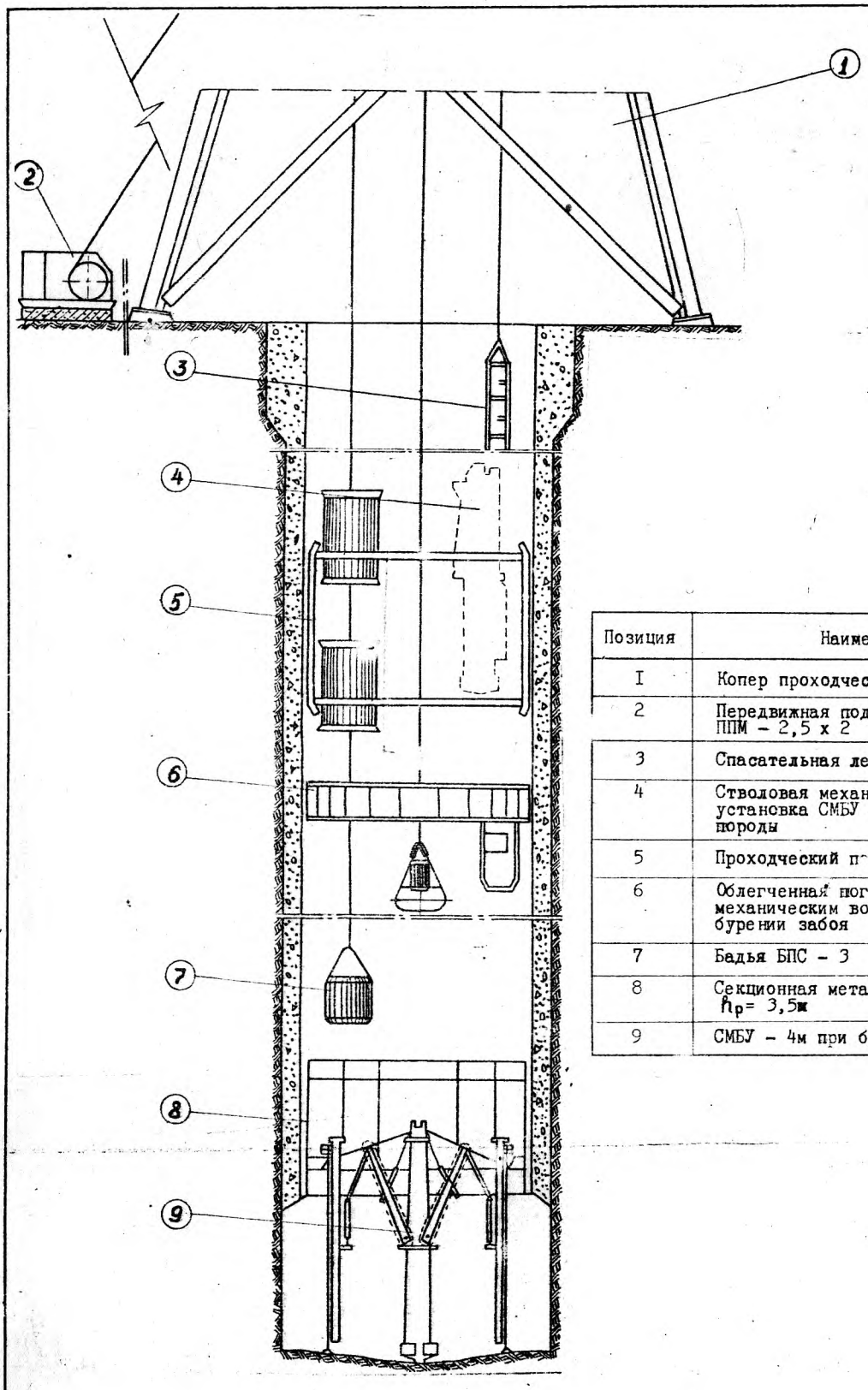
Ожидаемая месячная техническая скорость проходки составит:

1) при прерывной рабочей неделе

$$V_{мес} = 2,94 \cdot 26 \approx 75\ м\ ;$$

2) при непрерывной рабочей неделе

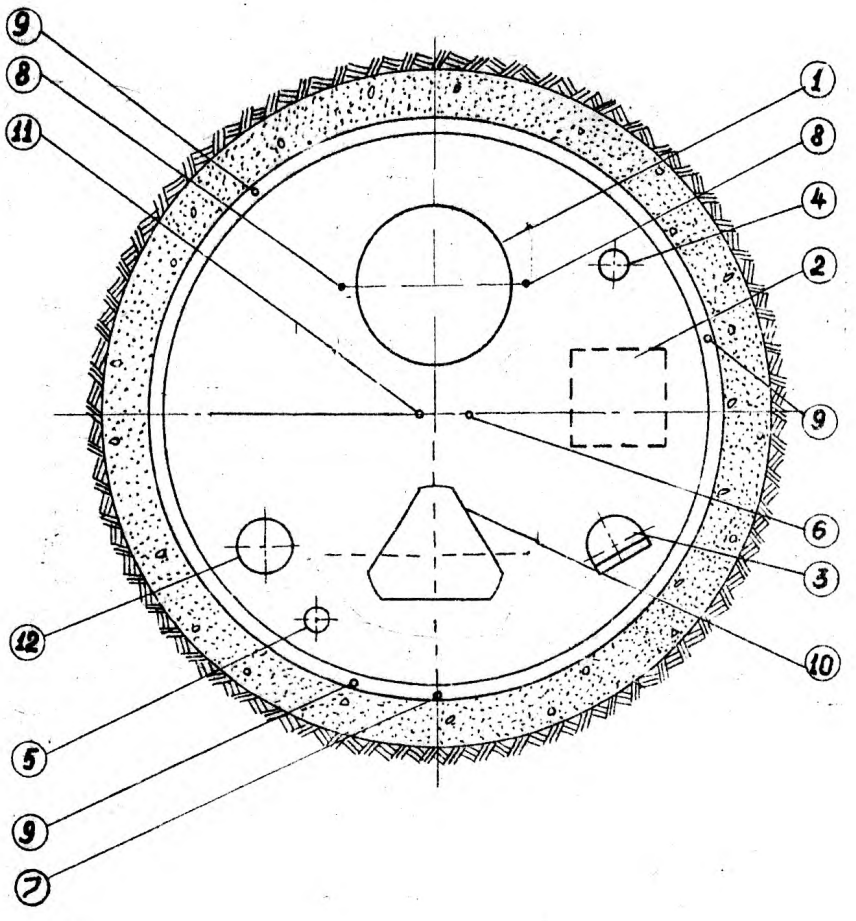
$$V_{мес} = 2,94 \cdot 30 \approx 80\ м\ .$$



Позиция	Наименование
I	Копер проходческий
2	Передвижная подъемная машина ППМ – 2,5 х 2
3	Спасательная лестница
4	Стволовая механизированная бурильная установка СМБУ – 4м при погрузке породы
5	Проходческий полок
6	Облегченная погрузочная машина с механическим вождением грейфера при бурении забоя
7	Бадья БПС – 3
8	Секционная металлическая опалубка, $h_р$= 3,5м
9	СМБУ – 4м при бурении шпуров

ВЕРТИКАЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ ПО СТВОЛУ С РАСПОЛОЖЕНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ

ЛИСТ 9

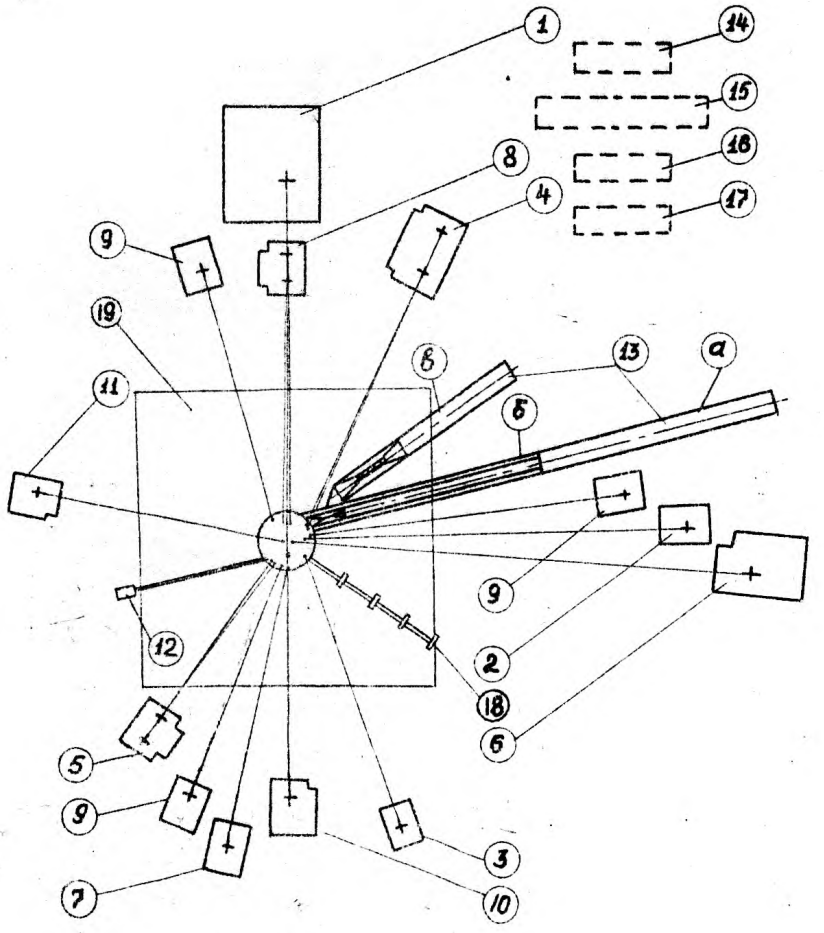


Позиция	Наименование	Количество
I	Бадья проходческая БПС - 3 м³	2
2	Место для подвесного насоса	I
3	Спасательная лестница	I
4	Став труб для спуска бетона ϕI54/I68	I
5	Став труб для сжатого воздуха ϕI50	I
6	Канат подвесного полка	I
7	Канат секционной опалубки	I
8	Направляющие канаты	4
9	Канаты погрузочной машины ОСК	3
I0	Бурильная установка СМБУ - 4м	I
II	Канат грейфера	I
I2	Став вентиляционных труб ϕ600мм	I

Примечание

Для подвески секционной опалубки используются два направляющих каната.

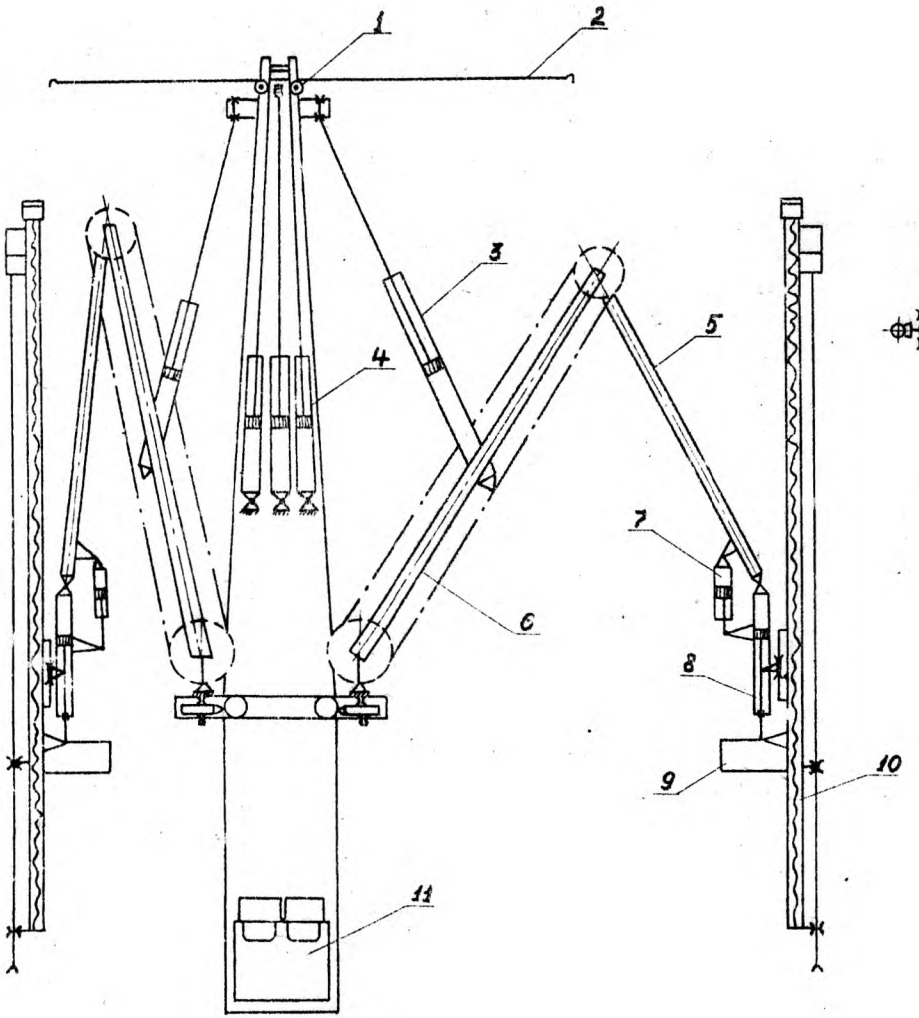
СУЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ В СТВОЛЕ

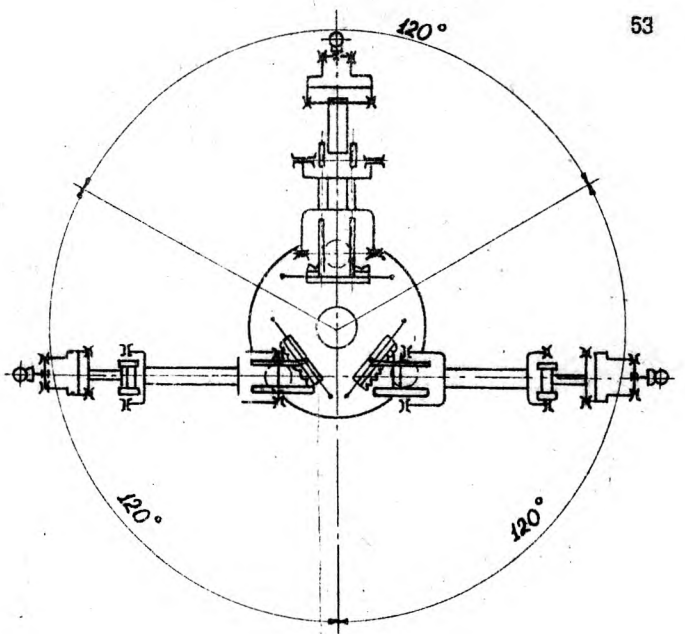


Позиция	Наименование	Тип	Количество
I	Передвижная подъемная машина	ППМ-2,5х2	I
2	Лебедка подвесного насоса	ЛПЭ-5/500	I
3	Лебедка спасательной лестницы	ЛПК-4/500	I
4	Лебедка бетонного става	2ЛПЭ-I0/600	I
5	Лебедка труб сжатого воздуха	2ЛПЭ-5/500	I
6	Передвижная лебедка подвесного полка	ЛПЭ-I8/I000	I
7	Лебедка секционной опалубки	ЛПЭ-I0/800	I
8	Лебедка направляющих канатов	2ЛПЭ-I0/600	I
9	Лебедка погрузочной машины ОСК	ЛПЭ-5/500	3
I0	Лебедка бурильной установки	ЛПЭ-I0/600	I
II	Лебедка грейфера	ЛПЭ-5/500	I
I2	Вентилятор	СВМ-6м	I
I3	Бетонный узел		I
	а) открытый склад щебеночно-песчаной смеси		
	б) наклонная эстакада к бункеру щебеночно-песчаной смеси		
	в) наклонная эстакада к бункеру для цемента		
I4	Передвижная электроподстанция	БЭС-630-К8	I
I5	Передвижная компрессорная	ПКВ-25/8	3
I6	Передвижная котельная	ПКЕ-I/9-IT	2
I7	Передвижная раскомандировка		I.
I8	Тельферная дорога		I
I9	Покрытие околоствольной площадки ж/б плитами		I

Примечание

Гибкие вентиляционные трубы подвешиваются на канатах, закрепленных за нулевую раму.

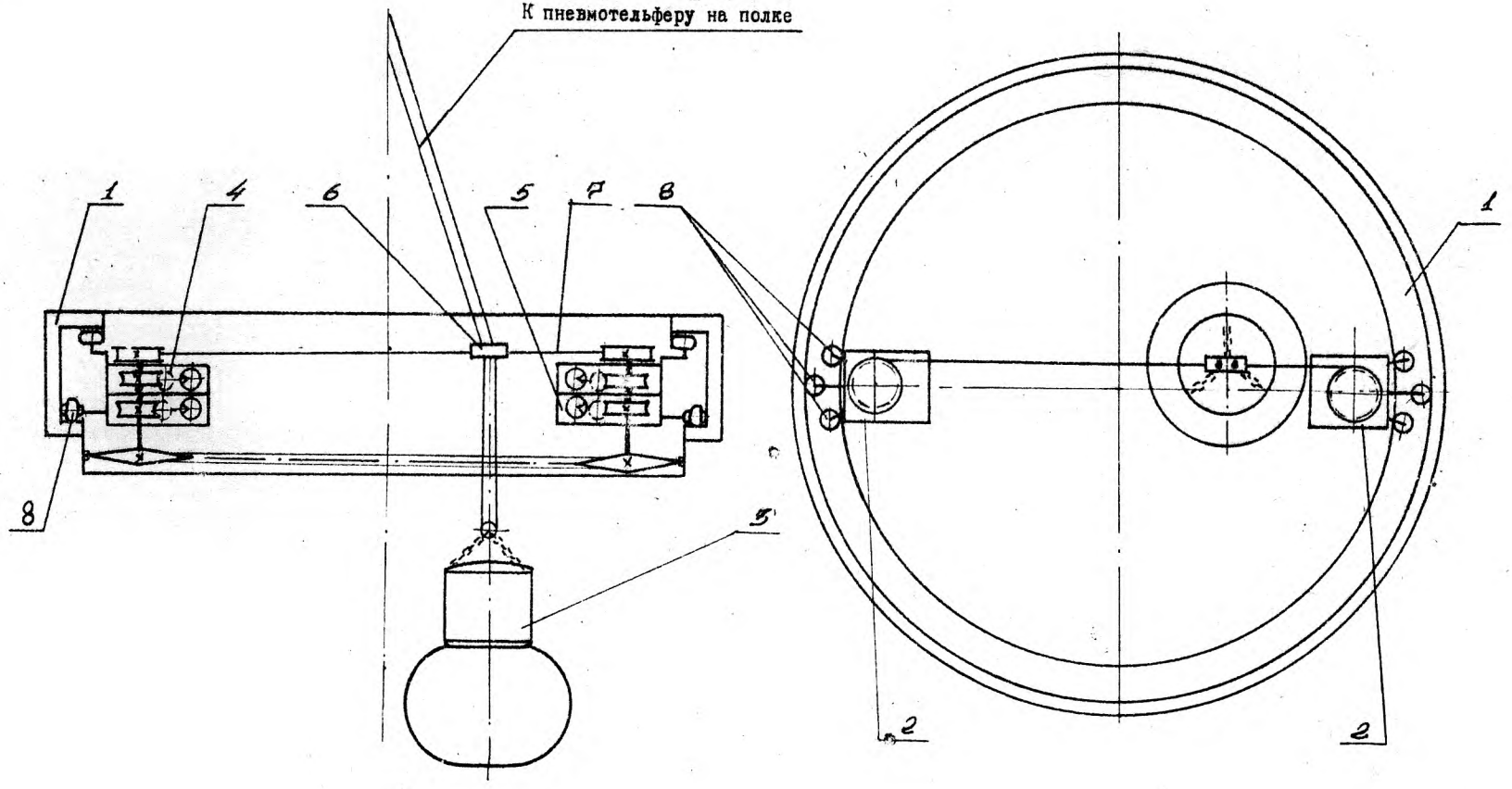




I – блок;
2 – канат;
3 – домкрат раздвижки стрел;
4 – домкрат расчалок;
5 – стрела;
6 – стрела поворотная;
7 – домкрат задания угла наклона балки;
8 – домкрат подъема;
9 – пульт управления;
IO – бурильная машина;
II – маслостанция

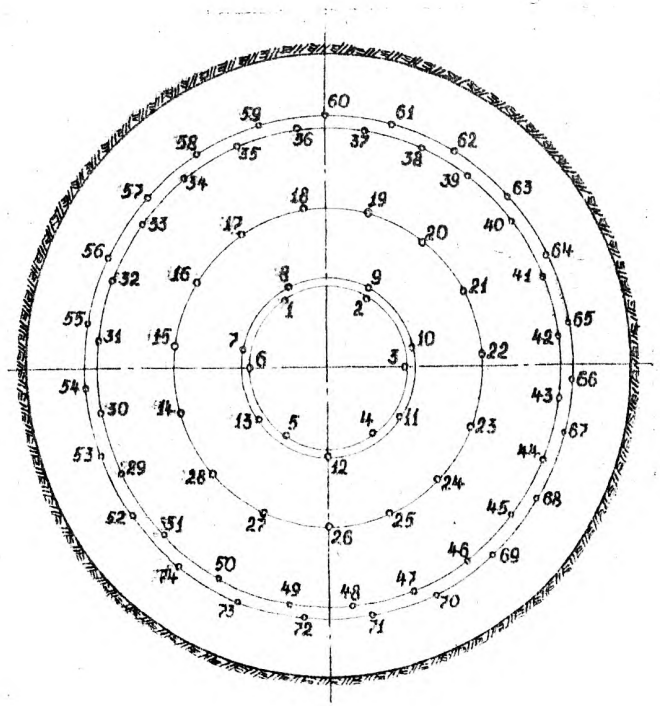
КИНЕМАТИЧЕСКАЯ СХЕМА БУРИЛЬНОЙ УСТАНОВКИ СМБУ – 4 м

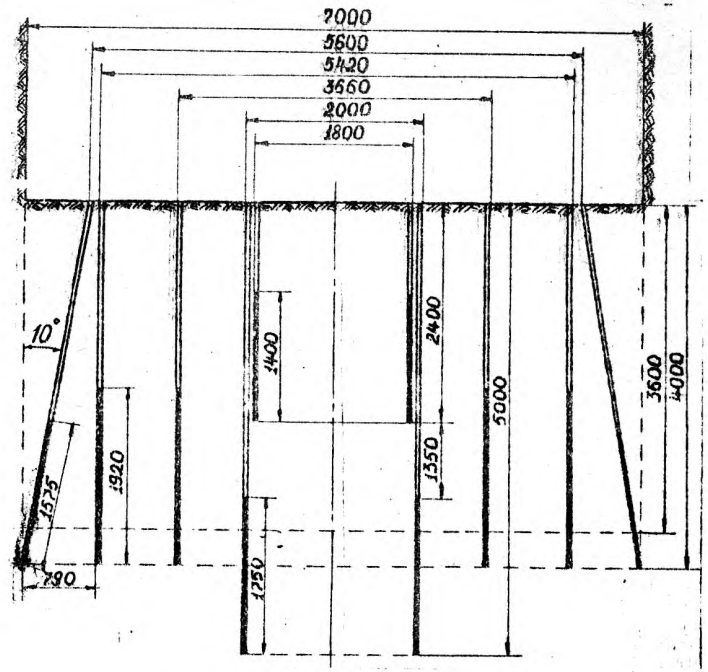
ЛИСТ 12



1 – кольцо несущее;
2 – каретки;
3 – грейфер;
4 – механизм намотки каната;
5 – механизм перемещения каретки;
6 – механизм вождения грейфера;
7 – канат вождения грейфера;
8 – опоры каретки

КИНЕМАТИЧЕСКАЯ СХЕМА ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ ОСК





Показатели по шпурам

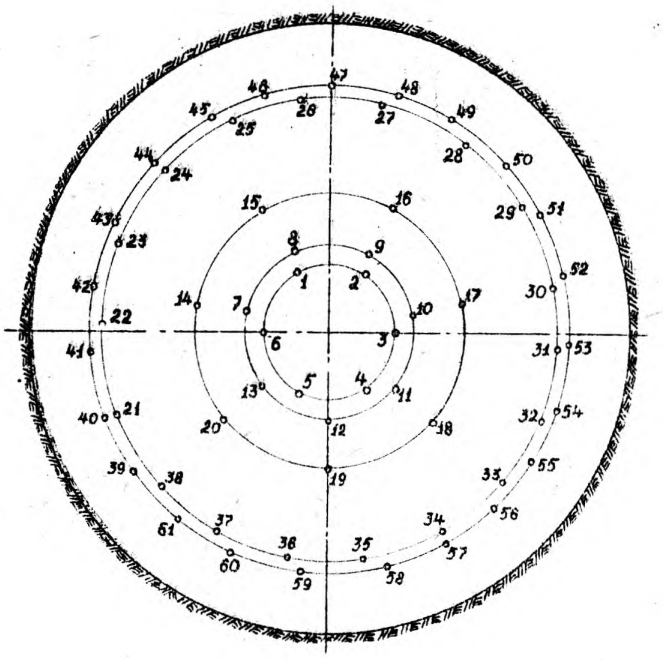
Номера шпуров	Кол-во шпуров в серии	Расстояние между шпурами, м	Длина шпуров, м	Величина заряда в шпуре, кг	Диаметр шпуров, мм	Диаметр патронов, мм	Очередность взрывания	Замедление
I-6	6	0,8	2,4	2,0	43	36	I	0
7-I3	7	0,88	5,0	2,5	43	36	II	25
I4-28	I5	0,76	4,0	2,75	43	36	III	50
29-5I	23	0,74	4,0	2,75	43	36	IУ	75
52-74	23	0,76	4,0	2,5	43	36	У	I00

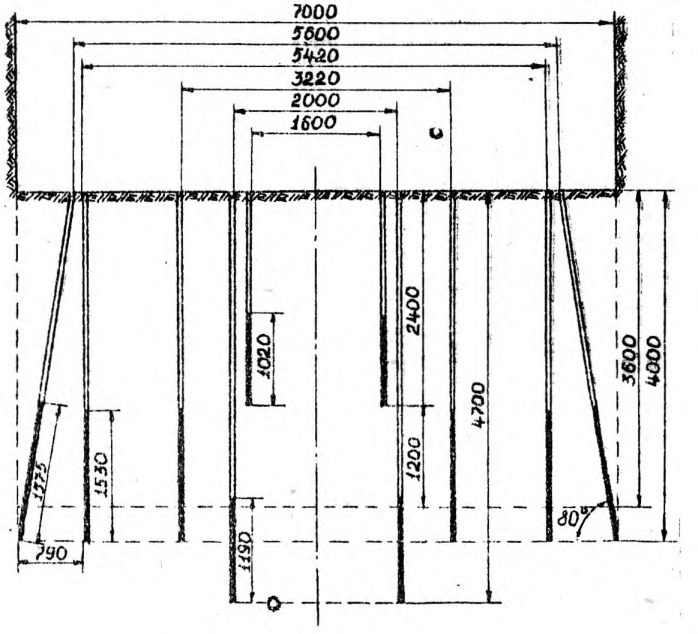
Показатели по буровзрывным работам

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Количество шпуров на цикл	шт.	74
Количество шпурометров на цикл	м	293,4
Тип электродетонаторов - ЭДКЗ, ЭД-8-56		
К.И.Ш. отбойных шпуров	-	0,9
Подвигание забоя за взрыв	м	3,6
Объем взорванной породы в целике	м^3	I38
Расход ВВ на цикл	кг	I9I,5

ДАННЫЕ О ШПУРАХ И ЗАРЯДАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ СКАЛЬНОГО АММОНИТА №I В ПАТРОНАХ ДИАМЕТРОМ 36 мм

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ШПУРОВ





Показатели по шпурам

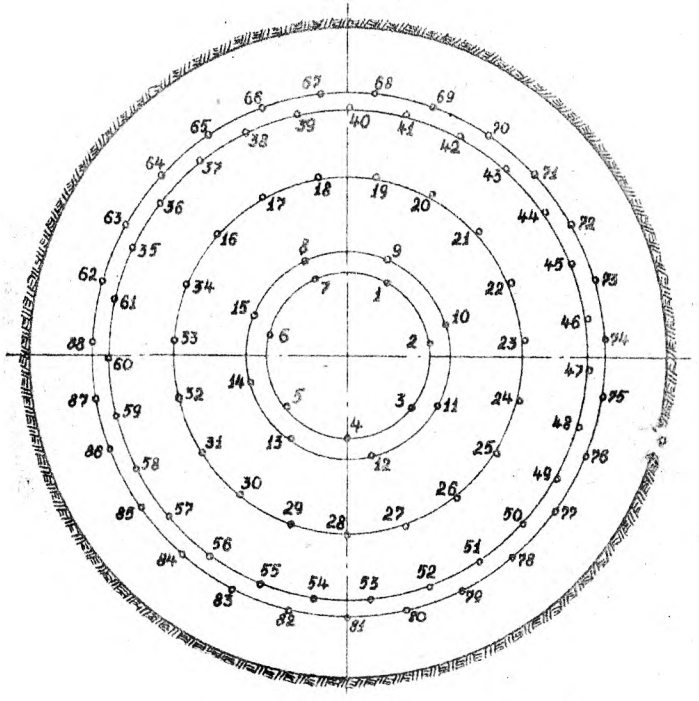
Номера шпуров	Кол-во шпуров в серии, шт.	Расстояние между шпурами, м	Длина шпуров, м	Величина заряда в шпуре, кг	Диаметр патронов, мм	Диаметр шпуров, мм	Очередность взрывания	Замедление, мс
I-6	6	0,8	2,4	2,4	45	52	I	0
7-I3	7	0,86	4,7	2,[illegible]	45	52	II	25
I4-20	7	I,4	4,0	3,6	45	52	III	50
2I-38	I8	0,94	4,0	3,6	45	52	IУ	75
39-6I	23	0,76	4,0	2,5	36	43	У	I00

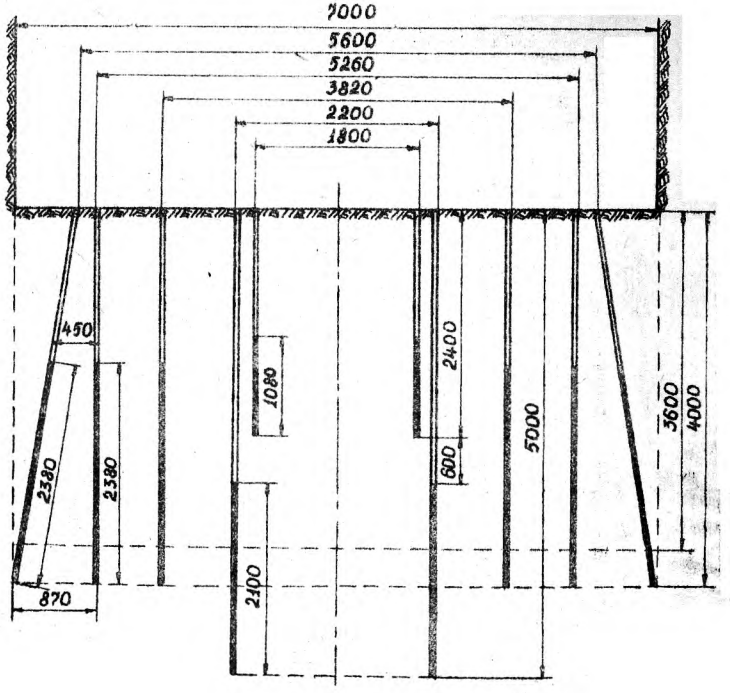
Показатели по буровзрывным работам

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Количество шпуров на цикл	шт.	88
Количество шпурометров на цикл	м	239,3
Тип электродетонаторов – ЭДКЗ, ЭД-8-56		
К.И.Ш. отбойных шпуров	-	0,9
Подвигание забоя за взрыв	м	3,6
Объем взорванной породы	$м^3$	I38
Расход ВВ на цикл	кг	I8I,5

ДАННЫЕ О ШПУРАХ И ЗАРЯДАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ СКАЛЬНОГО АММОНИТА №I В ПАТРОНАХ ДИАМЕТРОМ 36мм и 43мм

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ШПУРОВ





Показатели по шпурам

Номера шпуров	Кол-во шпуров в серии	Расстояние между шпурами, м	Длина шпуров, м	Величина заряда в шпурах, кг	Диаметр патронов, мм	Диаметр шпуров, мм	Очередность взрывания	Замедление, мс
I-7	7	0,78	2,4	I,65	36	43	I	0
8-I5	8	0,84	5,0	2,25	36	43	II	25
I6-34	I9	0,63	4,0	2,55	36	43	III	50
35-6I	27	0,6I	4,0	2,55	36	43	IУ	75
62-88	27	0,65	4,0	2,55	36	43	У	I00

Показатели по буровзрывным работам

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Количество шпуров на цикл	шт.	88
Количество шпурометров на цикл	м	348,8
Тип электродетонаторов-ЭДКЗ, ЭД-8-56		
К.И.Ш. отбойных шпуров	-	0,9
Подвигание забоя за взрыв	м	3,6
Объем взорванной породы в целике	$м^3$	I38
Расход ВВ на цикл	кг	2I8,I

ДАННЫЕ О ШПУРАХ И ЗАРЯДАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ АП-4ЖВ В ПАТРОНАХ ДИАМЕТРОМ 36мм

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ПРОХОДКИ СТВОЛА

при диаметре шпуров 40мм

Характеристика ствола

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Глубина ствола	м	до 300
Диаметр в свету	м	6,0
Диаметр вчерне	м	7,0
Сечение в свету	м	28,3
Сечение вчерне	м	38,5
Толщина крепи	мм	500
Материал крепи – монолитный бетон		
Коэффициент крепости пород f = 4-6		

Основное забойное оборудование

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Отбойные молотки	шт.	2
Бурильная установка СМБУ-4м	шт.	I
Погрузочная машина ОСК	шт.	I
Секционная опалубка h=3,5м	шт.	I
Забойный насос Н-1и	шт.	I
Бадья проходческая БПС-3	шт.	I
Проходческий 2^{x} этажный полок	шт.	I

Технико экономические показатели

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Тип ВВ – скальный аммонит №I		
Удельный расход ВВ	кг/м^3	I,4
Подвигание за		
цикл проходки,	м	3,6
цикл крепления	м	3,5
Продолжительность проходческого цикла	ч	23,5
Суточная скорость проходки по графику	м	3,67
Коэффициент готовности технологической схемы проходки		0,8
Ожидаемая средняя суточная скорость проходки	м	2,94
при прерывной рабочей неделе	м/мес	75
при непрерывной рабочей неделе	м/мес	80
Производительность труда проходчиков	м^3/вых	4,I

График организации работ

Наименование операций	Объем за цикл		Кол-во рабочих	Время по графику		Часы
	Ед. изм.	Кол-во		ч	м	I 2 3 4 5 6 7 8 9 I0 II I2 I3 I4 I5 I6 I7 I8 I9 20 2I 22 23
Бурение шпуров	шпм	296	5	4	30	
Заряжание и взрывание	шт.	74	6	2	00	
Проветривание	–	–	–	0	30	
Уборка породы						
а) приведение забоя в безопасное состояние, спуск оборудования	–	–	5	0	30	
б) первая фаза	м^3	79,5	5	8	30	
в) зачистка	м^3	3,8	5	I	30	
Спуск и установка опалубки, подготовительно-заключительные операции при укладке бетона	–	–	5	2	00	
Бетонирование	м^3	42,7	5	3	00	

Явочный состав бригады – 20 проходчиков (4 звена по 5 проходчиков)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ПРОХОДКИ СТВОЛА

при диаметре шпуров 52 мм

Характеристика ствола

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Глубина ствола	м	до 300
Диаметр в свету	м	6,0
Диаметр вчерне	м	7,0
Сечение в свету	$м^2$	28,3
Сечение вчерне	$м^2$	38,5
Толщина крепи	мм	500
Материал крепи – монолитный бетон		
Коэффициент крепости пород f = 4–6		

Основное забойное оборудование

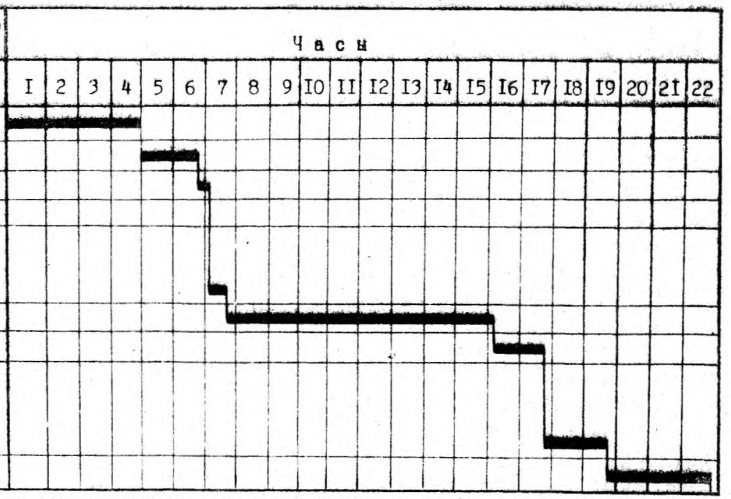
Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Отбойные молотки	шт.	2
Бурильная установка СМБУ-4м	"	I
Погрузочная машина ОСК	"	I
Секционная опалубка h = 3,5 м	"	I
Забойный насос Н-I м	"	I
Бадья проходческая БПС-3	"	I
Проходческий 2-этажный полок	"	I

Технико-экономические показатели

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Тип ВВ – скальный аммонит № I		
Удельный расход ВВ	$кг/м^3$	I,3
Подвигание за		
цикл проходки,	м	3,6
цикл крепления	м	3,5
Продолжительность проходческого цикла	ч	22,5
Суточная скорость проходки по графику	м	3,82
Коэффициент готовности технологической схемы проходки		0,8
Ожидаемая средняя суточная скорость проходки	м	3,07
Ожидаемая месячная скорость проходки		
при прерывной рабочей неделе	м/мес	80
при непрерывной рабочей неделе	м/мес	90
Производительность труда проходчиков	$м^3$/вых	4,35

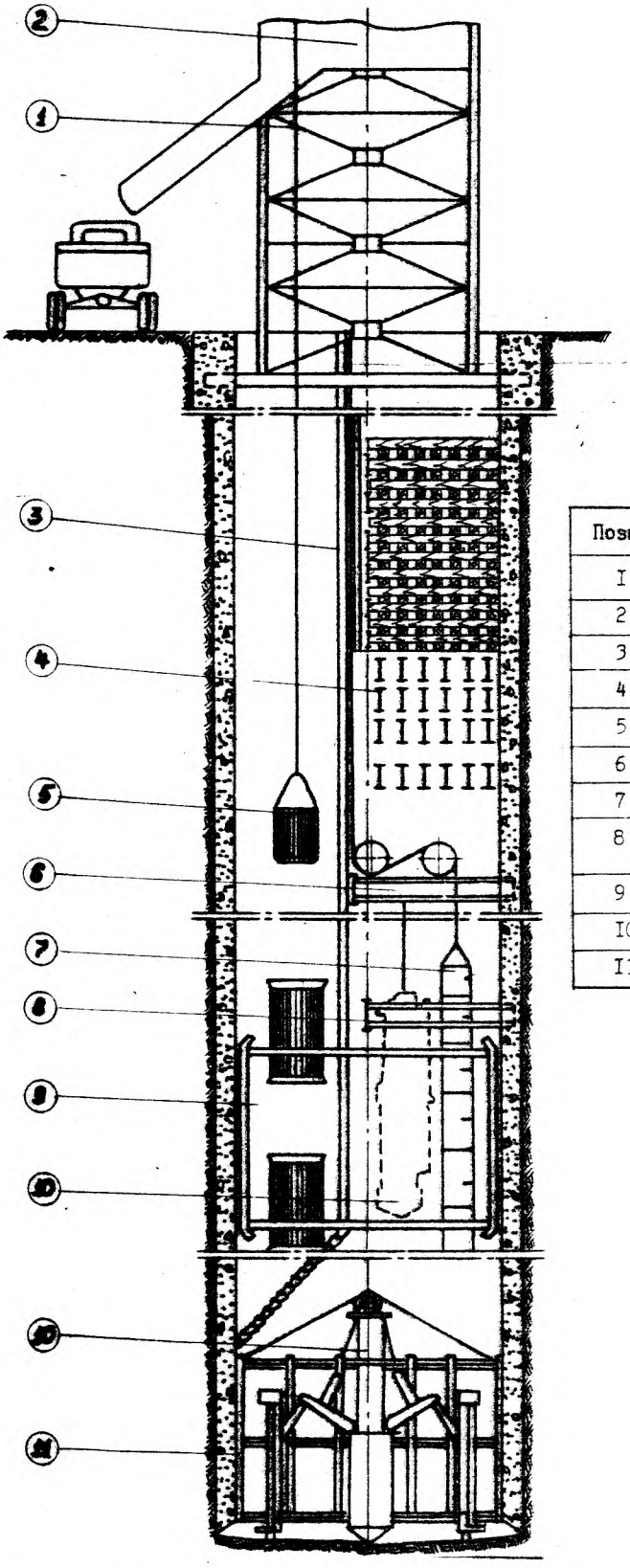
График организации работ

Наименование операций	Объем за цикл: Ед. изм	Объем за цикл: Кол-во	Кол-во рабочих	Время по графику: ч	Время по графику: м
Бурение шпуров	шпм	296	5	4	00
Заряжание и взрывание	шт.	74	6	I	40
Проветривание	–	–	–	0	30
Уборка породы					
а) приведение забоя в безопасное состояние, спуск оборудования	–	–	5	0	30
б) первая фаза	$м^3$	79,5	5	8	30
в) зачистка	$м^3$	3,8	5	I	30
Спуск и установка опалубки, подготовительно-заключительные операции при укладке бетона	–	–	5	2	00
Бетонирование	$м^3$	42,7	5	3	00



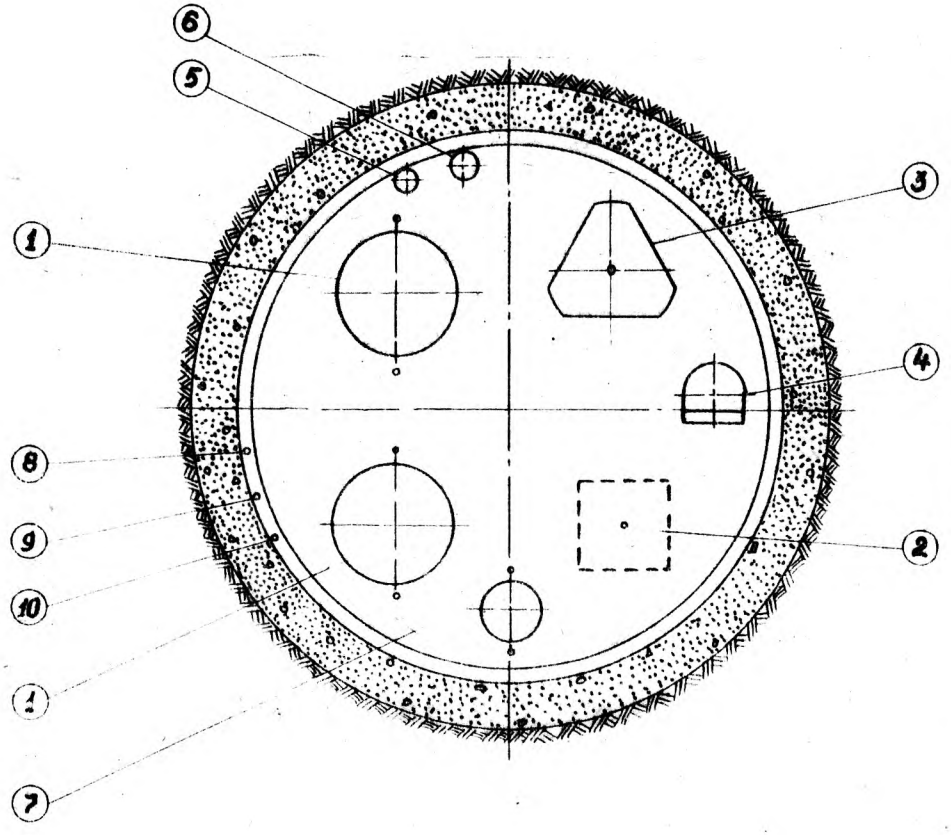
Явочный состав бригады – 20 проходчиков (4 звена по 5 проходчиков)

Технологическая схема углубки стволов с применением стволовой механизированной бурильной установки СМБУ-4м



Позиция	Наименование
I	Постоянный копер
2	Разгрузочная площадка
3	Бетонопровод
4	Предохранительный полок
5	Бадья
6	Площадка отклоняющих шкивов
7	Спасательная лестница ЛС-I
8	Полок для выхода людей со спасательной лестницы
9	Проходческий полок
I0	Бурильная установка СМБУ-4м
II	Секционная опалубка, h раб = 3,5 м

ВЕРТИКАЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ ПО УГЛУБЛЯЕМОМУ СТВОЛУ С РАСПОЛОЖЕНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ



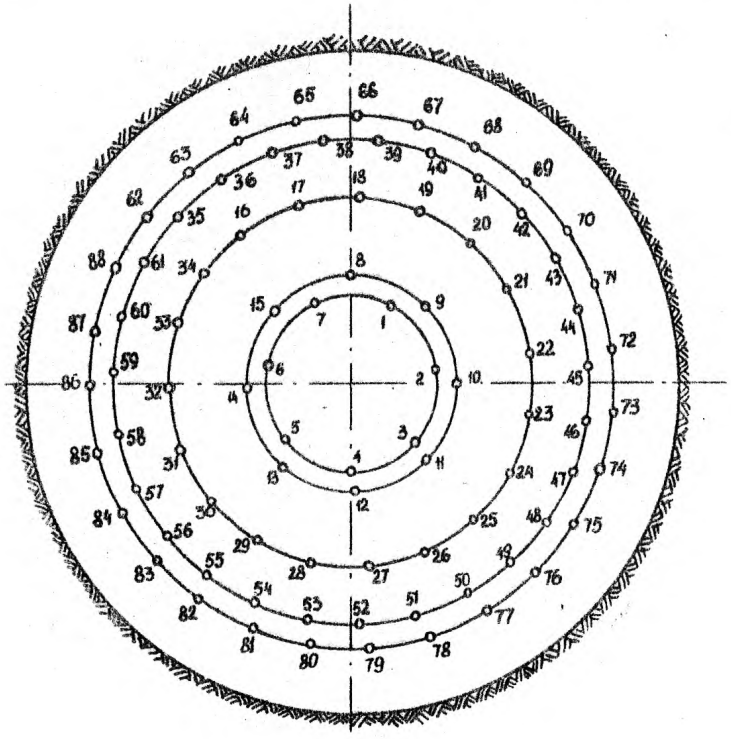
Позиция	Наименование	Коли-чество
I	Бадья проходческая БПС - I,5	2
2	Место для подвесного насоса	I
3	Бурильная установка СМБУ-4м	I
4	Спасательная лестница	I
5	Став труб для сжатого воздуха Ф I50	I
6	Став труб для спуска бетона Ф I54/I68	I
7	Трубы вентиляции Ф 600 мм	I
8	Канат кабеля взрывания	I
9	Канат кабеля освещения	I
I0	Канат кабеля сигнализации и связи	I

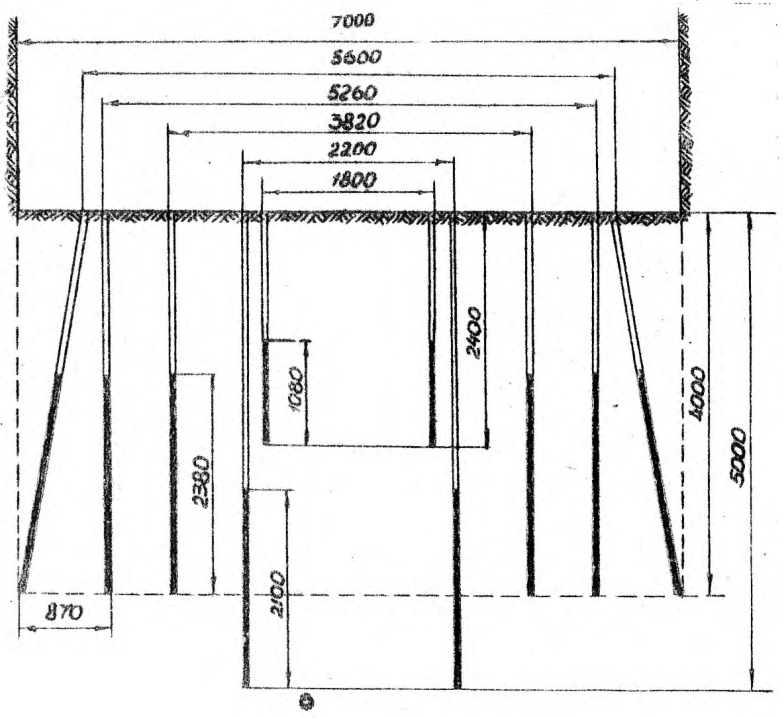
ПРИМЕЧАНИЯ:

I. Для подвески створчатой опалубки используются направляющие канаты.

2. Гибкие вентиляционные трубы подвешиваются на канатах, закрепленных за предохранительный полок.

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ШПУРОВ





Показатели по шпурам

Номера шпуров	Кол-во шпуров в серии	Расстояние между шпурами, м	Длина шпуров, м	Величина заряда в шпурах, кг	Диаметр патронов, мм	Очередность взрывания	Замедление, мс	Коэффициент использования шпуров
I-7	7	0,78	2,4	I,65	36	I	0	0,73
8-I5	8	0,84	5,0	2,25	36	II	25	0,72
I6-34	I9	0,63	4,0	2,55	36	III	30	0,9
35-6I	27	0,6I	4,0	2,55	36	IУ	75	0,9
62-88	27	0,65	4,0	2,55	36	У	I00	0,9

Показатели по буровзрывным работам

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Количество шпуров на цикл	шт.	88
Количество шпурометров на цикл	м	348,8
Тип электродетонаторов - ЭДКЗ,ЭД-8-56		
К.И.Ш отбойных шпуров	-	0,7
Подвигание забоя за взрыв	м	3,6
Объем взорванной породы в целике	$м^3$	I38.6
Расход ВВ на цикл	кг	2I8,I

ДАННЫЕ О ШПУРАХ И ЗАРЯДАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ АП-4Ж В ПАТРОНАХ ДИАМЕТРОМ 36мм

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА УГЛУБКИ СТВОЛА

График организации работ

Наименование операций	Объем за цикл		Кол-во рабочих	Время по графику		Часы
	Ед. изм.	Кол-во		ч	м	1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26 27
Бурение шпуров	шпм	352	6	3	20	
Заряжание, взрывание и проветривание	-	-	7	2	30	
Приведение забоя в безопасное состояние	-	-	-	-	30	
Уборка породы	м³	138,6	6	15	-	
Спуск и установка опалубки	-	-	6	1	30	
Бетонирование	м³	37,1	6	4	00	

Характеристика ствола

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Глубина ствола	м	350
Диаметр в свету	м	6,0
Диаметр в проходке	м	7,0
Сечение в свету	м²	28,2
Сечение в проходке	м²	38,5
Толщина крепи	мм	500
Материал крепи - монолитный бетон		
Коэффициент крепости пород f = 4 - 6		

Основное забойное оборудование

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Отбойные молотки	шт.	2
Бурильная установка СМБУ-4м	шт.	1
Пневмогрузчик КС-3	шт.	2
Секционная опалубка h = 3,5 м	шт.	1
Забойный насос Н-1м	шт.	1
Бадья проходческая БПС-1,5	шт.	2
Проходческий 2-этажный полок	шт.	1

Технико-экономические показатели

Наименование	Ед. изм.	Кол-во
Тип ВВ - АП-4ЖВ		
Удельный расход ВВ	кг/м³	1,56
Подвигание за		
цикл проходки	м	3,6
цикл крепления	м	3,5
Продолжительность проходческого цикла	ч	28,1
Суточная скорость проходки по графику	м	3,07
Коэффициент готовности технологической схемы проходки		0,7
Ожидаемая средняя суточная скорость проходки	м	2,15
Ожидаемая месячная скорость проходки		
при прерывной рабочей неделе	м/мес	55
при непрерывной рабочей неделе	м/мес	65
Производительность труда проходчиков	м³/вых	3,0

Явочный состав бригады - 20 проходчиков
(4 звена по 5 проходчиков)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ УСТЬЕВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЧАСТИ СТВОЛОВ

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОХОДКИ УСТЬЕВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЧАСТИ СТВОЛОВ

6.I. Общие положения

Проектной глубины устьев вертикальных стволов не всегда бывает достаточно для размещения проходческого оборудования и нормального ведения работ по проходке ствола.

Для этих целей проходится участок собственно ствола с общей глубиной до 30-40 м, называемый технологическим отходом. Таким образом, технологическая схема проходки устьев и технологической части стволов включает проходку их верхней части на глубину до 40 м.

Отличительной особенностью проходки устьев вертикальных стволов является то, что они частично или полностью расположены в слабых малоустойчивых породах (наносах). При обнажении такие породы непродолжительное время находятся в равновесии, которое даже при незначительном обводнении может утрачиваться. Возможен вынос породы с водоотливом.

В Кузбассе фактический водоприток в пройденные устья составлял от 0 до 30 $м^3/ч$.

Для проходки устьев вертикальных стволов применяются следующие схемы оснащения:

- устанавливают оборудование, применяемое для проходки ствола, и все работы по проходке устья производят с его применением;
- устанавливают временное оборудование только для проходки устья.

Прогрессивным вариантом проходки устьев является использование проходческого или постоянного копра и, соответственно, подъемных машин.

Проходку и крепление устьев вертикальных стволов осуществляют по следующим схемам:

- последовательной с одной или несколькими заходками (схемы могут быть осуществлены как с предварительной проходкой и креплением постоянной крепью оголовка 3-4 м, так и с временным креплением его);
- совмещенной с креплением тюбингами или бетоном.

Выемка наносов может быть осуществлена отбойными молотками, пневмоломами, экскаватором Э-153 "Беларусь", экскаватором ЭШ-15I4, грейфером вместимостью от 0,65 $м^3$ и больше.

Выемка экскаватором Э-153 "Беларусь" может быть осуществлена, когда проходка ведется по необводненным наносам и диаметр устья вчерне не менее 9 м.

Экскаватор Э-15I4 обеспечивает полную выемку наносов в стволах диаметром до 7,5 м.

6.2. Выбор схем оснащения и технологии проходки наносов

Проходка устьев с применением временного оборудования (только для проходки устьев) начинается в подготовительный период, когда на строительной площадке еще нет электроэнергии и воды, не построен комплекс сооружений, необходимых для проходки ствола, не проложены дороги.

Такая организация ведет за собой использование маломощных подъемных средств, ручную погрузку и часто ручную выемку породы, спуск и подъем людей по лестницам и другие недостатки.

Перечисленные факторы обусловливают:

- низкую скорость проходки, равную 9-I3 м/мес, при большой вероятности приведения устьев в аварийное состояние;
- увеличение стоимости и трудозатрат сооружения стволов, вызванных дополнительным оснащением и низкими скоростями проходки;
- значительные разрывы (до нескольких лет) между окончанием проходки устья и началом проходки ствола, что ведет к замораживанию капвложений и усложнению перехода к проходке ствола.

Как правило, проходку устья следует начинать только тогда, когда будет полностью закончено оснащение ствола [I6, I7, I8] .

Такая организация позволяет:

- механизировать все процессы и значительно повысить скорость проходки устья, что имеет большое значение для обес-

печения безаварийности работ;

- осуществить переход от устройства устья к проходке ствола без перерыва, не допуская заполнения устья водой, ухудшающего условия проходки;

- снизить стоимость сооружения устья ствола за счет лучшей организации работ и устранения монтажа и демонтажа специального оборудования для проходки устья.

Сооружение устья и технологического отхода раньше окончания оснащения ствола следует производить только при технико-экономическом обосновании.

При сооружении устья до окончания монтажа подъемной установки, которая будет применена при проходке ствола, следует применять инвентарный шарнирный копер конструкции комбината "Кривбассшахтопроходка" [19] и передвижную подъемную установку ПУ-1600 [20].

Для выемки наносов рекомендуется использовать экскаватор ЭШ-1514, разработанный СКБ Мосстроя и используемый Московским трестом горнопроходческих работ.

Предлагаемые копер и экскаватор успешно прошли промышленную проверку. Рабочие чертежи на них имеются в институте "Кузниишахтострой".

Техническая характеристика копра конструкции комбината "Кривбассшахтопроходка"

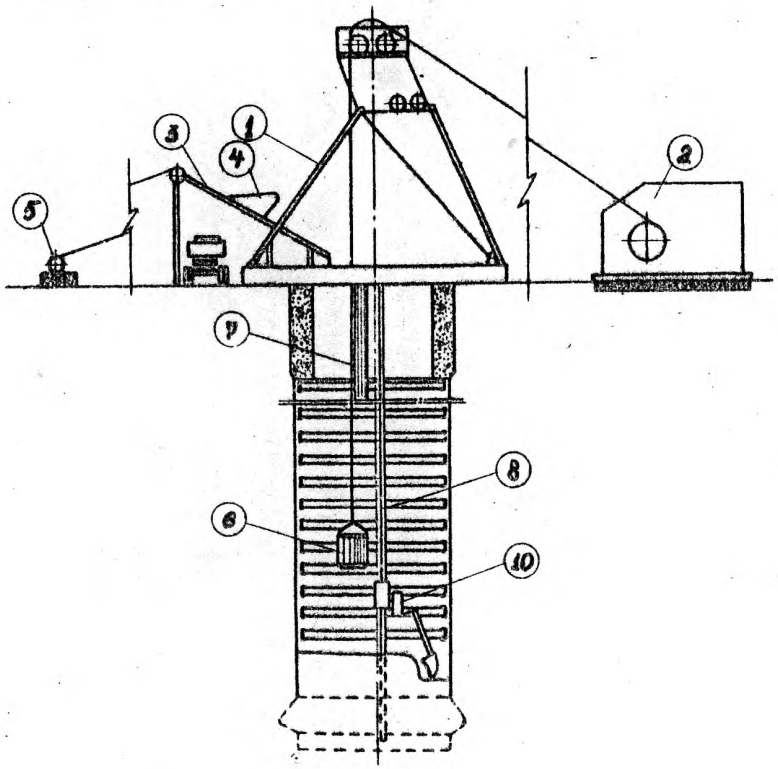
Высота от проходческой рамы до верхней подшкивной площадки, м	10,6
Разнос ног копра, м	10,6
Количество подшкивных площадок, шт.	2
Размеры в плане верхней подшкивной площадки, мм	2400x2570
Масса копра, т	8,2
Масса проходческой рамы, т	12,8
Масса конструкций разгрузки породы, т	3,0
Общая масса металлоконструкций (копра со шкивами, проходческой рамы, разгрузки бадей), т	28,8

Техническая характеристика экскаватора ЭШ-1514

Диаметр проходимого ствола вчерне, м	4-7,5
Глубина выемки, м	до 20
База	экскаватор Э -1514
Время рабочего цикла, с	25
Шаг передвижки по вертикали, мм	400
Тип привода	гидравлический
Диаметр опорной трубы, мм	219/179
Габаритные размеры, мм ширина высота	 2950 2650
Вместимость ковша, $м^3$	0,15
Эксплуатационная производительность, $м^3/ч$	12-14

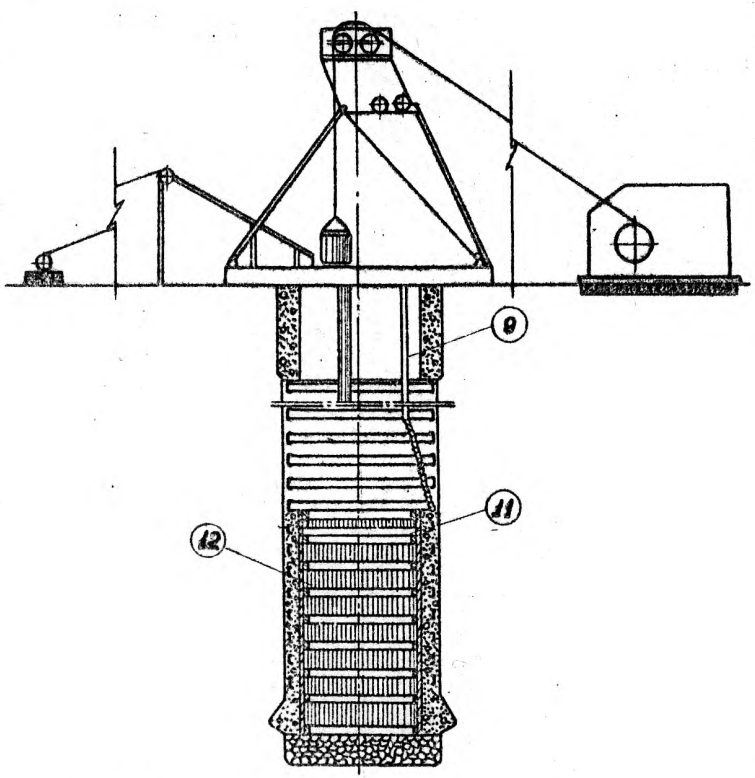
При соответствующем технико-экономическом обосновании при возведении постоянного крепления в наносах следует применять передвижную или инвентарную металлическую опалубку.

ПРОХОДКА УСТЬЯ ЭКСКАВАТОРОМ ЭШ-I5I4



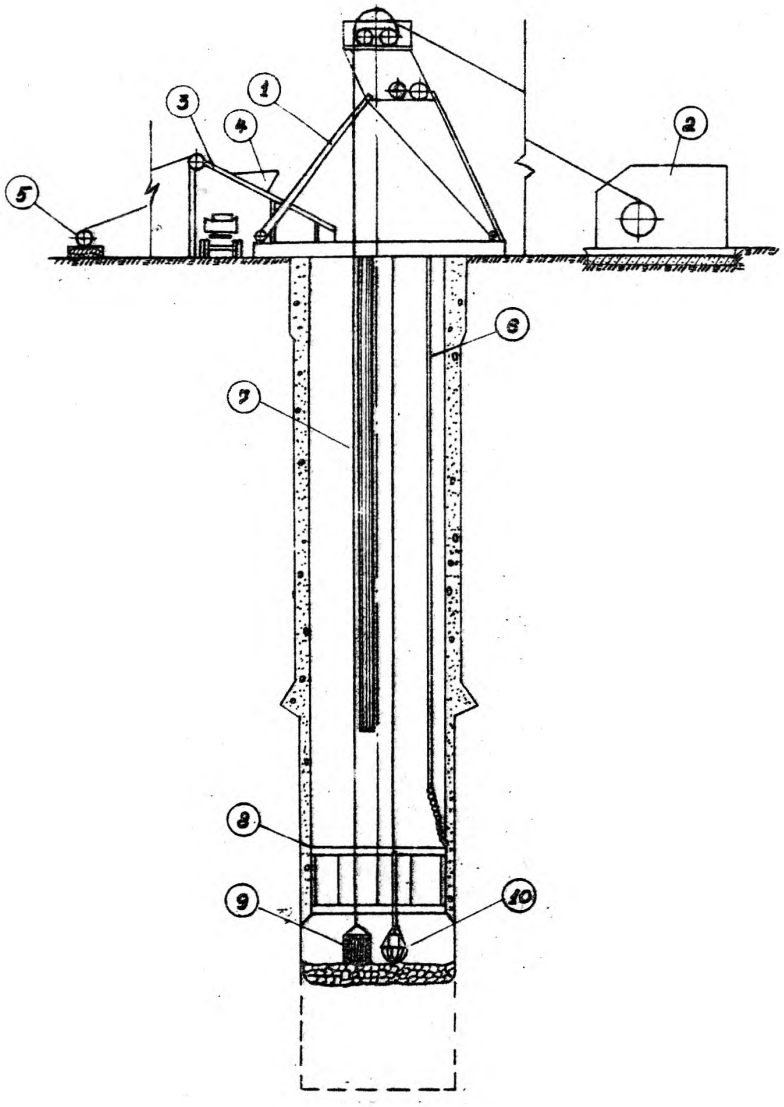
Позиция	Наименование
I	Шарнирный инвентарный копер
2	Передвижная подъемная установка ППУ-I600
3	Наклонная эстакада
4	Скип
5	Лебедка для подъема скипе
6	Бадья БПС-I,5

ВОЗВЕДЕНИЕ ПОСТОЯННОЙ КРЕПИ



Позиция	Наименование
7	Став труб вентиляции Ф 600мм
8	Направляющая труба-стойка Ф I79/209мм
9	Став труб для спуска бетона Ф I54/I68мм
I0	Экскаватор ЭШ-I5I4 с ковшом вмести - мостью 0,I5 м^3
II	Переносной деревянный полок
I2	Деревянная опалубка

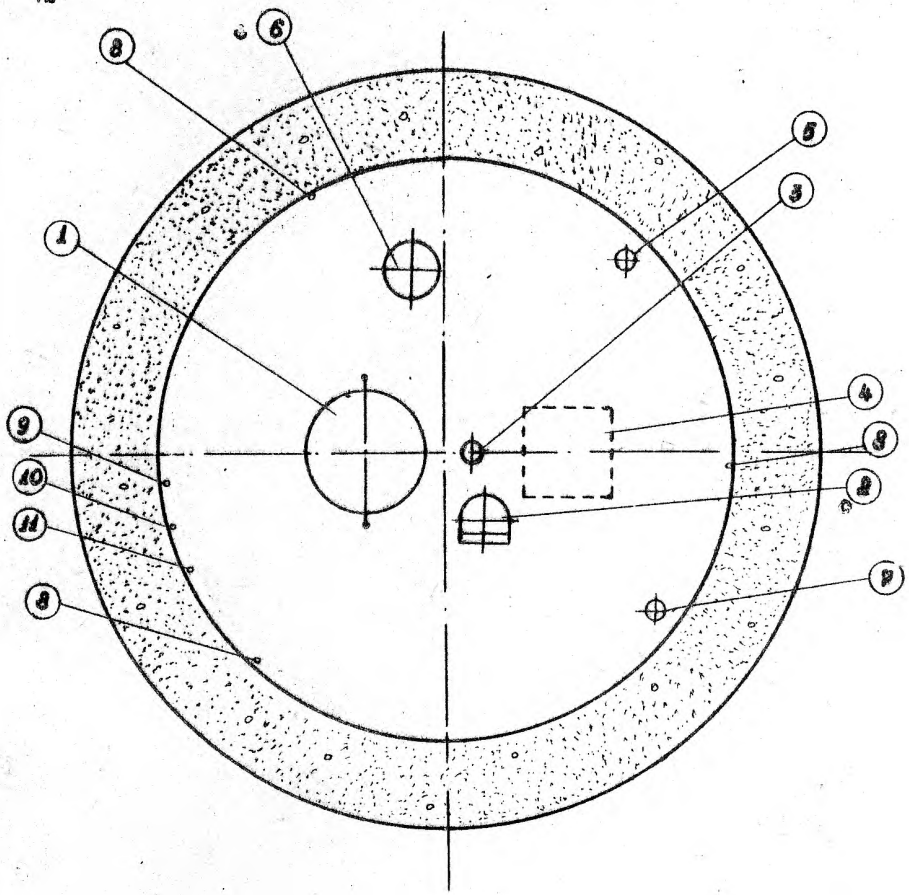
ВЕРТИКАЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ С РАЗМЕЩЕНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПРОХОДКЕ УСТЬЕВ СТВОЛОВ ДИАМЕТРОМ ВЧЕРНЕ ДО 7,5м



Позиция	Наименование
I	Шарнирный инвентарный копер
2	Подъемная установка ПУ-I600
3	Наклонная эстакада
4	Скип
5	Лебедка для подъема скипа

Позиция	Наименование
6	Став труб для спуска бетона
7	Став труб вентиляции Ф 600мм
8	Секционная опалубка, h =3,5м
9	Бадья вместимостью I,5 м^3
I0	Пневмогрузчик КС-3

ВЕРТИКАЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ С РАСПОЛОЖЕНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПРОХОДКЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОТХОДА

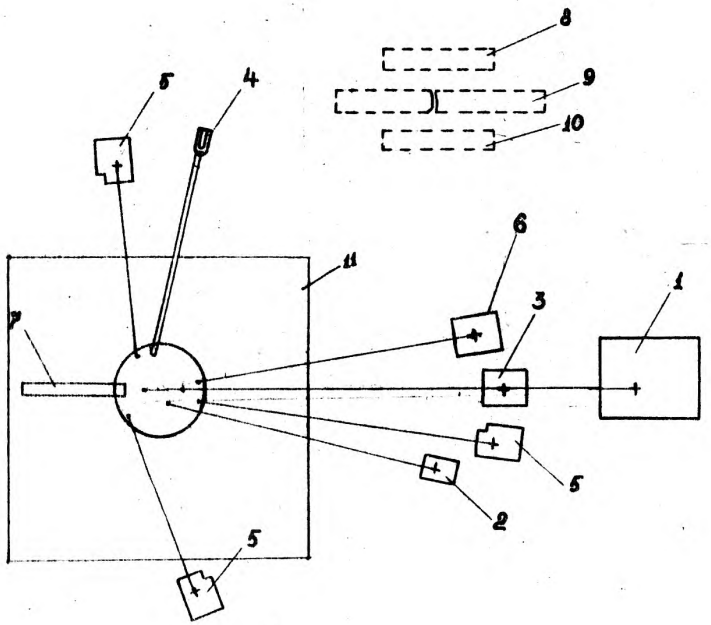


Позиция	Наименование	Коли-чество
I	Бадья проходческая БПС-I,5 м^3	I
2	Спасательная лестница ЛС-I	I
3	Направляющая труба-стойка I79/2I9 мм	I
4	Место для подвесного насоса	I
5	Став труб для спуска бетона I54/I68 мм	I
6	Став труб вентиляции 600 мм	I
7	Став труб сжатого воздуха I50 мм	I
8	Канаты подвесной металлической опалубки	3
9	Канат кабеля сигнализации и связи	I
I0	Канат кабеля освещения	I
II	Канат кабеля взрывания	I

Примечание

Ставы труб для спуска бетона, подачи сжатого воздуха и вентиляции подвешиваются за нулевую раму.

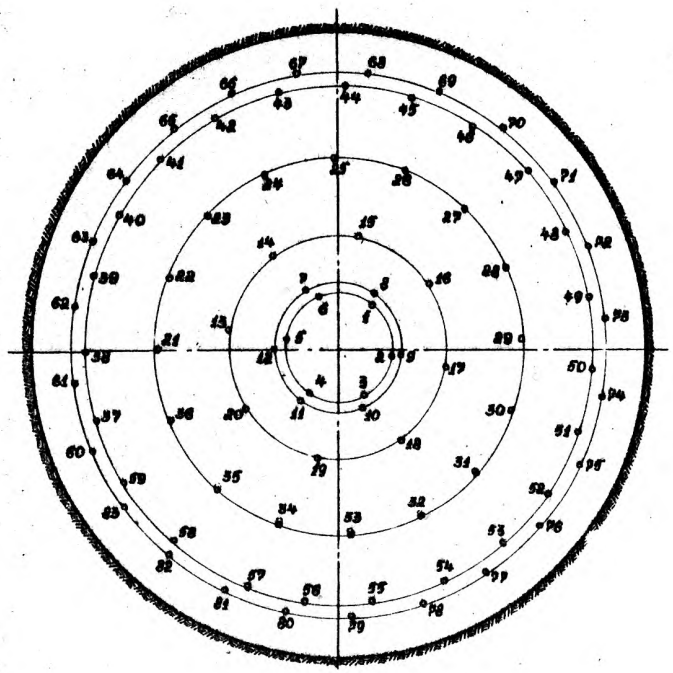
СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ В УСТЬЕ СТВОЛА

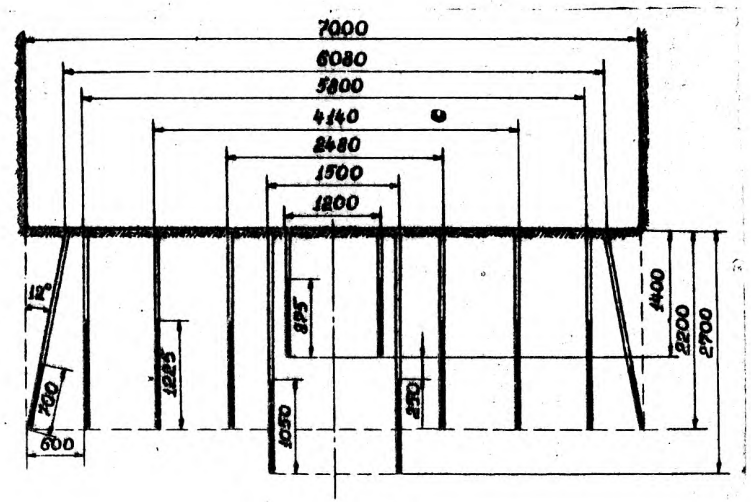


Позиция	Наименование	Тип	Количество
I	Передвижная подъемная машина	ПДУ-I600	I
2	Лебедка спасательной лестницы	ЛПК-4/500	I
3	Лебедка подвесного насоса	ЛПЗ-5/500	I
4	Вентилятор	СВМ-6м	I
5	Лебедка подвесной опалубки	ЛПЗ-5/500	3
6	Лебедка для подъема бункера с бетоном	ЛПЗ-5/500	I
7	Эстакада для выдачи породы	-	I
8	Передвижная электроподстанция	БЭС-630-МВ	I
9	Передвижная компрессорная станция	ПКВ-25/8	2
I0	Передвижная раскомандировка	-	I
II	Покрытие околоствольной площадки ж/б плитами	-	I

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ НА ПОВЕРХНОСТИ

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ ШПУРОВ





Показатели по шпурам

Номера шпуров	Кол-во шпуров в серии	Расстояние между шпурами, мм	Длина шпуров, м	Величина заряда шпура, кг	Диаметр патрона, мм	Диаметр шпуров, мм	Очередность взрывания	Замедление, мс
I-6	6	0,6	I,40	I,25	36	43	I	0
7-I2	6	0,75	2,7	I,5	36	43	П	25
I3-20	8	I,0	2,2	I,75	36	43	Ш	50
2I-36	I6	0,8	2,2	I,.5	36	43	IУ	75
37-59	23	0,8	2,2	I,75	36	43	У	I00
60-83	24	0,8	2,2	I,0	36	43	УI	I50

Показатели по буровзрывным работам

Показатели	Ед. изм.	Кол-во
Количество шпуров на цикл	шт.	83
Количество шпурометров на цикл	м	I70,8
Тип электродетонаторов- ЭДКЗ, ЭД-8-56		
К.И.Ш отбойных шпуров	-	0,95
Подвигание забоя за взрыв	м	2,I
Объем взорванной породы	$м^3$	8I
Расход ВВ на цикл	кг	I22,5

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ПРОХОДКИ УСТЬЯ СТВОЛА

Наименование операций	Объем работ		Норма времени	Кол-во рабочих	Время по графику		Часы
	Ед. изм.	Кол-во			ч	м	1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22
	Проходка устья до глубины 4м. Подвигание забоя за цикл 0,8м						
Разработка породы экскаватором	$м^3$	40,2	-	4	3	20	
Навеска колец временной крепи	шт.	1	10,6	4	2	40	
	Постоянное крепление до глубины 4м. Подвигание крепи за цикл 1м						
Перестановка полка	-	-	-	4	1	00	
Установка опалубки	зв.	1	7,9	4	2	00	
Укладка бетона	$м^3$	21,9	1,15	4	4	30	
	Проходка устья от глубины 4м до 20м. Подвигание забоя за цикл 0,8м						
Разработка породы экскаватором	$м^3$	36,3	-	4	3	00	
Навеска колец временной крепи	шт.	1	10,6	4	2	40	
	Постоянное крепление от глубины 4м до 20м. Подвигание крепления за цикл 1м						
Перестановка полка	-	-	-	4	1	00	
Установка опалубки	зв.	1	7,9	4	2	00	
Укладка бетона	$м^3$	17	1,15	4	4	55	
	Проходка ствола от глубины 20м до 40м. Подвигание забоя за цикл 2,1м						
Бурение шпуров	шпм	174	0,175	6	5	00	
Заряжание, взрывание и проветривание	-	-	-	7	3	00	
Приведение забоя в безопасное состояние	-	-	-	7	0	30	
Уборка породы	$м^3$	80,8	0,95	6	12	50	
	Постоянное крепление от глубины 20м до 40м. Подвигание крепления за цикл 3,5м						
Установка опалубки	зв.	1	-	6	1	30	
Укладка бетона	$м^3$	35,7	0,95	6	4	10	

ПРОДОЛЖЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ КАРТЫ ПРОХОДКИ УСТЬЯ СТВОЛА

Характеристика устья и технологического отхода

Показатели	Ед. изч.	Кол-во
Диаметр в свету	м	6,0
Диаметр вчерне до глубины 4м	м	8,0
Диаметр вчерне от глубины 4м до 20м	м	7,6
Диаметр вчерне от глубины 20м до 40м	м	7,0
Сечение в свету	$м^2$	28,3
Сечение вчерне до глубины 4м	$м^2$	50,2
Сечение вчерне от глубины 4м до 20м	$м^2$	45,3
Сечение вчерне от глубины 20м до 40м	$м^2$	38,5
Коэффициент крепости коренных пород		4 ÷ 6
Глубина устья с технологическим отходом	м	40
Тип бурильной машины - ПР - 30 лус		
Высота опалубки	м	3,5
Отставание опалубки от забоя	м	0,5-3,5
Временная крепь - кольцо из швеллера № 24		
Расстояние между кольцами временной крепи	м	0,8
Постоянная крепь - монолитный бетон		
Скорость проходки до глубины 4м	м/сут	3,2
Скорость бетонирования до глубины 4м	"	3,2
Скорость проходки от глубины 4м до 20м	"	3,08
Скорость бетонирования от глубины 4м до 20м	"	3,27
Скорость проходки технологического отхода	"	2,07

Состав проходческой бригады:
проходка устья - 4 звена по 4 проходчика,
проходка технологического отхода - 4 звена по 6 проходчиков

ЛИТЕРАТУРА

I. Технологические схемы сооружения вертикальных стволов. Харьков, I978, (ВНИИОМШС)

2. Выбор оборудования при проведении горных выработок (справочное пособие). М., I970, 352 с.

3. Справочник инженера-шахтостроителя, том I.М.,"Недра", I972, 504 с.

4. ТИРКЯН Р.А. Расчетные обоснования процессов погрузки и подъема породы при проходке стволов.-"Шахтное строительство", I969, № 6, II-I5 с.

5. Техника и технология проходки вертикальных стволов шахт. М., "Недра", I970, 3II с. Авт.: МИНДЕЛИ Э.О. и др.

6. ГУЗЕЕВ А.Г. Основы проектирования технологии строительства и реконструкции шахт. М., "Недра", I972, 232 с.

7. АПТЕКАРЬ П.А. Определение емкости бадей и производительности грейферных грузчиков при проходке стволов.-"Проектирование и строительство угольных предприятий", I97I, № 5, I8-I9 с.

8. МИЦКЕВИЧ В.В. Выбор емкости бадей при проходке шахтных стволов.-"Уголь Украины", I966, № 8, 5I-52 с.

9. ВОЛКОВ В.П. Соотношение фактической и расчетной скоростей проходки вертикальных стволов. Сб."Совершенствование технологии, организации и механизации строительства угольных предприятий Кузнецкого, Карагандинского и других угольных бассейнов", труды Кузнишахтострой, вып. I7. Кемерово, I978, I5-22 с.

I0. Подъемные установки в шахтном строительстве. М., Госгортехиздат, I960, 259 с. Авт.: БУБЛИКОВ Е.В. и др.

II. ГРЕБЕНИК В.Е. Исследование и совершенствование процесса выпуска горной массы при проходке и углубке вертикальных шахтных стволов с передовой скважиной. Автореферат диссертации на соискание ученой степени канд.техн.наук. Кемерово, I973, (КузПИ)

I2. КОСАРЕВ Н.Ф. Совершенствование технологии сооружения стволов с использованием передовой скважины. Автореферат диссертации на соискание ученой степени канд.техн.наук. Л., I977, (ЛПИ)

I3. КОСАРЕВ Н.Ф., КУК В.И., УМНОВ К.С. Исследование вопросов спуска и погрузки породы при сооружении стволов с использованием передовой скважины.- [В сб. научных трудов КузПИ, вып. I5,I7] . Кемерово, I973

I4. УМНОВ Н.Р. Степень механизации процесса бурения шпуров стволовыми установками.- [В сб. научных трудов КузПИ, вып. 6I] . Кемерово, I973

I5. УМНОВ Н.Р. Трудоемкость и степень механизации ручного перфораторного бурения шпуров при проходке вертикальных стволов.- [В сб. научных трудов Кузнишахтострой, вып.II] . Кемерово, I972

I6. БРОВМАН Я.В. Организация строительства угольных шахт. М., "Недра", I966

I7. Справочник инженера-шахтостроителя. М.,"Недра",I965

I8. СТОЕВ И.С. Организация скоростного сооружения стволов шахт. М., "Недра", I965

I9. Реконструкция глубоких шахт. М., "Недра", I973. Авт.: ВЛАСЕНКО Ю.Я. и др.

20. МЕЛИКСЕТОВ С.С., САПРОНОВ В.Г., БОЛЬШИНСКИЙ Г.М. Опыт эксплуатации передвижного оборудования. М., I972, (ЦНИЭИуголь)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СООРУЖЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ
ДЛЯ УСЛОВИЙ КУЗНЕЦКОГО И КАРАГАНДИНСКОГО БАССЕЙНОВ

(дополнения к схемам ВНИИОМШСа, 1978 г.)

Ответственные за выпуск Н.Р.УМНОВ, И.Н.ПОПОВ

Корректор А.П.ИЛЬИЧЕВА

Подписано к печати 12.12.79г. Формат 60х84 1/8 Объем 9,875 п.л.

Тираж 350 экз. Заказ № 46 Ц е н а 70 коп.

Отпечатано на ротапринте Кузнишахтостроя, г. Кемерово

УДК 622.25.003.63

Технологические схемы сооружения вертикальных стволов для условий Кузнецкого и Карагандинского бассейнов (дополнения к схемам ВНИИОМШСа, 1978 г.). Кемерово, 1979, стр. 78. (институт "Кузнишахтострой").

Разработаны с использованием действующих нормативных документов и на основании выполненных институтом "Кузнишахтострой" научных исследований и конструкторских разработок, практического опыта сооружения стволов в Кузнецком и Карагандинском бассейнах, анализа и обобщения литературных источников, а также разработок института "Донгипрооргшахтострой", комбината "Кривбассошахтопроходка" и горнопроходческого треста № I г. Москвы. Они являются дополнением к "Технологическим схемам сооружения вертикальных стволов", разработанным ВНИИОМШСом в 1978 г., и регламентируют выбор технологии, оборудования, объем и методику разработки проекта организации работ.

"Технологические схемы ..." включают:

- проходку неглубоких стволов (до 250 м) с передовой скважиной для спуска породы;
- проходку неглубоких стволов (до 300 м) с комплексом ОСК;
- углубку стволов с применением бурильной установки типа СМБУ;
- проходку устьев и технологической части стволов;
- методику выбора оптимального подъема для проходки вертикальных стволов;
- методику расчета паспорта буровзрывных работ.

"Технологические схемы ..." предназначены для инженерно-технических работников шахтостроительных, проектных и научно-исследовательских организаций, занимающихся вопросами сооружения вертикальных стволов.

Ключевые слова: вертикальный ствол, технологическая схема, проходка, методика, выбор подъема, буровзрывные работы.

gost.e-ecolog.ru