

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

**МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ОТКРЫТЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**Кафедра  
«Разработки месторождений полезных ископаемых»**

**УТВЕРЖДАЮ  
Проректор по учебной работе**

**А.К.Порцевский**

**Технологии проведения  
горизонтальных, вертикальных  
горных и горно-разведочных выработок**

**Гриф УМО (№ 51-74 от 28.06.2004.). Зарегистрировано в  
Федеральном агентстве по образованию (№ 5373 от 16.11.2005.).**

**для студентов специальностей  
130402 (090100) «Маркшейдерское дело»  
130403 (090500) «Открытые горные работы»  
130404 (090200) «Подземная разработка месторождений  
полезных ископаемых»  
130406 (090400) «Шахтное и подземное строительство»  
130302 (080300) – «Поиски и разведка подземных вод и  
инженерно-геологические изыскания»  
130203 (080700) – «Технология и техника разведки месторождений  
полезных ископаемых»**

Москва – 2004 г.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>Введение</b>	3
<b>Часть 1. Проведение горизонтальных горных выработок</b>	4
Форма и размеры поперечного сечения	4
Взрывная отбойка	7
Выбор перфораторов	7
Выбор взрывчатых веществ (ВВ)	9
Средства взрывания (СВ)	10
Заряжание взрывчатых веществ	10
Выбор зарядной машины	11
Расчёт параметров БВР	12
Механическая отбойка	15
Проветривание тупиковых забоев	16
Доставка и погрузка	19
Крепление проходческих и очистных забоев	23
Управление горным давлением	31
Расчёт продолжительности проходческого цикла	32
<b>Часть 2. Проведение вертикальных горных выработок</b>	33
I. Восстающие, рудоспуски	33
II. Стволы	35
Расчёт БВР	41
Крепление ствола	44
Углубка вертикального ствола	47
Расчёт продолжительности проходческого цикла	47
<b>Часть 3. Проведение разведочных канав, траншей, шурфов, камерных выработок</b>	50
Сооружение камерных выработок	50
Проходка разведочного шурфа	50
Проведение канав и траншей	52
<b>Часть 4. Специальные способы проходки</b>	55
<b>Литература</b>	58
<b>Приложение 1. Нормы времени на горнопроходческие работы</b>	60
<b>Приложение 2. Техническая характеристика оборудования для строительства и эксплуатации подземных рудников</b>	63

## ВВЕДЕНИЕ

Согласно государственному образовательному Стандарту высшего профессионального образования от 14.04.2000 г. по направлению подготовки 650600 «Горное дело» технология проведения горизонтальных и вертикальных выработок входит обязательной составной частью в специальные дисциплины для студентов специальности 090100, 090200, 090400, 090500, 080300, 080700. Именно для этих специальностей и подготовлено настоящее учебное пособие, которое также может быть использовано студентами в качестве справочного материала при выполнении курсовых, дипломных проектов. В основе курса «Технологии проведения горизонтальных, вертикальных горных и горно-разведочных выработок» лежит курс «Физика горных пород. Геомеханика» (для специальностей 090100, 090200, 090400, 090500 и 080700) и курс «Механика горных пород» (для специальности 080300).

Проходка горных выработок осуществляется на всех стадиях предварительной и детальной разведки недр, а также при подземной добыче полезных ископаемых. Наибольшая часть проходческих работ производится при предварительной (33%) и детальной (50%) разведке. Из них на долю горизонтальных разведочных выработок (штольни, квершлагги, штреки и орты) приходится 96-98%, на долю вертикальных выработок - стволов 1-1,5%, а восстающих и рудоспусков 1-2,5%. Как правило, новое месторождение вначале обследуется геологами, а для этого им приходится руководить проходкой стволов, квершлаггов, штреков, восстающих, а уж из этих капитальных и подготовительных выработок бурить разведочные скважины для уточнения контуров и запасов рудных тел. После завершения работ по обследованию месторождения пройденные выработки передаются на баланс шахтёрам-эксплуатационникам.

Совсем недавно (в 1965 г.) в провинции Морона-Сантьяго в Эквадоре обнаружена<sup>1</sup> древняя система вентиляционных стволов и подземных выработок на глубине 230 м, общей протяжённостью десятки километров. Эти горные выработки с оплавленными краями (электрофизический метод проходки?) использовались для добычи золота в IX-IV тысячелетиях до н.э. Другие явные следы подземной разработки золота (более 10 тыс. лет назад) найдены в Танзании в районе озёр Виктория и Танганьика (Восточная Африка), а также вблизи озера Титикака в Андах (на западе Южной Америки).

**Цикл проходческих работ** состоит из следующих технологических процессов:

а) отбойка (буровзрывная – для пород крепостью  $f > 6$ ): бурение, зарядание и взрывание; б) проветривание забоя (и в горизонтальных и в вертикальных выработках); в) погрузка и доставка; г) крепление; д) возможно, устройство водоотливной канавки, укладка рельсового пути в горизонтальных выработках или армировка ствола, оборудование восстающего.

---

<sup>1</sup> Däniken E. von. The Gold of the Gods. - New York, Bantam Book, 1972.

## Часть 1. Проведение горизонтальных горных выработок

### Форма и размеры поперечного сечения<sup>2</sup>

Форма горизонтальной выработки (квершлаг, штрек, штольня, орт) может быть прямоугольной, трапециевидной, прямоугольно-сводчатой, арочной, угол наклона зависит от применяемого транспорта, при электровозном транспорте  $i = 0,003-0,005 ‰$ . Выбор формы определяется интенсивностью горного давления и, как следствие, принятым видом крепи. В горнокапитальных и подготовительных выработках с большим сроком службы чаще используется прямоугольно-сводчатая форма выработок с бетонной, анкерной или металлической крепью из спецпрофиля СВП, а в нарезных и разведочных выработках с малым сроком службы – прямоугольная с деревянной крепью.

При предполагаемой производственной мощности рудника  $A_{\text{год}} < 500$  тыс. т/год проектируют **однопутевой** квершлаг сечением в свету  $7,5-8 \text{ м}^2$ , если больше – **двухпутевой** сечением в свету  $12-14 \text{ м}^2$ . В геологоразведочных выработках обычно укладывают рельсовый путь (тип рельса Р18 или Р24, расстояние между шпалами не более  $0,7 \text{ м}$ ) с шириной колеи  $600 \text{ мм}$ .

В сечениях трапециевидной формы устанавливается сборная рамная крепь, угол наклона боков выработки и стоек составляет около  $83^\circ$ . Прямоугольно-сводчатые сечения используются при проходке выработок без крепи или с возведением облегчённых конструкций крепи.

#### Выбор электровозов и вагонеток

Производственная мощность рудника $A_{\text{год}}$ , тыс. т/год	Сцепной вес электровозов, т	Ёмкость вагонеток, $\text{м}^3$	Ширина колеи, мм
До 100	3	1,0	600
100-300	7	1,2; 1,3	600
300-600	10	2,2; 2,5	600; 750
600-1000	10; 14	2,2; 4,0	750; 900
> 1000	14; 20	4,0	900

#### Типовые сечения выработок прямоугольно-сводчатой формы

Обозначение сечения	Ширина, мм	Высота прямоугольной части, мм	Полная высота, мм	Радиус кривизны свода, мм	Площадь сечения в черне, $\text{м}^2$
ПС-5,4	2180	1900	2700	1510	5,4
ПС-6,4	2360	2000	2800	1630	6,4
ПС-6,8	2500	2070	2900	1730	6,8
ПС-8,3	3450	1800	2650	3120	8,3
ПС-8,7	3600	1800	2690	3250	8,7

<sup>2</sup> Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. -М.: Недра, 1985, 240 с.

ПС-10,0	4000	1800	2800	3620	10,0
ПС-11,6	4500	1800	2930	4070	11,6
ПС-12,1	4620	1800	2960	4180	12,1

### Типовые сечения выработок трапецевидной формы

Обозначение сечения	Ширина по низу, мм	Ширина по верху, мм	Высота, мм	Площадь сечения в черне, м <sup>2</sup>
T-5,3	2360	1750	2580	5,3
T-6,1	2580	1900	2720	6,1
T-7,0	2800	2180	2800	7,0
T-7,5	2900	2240	2900	7,5
T-8,4	3870	3280	2360	8,4
T-9,8	4120	3450	2580	9,8
T-11,0	4370	3750	2720	11,0
T-12,6	4870	4150	2800	12,6
T-13,6	5000	4370	2900	13,6

Размеры поперечного сечения определяются по применяемому оборудованию с учётом необходимых зазоров (см. рис. 1).

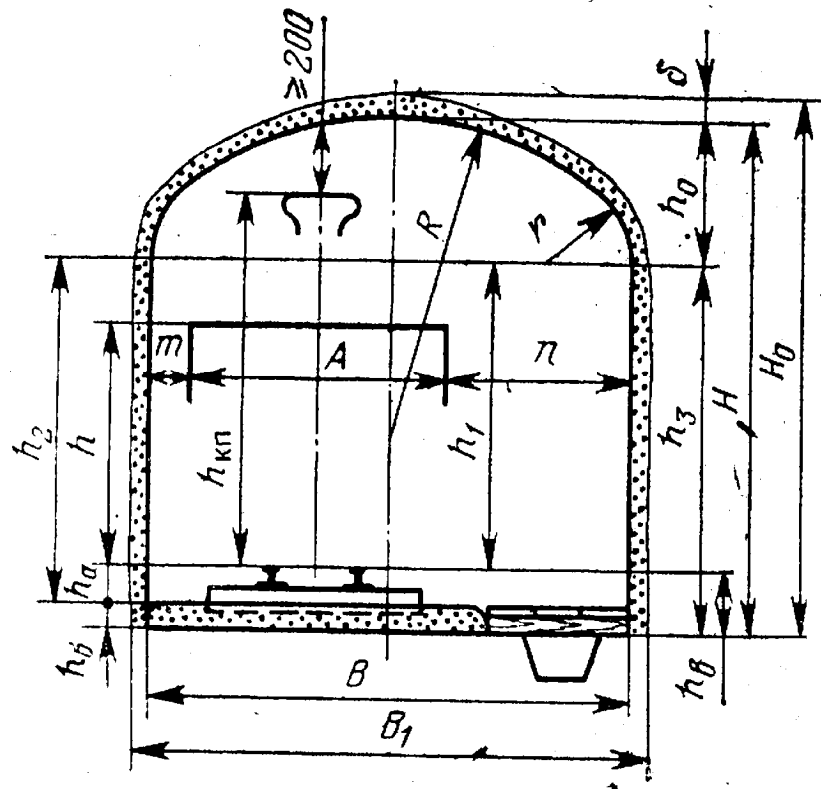


Рис. 1. Сечение выработки прямоугольно-сводчатой формы с набрызгбетонной крепью (расшифровку обозначений см. ниже)

В любой капитальной горной выработке **обязательно должны быть**: одно-двухпутевой рельсовый путь с контактным проводом (+250 В постоянного тока), трубопровод с технической водой (для бурения, орошения), трубопровод со сжатым воздухом (основной вид энергии на руднике – пневматическая энер-

гия), электрические кабели (обычно на 6, 10 кВ, 380, 220 В переменного тока), водоотводная канавка с небольшим уклоном ( $0,003-0,005\%$ ) в сторону ствола, проход для людей.

Минимальные зазоры, определяемые по Единым правилам безопасности (ЕПБ): величина зазора для прохода людей – не менее 700 мм, размер зазора между выступающей частью электровоза или вагонетки до крепи 250-300 мм, для двухпутной выработки зазор между составами не менее 100 мм, контактный провод должен быть подвешен не ниже 1800 мм от оголовка рельсов – для откаточных выработок, не ниже 2000 мм – для выработок околоствольного двора.

Высота электровоза (вагонетки от головки рельсов)  $h$  (принимается из характеристики оборудования).

Высота от балластного слоя до головки рельсов  $h_a$ .

Высота балластного слоя  $h_b$ .

Высота от почвы до головки рельсов  $h_B = h_a + h_b$ .

Высота стенки выработки от головки рельсов  $h_1 = 1800 - h_a$ .

Высота от почвы выработки до головки рельсов  $h_B = h_a + h_b$ .

Высота стенки выработки от балласта  $h_2 = h_1 + h_a$ .

Высота стенки выработки от почвы  $h_3 = h_2 + h_b = h_1 + h_B$ .

Высота коробового свода при коэффициенте крепости пород  $f \leq 12 h_0 = B/3$ .

То же, при  $f > 12 h_0 = B/4$ .

Проектная высота выработки в проходке при наличии крепи  $H_0 = h_3 + h_0 + \delta$ ; ( $\delta \geq 50$  мм).

То же, при отсутствии крепи  $H = h_3 + h_0$ .

Ширина однопутной выработки в свету  $B = m + A + n$ .

Ширина двухпутной выработки в свету  $B = m + 2A + p + n$ .

Радиус осевой дуги коробового свода  $R = 0,692B$  при  $f \leq 12$ .

То же, при  $f > 12 R = 0,905B$ .

Радиус боковой дуги коробового свода при  $f \leq 12 r = 0,262B$ .

То же, при  $f > 12 r = 0,173B$ .

Площадь поперечного сечения выработки в свету при  $f \leq 12 S_{св} = B(h_2 + 0,26B)$ .

То же, при  $f > 12 S_{св} = B(h_2 + 0,175B)$ .

Проектная площадь сечения выработки при отсутствии крепи (площадь вчерне)  $S_{вч} = S_{св} + Bh_b$ .

Ширина выработки при наличии набрызгбетонной, анкерной и комбинированной (анкерной с набрызгбетоном) крепей  $B_1 = B + 2\delta$  ( $\delta \geq 50$  мм).

Проектная площадь сечения выработки при набрызгбетонной, анкерной и комбинированной крепях при  $f \leq 12 S_{вч} = B_1(h_3 + 0,26B_1)$ .

То же, при  $f > 12 S_{вч} = B_1(h_3 + 0,175B_1)$ .

Проектный периметр выработки в проходке вчерне при  $f \leq 12 P_{вч} = 2h_3 + 2,33B_1$ .

То же, при  $f > 12 P_{вч} = 2h_3 + 2,219B_1$ .

Периметр выработки в свету при  $f \leq 12 P = 2h_2 + 2,33B$ .

То же, при  $f > 12 P = 2h_2 + 2,219B$ .

## Взрывная отбойка

Более 90% всего объёма проходки выработок приходится на породы крепостью более XII категории (классификация по буримости ЦБНПТ), которые отбиваются шпуровыми зарядами.

Диаметр бурового инструмента: 32, 36, 40, 42, 46, 55, 59, 65 мм. Длина буровой штанги от 0.7 до 4.3 м, обычная длина - 1.5, 1.8, 2.0, 2.2 м.

Для бурения шпуров применяют:

- электросвёрла (по мягким породам);
- “бурильные головки” (перфораторы, бурильные установки, буровые станки...).

Перфораторы (ударно-поворотное бурение) бывают:

- ручными (весом до 36 кг) на пневмоподдержке (например, ПЗ – ход поршня 1,3 м, собственная длина 1,5 м, вес 22 кг);
- колонковыми на распорной колонке с податчиком.

## Выбор перфораторов

При крепости пород (по М.М.Протождьяконову)  $f < 8$  обычно выбирают вращательное бурение, при крепости  $f = 8-12$  – вращательно-ударное бурение, при  $f > 12$  – ударно-поворотное бурение.

### 1. Ручные перфораторы ПП

Масса, кг	Диаметр d, мм	Длина, м	Крепость f
< 12.5	используются на вспомогательных работах		
< 20	< 46	< 3	< 10
< 25	< 50	< 5	< 16
25 – 33	< 65	< 6	> 14

### 2. Тяжелые перфораторы ПК-60 или ПК-75 (“колонковые”)

массой 60-75 кг используются для бурения удлиненных, «колонковых» шпуров

Диаметр d, мм	Длина, м	Крепость f
52 - 85	< 15-25	8 - 20

## Бурильные установки (см. рис. 2)

- это самоходные “бурильные головки”, оснащены одним-двумя манипуляторами с податчиками: УБШ пяти размерных групп: УБШ-101 (208, 308, 401, 503...), размеры обуриваемого забоя от  $hxb = 2.3 \times 2.5$  м до  $hxb = 7.2 \times 8.5$  м.

### Бурильные установки

Показатели	УБШ101	УБШ208	УБШ308	УБШ401	УБШ503
Обуриваемый забой, $hxb$ , м	2,3x2,5	3,3x5	3,7x5	6x8,7	7,2x8,5
Бурильная головка: а) тип	ГБГ120	ПК75А	ПК75А, БГА-1, М2	ПК75А,М	БГП-532, ПК75А
б) количество	1	2	2	2	2
в) привод	Гидравл.	Пневмат.	Пневмат.	2 Пневмат.	Пневмат.
Ходовая часть	Пневмо-колёсный		Гусеничный		

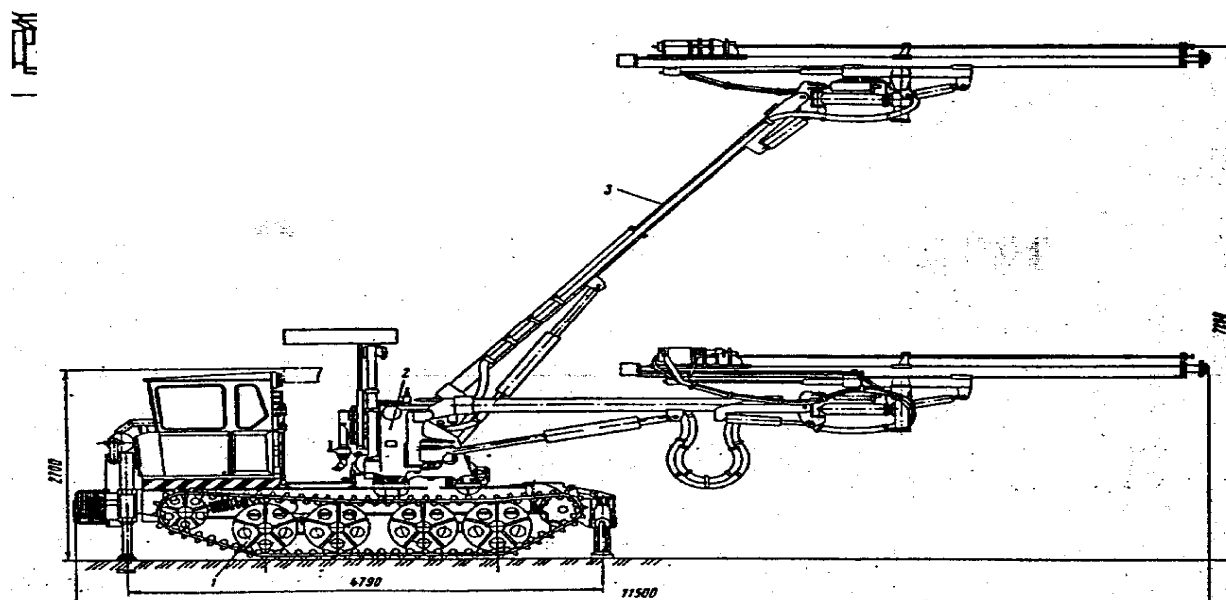


Рис. 2. Бурильная установка УБШ503

### Малогабаритные зарубежные бурильные установки<sup>3</sup>

Показатели		Микродрилл 500HE	БВАК
Размеры забоя, обриваемого параллельными шпурами, м	Высота	3,05	2
	Ширина	1,6	0,84
	глубина	2,2	1,7+0,5
Тип бурильной головки		30RP	BHSL-33
Вид привода		гидравлический	пневматический
Габариты в транспортном положении, м	Длина	5,25	3,4
	Ширина	0,8	0,89
	Высота	1,57	1,05
Масса, т		3,8	1,1
Изготовитель		Экипман Минья, Франция	Висмут, Германия

### Выбор буровых коронок<sup>4</sup>

Обозначение	Наименование	Область применения <sup>5</sup>
КДП	Коронки долотчатые пластинчатые	Бурение вязких монолитных пород
ККП	Коронки крестовые пластинчатые	Бурение вязких трещиноватых и абразивных пород
КТШ	Коронки трёхпёрые штыревые	Бурение хрупких монолитных и трещиноватых пород
КНШ	Коронки неперетачиваемые штыревые	Бурение хрупких абразивных пород

<sup>3</sup> Рогизный В.Ф. Горные машины для бурения при подземной разработке месторождений. - М.: изд. МГГА, 1998, 150 с.

<sup>4</sup> ГОСТ 17196-77

<sup>5</sup> Коронки диаметром до 43 мм применяются совместно с перфораторами с энергией удара не более 63,74 Дж (6,5 кгс.м), диаметром от 43 до 65 мм – с энергией удара не более 88,26 Дж (9 кгс.м), коронки диаметром свыше 65 мм – с энергией удара не более 147 Дж (15 кгс.м)



### Классификация пород по буримости

Категория пород по буримости	Коэффициент крепости, $f$	Категория пород по буримости	Коэффициент крепости, $f$
I	0.3	XI	5-6
II	0.5	XII	6-7
III	0.6	XIII	8-9
IV	0.8-1	XIV	9-10
V	1.2	XV	11-12
VI	1.6	XVI	13-15
VII	2	XVII	16-17
VIII	2-3	XVIII	17-18
IX	3-4	XIX	18-19
X	4	XX	20

### Выбор взрывчатых веществ (ВВ)

Все промышленные ВВ делятся по степени предохранения от опасных газов или пыли на 7 классов, но широко используются лишь первые 6 классов.

### Область применения ВВ

Тип ВВ	непредохранительные		предохранительные				
	классы	I	II	III	IV	V	VI
Область применения	На земной поверхности	В опасных забоях, в обводнённых породах	В опасных по газу или пыли забоях	В угольных и смешанных забоях	В угольных забоях с выделением метана	В особо опасных забоях	
ВВ	Любые ВВ	Скальный аммонит № 1, аммонал скальный № 3, детонит М ( $f > 8$ ), аммонит № 6ЖВ, ди-нафатит-200 ( $f = 6-8$ )	Аммонит АП-5ЖВ	Аммониты Т-19 и ПЖВ-20	Углиниты Э-6 и №5	Патроны СП-1, углениниты 12ЦБ и П-12ЦБ	

### Характеристика непредохранительных ВВ

Наименование ВВ	Крепость $f$	Обводнённость	Заряжание
Аммонал водостойчивый	< 12	Любая	ручное
Аммонал скальный № 3	> 8	Любая	ручное
Аммонит скальный № 1	> 14	Малая	ручное
Аммонит № 6-ЖВ	< 8	Любая	ручное
Детонит М	> 6	средняя	ручное
Гранулит АС-8	> 8	малая	механизированное
Гранулит АС-4	> 6	нет воды	механизи-

			рованное
Гранулит М	< 12	нет воды	механизи- рованное
Игданит	< 8	нет воды	механизи- рованное
<b>Новые ВВ</b>			
Порэммит ПГ-1	< 10	любая	ручное
Порэммит ПГ-8А	< 10	любая	ручное
Гранэммит И-30	< 10	любая	механизи- рованное
Гранэммит И-50	< 10	любая	механизи- рованное
Гранипор БП-1	< 10	любая	механизи- рованное
Тротил-У	< 10	любая	ручное

### Рекомендации по применению<sup>6</sup> ВВ

Коэффициент крепости пород	1-3	3-6	6-10	>10
Работоспособность рекомендуемого ВВ, см <sup>3</sup>	220	220-320	320-400	> 400-600

### Средства взрывания (СВ)

Для инициирования заряда применяют капсули-детонаторы или электро-детонаторы мгновенного, короткозамедленного (25, 50, 75, 100, 150, 250 мс) действия и детонирующий шнур ДШ-А, ДШ-В и ДШЭ-12 (диаметр 5-6 мм, скорость детонации не менее 6,5 км/с). При короткозамедленном взрывании каждый последующий взрыв изменяет направление своего действия с учетом образованной предыдущим взрывом обнаженной поверхности. Замедленное взрывание широко используется при горнопроходческих работах с врубовыми шпурами. Управляя замедлением можно улучшить дробление при соударении кусков породы, создать в массиве направленное действие сейсмволн, разгрузить массив...

В неопасных по пыли и газам забоях применяют непридохранительные электродетонаторы: мгновенного действия ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж, ЭД-1-8-Т и короткозамедленного действия ЭД-КЗ, ЭД-З-Н и ЭД-ЗД.

### Заряжание взрывчатых веществ

Бывает ручным (патронами) или механизированным (гранулированными ВВ). Патрон-боевик вводят в шпур первым (забой шпура) - обычно применяется в газообильных шахтах - или последним (устье шпура) и той стороной, с которой не находится детонатор; последним в шпур вводится забойка из бурового шлама или глины. Обычно используются гранулированные ВВ, которые можно заряжать пневмозарядчиками в шпуры  $d > 34$  мм. Ручное заряжание па-

<sup>6</sup> Технология строительства подземных сооружений. Строительство вертикальных выработок / Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н., Ресин В.И. - М.: Недра, 1992, 286 с.

тронированными ВВ применяется в шпурах  $d=28-40$  мм (диаметр патронов  $d_n=23-37$  мм, длина 210-300 мм, масса патрона 200, 250 или 300 г, плотность патронирования  $\Delta=1100-1200$  кг/м<sup>3</sup>).

Для заряжания скважин  $d < 150$  мм и  $L < 50$  м гранулированными ВВ используют пневмозарядчики непрерывного или циклического действия. Пневмозарядчики непрерывного действия (УЗС-1500, УЗС-6000, УЗДМ-1, ПРМ, МПД) имеют барабанный или многопоршневый дозатор и смесительную камеру, где образуется смесь "ВВ-сжатый воздух". Они имеют малую массу и развивают высокую производительность. Зарядчики с большой камерой имеют большую массу и поэтому смонтированы на рельсовом ходу. ВВ подаются в скважину по дюралюминевым трубкам или полиэтиленовым шлангам на расстояние до 200 м под любым углом. Шланги должны быть полупроводящими, чтобы не накапливалось статическое электричество, диаметр шланга 35-40 мм.

Производительность при пневмозарядании в 5-8 раз выше ручного (1000 кг/чел-см), плотность заряжания зависит от влажности ВВ, добавление воды в количестве 4-5% позволяет получить плотность заряжания 1.15-1.2 г/см<sup>3</sup>, уменьшает потенциал статического электричества, снижает запыленность и просыпь ВВ.

### Выбор зарядной машины

#### 1. Ручные и ранцевые зарядные устройства эжекторного типа

Тип	Условия применения	Вместимость, кг	Производительность, кг/мин
Курама-7М	гориз. шпуры	7	4-6
Курама-8	вертик. шпуры	7	4-6
РПЗ-0.6	любые шпуры	20	8-9

#### 2. Переносные зарядные устройства

Тип	Условия применения	Вместимость, кг	Производительность, кг/мин
ЗП2(5,25)	шпуры и скважины	2-25	15-90
МЗК-1А	шпуры и скважины	0.7-2.5	15-20
МЗК-25	шпуры и скважины	0.7-2.5	20-25
Катунь	шпуры и скважины	25	20-25
Ульба-100	шпуры и скважины	75	90-100
Вахш-7ДМ	шпуры и скважины	25	40-50

#### 3. Зарядные машины на колёсно-рельсовом ходу

Тип	Условия применения	Вместимость, л	Производительность, кг/мин
ЭМБС-2А	шпуры и скважины	100	100-120
МЗКС-160	шпуры и скважины	150	140-160
Ульба-400	шпуры и скважины	400	100-120

## Расчёт параметров<sup>1</sup> БВР

1. Выбор ВВ. А) Патронированные ВВ. Для пород крепостью  $f > 14$  рекомендуется применять детонит М и скальный аммонит № 1, для средней крепости пород – аммонит № 6-ЖВ; Б) Гранулированные ВВ. Для крепких пород – граммонал А-8, для средних – гранулит АС-8В.

2. Диаметр шпура: если используется патронированное ВВ, то диаметр выбирается из стандартных размеров  $d = 32; 36; 40; 42$  мм, исходя из величины:

$$d = R K_{др}, \text{ мм}$$

где  $R$  – кондиционный размер куска, обычно на подземных работах 300-350 мм;  $K_{др}$  – коэффициент дробимости горных пород взрывом (см. таблицу).

### Коэффициент дробимости

Дробимость пород взрывом	Характеристика массива	$K_{др}$
Труднодробимые	Массив разбит трещинами на крупные отдельные, превышающие размер кондиционного куска, породы прочные и вязкие	0,05-0,1
Среднедробимые	Массив разбит трещинами на отдельные, не превышающие размер кондиционного куска, породы прочные и средней прочности	0,1-0,125
Легкодробимые	Массив разбит густой сетью мелких трещин, породы любой прочные и хрупкие	0,125-0,2

3. Глубина врубовых шпуров при использовании клинового вруба

$$L = \frac{B}{4 \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)}, \text{ м}$$

где  $B$  – ширина выработки, м;  $\alpha$  – угол наклона врубовых шпуров, обычно 70-80°.

4. Количество врубовых шпуров (см. рис. 3)

$$N_{\text{вруб}} = 2 \sqrt{S}, \text{ шт.}$$

где  $S$  – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м<sup>2</sup>.

5. Глубина отбойных шпуров (уход забоя за цикл), обычно на 0,1-0,2 м меньше врубовых

$$L_{\text{уход}} = 1,21 - 0,07f + 0,31S, \text{ м}$$

или исходя из месячной скорости проходки выработки

<sup>1</sup> а) Лукьянов В.Г., Грабчак Л.Г. и др. Проведение горизонтальных горно-разведочных выработок скоростным методом. Справочник. - М.: Недра, 1989, 324 с.; б) Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок.-М.: Недра, 1985, 240 с.

$$L_{\text{УХОД}} = \frac{L_{\text{ВЫР}}}{25 n_{\text{СМ}} n_{\text{Ц}} \eta}, \text{ м}$$

где  $f$  – коэффициент крепости по шкале М.М.Протоdjeяконова;  $L_{\text{ВЫР}}$  – плановая месячная проходка выработки, м; 25 – число рабочих суток в месяце;  $n_{\text{СМ}}$  – число рабочих смен в сутках;  $n_{\text{Ц}}$  – число циклов в смену, обычно один цикл;  $\eta$  – коэффициент использования шпура, КИШ, равен 0,85-0,9.

### 6. Удельный расход ВВ

$$q = 0,4 e \left( \sqrt{0,2 f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2, \text{ кг/м}^3$$

где  $e$  – коэффициент относительной работоспособности ВВ, см. таблицу.

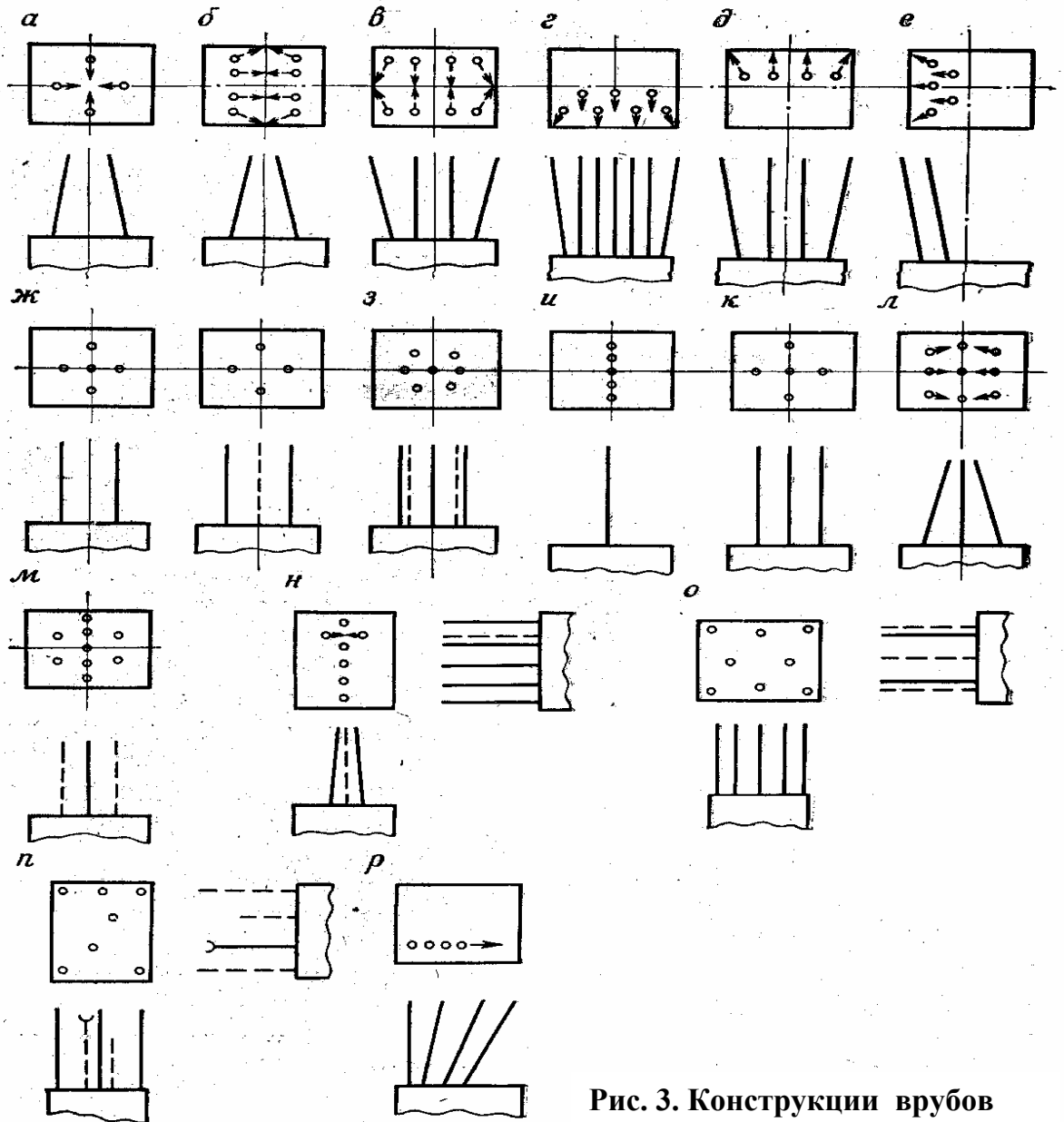


Рис. 3. Конструкции врубов

**Коэффициент относительной работоспособности ВВ<sup>2</sup>**  
(эталон – аммонит №6-ЖВ, работоспособность его 360-380 см<sup>3</sup>)

ВВ	Группа пород по СНИП Госстроя / Коэффициент крепости							
	IV / 3.3-3.9	V / 4.5-5.2	VI / 6	VII / 6.9	VIII / 8-9	IX / 10.3- 11.7	X / 13.3	XI / 15-20
Аммонит №6ЖВ	1	1	1	1	1	1	1	1
Гранулит М	0,94	0,96	0,99	1,01	1,03	1,04	1,05	1,06
Гранулит С-2	0,98	1	1,04	1,06	1,08	1,09	1,11	1,12
Гранулит АС-4	0,87	0,89	0,91	0,93	0,94	0,95	0,96	0,97
Гранулит АС-8	0,78	0,79	0,8	0,81	0,82	0,82	0,83	0,84
Граммонит 79/21	0,92	0,93	0,96	0,97	0,98	0,99	1	1,01
Аммонит скальный №1	0,76	0,72	0,69	0,65	0,63	0,61	0,59	0,58
Аммонал скальный №3	0,7	0,69	0,69	0,68	0,68	0,68	0,67	0,67

7. Число шпуров на забой

$$N = \frac{1.27 q S}{\Delta d^2 K_{\text{зап}}}, \text{ шт.}$$

где  $\Delta$  – плотность заряжения ВВ в шпуре или в патроне, кг/м<sup>3</sup>;  $d$  – диаметр патрона ВВ или шпура, м;  $K_{\text{зап}}$  – коэффициент заполнения шпура, см. таблицу.

**Коэффициент заполнения шпура**

Диаметр патрона ВВ, мм	$K_{\text{зап}}$ при коэффициенте крепости пород $f$	
	3-9	10-20
24 и 28	0,35-0,7	0,75-0,85
32 и 36	0,3-0,6	0,6-0,85
40	0,3-0,5	0,5-0,75

Соотношение количества врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров

$$- n_{\text{вр}} : n_o : n_{\text{ок}} = 1 : 5 : 1,5 .$$

Соотношение массы заряда в шпурах:

$$\text{врубовые } q_{\text{вруб}} = (1,1-1,2)q ; \text{ отбойные } q_o = q ; \text{ оконтуривающие } q_{\text{ок}} = (0,9-0,95)q .$$

<sup>2</sup> Холобаев Е.Н. Расчёт шпуровой отбойки руды. - М.: изд. МГГА, 1995, 147 с.

где  $q$  - расчётный удельный расход ВВ, см. п. 6.

8. Расстояние между шпурами: во врубе 0,2-0,3 м, между отбойными шпурами 0,8-1,2 м, между оконтуривающими шпурами 0,6-0,8 м.

9. Количество ВВ на цикл

$$Q = qSL\eta, \text{ кг}$$

### Механическая отбойка

- это отделение руды от массива различными режущими инструментами, без взрывов - горными комбайнами и комплексами, применяется на проходке и добыче угля, калийных, марганцевых руд с крепостью до  $f = 6-8$ .

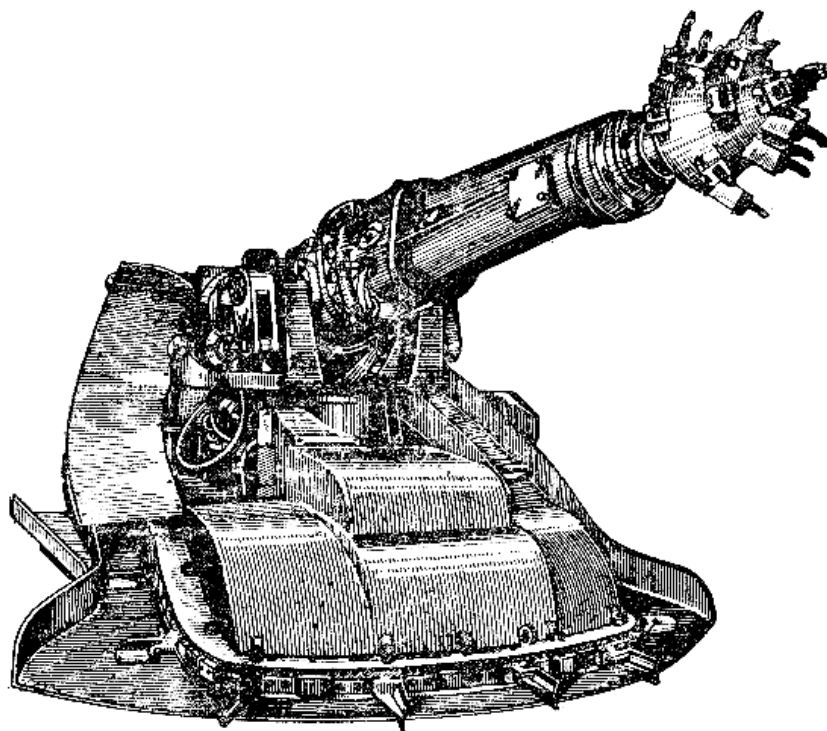


Рис. 4. Проходческий комбайн ПК-3

Проходческие комбайны избирательного действия (см. рис. 4)  
(с резцовой коронкой на стреле и нагребными лапами)

Тип	Размеры выработки В x Н, м	Площадь сечения выработки, м <sup>2</sup>	Крепость пород, f	Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин
ПК-ЗР	2.8-4.0 x 2.1-3.2	5.3-12	< 4	0.35
4ПУ	2.6-3.3 x 1.5-2.85	4-8.2	< 4	0.3
ГПКС	2.6-4.7 x 1.8-3.6	4.7-15	< 4	0.5
4ПП-2	3.6-6.2 x 2.6-4.5	9 -25	< 6	0.35
ГПК-2	3.7-7.5 x 3-5.5	10-30	< 6-8	0.5
4ПП-5	3.8-6.5 x 2.8-5	10-30	< 7-8	0.7

Проходческие роторные комбайны (см. рис. 5)

Тип	Размеры выработки В x Н, м	Площадь сечения выработки, м <sup>2</sup>	Крепость пород, f	Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин
ПК-8М	3x3 - 3.2x3.2	8 - 9	< 4	0.25
Урал-10КС	2.1-2.6x3.9-4.3	7.8 - 10.2	< 4	0.25
Урал-20КС	2.9-3.7x5.3-6.1	13.4-20.2	< 4	0.33

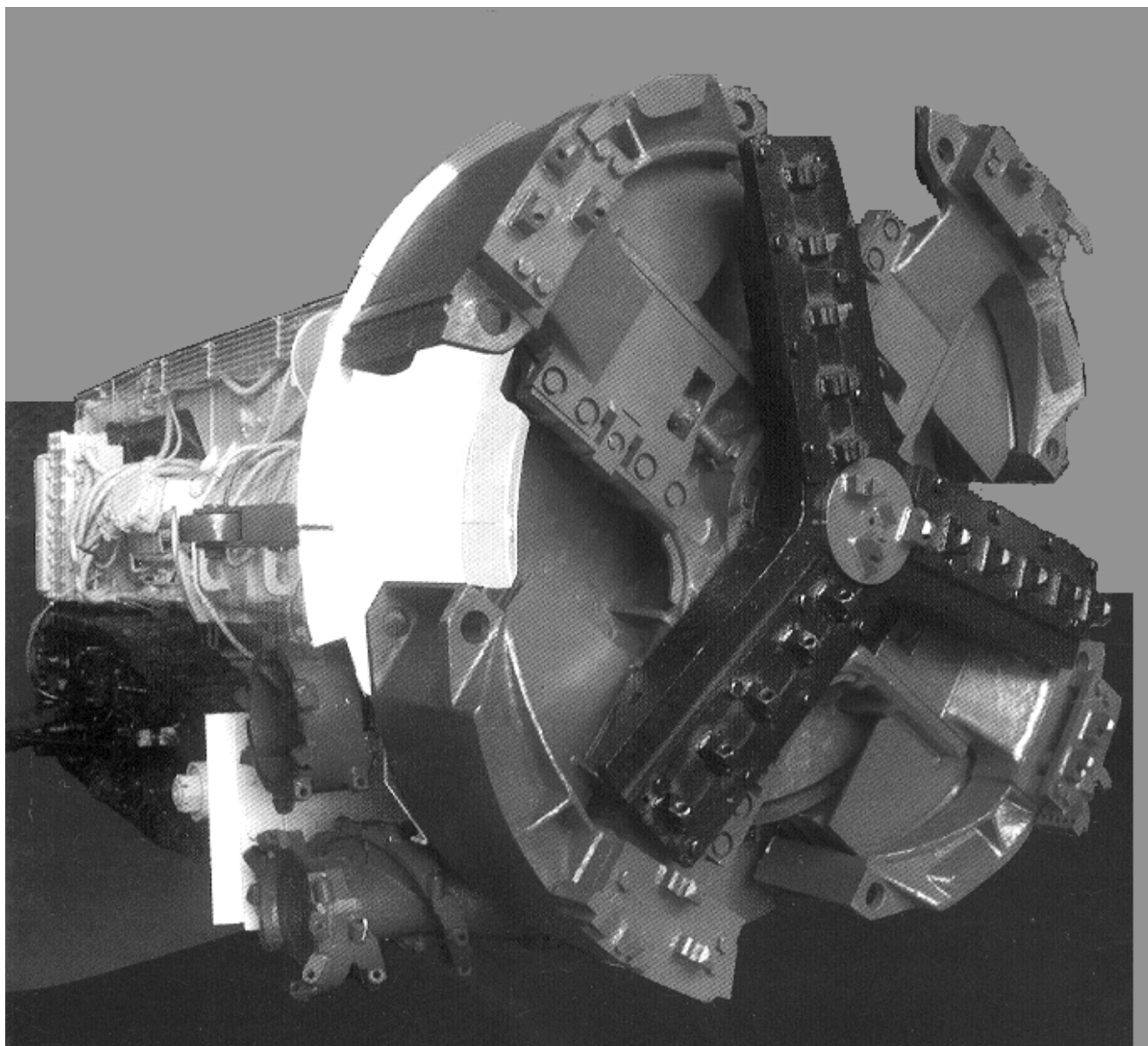


Рис. 5. Проходческий комбайн ПК-8

### Проветривание тупиковых забоев

Проветривание в тупиковых забоях осуществляется вентиляторами местного проветривания типа ВМ. Вентиляторы обычно устанавливаются (см. рис. б) на свежей струе воздуха (на расстоянии не ближе 10 м от тупиковой выработки), при этом чаще используется нагнетательная схема проветривания. Тем-



температура воздуха по Единым правилам безопасности (ЕПБ) должна быть не ниже  $+2^{\circ}\text{C}$  и не выше  $+26^{\circ}\text{C}$ .

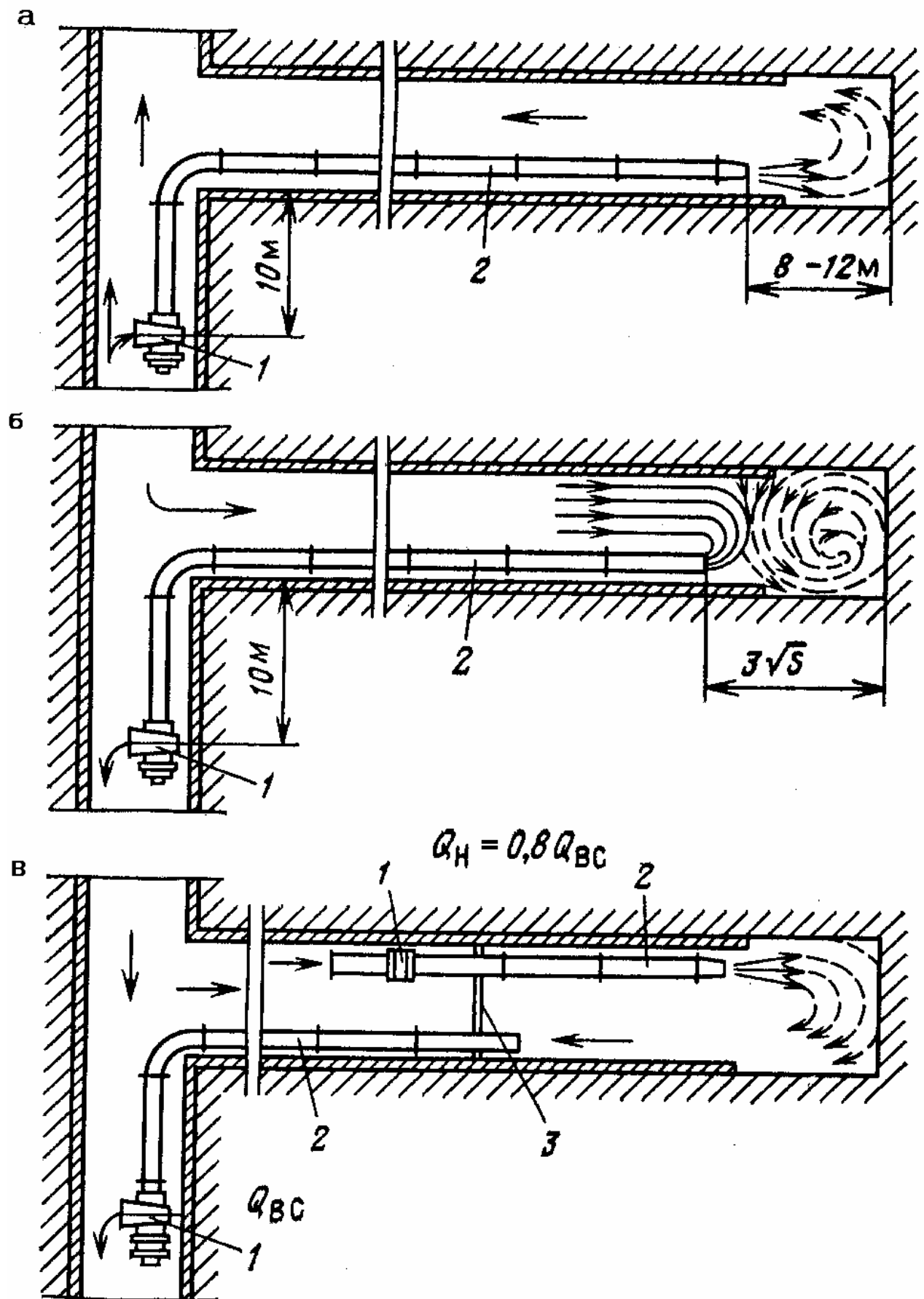


Рис. 6. Схемы проветривания тупиковых забоев:

а – нагнетательная; б – всасывающая; в – комбинированная

1- вентилятор; 2 – трубопровод; 3 – перемычка

$Q_{\text{н}}$  и  $Q_{\text{вс}}$  – подача воздуха нагнетательного и всасывающего вентилятора,  $\text{м}^3/\text{с}$

### Расчёт параметров проветривания

1. Отставание вентиляционного трубопровода от забоя не должно превышать 5 м (для восстающих, стволов), обычно

$$L_{\text{от}} = 0,5 \sqrt{S} \quad , \quad \text{м}$$

где  $S$  – площадь сечения выработки в свету,  $\text{м}^2$ .

2. Количество потребного воздуха в забое  
 - по количеству одновременно находящихся в забое людей ( $M$ )

$$Q_3 = 6 * M \quad , \quad \text{м}^3/\text{мин}$$

- по количеству взрываемого ВВ за цикл

$$Q_3 = \frac{2.25 S}{t} \sqrt[3]{\frac{k A b L^2}{S \rho^2}} \quad , \quad \text{м}^3 / \text{мин}$$

где  $t$  – время проветривания (не менее 30 мин.);  $k$  – коэффициент обводнённости выработки (для сухих выработок  $k=0.8$ , для влажных  $k=0.6$ );  $A$  – количество взрываемого ВВ за цикл, кг;  $b$  – степень газовыделения ( $b=100$  л/кг при взрывании по углю и  $b=40$  л/кг при взрывании по породе);  $L$  – длина тупиковой части выработки, м;  $\rho$  – коэффициент потерь воздуха (при длине прорезиненных труб от 100 до 800 м коэффициент возрастает с  $\rho = 1,07$  до  $\rho = 1,43$ ).

При дизельном проходческом оборудовании  $Q_3=5N$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ), где  $N$  – мощность двигателя, л.с.

3. Потребная подача вентилятора рассчитывается с учётом потерь воздуха

$$Q_{\text{вент}} = \rho * Q_3 \quad , \quad \text{м}^3/\text{мин}$$

где  $\rho$  – коэффициент, учитывающий потери воздуха, обычно равен 1,5.

4. По потребной подаче выбирается вентилятор местного проветривания:

Показатели	ВМ-3М	ВМ-4М	ВМ-5М	ВМ-6М	ВМ-8М	ВМ-12М
Диаметр трубопровода, мм	300	400	500	600	800	1200
Производительность (подача), $\text{м}^3/\text{с}$						
- оптимальная	1,1	1,9	3,2	5,7	10	20
- в рабочей зоне	0,7-1,7	0,8-2,6	1,7-4,7	2,3-8	4-13	10-32
К.п.д.	0,7	0,72	0,75	0,76	0,76	0,76
Напряжение, В	380 / 660					
Масса, кг	80	140	250	350	750	2300

Площадь поперечного сечения любой выработки проверяется на скорость движения струи воздуха, которая не должна превышать предельных значений:

$$\frac{Q}{[v_{\max}]} \leq S \leq \frac{Q}{[v_{\min}]} \quad , \quad \text{м}^2$$

$$Q = \frac{e \cdot A_{\text{см}} \cdot b_{\Gamma} \cdot 100 \cdot k_{\text{зап}}}{1000 \cdot c \cdot T} \quad , \quad \text{м}^3 / \text{мин}$$

где  $Q$  – максимальное потребное количество воздуха в шахте,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $e$  – ориентировочный расход ВВ на отбойку,  $e=0,3-0,5$  кг/т;  $A_{\text{см}}$  – сменная производительность шахты по руде, т/см;  $b_{\Gamma}$  – количество ядовитых газов, выделяемых при взрыве 1 кг ВВ, обычно  $b_{\Gamma}=40$  л/кг;  $k_{\text{зап}}$  – коэффициент запаса, обычно  $k_{\text{зап}}=1,3-1,4$ ;  $c$  – допустимая концентрация газов (по СО),  $c=0,08\%$ ;  $T$  – минимальное время на проветривание,  $T=30$  мин.;  $[v_{\min}]$  – минимальная скорость движения воздуха, равна  $0,3$  м/с;  $[v_{\max}]$  – максимальная скорость движения воздуха по горным выработкам:

- в квершлагах, вентиляционных и откаточных штреках –  $8$  м/с;
- в очистных, нарезных и подготовительных выработках –  $4$  м/с;
- в людских стволах –  $8$  м/с;
- в грузовых стволах –  $12$  м/с;
- в вентиляционных шурфах без лестничного отделения –  $15$  м/с.

## Погрузка и доставка

Доставкой называют комплекс процессов по перемещению породы в пределах блока (панели) от забоя до откаточной выработки. Доставка бывает самотечной (под действием силы тяжести), механизированной или силой взрыва.

### В механизированную доставку входят процессы:

- вторичное дробление руды;
- погрузка руды в вагонетки или в самоходный транспорт непосредственно у забоя.

**Вторичное дробление** используется непосредственно в забое для некондиционных по размеру кусков руды (более  $300-400$  мм), бывает: механизированной (дробилкой, бутобоем), ручной (кувалдой) или взрывной (для кусков размером более  $500-600$  мм - шпуровыми или накладными зарядами ВВ). Расход ВВ на вторичное дробление негабарита обычно  $50-200$  г/т породы.

**Погрузочно-доставочные машины** бывают с электрическим, пневматическим или дизельным двигателем на колёсном, гусеничном или рельсовом ходу, типы машин - ковшовые, бункерные и с загребаящими лапами. Преодолеваемый уклон выработки до  $15-18^\circ$ . Грузоподъёмность отечественных ковшовых машин  $2, 3, 5, 8$  и  $12$  т (с ковшами) и  $2,5, 4, 6, 10, 16$  т (с кузовом). Длина транспортировки обычно не превышает  $50$  м, хотя мощные машины используются для перевозки породы до  $300$  м.

### Техническая характеристика вагонеток

О	Д	Е	Р	Т	Ь	Я	Н	Е	Я	Размеры, мм	М	Е	Ж	Д	У	Ф	С	С	А
---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	-------------	---	---	---	---	---	---	---	---	---

				Длина	Ширина	Высота		
Опрокидные								
ВО-0,4	0,4	10	600	1300	870	1250	400	0,52
ВО-0,8	0,8	20		1900	1000		600	0,70
Глухие								
ВГ-1,0	1,0	18	600, 750, 900	1500	850	1300	500	0,52
ВГ-1,1	1,1	22		1800			550	0,58
ВГ-1,3	1,3	23		2000			650	0,62
ВГ-1,4	1,4	25		2400			800	0,65
ВГ-1,6	1,6	30	900	2700	1240	1300	800	0,69
ВГ-2,5	2,5	45		2800			800	1,14
ВГ-3,3	3,3	60		3450			1320	1100

Коэффициент разрыхления взорванных пород:

$$K_p = 0,16 \sqrt{f} + 1.34$$

### Выбор погрузочных машин

Погрузочные машины существуют двух типов: периодического и непрерывного действия.

#### 1. Ковшовые погрузчики (циклического действия)

Марка	Условия применения	Емкость ковша, м <sup>3</sup>	Техническая производительность, м <sup>3</sup> /час
ППН-2Г1 гусен. ход	$S_{\text{заходка}} > 7 \text{ м}^2$ и самоходный вагон ВС-5П	0.35 м <sup>3</sup> при кусковатости до 400 мм	1
МПКЗ-2Г гусен. ход	$S_{\text{заходка}} > 14.5 \text{ м}^2$ и вагонетка, конвейер	1 м <sup>3</sup> при кусковатости до 800 мм	1
ППН-1 Кол.-рел. ход	$b \times h > 2 \times 2 \text{ м}^2$ и вагонетка	0.25 м <sup>3</sup> при кусковатости до 300 мм	0,5
ППН-2 Кол.-рел. ход	$b \times h > 2,2 \times 2,4 \text{ м}^2$ и вагонетка	0.3 м <sup>3</sup> при кусковатости до 400 мм	1
ППН-3 Кол.-рел. ход	$b \times h > 2,6 \times 3 \text{ м}^2$ и вагонетка	0.5 м <sup>3</sup> при кусковатости до 600 мм	1,25

#### 2. Погрузочные машины с нагребными лапами (непрерывного действия)

Марка	Условия применения	Крепость пород f	Технич. производительность, м <sup>3</sup> /час

<b>1ПНБ-2</b> гусен. ход	<b>b<sub>xh</sub> &gt;1.8x2.5 м</b> при кусковатости до 400 мм	< 6	2
<b>2ПНБ-2</b> гусен. ход	<b>b<sub>xh</sub> &gt;1.8x3 м</b> при кусковатости до 500 мм	< 12	2.5
<b>ПНБ-3Д2</b> гусен. ход	<b>b<sub>xh</sub> &gt;2.5x3.7 м</b> при кусковатости до 800 мм	< 20	5
<b>ПНБ-4</b> гусен. ход	<b>b<sub>xh</sub> &gt;3x4 м</b> при кусковатости до 800 мм	< 20	6

**3. Погрузочно-транспортные машины (см. рис. 7)**  
(ковшовые или ковшово-бункерные)

Тип	Емкость ковша, м <sup>3</sup>	Емкость кузова, м <sup>3</sup>	Min сечение выработки, м <sup>2</sup>	Привод	Технич. производительность, т/см
<b>с ковшом</b>					
<b>ПД-2</b> <b>L<sup>*</sup>=75м</b>	1	--	5	дизель	100
<b>ПД-3</b> <b>L=100 м</b>	1.5	--	7	дизель	130
<b>ПД-5</b>	2.5	--	9	дизель	200
<b>ПД-8</b>	4	--	12	дизель	300
<b>ПТ-1ЭШ</b>	0.6	--	5	электрич.	80
<b>ПТ-2ЭШ</b>	1	--	5	электрич.	100
<b>с ковшом и кузовом</b>					
<b>ПТ-4</b> <b>L=225 м</b>	0.2	1.5	7	пневмат.	60
<b>МПДН-1М</b>	0.15	1.5	7	пневмат.	60
<b>ПТ-6П</b>	0.5	2.8	9	пневно-гидравл.	100

\* Рациональное расстояние транспортирования (L)

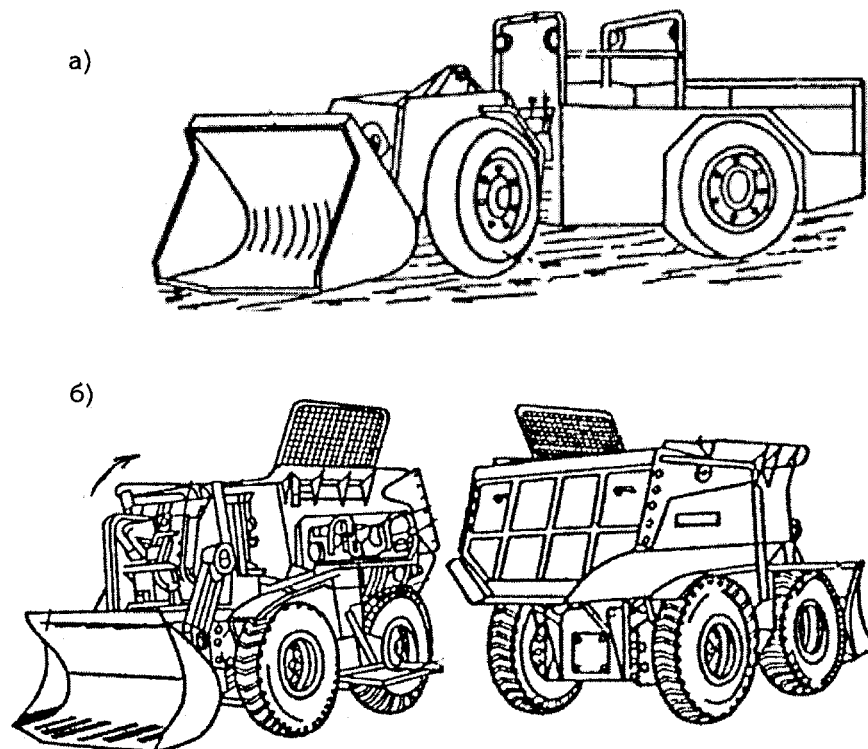


Рис. 7. Общий вид погрузочно-транспортных машин:  
а – ковшовой ПД; б – с ковшом и кузовом ПТ

#### 4. Самоходные вагоны и автосамосвалы

Тип	Емкость кузова, м <sup>3</sup>	Привод	Разгрузка	Min сечение выработки, м <sup>2</sup>
BC-5П	2.5	пневмат.	опрокидыванием кузова	$b \times h = 3.8 \times 2.5$ м
5BC-15M	8.6	электрич.	В днище бункера расположен скребковый конвейер, разгрузка производится конвейером при поднятом на 1.5 м кузове	$b \times h = 3.8 \times 2.5$ м
МОАЗ-7405	10	дизель 140 кВт	Разгрузка производится при поднятом на 4.5 м кузове	$b \times h = 4 \times 3$ м

#### 5. Погрузочно-транспортные зарубежные машины с электроприводом<sup>3</sup>

Марка машины,	Г	Р	Д	Р	С	Д	В	И	Г	Габариты, м	С	С	С
---------------	---	---	---	---	---	---	---	---	---	-------------	---	---	---

<sup>3</sup> Рогизный В.Ф. Горные машины для погрузочно-доставочных работ при подземной разработке месторождений. - М.: изд. МГГА, 2000, 93 с.

				длина	ширина	высота	
Финляндия «Ара»	Торо 150Е	1,75	3,2	55	6,9	1,4	8,9
	Торо 350Е	4,3	8,0	110	9,5	2,4	
	Торо 500Е	7,5	1,0	160		2,7	34
США «Эймко»	922Е	1,72	3,65	64	6,4	1,5	96
	925Е	3,82	8,165	122	8,4	2,2	195
США «Вагнер»	ЕНТ-1А	0,76	-	29,4	-	-	5,8
	ЕНТ-5В	3,8	-	146	8,9	2,5	20,7
Франция «Экимнан Мины»	СТ 500НЕ	0,3	0,6	22	3,5	0,8	2,7
	1700	0,75	1,7	42	5	1,3	5,2
	2500	1,52	2,8	64	6,7	1,6	10,1
	3500	1,95	3,5	102	7,0	1,8	11,7
Германия «ГХХ Штеркраде»	ЛФ-4,1Е	2,0	3,8	63	6,9	1,7	11,7
	ЛФ-7,1Е	3,8	7,3	136	9,0	2,2	21,3
	ЛФ-12Е	7,0	12,0	204	10,7	2,6	31,0

#### Погрузочная машина УЛЕ-2<sup>4</sup>:

Параметры	Количество
Мощность привода, кВт	45
Грузоподъёмность, т	3
Объём транспортируемой массы, м <sup>3</sup>	1,3
Масса, т	8,3
Размеры, мм:	
- длина	6750
- ширина	1600
- высота	1600
Радиус поворота, м:	
- внутренний	2,3
- наружный	4,4

<sup>4</sup> Отчёт о НИР «Изыскание эффективной технологии очистных работ для новых месторождений ЦГХК и совершенствование систем разработки на действующих рудниках». – М.: фонды НИПИПромтехнологии, 1985.

Необходимая ширина проезжей части при повороте на 90 <sup>0</sup> , м	2,8
Максимальный угол подъёма грузённой машины при ровном сухом пути, град.	25
Средний расход электроэнергии, кВт/ч	7
Фактическая производительность при транспортировке, м <sup>3</sup> /ч:	
- на 25 м	52
- на 75 м	27

## Крепление проходческих и очистных забоев

### Выбор типа материала крепи по параметру устойчивости $\Pi_y^*$

$\geq 0.2$	0.15-0.2	$< 0.15$		$\leq 0.05$
		Высокая трещиноватость	Малая трещиноватость	
Бетон, железобетон	Деревянная крепь	Набрызгбетон	Анкерная крепь	Без крепи

\*Параметр устойчивости  $\Pi_y$ :

$$\Pi_y = \frac{\gamma H}{[\sigma_{сж}]},$$

$\gamma$  - объёмный вес налегающих пород, МН/м<sup>3</sup> (1 т/м<sup>3</sup> = 0,01 МН/м<sup>3</sup>);

$H$  – глубина заложения выработки, м;

$[\sigma_{сж}]$  - предел прочности на одноосное сжатие вмещающих пород, МПа.

### Классификация горных пород по трещиноватости

Категория по трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между трещинами, м	Удельная трещиноватость, трещ/пм	Коэффициент структурного ослабления массива $K_c$
<b>I</b>	Мелкоблочная	До 0,1	Более 10	0,1-0,3
<b>II</b>	Среднеблочная	0,1-0,5	2-10	0,3-0,5
<b>III</b>	Крупноблочная	0,5-1,0	1-2	0,5-0,8
<b>IV</b>	Весьма крупноблочная	1,0-1,5	0,65-1	0,8-1,0
<b>V</b>	Практически монолитная	Свыше 1,5	До 0,65	1,0

### Виды крепи<sup>5</sup>:

<sup>5</sup> Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. - М.: Недра, 1985, 240 с.



- распорная - стойки или расстрелы, вбитые кувалдой между бортами выработки или между кровлей-почвой;
- костровая - в виде колодезного сруба с заполнением его породой или нет;
- рамная (НДО) - стойки, верхняк, верхняя и боковая затяжка досками, иногда лежень;
- металлическая – из тавра, двутавра и податливая из спецпрофиля;
- станковая - распор расстрелами и стойками одновременно по всем трём направлениям;
- анкерная - металлические стержни, укрепленные в шпурах механическим распором или твердеющим раствором;
- набрызгбетон – в некотором роде штукатурка по бокам и кровле выработки;
- бетонная и железобетонная - для крепления сопряжения со стволом, околовольного двора.

### I. Монолитная бетонная крепь

#### А. По В.А.Гребенюку<sup>6</sup>

1. Толщина бетонной крепи в замке свода

$$d_o = 0.06 \sqrt{\frac{2a}{b}} \left( 1 + \sqrt{\frac{2a}{f}} \right), \text{ м}$$

где **a** – полупролёт свода, м; **b** – высота свода обрушения, м (см. далее таблицу с определением нагрузки на крепь); **f** – коэффициент крепости пород.

2. Толщина бетонной крепи в пяте свода

$$d_{\Pi} = (1,2 \div 1,5) d_o, \text{ м}$$

3. Толщина стен

$$t_{\text{СТ}} = (1,2 \div 1,5) d_o, \text{ м}$$

4. Толщина фундамента при бетонных стенках

$$t_{\text{Ф}} = (1,0 \div 1,5) t_{\text{СТ}}, \text{ м}$$

#### Б. По М.М.Протодьяконову

Толщина свода в ключе замка  $\delta = 130-300$  мм, толщина в пяте свода -  $\delta = 200-500$  мм.

По Протодьяконову М.М. толщина свода

$$\delta_o = 4,4 \frac{I_o}{\sigma_{\text{сж}} f^{0.5}} \sqrt[3]{\frac{I_o}{h_o}}, \text{ м}$$

где  $I_o$  - полупролет выработки, м;

<sup>6</sup> Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А.Гребенюка. - М.: Недра, 1983, 816 с. (с. 322-323)

**f** - коэффициент крепости ;

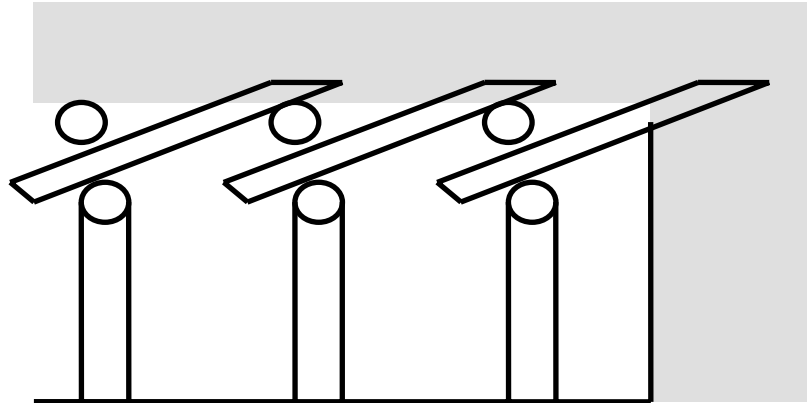
**h<sub>0</sub>** - высота свода давления, м.

Толщина крепи:      в замке  $\delta = 2/3 * \delta_0$   
                                  в пяте  $\delta = \delta_0$ .

## II. Деревянная крепь

Виды крепи:

- сигнальные стойки;
- полный дверной оклад - две стойки, верхняк, лежень, затяжка;
- неполный дверной оклад (НДО) с частичной затяжкой кровли и боков;
- забивная крепь в рыхлых породах.



Срок службы деревянной крепи зависит от породы дерева, влажности рудничной атмосферы, для хвойной крепи обычный срок службы 3-5 лет. Длина стоек 2-4 м, диаметр **20-30 см**. Основная конструкция – неполный дверной оклад (НДО).

1. Давление на единицу длины выработки:

$$p = \frac{4 \gamma a^2 k_{\text{зап}} 9,81}{3 f k_0}, \quad \text{т/пм}$$

где  $\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>; **a** – полупролёт свода выработки на уровне верхняка, м; **f** – крепость пород;  $k_{\text{зап}}=3$  – коэффициент запаса;  $k_0=0,3-1$  – коэффициент ослабления массива трещинами.

### Нагрузка на крепь (см. рис. 8)

Параметры	Форма сечения выработки и запас прочности			
	$k_{\text{кр}} < 1$	$k_{\text{бок}} > 4$	$1 < k_{\text{кр}} < 4$	$k_{\text{бок}} > 4$
Трапецевидная форма				
Высота свода обрушения, м	$b = a / \text{tg} \varphi$		$b' = \frac{a}{\left( k_{\text{кр}} \text{tg} \varphi \right)}$	
Интенсивность давления, т/м	$q = b \gamma$		$q' = b' \gamma$	

Нагрузка на верхняк рамы	$Q = \frac{4 a^2 \gamma L}{3 \operatorname{tg} \varphi}$	$Q' = \frac{4 a^2 \gamma L}{3 k_{\text{кр}} \operatorname{tg} \varphi}$
Прямоугольно-сводчатая форма		
Высота свода обрушения, м	$b = \left( \frac{a}{\operatorname{tg} \varphi} \right) - h_0$	$b' = \left( \frac{a}{k_{\text{кр}} \operatorname{tg} \varphi} \right) - h_0$
Интенсивность давления, т/м	$q = b \gamma$	$q' = b' \gamma$
Нагрузка на раму	$Q = \frac{4 a \gamma L}{3} \left( \frac{a}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0 \right)$	$Q' = \frac{4 a \gamma L}{3} \left( \frac{a}{k_{\text{рн}} \operatorname{tg} \varphi} - h_0 \right)$

где  $k_{\text{кр}}$  и  $k_{\text{бок}}$  – коэффициент запаса прочности по кровле и по бокам выработки;  $\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  $a$  – полупролёт свода выработки на уровне верхняка, м;  $\varphi$  – угол внутреннего трения;  $L$  – расстояние между рамами по длине выработки, м;  $h_0$  – высота стрелы подъёма сводчатой кровли, м

2. Нагрузка на одну крепёжную стойку:

$$p_1 = 500 p L \quad , \quad \text{т}$$

где  $L$  – расстояние между рамами НДО, м

3. Диаметр верхняка (при  $k_{\text{кр}} < 1$  и  $k_{\text{бок}} < 1$ ):

$$d = 1.7 \sqrt[3]{\frac{10 b \gamma L a^2 n_{\text{пер}}}{m R_{\text{и}} k_{\text{кр}}}} \quad , \quad \text{м}$$

где  $b$  – высота свода обрушения, м;  $n_{\text{пер}}$  – коэффициент перегрузки, равен 1,2;  $m$  – коэффициент условий работы для шахтной крепи, равен 0,85;  $R_{\text{и}}$  – расчётное сопротивление круглой древесины на изгиб для сосны  $R_{\text{и}} = 16$  МПа.

4. Расстояние между крепёжными рамами при известном диаметре верхняка:

$$L = \frac{m R_{\text{и}} d^3 k_{\text{кр}}}{1,7^3 10 b \gamma n_{\text{пер}} a^2} \quad , \quad \text{м}$$

5. Диаметр стойки принимают равным диаметру верхняка. Осевое усилие на одну стойку:

$$P = 0.5 Q n_{\text{пер}} \sin \alpha \quad , \quad \text{т}$$

где  $Q$  – нагрузка на верхняк рамы, т;  $\alpha$  – угол наклона стойки, обычно 80-85°.

6. Толщина верхней затяжки из необрезной доски:

$$\delta = 1.3L \sqrt{\frac{10 \gamma a n_{\text{пер}}}{m \operatorname{tg} \varphi R_{\text{И}}}}, \text{ м}$$

где  $\varphi$  – угол внутреннего трения пород кровли, рад.

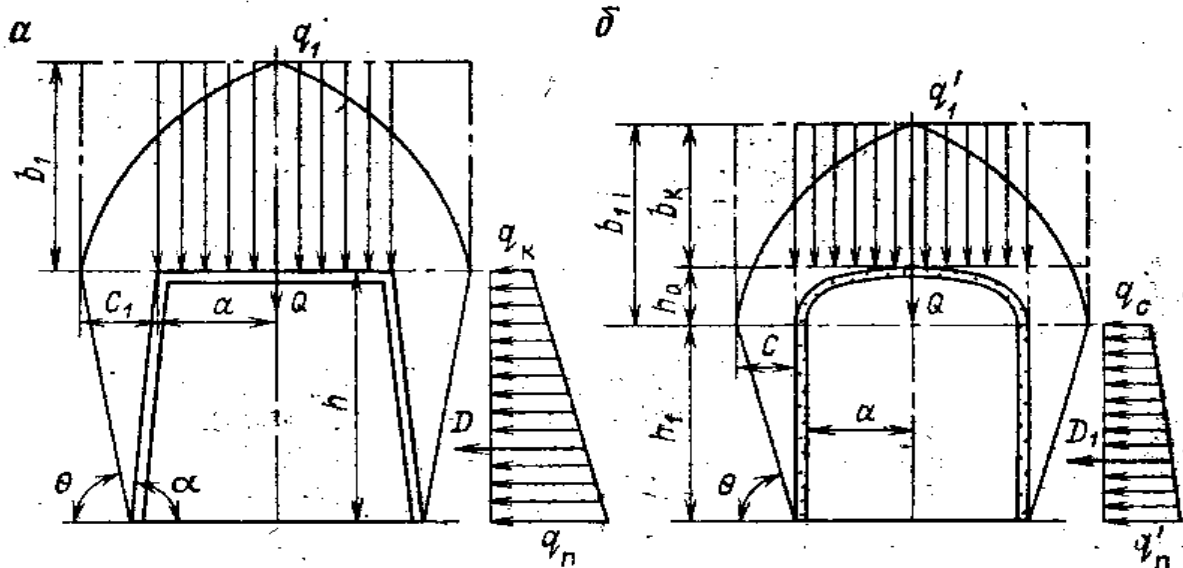


Рис. 8. Схемы к расчёту давления на крепь выработок:  
а – трапециевидная; б – прямоугольно-сводчатая

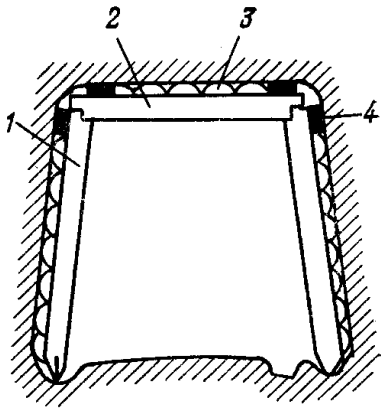


Рис. 9. Неполный дверной оклад (НДО):  
1 - стойка; 2 – верхняк;  
3 – затяжка; 4 - расclinка

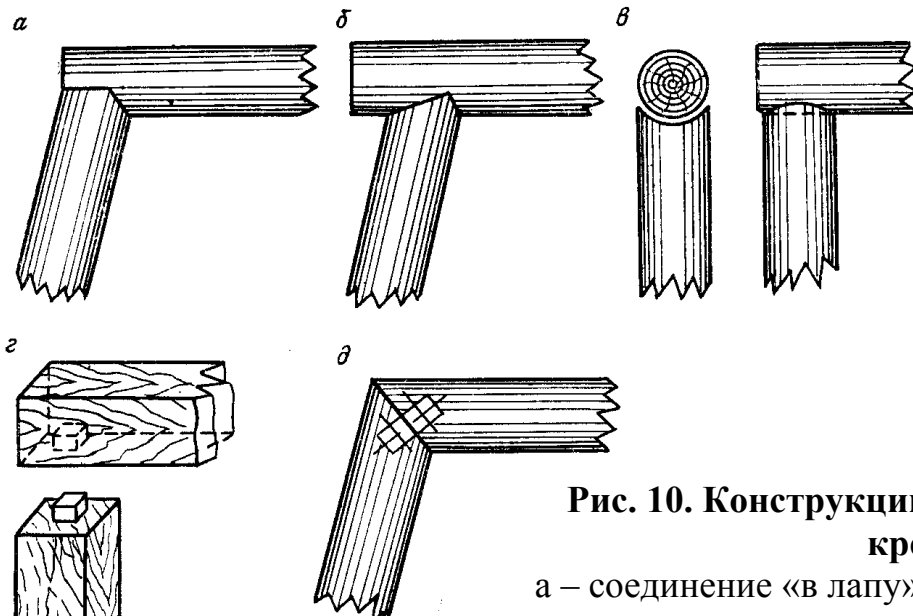


Рис. 10. Конструкции «замка» деревянной крепи:  
а – соединение «в лапу»; б – «в зуб»; в – «в паз»;

### III. Стальная арочная крепь

Форма - трапецевидная из тавров, двутавров, волнистого профиля (жёсткая и податливая - СВП-14 ÷ 27 кг) – см. рис. 11.

Расчет трёхшарнирной арки:

$$m R_{и} = \frac{M_{\max}}{W} + \frac{N}{\chi F}$$

где  $m$  - коэффициент условий работы крепи, равен 0.6-0.8;

$R_{и}$  - расчетное сопротивление материала профиля изгибу, равно 270 МПа;

$M_{\max}$  – максимальный изгибающий момент, МН\*м,

$W$  - момент сопротивления сечения, м<sup>3</sup>;

$N$  – осевое сжатие, МН;

$\chi$  - коэффициент продольного изгиба;

$F$  – площадь поперечного сечения профиля, м<sup>2</sup>.

### IV. Сборная железобетонная крепь

Плоские плиты шириной 0.32-0.5 м, толщиной 0.1-0.12 м, длиной 1.45-3.2 м (из бетона М600 и выше). Нагрузка допустима до 6 МПа.

Арочная железобетонная крепь из тьюбингов шириной 0.5 м, длиной 0.63 и 0.86 м, высотой 0.245-0.3 м, толщиной 0.03-0.17 м. Допустимая нагрузка - до 13 МПа.

### V. Штанговая (анкерная) крепь

Она служит для упрочнения пород.

Виды анкеров:

а) механические; б) железобетонные - арматура в монолитном бетоне; в) сталеполимерные - арматура в полимерной смоле.

Конструкция механического анкера: с одного конца штанга длиной 1.5-2 м имеет замок, с помощью которого штанга закрепляется в шпуре, а с другой стороны - резьбу под гайку.

Виды замков:

а) клинощелевой; б) цанговый.

Несущая способность всех штанг 1-1.5 МН, диаметр штанг 18-25 мм, диаметр шпура на 10-15 мм больше диаметра штанги.

Диаметр штанги:

$$d = 1.15 \sqrt{\frac{N + qS}{\sigma_p}}, \text{ м}$$

где  $N$  - сила предварительного натяжения штанг, Н;

- q** - давление горных пород на единицу площади кровли, МПа;  
**S** - площадь кровли, приходящаяся на одну штангу, м<sup>2</sup> ;  
**σ<sub>p</sub>** - допускаемое сопротивление штанги на разрыв, МПа.  
 Расстояние между штангами  $a_{шт} = (0.6-0.7) * L_{шт}$   
 Длина штанг  $L_{шт} = (1.25-1.5) * h_{свода}$  .

## VI. Набрызгбетонная крепь (торкрет-бетон)

Набрызгбетон - при заполнителе цементного раствора размером 10-25 мм. Торкрет-бетон - при заполнителе цементного раствора размером 0-8 мм. Используется совместно с анкерной крепью или самостоятельно. Толщина покрытия - до 150 мм, обычно 30-50 мм. Для быстрого схватывания используются добавки фтористого натрия, тонкомолотого алюминиевого шлака и др.

Толщина крепи из набрызгбетона:

$$\delta = k_{зап} k a \sqrt{\frac{q}{R_p}}, \text{ м}$$

где **k** - коэффициент, учитывающий тип крепи:

- если анкера и набрызгбетон -  $k=0.25$  ;

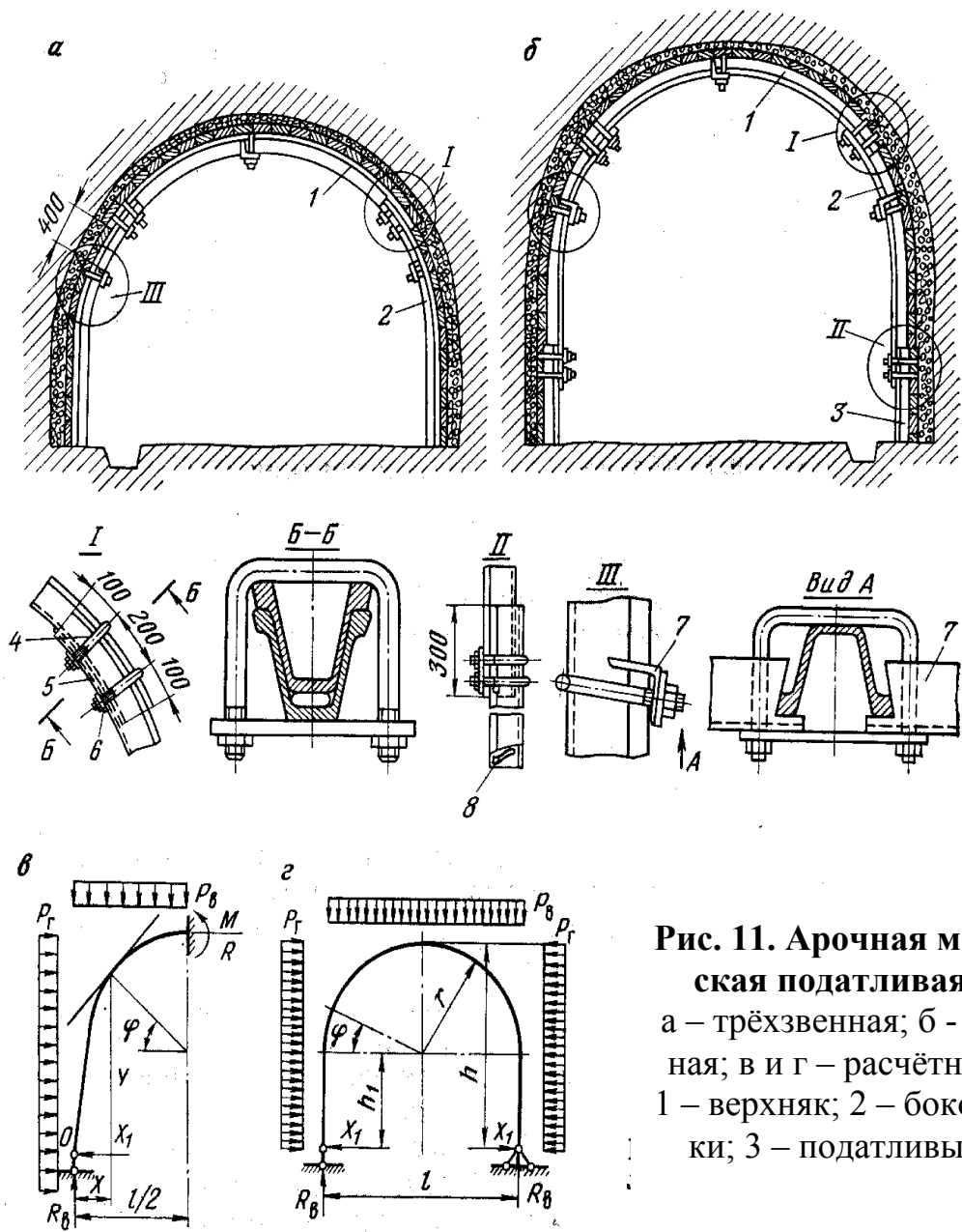
- если только набрызгбетон -  $k=0.35$  ;

**a** - шаг анкерной крепи (0.8-1.5 м) или же  $a = 1$  м - для собственно набрызгбетонной крепи;

**q** - горное давление, МПа;

**R<sub>p</sub>** - расчетное сопротивление набрызгбетона растяжению: при М300-М500  $R_p = 1-1.4$  МПа;

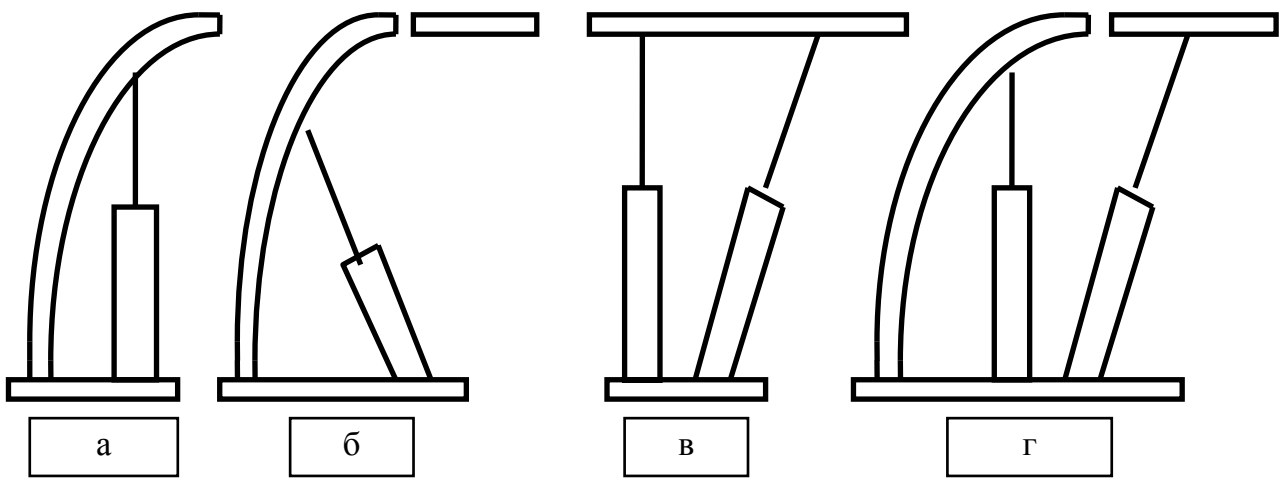
**k<sub>зап</sub>** - коэффициент запаса,  $k_{зап} = 1,3$ .



**Рис. 11. Арочная металлическая податливая крепь:**  
 а – трёхзвенная; б - пятизвенная; в и г – расчётные схемы  
 1 – верхняк; 2 – боковые стойки; 3 – податливые ножки

**VII. Механизированная (гидрофицированная) крепь**

Она обычно используется на сплошных системах мягких руд и на добыче угля, бывает следующих типов: а) ограждающая; б) поддерживающая; в) ограждительно-поддерживающая; г) поддерживающе-ограждающая (см. ниже рис.).



### VIII. Инъекционная крепь

По сути – это упрочнение пород полимерными смолами, горячим битумом, глинистым раствором, жидким стеклом, цементным раствором. Шпуры  $d=40-42$  мм длиной 1.5-2 м по сетке 1.5-2 м. Давление нагнетания - до 10-20 МПа.

### IX. Тросоупрочнение вмещающих пород

Используется при крупных долговременных обнажениях среднеустойчивых пород. В пробуренные колонковые шпуры или скважины малого диаметра вручную или с помощью самоходной тросоинъекционной установки, например, фирмы "Тамрок" (Финляндия) устанавливаются старые (или новые) тросы диаметром 15-40 мм длиной до 15-30 м, а пустоты шпуров, скважин заполняются затем цементным раствором.

Расстояние между тросами рассчитывается по двум формулам:

- по прочности троса на разрыв

$$a = \frac{1000 \sigma_p S}{k_{\text{зап}} h_{\text{обр}} \gamma L}, \text{ м}$$

где  $\sigma_p$  - прочность троса на разрыв, МПа;

$S$  - сечение троса, м<sup>2</sup>;

$k_{\text{зап}}$  - коэффициент запаса;

$h_{\text{обр}}$  - толщина поддерживаемой потолочины или высота свода обрушения, м;

$\gamma$  - объёмный вес пород потолочины, МН/м<sup>3</sup>;

$L$  - длина троса в массиве, м ;

- по прочности упрочненной цементным раствором **потолочины**

$$a = \frac{2 \tau_{\text{сдв}} r L}{k_{\text{зап}} h_{\text{обр}} \gamma - 2 \tau_{\text{сдв}} r}, \text{ м}$$

где  $\tau_{\text{сдв}}$  - прочность упрочненного массива на сдвиг, МПа;

$r$  - радиус распространения упрочняющего раствора в массиве, м .

### Управление горным давлением

Горный массив до проведения в нем выработок находится в нетронутом равновесии: гравитационные и тектонические напряжения уравниваются друг другом и сопротивлением горных пород (прочностью) на всестороннее сжатие, составляя тензор напряжений нетронутого массива.

При проведении выработок и образовании подземных полостей тензор напряжений изменяется, равновесие нарушается и возникающее опорное горное давление может привести к деформациям массива и обрушениям пород в выработки.

Горное давление зависит от следующих **факторов**:

а) тензора напряжений нетронутого массива; б) нарушенности горного массива трещинами; в) прочностных свойств, устойчивости вмещающих пород;



г) расположения и формы выработок; д) способа отбойки; е) способа поддержания очистного пространства; ж) продолжительности обнажения массива; з) скорости и порядка проходки выработок... Управление горным давлением - это совокупность мероприятий по искусственному изменению напряженного состояния горного массива вблизи выработок. На горное давление, прежде всего, оказывают влияние: скорость проходки, обычная или щадящая отбойка, жёсткая или податливая крепь, прямоугольная или сводчатая кровля выработок...

Существуют прикладные компьютерные программы, позволяющие определить напряжения и деформации в любой точке подработанного горного массива.

Проявления горного давления: а) деформации горных выработок; б) сдвиги и обрушения горных пород; в) трещинообразование; г) шелушение, стреляние пород; д) горный удар.

Горный удар - это хрупкое разрушение части горного массива со взрывным выбросом пород в выработки. Горный удар возможен лишь в хрупких породах при превышении скорости нарастания горного давления над скоростью релаксации напряжений в породах. Известна способность материалов компенсировать и поглощать внешнее напряжение за счёт структурных изменений в кристаллической решетке («уход из-под нагрузки»). Изменение со временем внутреннего напряжения деформированного материала (без изменения деформаций) называется релаксацией. Горные удары возможны на глубинах более 600-800 м от земной поверхности в хрупких породах.

### Расчёт продолжительности проходческого цикла

1. Время бурения шпуров:

$$t_{\text{бур}} = \frac{\Sigma L_{\text{шп}}}{1.1 N n_{\text{перф}}}, \text{ час}$$

где  $\Sigma L_{\text{шп}}$  – суммарная длина шпуров, м;  $N$  – норма выработки на бурение, чел-час/м (см. Приложение, I часть);  $n_{\text{перф}}$  – количество перфораторов в забое.

2. Время на зарядание и взрывание:

$$t_{\text{зар}} = \frac{\Sigma Q_{\text{ВВ}}}{N k}, \text{ час}$$

где  $\Sigma Q_{\text{ВВ}}$  – суммарный вес зарядов ВВ, кг;  $N$  – норма времени на зарядание, например, зарядчиком **Курама-7М**  $N=5$  кг/мин=300 кг/час;  $k$  – коэффициент использования зарядчика, обычно  $k=0.2$ .

3. Время на погрузку породы в вагонетки:

$$t_{\text{погр}} = \frac{V_{\text{ц}} K_{\text{р}}}{1.1 N n K_{\text{нап}}}, \text{ час}$$

где  $V_{\text{ц}}$  – объём отбитой породы за цикл, м<sup>3</sup>;  $N$  – норма времени на погрузку породы, чел-ч/м<sup>3</sup> (см. Приложение, I часть);  $n$  – число погрузчиков, обычно  $n=1$ ;

$K_p$  – коэффициент разрыхления, обычно 1,2-1,3;  $K_{нап}$  – коэффициент наполнения, обычно 0,8-1,1.

4. Время на крепление выработки:

$$t_{кр} = \frac{V}{1.1 N_{кр} n}, \text{ час}$$

где  $V$  – или количество подаваемого бетона ( $m^3$ ) или же количество устанавливаемых рам - за цикл (шт.);  $N_{кр}$  – норма времени на крепление, чел-час/(рама или  $m^3$ ) – см. Приложение, I часть;  $n$  – число крепильщиков.

5. Суммарные трудовые затраты:

$$\Sigma T = \frac{(t_{бур} + t_{зар} + t_{погр} + t_{кр})}{6}, \text{ см}$$

6. Комплексная норма выработки:

$$N_{выр} = \frac{V_{ц}}{\Sigma T}, \text{ м}^3/\text{см}$$

7. Скорость подвигания забоя за сутки:

$$v_{заб} = n_{см} n_{ц} L_{уход}, \text{ м/сутки}$$

где  $n_{см}$  – число рабочих смен в сутках, обычно  $n_{см} = 3-4$ ;  $n_{ц}$  – число циклов в смену, обычно один цикл;  $L_{уход}$  – уход забоя за цикл, м.

## Часть 2. Проведение вертикальных горных выработок

### I. Восстающие, рудоспуски

**А. Проходка снизу вверх** – буровзрывным способом с помощью механизированного проходческого комплекса КПВ (см. рис. 12) с самоходным полком на пневматическом приводе, скорость его передвижения: на спуск и на подъём 12-15 м/мин. На проходке работают 2-3 рабочих с телескопными перфораторами ПТ-36 (38), длина отбойных шпуров 1,5-2 м (врубных на 0,1-0,2 м больше), крепление – деревянными венцами или анкерами. Длина и ширина рабочей платформы у КПВ-1А - 1,5x1,5 м.

#### Характеристика самоходных полков

Параметры	КПВ-1А	КПВ-2	КПВ-4А	КПН-1А
Угол наклона выработки к горизонту, град.	60-90	60-90	60-90	15-60
Площадь сечения выработки, $m^2$	2-4	2-4	3-8	4-6
Грузоподъёмность, т	0,5	0,5	0,6	0,5
Высота подъёма, м	80	80	120	120

Масса всего комплекса, т	8,5	8,4	11,3	14
--------------------------	-----	-----	------	----

**Б. Проходка сверху вниз** – выбуриванием с помощью комбайна 2КВ-А (см. рис. 13).

Сверху вниз – из выработки верхнего горизонта в выработку нижнего горизонта - бурится пилот-скважина, затем снизу прикрепляется разбуриватель и бурение осуществляется уже снизу вверх.

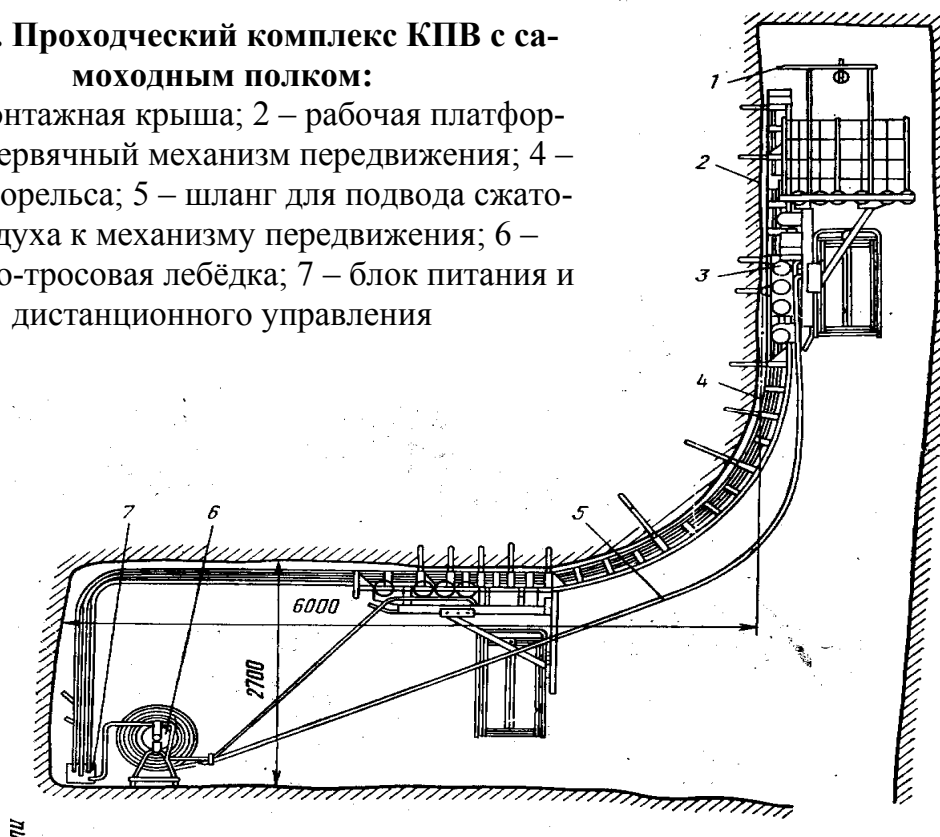
#### Характеристика комбайна 2КВ-А

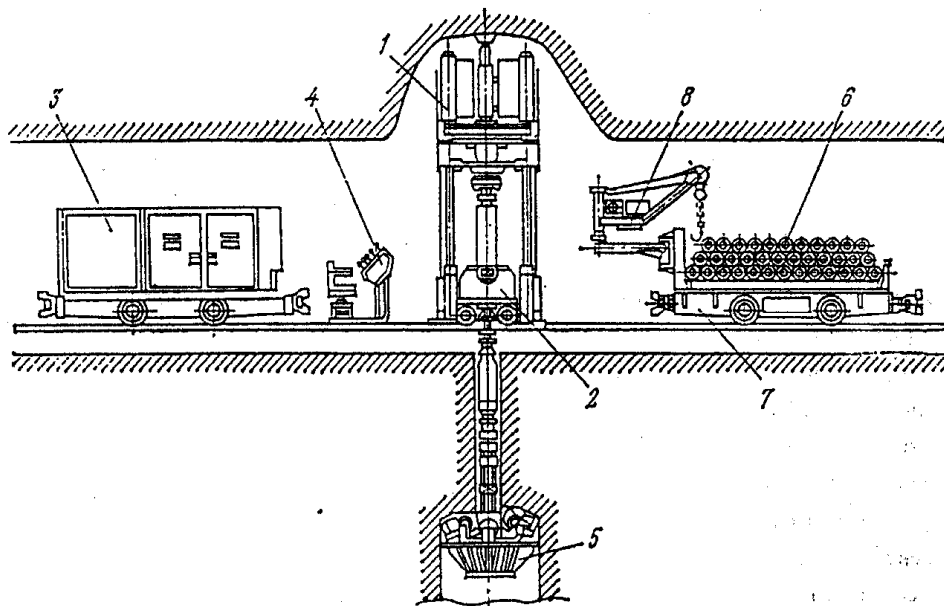
Тип бурового инструмента	Шарошечный
Глубина бурения, м	80
Крепость пород	3-14
Угол наклона выработки к горизонту, град.	60-105
Диаметр пилот-скважины, мм	145; 190; 250
Диаметр разбуривателя, м	1,25; 1,5; 1,8
Техническая производительность при $f=10-14$ и $d=1,8$ м, $m^3/ч$	3,6
Установленная мощность, кВт	140,5
Длина x Ширина x Высота, м	1,57 x 1,46 x 4
Масса, т	63,7

**В. Проходка секционным взрыванием** – бурятся параллельные скважины на всю высоту выработки (см. рис.14), в центре – скважина большого диаметра, она не заряжается, остальные скважины заряжаются и подрываются за один приём с различным замедлением, при этом длина секции не более 15-20 м. Каждая скважина в секции подрывается в разное время двумя электродетонаторами (для надёжности).

**Рис. 12. Проходческий комплекс КПВ с самоходным полком:**

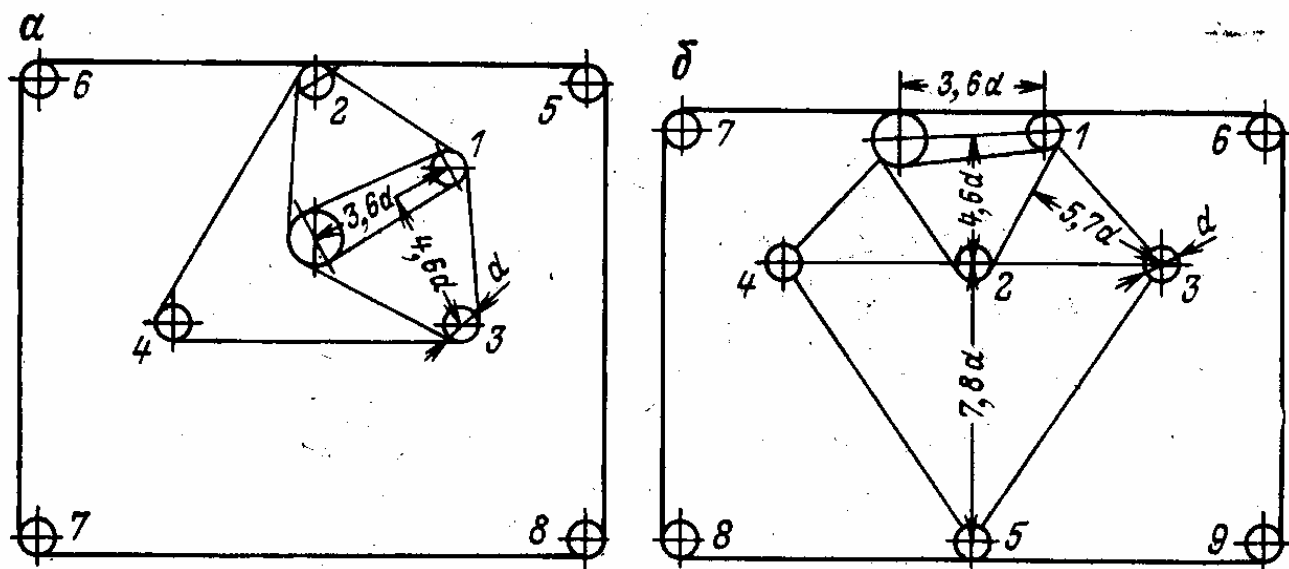
1 – демонтажная крыша; 2 – рабочая платформа; 3 – червячный механизм передвижения; 4 – став монорельса; 5 – шланг для подвода сжатого воздуха к механизму передвижения; 6 – шлангово-тросовая лебёдка; 7 – блок питания и дистанционного управления





**Рис. 13. Комбайн 2КВ-А:**

1 – буровой станок; 2 – манипулятор; 3 – блок питания на платформе;  
 4 – пульт дистанционного управления; 5 – разбуриватель;  
 6 – штанги бурового става; 7 – платформа для штанг; 8 – подъёмник



**Рис. 14. Две схемы расположения скважин и их подрыва при проходке вертикальной выработки секционным взрыванием:**

1 – 9 - последовательность взрывания скважин

## II. Стволы

Стволы служат для спуска-подъёма людей (вентиляционно-клетевые) и для подъёма горной массы (клетевые или скиповые – для подъёма больших объёмов руды). Обычно стволы проходят круглого сечения, диаметры ствола приве-

дены ниже в таблицах. Строительство стволов является наиболее ответственным и трудоёмким процессом и занимает 40-50% общего времени строительства горного предприятия. Различают обычный и специальный способ проходки вертикальных стволов. Обычный применяется в крепких породах с водопритоком до 8 м<sup>3</sup>/ч, в других случаях используются специальные способы (см. часть 4 настоящей работы).

Размеры поперечного сечения определяются по применяемому оборудованию с учётом необходимых зазоров. В любой капитальной горной выработке обязательно должны быть: двухклетевой или скиповой подъём (редко – клеть или скип с противовесом), трубопровод с технической водой (для бурения, орошения), трубопровод с откачиваемой шахтной водой, трубопровод со сжатым воздухом (основной вид энергии на руднике – пневматическая энергия), электрические кабели (обычно на 6, 10 кВ), лестничное отделение.

Для спуска-подъёма возводится копёр (например, металлический - конструкции ВНИИОМШС высотой 20,5 м и массой 81 т) и устанавливается подъёмная машина (например, 2Ц-3,5-1,8 с двумя цилиндрическими барабанами диаметром 3,5 м и шириной 1,8 м каждый).

**Типоразмеры стволов круглого сечения при двухклетевом подъёме<sup>1</sup>**

Диаметр ствола в свету, м	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Типоразмер клетки	Типоразмер вагонетки максимальной вместимости (в м <sup>3</sup> )
4	15,9	1УКН1,4-1	ВГ-0,7
4,5	19,6	1УКН1,9-1	ВГ-1,1
5	23,7	1УКН2,55-1	ВГ-1,4
5,5	28,3	1УКН2,55-1	ВГ-1,4

**Типовые сечения вертикальных стволов шахт<sup>2</sup>**

Производственная мощность, тыс. т/год	Глубина разработки, м	Размеры в свету, м	Грузоподъёмность скипов, т	Количество этажей в клетях, её размеры
100	200	3.5	--	3.1x1.37
	300	3.5	--	3.1x1.37
300	200	3.5	--	3.1x1.37
	300	4.5	4-8	3.1x1.37
	600	5.8	4-10	2*(3.1x1.37)
600	1200	5.5	4-10	--
1000	1200	6.0	10	--
1600	600	6.0	10	2*(4.5x1.54)
	1200	7.0	15	--
2500	600	7.0	15	2*(4.5x1.54)
	1200	6.5	25	--

<sup>1</sup> Проведение горно-разведочных выработок. Справочник под ред. В.А.Хорева. - М.: Недра, 1990, 412 с.

<sup>2</sup> Симаков В.А., Домбровский А.П., Титов Л.М., Арутюнов К.Г. Подземная разработка месторождений цветных, редкий и радиоактивных металлов. - М.: изд. МГРИ, 1991, 148 с.

### Рекомендуемые сечения и подъем по вертикальным стволам<sup>3</sup>

Производственная мощность, тыс. т/год	Глубина, м	Сечение ствола в свету, м	Количество и тип независимых подъемов
30-70	до 300	4.3x1.8 3.5x3.5 <b>d=4</b>	2 клетки длиной <b>L=1.4 м</b> 1 клеть с противовесом, <b>L=3.1 м</b> 1 клеть с противовесом, <b>L=3.1 м</b>
100-300	до 400	5.3x3.5 <b>d=5</b> <b>d=5.5</b> <b>d=5.5</b>  6.6x3.5 <b>d=6</b>	2 клетки <b>L=3.1 м</b> скип <b>V=2÷3÷4 м<sup>3</sup></b> и клеть <b>L=3.1 м</b> 2 клетки <b>L=3.1 м</b> а) скип <b>V=2÷3÷4 м<sup>3</sup></b> с противовесом; б) клеть <b>L=4.5 м</b> с противовесом скип <b>V=2÷3÷4 м<sup>3</sup></b> и клеть <b>L=3.1 м</b> а) скип <b>V=2÷3÷4 м<sup>3</sup></b> и клеть <b>L=4.5 м</b> ; б) углубочный подъем: клеть <b>L=2 м</b> с противовесом
300-600	до 600 м	<b>d=6</b>  <b>d=6.5</b>	а) 2 скипа <b>V=2÷3÷4 м<sup>3</sup></b> ; б) клеть <b>L=4.5 м</b> с противовесом а) 2 скипа <b>V=2÷3÷4 м<sup>3</sup></b> ; б) клеть <b>L=4.5 м</b> с противовесом; в) углубочный подъем: клеть <b>L=2 м</b> с противовесом
600-1000	до 600	<b>d=6.5</b>  <b>d=7</b>  <b>d=7.5</b>	а) 2 скипа <b>V=5÷6÷7 м<sup>3</sup></b> ; б) клеть <b>L=4.5 м</b> с противовесом а) 2 скипа <b>V=5÷6÷7 м<sup>3</sup></b> ; б) клеть <b>L=4.5 м</b> с противовесом; в) углубочный подъем: клеть <b>L=2 м</b> с противовесом а) 2 скипа <b>V=5÷6÷7 м<sup>3</sup></b> ; б) 2 клетки <b>L=4.5 м</b>
1000-1500	до 600	<b>d=7.5</b>	а) 2 скипа <b>V=5÷6÷7 м<sup>3</sup></b> ; б) 2 клетки <b>L=4.5 м</b>

Для механизации бурения шпуров обычно используется бурильная установка типа БУКС-1 (крепость пород до  $f=16$ , от двух до пяти манипуляторов смонтированы на одной колонне), она применяется в комплекте с породопогрузочными машинами КС-2у/40 или КС-1МА или с ручным пневмопогрузчиком КС-3М. Кроме того, в комплект входит проходческая бадья вместимостью  $1÷6,5 м^3$  (самопрокидывающаяся БПС или БПСМ и неопрокидывающаяся БПН). Для защиты находящихся в забое ствола людей и для размещения

<sup>3</sup> “Унификация планировочных, технологических и конструктивных решений подземных выработок горнорудных предприятий цветной металлургии при разных производительностях и шахтном вскрытии”. - М.: изд. Гипроцветмет, 1956 г.

съёмного оборудования предназначены проходческие полки. В совокупности всё это оборудование смонтировано на проходческом комплексе, при этом возведение монолитной бетонной крепи осуществляется путём спуска твердеющей смеси в ствол по трубам.

Проветривание ствола после взрыва (расчёт см. в части 1 настоящей работы) производится центробежными вентиляторами, например, ВЦ-7 и осевыми вентиляторами типа ВМ-3М ÷ ВМ-12М по металлическим трубам диаметром 0,3-1,2 м (вес става труб достигает 40-60 т). При водопритоке до 8 м<sup>3</sup>/ч воду из ствола на поверхность вывозят бадьёй, нагнетают же в бадью воду пневматическими забойными насосами типа Н-1М, Байкал-2, Малютка, Гном (при глубине ствола до 300 м, при проходке более глубоких стволов монтируется став трубопровода и используются уже мощные насосы). При более высоком водопритоке используются специальные способы проходки (см. часть 4 настоящей работы).

#### Характеристика бурильных установок (см. рис. 15)

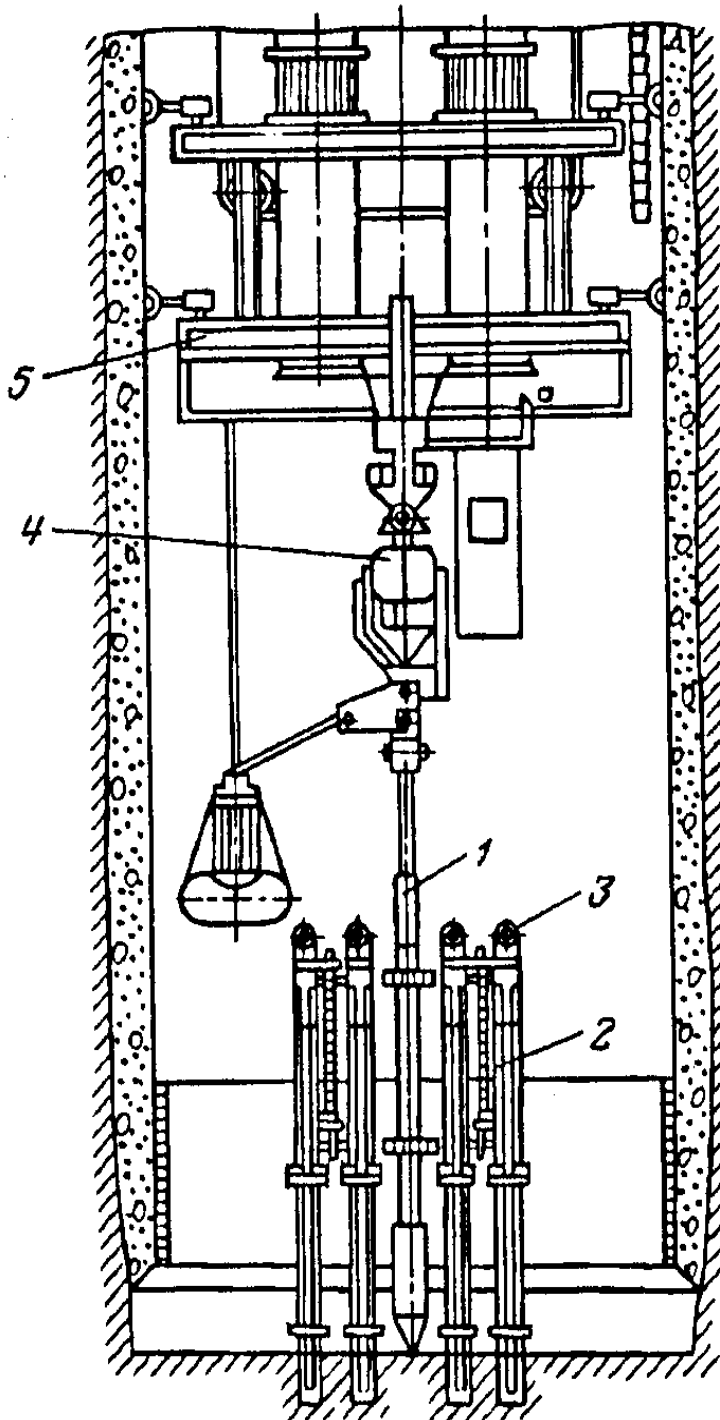
Параметры	БУКС-1М	БУКС-1у5
Диаметр ствола, м	5,5-9	4-9
Диаметр шпуров, мм	52 (42)	52 (42)
Глубина бурения, м	4,2-4,5	4,2-4,5
Число бурильных головок	4	2-5
Бурильная головка	БГА-1М	БГА-1М
Скорость бурения в гранитах $f=10-12$ , м/мин	0.8	0.8
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин	36	45
Расстояние между шпурами, мм	800	600-800
Угол наклона бурильных головок, град.	10	20
Размеры в транспортном положении, м:		
- длина	10,3	9,115
- диаметр окружности	1,54	1,25-2,05
Количество бурильщиков	3	3
Масса, т	10,2	10,8

#### Характеристика породопогрузочных машин (см. рис. 16)

Параметры	КС-2у/40	КС-1МА	КС-3М
Вместимость грейфера, м <sup>3</sup>	0,7	1,25	0,25
Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин	1,6	2,5	0,28
Эксплуатационная производительность, м <sup>3</sup> /ч	60-80	101-120	10-18
Грузоподъёмность тельфера, т	5	5x2	0,5
Высота подъёма грейфера, м	10	10	3
Высота грейфера, м	7	7,3	1,5
Масса, т	10	21,6	0,9
Область применения:			
- максимальная глубина, м	250-1000	600-1500	200
- диаметр ствола в свету, м	5,5-6,5	7-8	4-5,5

### Характеристика проходческой бадьи

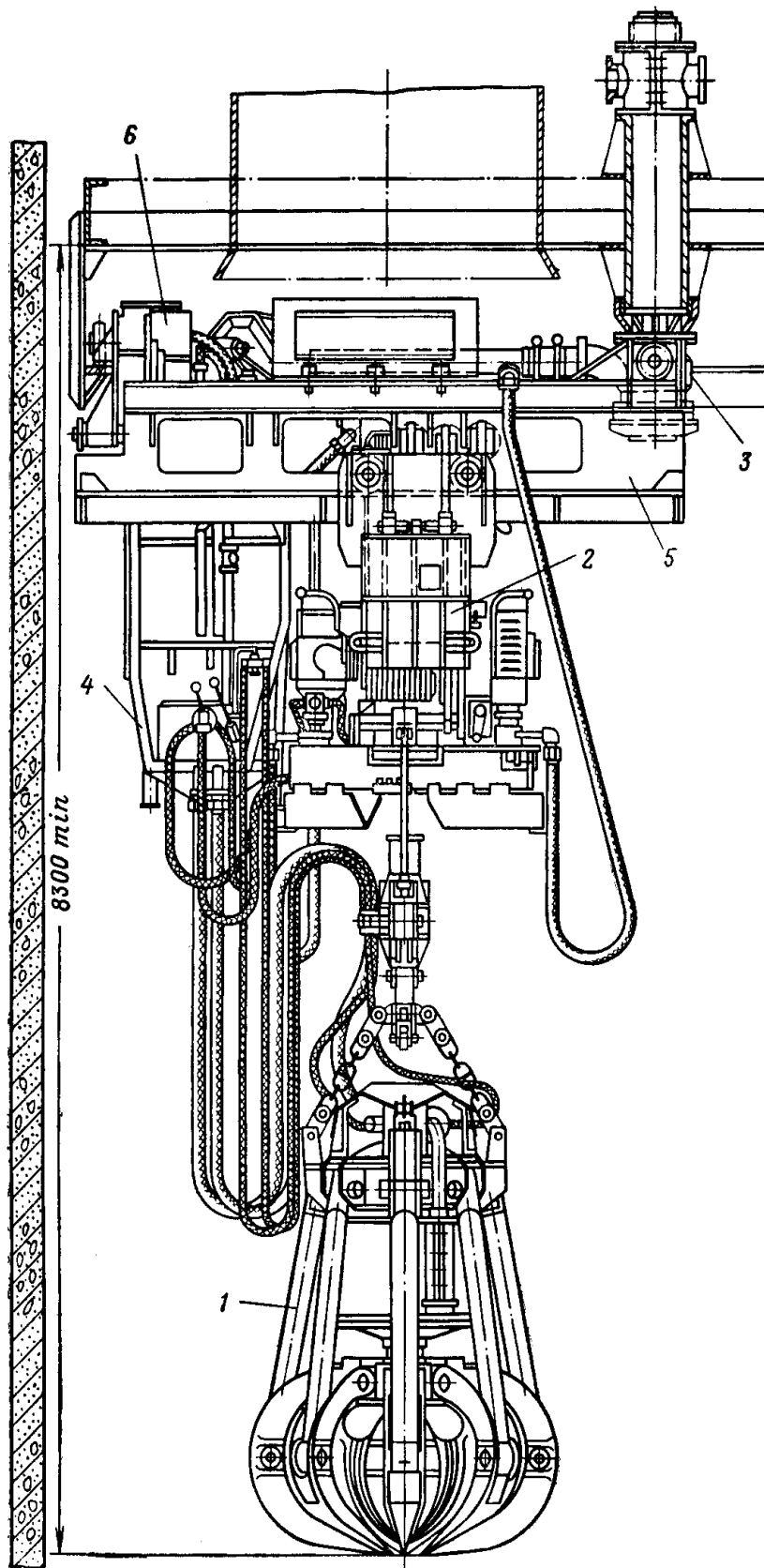
Показатели	Самопрокидывающиеся бадьи БПС							
	БПС-1	БПС-1,5	БПС-2	БПС-2,5	БПС-3	БПС-4	БПС-5	БПС-6,5
Диаметр корпуса, м	1,15	1,3	1,4	1,6	1,6	1,6	2,05	2,05
Высота корпуса, м	1,1	1,25	1,35	1,4	1,45	1,6	1,72	2,2
Вместимость, м <sup>3</sup>	1	1,5	2	2,5	3	4	5	6,5
Масса, кг	400	650	770	920	1050	1550	1700	2050



**Рис. 15. Схема размещения бурильной установки БУКС-1М в стволе:**

1 – колонна; 2 – четыре манипулятора с бурильной головкой типа БГА-1 или ПК-60; 3 – шланговый барабан; 4 – бурильная машина; 5 – гидродоъемник





**Рис. 16. Породопогрузчик КС-2У:**  
 1 – грейфер; 2 – тельфер; 3 - центральная опора; 4 – кабина;  
 5 –рама; 6 – тележка поворота

### Характеристика проходческих полков

Площадь сечения ствола, м <sup>2</sup>	9,6	12,6	15,9	19,6	28,3	33,2	38,5	44,2	50,2	56,7
Диаметр ствола, м	3,5	4	4,5	5	6	6,5	7	7,5	8	8,5
Диаметр полка, м	3,26	3,76	4,26	4,76	5,76	6,26	6,76	7,26	7,76	8,26
Число этажей	1	1	2	2	3	3	2	2	2	2
Вместимость бадьи, м <sup>3</sup>	0,75	0,75	1	1,5	2	2	3	4	5	6,5
Масса, т	2,6	3,4	5,5	7,3	32	33	40	41	42	43

### Характеристика проходческих комплексов (см. рис. 17)

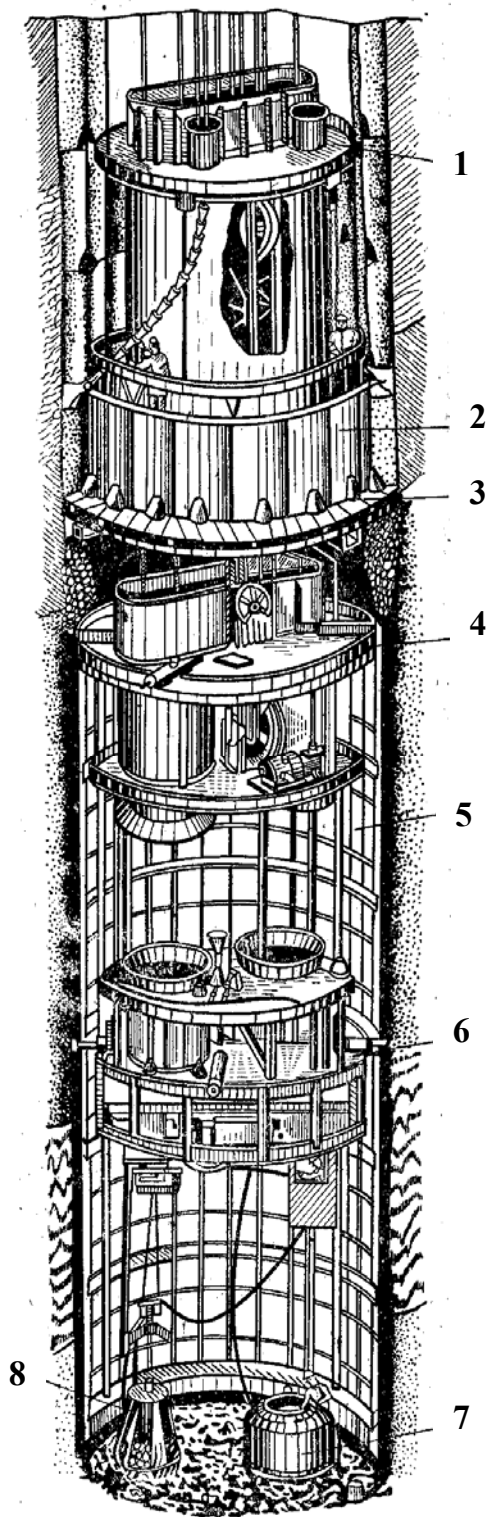
Параметры	КС-3	КС-2у	2КС-2у	КС-1м	КС-8	КС-9	КС-10
Диаметр ствола в свету, м	4-8	4-6,5	7-9	6,2	6,5-8	7,5-9	8
Глубина ствола, м	< 300	300-1200	300-1200	>700	>700	>700	1000-1600
Бурильная установка, перфоратор	ПР24 ПР30	БУКС-1у БУКС-1м	БУКС-1у БУКС-1м	БУКС-1м	БУКС-1у4 БУКС-1м	БУКС-1у4 БУКС-1м	БУКС-1у4 БУКС-1м
Число установок	10-20	1	1-2	1	2	2	2
Погрузочная машина	КС-3	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	КС-1МА	2УСМ-1МА	2КС-2у/40
Производительность погрузчика, м <sup>3</sup> /ч	< 30	80	100-120	90-137	100-120	180-200	90
Вместимость бадьи, м <sup>3</sup>	1-4	3-5	3-6,5	3-6,5	5-6,5	5-8	Скип-4 м <sup>3</sup>
Число бадей	2	2-3	3-4	3	3-4	2-4	2
Высота передвижной опалубки, м	2-3	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
Масса, т	10-15	70	90	160	120	130-150	160

### Расчёт<sup>4</sup> БВР

1. Выбор ВВ и СВ. См. выбор ВВ и СВ при проведении горизонтальных выработок.

<sup>4</sup> Технология строительства подземных сооружений. Строительство вертикальных выработок / Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н., Ресин В.И. - М.: Недра, 1992, 286 с.

2. Диаметр шпура может быть 36, 40, 43, 46 и 52 мм и он должен быть на 5-7 мм больше диаметра патрона: для предохранительных ВВ стандартный диаметр патрона 36 мм, для не предохранительных – диаметр патрона 32 мм. Самый экономный расход ВВ (на 15-25%) происходит при использовании патронов диаметром 45 мм.



**Рис. 17. Проходческий комплекс КС-1м:**  
 1 – кровля верхнего этажа полка; 2 – створчатая металлическая опалубка; 3 – опорное кольцо (поддон опалубки); 4 – двухэтажный полк; 5 – щит-оболочка; 6 – распорная каретка; 7- бадья; 8 – погрузочная машина

3. Удельный расход ВВ:

$$q = \frac{em \left( 5.4 + 0.85 f_o \right)}{D_{\text{ч}}}, \text{ кг/м}^3$$

где  $e$  – коэффициент работоспособности,  $e = 450 / P$ ;  $P$  – работоспособность выбранного ВВ,  $\text{см}^3$ ;  $m$  – коэффициент, учитывающий диаметр патрона выбранного ВВ,  $m=32/d_{\text{п}}$ ;  $d_{\text{п}}$  – диаметр патрона выбранного ВВ, мм.

4. Удельное число шпуров на  $1 \text{ м}^2$  площади забоя ствола

$$n_y = \frac{2025 K}{P d_{\text{ш}}}, \text{ шт/м}^2$$

где  $K$  – коэффициент, учитывающий крепость пород: при  $f=3\div 6$   $K=1\div 1.1$ , при  $f=7\div 10$   $K=1.1\div 2$ ;  $d_{\text{ш}}$  – диаметр шпура, мм.

5. Глубина шпуров

$$l_{\text{ш}} = \frac{v_{\text{м}} T_{\text{ц}}}{\eta m n t_{\text{см}} K_{\text{Г}}}, \text{ м}$$

где  $v_{\text{м}}$  – заданная месячная скорость проходки, обычно  $v_{\text{м}}=40\div 50$ , м/мес;  $T_{\text{ц}}$  – продолжительность проходческого цикла (бурение, зарядание, взрывание, проветривание, погрузка, крепление), ч;  $\eta$  – коэффициент использования длины шпуров (К.И.Ш.),  $\eta=0,8\div 0,95$ ;  $m$  – число рабочих дней в месяце;  $n$  – число рабочих смен в сутки;  $t_{\text{см}}$  – продолжительность смены, ч;  $K_{\text{Г}}$  – коэффициент готовности технологической схемы (оборудования),  $K_{\text{Г}}=0,7\div 0,8$ .

6. Расположение шпуров (см. рис. 18). В круглых стволах шпуры располагают по окружностям: врубовые шпуры, отбойные (составляют обычно  $2\div 3$  окружности) и оконтуривающие. Применяют обычно конический, клиновой или призматический вруб.

**Конический вруб** образуется шпурами (5-8 шт.) по окружности диаметром  $1,5\div 2$  м, навстречу друг другу и наклонно к плоскости забоя ствола (с перебором на  $0,4-0,5$  м), при этом в центре окружности располагается короткий вертикальный шпур длиной  $0,7\div 1$  м.

**Клиновой вруб** образуется  $6\div 10$  длинными шпурами, пробуренными навстречу друг другу по двум параллельным линиям на расстоянии  $1,5\div 2$  м друг от друга (с перебором на  $0,4-0,5$  м). Отбойные и оконтуривающие шпуры расположены по окружностям.

7. Число окружностей отбойных шпуров ( $n_o$ ), расстояние между окружностями ( $W$ ) и расстояние между шпурами в каждой окружности ( $a$ ) равно:

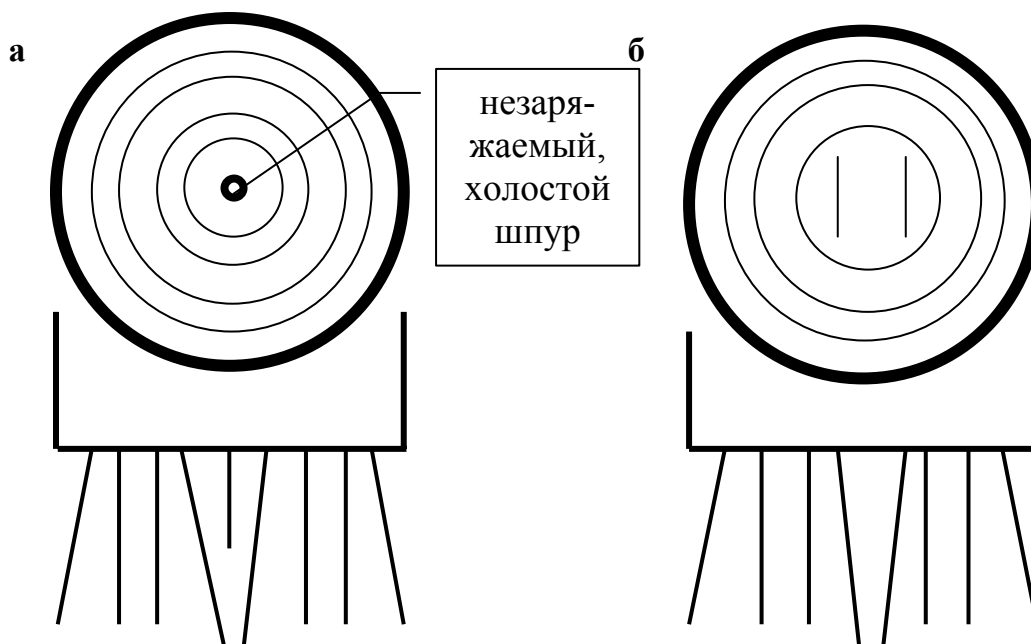
$$n_o = \frac{D_{\text{вч}} - D_{\text{вр}} - 2C}{2W}$$

$$W = a = 1.13 \sqrt{\frac{1}{n_y}}, \text{ м}$$

где  $D_{\text{вч}}$  и  $S_{\text{вч}}$  – диаметр и площадь ствола вчерне, м и  $\text{м}^2$ ;  $D_{\text{вр}}$  – диаметр окружности врубовых конических шпуров, м;  $C$  – расстояние оконтуривающих шпуров от стенок забоя, обычно  $C=0,15-0,2$  м;  $n_y$  – удельное число шпуров на  $1 \text{ м}^2$  площади забоя ствола.

8. Соотношение массы заряда в шпурах: врубовые  $q_{\text{вруб}}=(1,1-1,2)q$  ; отбойные  $q_0=q$  ; оконтуривающие  $q_{\text{ок}}=(0,9-0,95)q$  , где  $q$  – расчётный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup> (см. п. 3).

9. Обычно интервал замедления между сериями взрывов составляет  $\tau=20-25$  мс, но может быть и больше.



**Рис. 18. Расположение шпуров по окружностям в забое круглого ствола при коническом (а) и клиновом (б) врубе**

### **Крепление ствола**

Известны три схемы проходки ствола: с последовательным, параллельным и совмещенным возведением крепи. При **последовательной** схеме (используется в исключительных случаях для стволов глубиной 80-100 м) после ухода забоя на расстояние 8-10 м от прежней крепи начинают возводить снизу вверх новую постоянную крепь на опорном венце, такая схема возможна лишь в устойчивых породах при невысокой допустимой скорости проходки (15-25 пм/мес). При **параллельной** схеме одновременно с погрузкой и бурением производится крепление и частичное армирование ствола в устойчивых породах (на стволах глубиной 900-1300 м) сверху вниз на расстоянии 20-30 м от забоя с использованием щита-оболочки (скорость проходки 50-70 пм/мес). При **совмещенной** схеме (самая рациональная схема) крепь возводят почти до самого забоя сразу за погрузкой породы на величину ухода забоя за цикл (2-5 м), скорость проходки с использованием щита-оболочки в среднеустойчивых породах 80-100 пм/мес. Если породы недостаточно устойчивы, тогда до возведения постоянной крепи ствол укрепляют временной крепью, например, из металлических колец, состоящих из 4-8 отдельных сегментов.

1. **Деревянная венцовая крепь** - сплошная крепь или опорные венцы (венцы сооружаются в крепких породах) на стойках с затяжкой досками. Брусья, бревна диаметром 200-300 мм устанавливаются с шагом до 0.5-1.5 м по высоте. Диаметр бревен или брусьев:

$$d > 1.083 \sqrt{\frac{qLD^2}{mR_{\text{И}}}}, \text{ м}$$

где  $q$  - горизонтальное горное давление, МПа;

$L$  - расстояние между венцами по высоте, м;

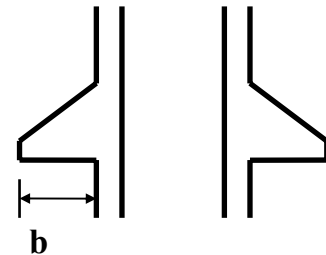
$D$  - пролет (диаметр) ствола, м;

$m$  - коэффициент условий работы крепи,  $m = 0,6-0,8$  (коэффициент запаса  $K_{\text{зап}}=1/m$ );

$R_{\text{И}}$  - расчетное сопротивление изгибу, для сосны равно 16 МПа;

Если венцы уложены вплотную, тогда  $D = L$  и диаметр бревен:

$$d > 1.12 D \sqrt[3]{\frac{q}{mR_{\text{И}}}}, \text{ м}$$



3. **Крепь из чугунных тубингов**, кирпича или бута очень редко применяется из-за дороговизны и большой трудоёмкости возведения такой крепи. Из чугунных тубингов крепь может применяться при большом горном давлении или в щелочно-кислотной среде.

4. **Бетонная, железобетонная крепь** - монолитная или из сборных ж/б тубингов с опорными венцами через 30-50 м по высоте (может быть и меньше, главное - венцы сооружаются в крепких породах). Ширина венца  $b = 0,4-1$  м. Толщина<sup>5</sup> монолитной бетонной, железобетонной крепи:

$$d = m_{\text{к}} r_0 \left( \sqrt{\frac{mR_{\text{И}}}{mR_{\text{И}} - 2\rho P_{\text{max}}}} - 1 \right), \text{ м}$$

где  $m_{\text{к}}$  - коэффициент условий работы крепи: при последовательной и параллельной схеме проходки  $m_{\text{к}} = 1,5$  и при совмещенной  $m_{\text{к}} = 1,25$ ;  $r_0$  - радиус ствола в свету, м;  $m$  - коэффициент условий работы ствола - по таблице:

Тип крепи	Ствол в протяжённой части	Устья и сопряжения ствола
Монолитная бетонная и железобетонная	0,7-0,9	0,6-0,8
Сборная железобетонная	0,7-0,9	-

$R_{\text{И}}$  - расчётное сопротивление крепи изгибу, МПа:

Сопротивление	Крепь	Марка бетона				
		150	200	300	400	500
Изгибу, $R_{\text{И}}$ , МПа	железобетон	8	10	16	21	25

<sup>5</sup> Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А.Гребенюка. - М.: Недра, 1983, 816 с. (с.346)

	бетон	7	9	14	-	-
Растяжению, $R_p$ , МПа	железобетон	5,8	7,2	10,5	12,5	14
	бетон	5,2	6,4	9,5	-	-

$\rho$  – коэффициент концентрации напряжений: на протяжённых участках  $\rho=1$ , на сопряжениях  $\rho=2$ ;  $P_{\max}$  – расчётная максимальная нагрузка на крепь ствола:

$$P_{\max} = 1.5 n P_n \left[ 1 + 0.1 (r_0 - 3) \right] (1 + 3 \nu) , \text{ МПа}$$

где  $n$  – коэффициент перегрузки крепи: на протяжённых участках  $n=0,67$ , на сопряжениях  $n=1$ , на участках пучения пород  $n=1,34$ ;  $P_n$  – нормативная нагрузка на крепь ствола, МПа – по таблице:

Глубина ствола, м	Последовательная и параллельная схема проходки		Совмещённая схема проходки	
	Угол падения пластов пород, пересекаемых стволом, град.			
	До 30	Более 30	До 30	Более 30
До 400 (исключая наносы)	0,05	0,06	0,07	0,09
400-800	0,07	0,09	0,11	0,13
800-1200	0,08	0,1	0,13	0,15

$\nu$  – коэффициент неравномерности распределения нагрузок по контуру ствола – по таблице:

Угол падения пересекаемых стволом пластов пород, град.	Последовательная и параллельная схема проходки		Совмещённая схема проходки	
	На протяжённом участке	На сопряжении	На протяжённом участке	На сопряжении
0-10	0,4	0,8	0,3	0,6
10-30	0,6	0,85	0,4	0,65
> 30	0,7	0,9	0,5	0,7

В железобетонной монолитной крепи расход арматуры 50-100 кг на 1 м<sup>3</sup> бетона (марки М300 и выше). Железобетонные стандартные тубинги выдерживают горизонтальную нагрузку  $q < 40 \text{ тс/м}^2 = 40 \text{ МПа}$ . Длина тубингов 2.3-2.5 м, высота - около 1 м, вес 1-1.5 т, толщина стенки 100 мм, высота ребра жесткости 0.27- 0.35 м.

5. Сооружение устья ствола (форшахта), служащего фундаментом для копра, надшахтного здания (см. рис. 19). Над земной поверхностью оголовков устья должен возвышаться не менее чем на 0,2 м, а обычная глубина устья от 10 до 20 м (нижняя часть устья – опорный венец обязательно закладывается в плотных породах). Крепление устья из железобетона осуществляют с помощью разборной металлической опалубки, толщина крепи в средней части 0,6-0,9 м. В устье устраиваются проёмы для вентиляционно-калориферного канала, для отвода труб и кабелей.

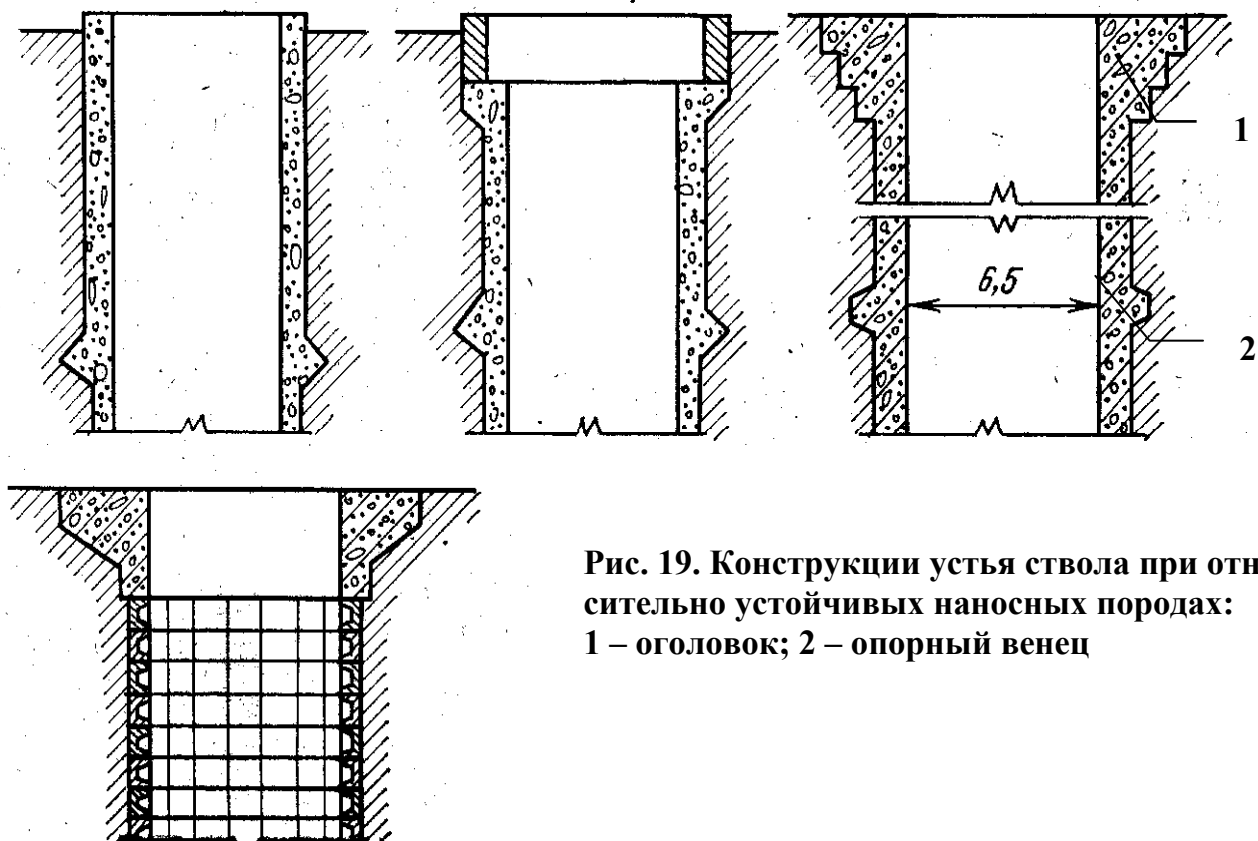


Рис. 19. Конструкции устья ствола при относительно устойчивых наносных породах:  
1 – оголовок; 2 – опорный венец

### Углубка вертикального ствола

I схема углубки (см. рис. 20) применяется на стволах глубиной до 500 м, тогда лестничное отделение основного ствола демонтируется и на его месте устраивается бадьевого подъём. Средняя скорость углубки 20-25 м/мес.

II схема углубки применяется тогда, когда в самом углубляемом стволе от забоя до сопряжения с откаточным горизонтом есть возможности для размещения бадьевого подъёма и разгрузки бадьи на откаточном горизонте. Средняя скорость углубки стволов глубиной более 500 м 12-15 м/мес.

III схема углубки используется тогда, когда в самом углубляемом стволе нет места для бадьевого подъёма. В этом случае проходят дополнительный короткий слепой ствол или уклон, по которым происходит выдача породы из проходческого забоя. Средняя скорость углубки 11-12 м/мес.

IV схема целесообразна, когда нижний горизонт уже вскрыт другим стволом. Углубляемый ствол сбивают с нижним горизонтом или скважиной большого диаметра или же гезенком-рудоспуском (пройденным снизу вверх комплексом КПВ), по которым и перепускают породу вниз, а затем выдают её по другому стволу. Средняя скорость углубки 16-20 м/мес.

### Расчёт продолжительности проходческого цикла

1. Время бурения шпуров:

$$t_{\text{бур}} = \frac{\sum L_{\text{шп}}}{11Nn_{\text{перф}}}, \text{ час}$$



где  $\Sigma L_{\text{шп}}$  – суммарная длина шпуров, м;  $N$  – норма выработки на бурение 10 м, чел-час/10 м (см. Приложение, II часть);  $n_{\text{перф}}$  – количество одновременно работающих бурильных установок в забое.

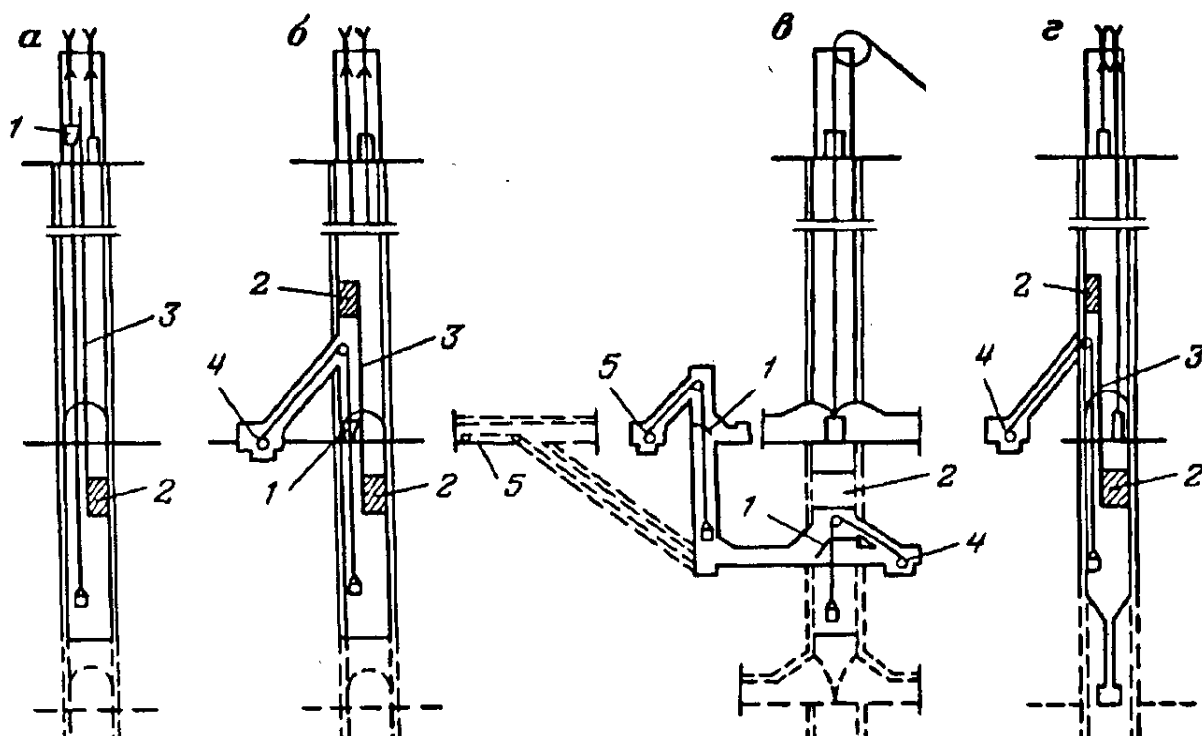


Рис. 20. Схемы углубки стволов сверху вниз:

а – порода выдаётся на поверхность (I схема); б – порода выдаётся на откаточный горизонт (II схема); в – порода выдаётся на дополнительный, углубочный горизонт (III схема); г – порода спускается на новый подготовляемый горизонт (соединённый с другим рабочим стволом) по гезенку или скважине большого диаметра (IV схема)

1 – приёмное устройство бадьевого подъёма; 2 – предохранительное сооружение; 3 – отшивка углубочного отделения; 4 и 5 – подъёмные машины бадьевого и вспомогательного подъёма

2. Время на зарядание и взрывание:

$$t_{\text{зар}} = \frac{\Sigma Q_{\text{ВВ}}}{Nk}, \text{ час}$$

где  $\Sigma Q_{\text{ВВ}}$  – суммарный вес зарядов ВВ, кг;  $N$  – норма времени на зарядание, например, зарядчиком **Курама-8**  $N=5$  кг/мин=300 кг/час;  $k$  – коэффициент использования зарядчика, обычно  $k=0.2$ .

3. Время на погрузку породы пневмопогрузчиками в бадью:

$$t_{\text{погр}} = \frac{V_{\text{ц}} K_{\text{р}}}{1,1 N n K_{\text{нап}}}, \text{ час}$$

где  $V_{\text{ц}}$  – объём отбитой породы за цикл, м<sup>3</sup>;  $N$  – норма времени на погрузку породы, чел-ч/м<sup>3</sup> (см. Приложение, II часть);  $n$  – число пневмопогрузчиков, обыч-

но  $n=1$ ;  $K_p$  – коэффициент разрыхления, обычно 1,2-1,3;  $K_{нап}$  – коэффициент наполнения, обычно 0,8.

4. Время на подъём и разгрузку бадьи

$$t_{\Pi} = \frac{V_{\Pi} L}{V_6 k_3 k_{\Pi} v}, \text{ час}$$

где  $L$  – высота подъёма, м;  $V_6$  – вместимость бадьи,  $m^3$ ;  $k_3$  – коэффициент заполнения бадьи, обычно  $k_3 = 0,85$ ;  $k_{\Pi}$  – коэффициент использования, обычно  $k_{\Pi} = 0,2$ ;  $v$  – средняя скорость подъёма-опускания бадьи, пусть  $v = 5 \text{ м/с} = 18000 \text{ м/час}$ .

5. Время на крепление выработки монолитным бетоном:

$$t_{кр} = \frac{V}{1.1 N_{кр}}, \text{ час}$$

где  $V$  – количество подаваемого бетона за цикл,  $m^3$ ;  $N_{кр}$  – норма времени на крепление в передвижной опалубке, чел-ч/ $m^3$  – см. Приложение, II часть.

6. Суммарные трудовые затраты:

$$\Sigma T = \frac{(t_{бур} + t_{зар} + t_{погр} + t_{\Pi} + t_{кр})}{6}, \text{ см}$$

7. Комплексная норма выработки:

$$N_{выр} = \frac{V_{\Pi}}{\Sigma T}, \text{ м}^3/\text{см}$$

8. Скорость подвигания забоя за сутки:

$$v_{заб} = n_{см} n_{\Pi} L_{уход}, \text{ м/сутки}$$

где  $n_{см}$  – число рабочих смен в сутках, обычно  $n_{см} = 3-4$ ;  $n_{\Pi}$  – число циклов в смену, обычно один цикл;  $L_{уход}$  – уход забоя за цикл, м.

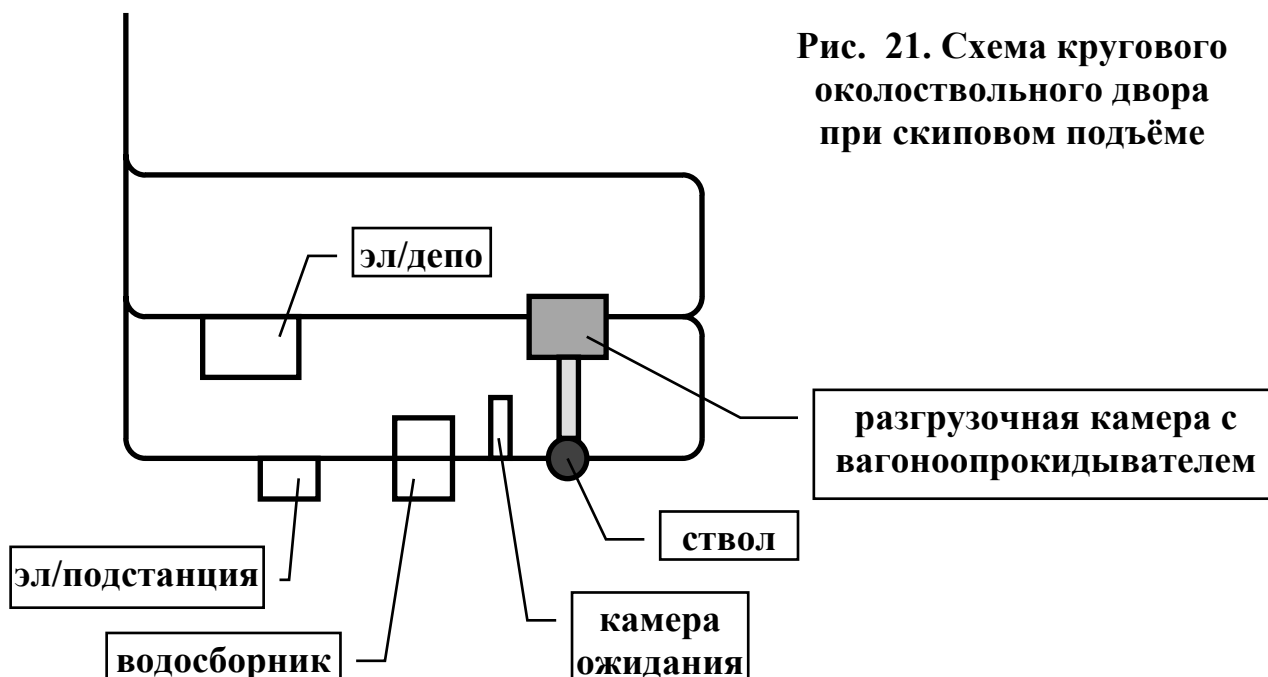
### Часть 3. Проведение разведочных канав, траншей, шурфов, камерных выработок

#### Сооружение камерных выработок

Большинство камер располагают в устойчивых породах вблизи шахтного ствола и они входят в комплекс выработок околоствольного двора: насосные станции, электроподстанции, электровозные депо, слесарные мастерские, расходные склады ВВ и др. (см. рис. 21 и 22).

Размеры камер выбирают исходя из их назначения и устанавливаемого оборудования, обычное сечение камер – как у двухпутного штрека ( $12-16 \text{ м}^2$ ), лишь

насосная и электроподстанция имеют сечение 20-25 м<sup>2</sup>. Проходка камер осуществляется по отдельным проектам так же, как и проходка штреков, квершлаггов, штолен – тем же комплектом буровой и погрузочной техники. Крепление камер осуществляют обычно анкерной крепью или монолитным бетоном.

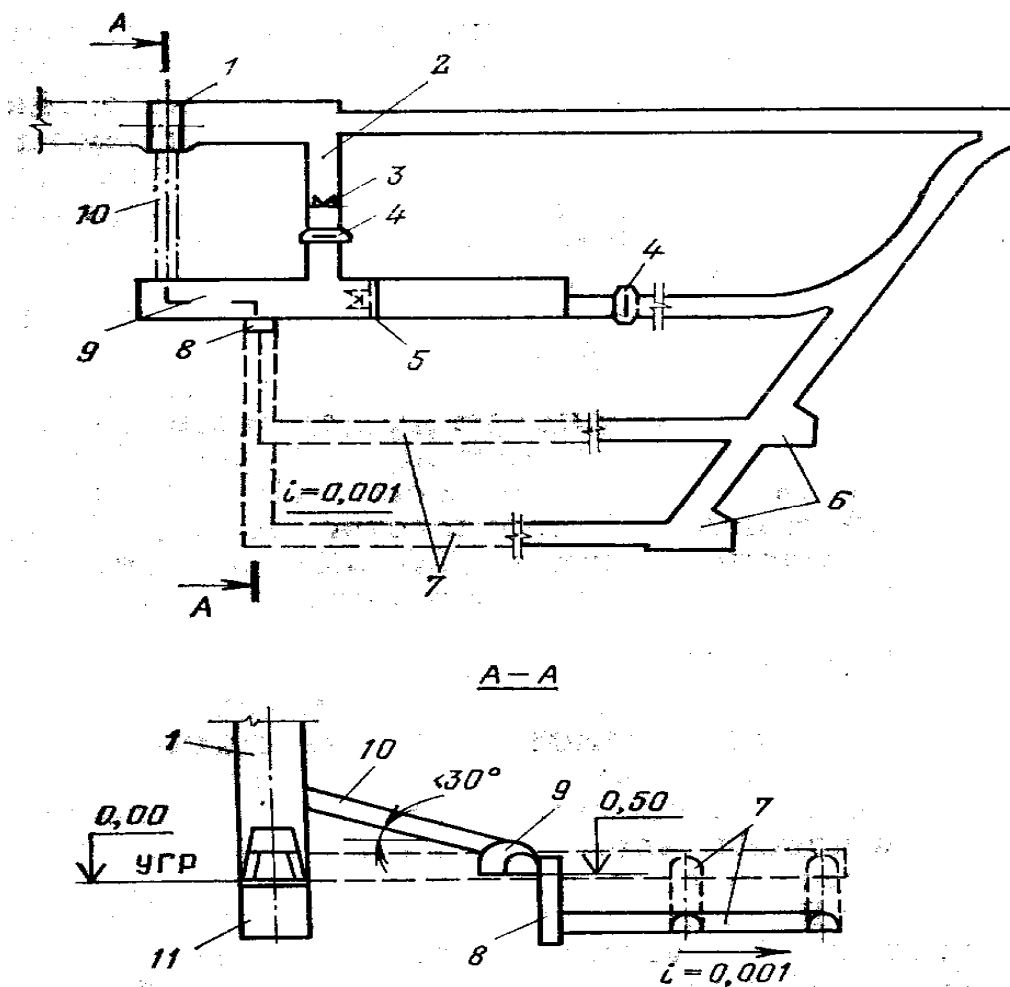


### Проходка разведочного шурфа

Разведочные шурфы проходят обычно вертикально, с земной поверхности, на глубину 10-30 м, в крепких породах – буровзрывным способом, в мягких – вручную. Очень редко сооружают шурф с помощью уплотнения пластичных пород (глины, суглинки, лёсс) взрывом заряда ВВ, расположенного в скважине.

#### Типовые сечения разведочных шурфов

Обозначение сечения	Размеры сечения, ДхШ, мм	Диаметр, мм	Площадь сечения вчерне, м <sup>2</sup>
Прямоугольной и квадратной формы			
П-0,8	950х800		0,8
П-0,9	1120х800		0,9
П-1,3	1450х900		1,3
П-1,5	1600х900		1,5
П-3,2	2120х1500		3,2
П-4,0	2360х1700		4,0
Кв-1,4	1180х1180		1,4
Кв-2,0	1420х1420		2,0
Круглой формы			
Кр-0,9		1080	0,9
Кр-1,5		1380	1,5
Кр-2,5		1800	2,5



**Рис. 22. Схема расположения наносной подстанции и водосборников у ствола:**

1 – ствол; 2 – людской ходок; 3 – решётчатая дверь; 4 – герметичная дверь; 5 – противопожарная дверь; 6 – камеры под лебёдки; 7 – водосборники; 8 – водозаборный колодец; 9 – насосная станция; 10 – водотрубный ходок; 11 - зумпф

Бурение шпуров производят ручными перфораторами или свёрлами, паспорт БВР – такой же, как и при проходке ствола. Забой проветривается как любая другая тупиковая выработка. Водоотлив производят, как и при проходке ствола – переносным насосом, закачивающим воду в бадью.

При глубине шурфа более 2,5 м используется при проходке шурфопроходческий подъёмник (или кран) с бадьёй типа БШ. Скорость спуска-подъёма людей – не более 0,3 м/с.

#### Характеристика подъёмника ПМШ-2М и крана КШ-2М

Показатели	ПМШ-2М	КШ-2М
Глубина шурфа, м, не более	20	40
Грузоподъёмность, кг	200	320
Вылет стрелы, м	3,5	3,5
Высота разгрузки бадьи, м	2	2,2

Мощность электродвигателя, кВт	3	4
Основные размеры, мм	2900x5000x5500	5400x2690x5720
Масса, кг	947	2500

### Характеристика шурфопроходческой бадьи типа БШ

Показатели	Типоразмер бадьи					
	БШ-0,03	БШ-0,06	БШ-0,12	БШ-0,15	БШ-0,18	БШ-0,27
Вместимость, м <sup>2</sup>	0,03	0,06	0,12	0,15	0,18	0,27
Грузоподъёмность, кг	35	70	140	175	230	360
Наружный диаметр корпуса, мм	350	400	500	600	700	750
Масса, кг	15	30	60	75	90	140

Крепление шурфов зависит от устойчивости пород, обычно применяется сплошная деревянная венцовая крепь, реже – металлическая крепь типа КШП и КШИ. В неустойчивых породах обычно применяется забивная крепь и не используются БВР.

### Проведение канав и траншей

К открытым горно-разведочным выработкам относятся сооружения на земной поверхности – траншея, канава, копуш, расчистка.

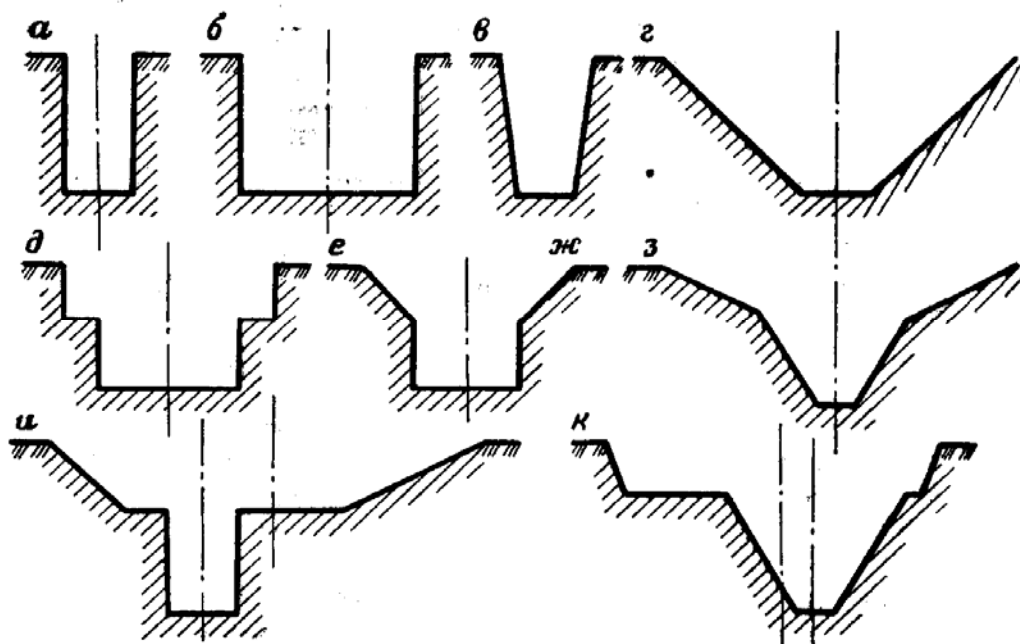
**Расчистка** – уборка наносов на крутых склонах обнажаемых таким образом коренных пород. **Копуш** – неглубокая выемка наносов с целью их изучения. **Канавы** – трапециевидная выработка значительной длины и небольшого сечения (обычно ширина её по подошве не более 0,5-0,8 м). **Траншея** – отличается от канавы только размером поперечного сечения.

Расчистка и копуш проходятся вручную, а канава и траншея – или вручную или используя землеройные машины (обычно – экскаватор «обратная лопата», бульдозер) или буровзрывным способом – зарядами ВВ «на выброс». Канавы и траншеи различаются по форме поперечного сечения – простую и сложную (рис. 23).

Сменная производительность бульдозера, например, ДЗ-35 около 1000 м<sup>3</sup>/смену. Продолжительность цикла работы экскаватора «обратная лопата» с поворотом на 90<sup>0</sup> от 15 до 20 с. Сменная производительность прежде всего зависит от ёмкости ковша, обычно 0,25-1 м<sup>3</sup>.

### Рекомендуемые размеры траншей

Параметры	При использовании	
	бульдозера	экскаватора
Длина, м	100-150	5-20
Минимальная ширина по подошве, м	2,5-3,5	0,8-1,2
Максимальная глубина, м	7-8	4-5
Максимальный угол откоса, град.	30	80



**Рис. 23. Формы поперечного сечения канав и траншей:**  
 а-г – простые формы; д-к – сложные; е-ж – возможны различные сочетания размеров сопрягаемых сечений

### Проведение канавки, траншеи зарядами ВВ «на выброс»

Сущность – на определённой глубине закладывается серия зарядов ВВ, которые при взрыве выбрасывают налегающие породы за контур канавы, траншеи. Этот способ в 3-10 раз превосходит ручной способ проходки по производительности труда и экономичнее его на 25-30%.

Цикл работ состоит из операций: бурение взрывных шпуров или скважин перфораторами или свёрлами, зарядание и взрывание зарядов ВВ, зачистка сечения.

### Характеристика мотобура М-1, Д-10М и мотоперфоратора МП-1 «Смена»

Показатели	М-1	Д-10М	МП-1 «Смена»
Глубина бурения, м	7	10	4
Диаметр шпуров, мм	43, 65, 92	75	28-36
Частота вращения, с <sup>-1</sup>	4,25 и 10,25	2,9 и 3,13	26 и 44
Частота ударов бойка, мин <sup>-1</sup>	-	-	2800
Тип двигателя	бензиновый		
Производительность, м/смену	40-45	40-45	
Ресурс до капремонта, ч	1000	800	220
Масса, кг	15,0	14,5	30

1. Определяют геометрические размеры канавы или траншеи, площадь поперечного сечения (см. рис. 22).

2. По таблице выбирается удельный расход ВВ – гранулотола, гранитола 1 или граммонита 30/70 (у них теплота взрыва примерно одинакова 3510-3770 кДж/кг) в зависимости от извлекаемых пород.

3. Глубина заложения заряда ВВ – обычно на уровне подошвы:

$$W = (0.9-1.0) H, \text{ м.}$$

4. Расстояние между зарядами, установленными в шпурах или скважинах (обычно диаметром от 30 до 150 мм и длиной до 3 м)

$$a = n W, \text{ м}$$

где  $n$  – показатель действия взрыва, принимается по таблицам,  $n=2-3$ .

#### Расчётный удельный расход ВВ (кг/м<sup>3</sup>) «на выброс» пород с глубины H=1 м

Порода	Группа пород по СНиП	Удельный расход ВВ $q_0$ , кг/м <sup>3</sup>
Песок сухой	I	1.6-1.8
Плотный, влажный песок	I-II	1.2-1.3
Суглинок тяжёлый	II	1.3-1.8
Глина ломовая	III	1.2-1.8
Лёсс	III-IV	0.9-1.2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0.9-1.2
Гипс	IV	1.1-1.5
Известняк-ракушечник	V-VI	1.4-1.8
Мергель, опока	IV-VI	1.0-1.3
Туфы, пемза плотные, трещиноватые	V	1.2-1.5
Конгломераты, брекчии на цементе	IV-VI	1.1-1.4
Песчаники на цементе, сланец	VI-VII	1.2-1.6
Доломит, магнезит, песчаник на цементе	VII-VIII	1.2-1.8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	1.2-2.2
Гранит, гранодиорит	VIII-IX	1.7-2.1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX-XI	1.7-2.2
Кварцит	X	1.6-2.0
Порфирит	X	2.0-2.3

5. Число и масса зарядов

$$N = L/a, \text{ шт.}$$

$$Q = \frac{q_0 W^3}{\sqrt{W}} \left( 0.4 + 0.6n^3 \right), \text{ кг}$$

6. Ожидаемая глубина канавы и ширина по верху

$$H_0 = 0.5 n W, \text{ м}$$

$$B_0 = 2 n W, \text{ м}$$

7. Фактический расход ВВ на 1 м длины ( $q_1$ ) и на 1 м<sup>3</sup> объёма выемки ( $q_2$ )

$$q_1 = \frac{k Q}{a}, \text{ кг/м}$$

$$q_2 = \frac{q_1}{S}, \text{ кг/м}^2$$

где  $S$  – проектная площадь сечения канавы, траншеи, м<sup>2</sup>.

## Часть 4. Специальные способы проходки

### 1. Проведение выработок с применением ограждающих крепей

Используется в водоносных несвязных грунтах на небольшой глубине от земной поверхности. Сущность: до начала горно-строительных работ, по контуру будущей выработки взводят ограждающую крепь, под защитой которой осуществляют выемку грунта. Ограждающая крепь может быть: а) забивной из деревянных брусков или металлических шпунтов; б) опускной (под собственным весом, в тиксотропном глинистом растворе) из металла или железобетона – только для вертикальных выработок; в) «стена в грунте» из железобетона, уложенного в узкие траншеи – только для горизонтальных выработок вблизи земной поверхности.

### 2. Проведение выработок с искусственным водопонижением

Используется в водоносных слабых неустойчивых и в сильно трещиноватых породах для временного (на период строительства) снижения гидростатического напора (уровня) подземных вод; бывает: поверхностный, из подземных выработок и комбинированный способ водопонижения (см. рис. 24). Сущность: насосами вода отсасывается из скважин, тем самым снижается напор (уровень) подземных вод, образуется депрессионная воронка.

Производится следующим оборудованием: а) иглофильтровыми установками, бывают -лёгкими (применяются при коэффициенте фильтрации более 1 м/сут и водопонижении до 5 м, количество иглофильтров в комплекте – от 24 до 100), вакуумными (применяются при коэффициенте фильтрации 0,1-2 м/сут и водопонижении до 7 м, количество иглофильтров в комплекте – 17) и эжекторными (применяются при коэффициенте фильтрации 0,1-10 м/сут и водопонижении до 20 м); б) глубинными насосами в индивидуальных водопонижительных скважинах (применяются при коэффициенте фильтрации более 2 м/сут).



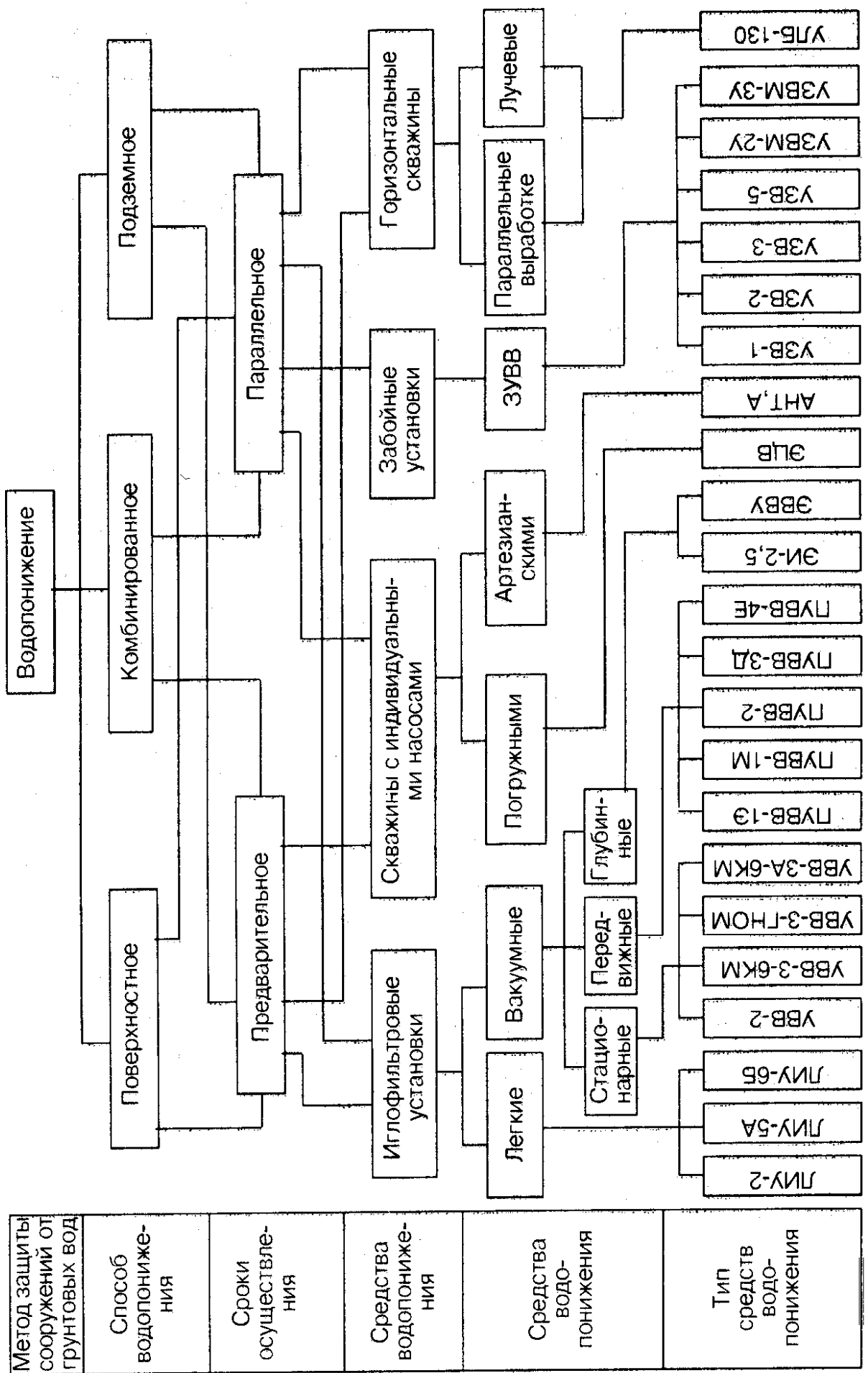


Рис. 24. Классификация способов водопонижения

### **3. Проведение выработок под сжатым воздухом**

Используется в обводнённых породах с напором вод до 20 м и коэффициентом фильтрации более 2 м/сут. Обычное атмосферное давление в 750 мм рт.ст. соответствует давлению в 100 тыс. Па = 0,1 МПа. Сущность: в забое обводнённой горной выработки (камера-кессон), отгороженной герметичной перемычкой или системой шлюзов, создаётся избыточное атмосферное давление (обычно 0,1-0,15 МПа), отжимающее воду вглубь массива на 0,1-0,4 м. Расход воздуха на одного человека должен составлять не менее 25 м<sup>3</sup>/ч и время нахождения людей в кессоне – от 2,5 до 5 часов в зависимости от давления воздуха в рабочей камере.

### **4. Проведение выработок с замораживанием горных пород**

Используется в слабых неустойчивых и в сильно трещиноватых водоносных породах. Сущность: заблаговременно по контуру выработки бурят скважины через 0,8-2 м и оборудуют их замораживающими колонками, через которые компрессорами прокачивается (как в бытовом холодильнике) хладоноситель – обычно аммиак или фреон, охлаждённый до температуры –20...–40<sup>0</sup>С. Замороженные породы позволяют пройти выработку без аварий.

### **5. Проведение выработок с тампонажем горных пород**

Используется в крепких трещиноватых породах с трещинами шириной более 0,1 мм, в гравийно-галечных и песчаных породах, при скорости движения подземных вод до 8 м/сутки. Сущность: пустоты и трещины вблизи контура выработки с помощью скважин заполняются под давлением нагнетания (в 2-3 раза больше гидростатического) тампонажным раствором (цементный, глинистый раствор или расплавленный битум или двухкомпонентный гель – силикат натрия и хлористый кальций), иногда используется смолоинъекция, в результате водоприток уменьшается.

### **6. Проведение бурением стволов и скважин большого диаметра**

Используется в породах с коэффициентом крепости до 12. Сущность: первоначально на полную глубину ствола бурят передовую скважину, которую затем в несколько приёмов расширяют до нужных размеров. Оборудование – установка сплошного шарошечного бурения УЗТМ-8,75-800 (редко используется) или реактивно-турбинная установка марки РТБ с четырьмя турбобурами (диаметр от 0,7 до 5 м и глубина 200-1200 м). В настоящее время существуют зарубежные буровые установки, позволяющие выбуривать горизонтальные и вертикальные выработки диаметром 3,5-7,5 м в породах с коэффициентом крепости до  $f = 16$ : фирмы Роббинс (США), Атлас Копко (Швеция), Тамрок (Финляндия).

## Литература

### Основная

1. Баронский И.В., Першин В.В., Баранов Л.В. Строительство и углубка вертикальных стволов. - М.: Недра, 1995, 249 с.
2. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. – М.: Недра, 1989, 240 с.
3. Картозия Б.А., Шуплик М.Н., Федунец Б.И и др. Шахтное и подземное строительство (в 2 томах). – М.: изд. АГН, 2001.
4. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник. Клорикьян С.Х., Старичева В.В., Сребный М.А. и др. - М.: изд. МГГУ, 1994, 471 с.
5. Насонов И.Д., Ресин В.И., Шуплик М.Н., Федюкин В.А. Технология строительства подземных сооружений (в 3 томах). – М.: изд. АГН, 1998.
6. Проведение горно-разведочных выработок. Справочник под ред. В.А.Хорева. - М.: Недра, 1990, 412 с.
7. Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очкуров В.И. Технология строительства горных предприятий. – М.: Недра, 1989, 573 с.
8. Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А.Гребенюка. - М.: Недра, 1983, 816 с.
9. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. - М.: Недра, 1985, 240 с.

### Дополнительная

1. Багдасаров Ш.Б., Верчеба А.О., Пальмов И.И Справочник горного инженера геологоразведочных партий. - М.: Недра, 1986, 358 с.
2. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. - М.: Недра, 1982, 479 с.
3. Грабчак Л.Г., Брылов С.А., Комащенко В.И. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1988, 566 с.
4. Грабчак Л.Г., Малышев Ю.Н., Комащенко В.И., Федунец Б.И. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых. - М.: изд. АГН, 1997, 575 с.
5. ЕНиР на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сборник 36. Горнопроходческие работы. Выпуск 1. Строительство угольных шахт и карьеров. - М.: Стройиздат, 1988, 208 с.
6. ЕНиР на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сборник 36. Горнопроходческие работы. Выпуск 2. Строительство метрополитенов, тоннелей и подземных сооружений специального назначения. - М.: Стройиздат, 1976, 256 с.
7. Лукьянов В.Г., Громов А.Д. Проведение горно-разведочных выработок. - М.: Недра, 1986, 288 с.
8. Максимов А.П. Горное давление и крепь выработок. - М.: Недра, 1973, 288 с.

9. Малевич Н.А. Машины и комплексы оборудования для проходки вертикальных стволов. - М.: Недра, 1975, 344 с.
10. Механизация проведения выработок в крепких породах. Под ред. П.С.Малого. - М.: Недра, 1977, 335 с.
11. Несмотряев В.И., Косьянов В.А. Проведение горизонтальных подземных разведочных выработок и камер. - М.: изд. МГГА, 2001, 71 с.
12. Рудаков В.М. Проходка вертикальных стволов разведочных шахт. - М.: изд. МГГА, 2002, 34 с.
13. Рудаков В.М., Шендеров В.И. Проходка горизонтальных горноразведочных выработок буровзрывным способом (в 2-х частях). - М.: изд. МГГА, 2002.
14. Строительство горных выработок в сложных горнотехнических условиях. Справочник под ред. Б.А.Картозия. - М.: Недра, 1992, 320 с.
15. Шехурдин В.К., Карпиков А.П., Чернов А.Н. Выбор горнопроходческих машин по сменной производительности и удельным эксплуатационным затратам. - М.: изд. МГГА, 2002, 26 с.
16. Шехурдин В.К., Несмотряев В.И., Федоренко П.И. Горное дело. Учебник для техникумов. - М.: Недра, 1987, 440 с.
17. Шехурдин В.К., Холобаев Е.Н., Несмотряев В.И. Проведение подземных горных выработок. - М.: Недра, 1991.

**Приложение 1**

**Нормы времени на горнопроходческие работы (ЕНиР<sup>1</sup>)**

**I. Проведение горизонтальных горных выработок**

**Нормы времени на бурение 1 м шпура ручными перфораторами, чел-ч/м  
(проходчик 5 разряда)**

Перфоратор	Диаметр патронов ВВ, мм	Категория пород				
		I	II	III	IV	V
ПР-27В	45	0,29	0,2	0,16	0,14	-
ПР-24Л	32-36	0,42	0,28	0,23	0,2	0,17
	45	0,58	0,4	0,29	0,25	0,23
ПР-30Л, ПР-30К	32-36	0,45	0,3	0,25	0,22	0,18
	45	0,63	0,43	0,31	0,26	0,24
ПР-20, ПР-35	32-36	-	0,28	0,28	0,25	0,23
	45	-	0,53	0,39	0,33	0,28
ПР-25Л	32-36	-	-	0,15	-	-

**Нормы времени на бурение 10 м шпура бурильными установками, чел-ч/10м  
(состав – два проходчика 5 разряда)**

Тип ус- тановки	Тип буриль- ной головки	Диаметр па- тронов ВВ, мм	Категория пород				
			I	II	III	IV	V
БУ-1	БГА-1	32-36	1,9	1,6	1,3	1,1	0,88
СБУ-2	ПК-75А, М2	32-36	1,7	1,4	1,1	1	0,78
БУЭ-1	БУЭ	32-36	1	0,83	0,67	0,55	0,5

**Нормы времени на погрузку 10 м<sup>3</sup> породы в вагонетки, чел-ч/м<sup>3</sup>  
(проходчик 5 разряда)**

Тип машины	Категория пород		
	I	II-III	IV-V
1ППН-5	0,72	0,66	0,59
2ПНБ-2	0,48	0,43	0,39
1ПНБ-2	0,51	0,47	0,42
ПНБ-3К	0,29	0,26	0,24

**Нормы времени на проведение 1 м<sup>3</sup> выработок  
проходческими комбайнами, чел-ч/м<sup>3</sup>  
(состав – машинист 5 разряда, проходчик 5 разряда)**

Тип комбайна	Способ погрузки	Категория пород	
		III	IV-V
4ПП-2	На конвейер	0,53	-
	В вагонетки	0,68	-

<sup>1</sup> ЕНиР на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сборник 36. Горнопроходческие работы. Выпуск 1. Строительство угольных шахт и карьеров. М., Стройиздат, 1988, 208 с.

ГПК	На конвейер	-	0,49
	В вагонетки	-	0,63
ПК-3Р	На конвейер	0,55	0,48
	В вагонетки	0,68	0,61
ПК-9Р	В вагонетки	0,58	0,46

**Установка каждой деревянной рамы НДО вразбежку, чел-ч/рама  
(проходчик 5 разряда)**

Сечение выработки вчерне, м <sup>2</sup>	Категория пород		
	I-II	III-IV	V-VII (кроме пльвуна)
До 4	2	1,7	1,4
4,01-6,5	2,5	2,2	1,8
6,51-8	3	2,5	2
8,01-10	3,4	2,8	2,4
10,01-12	4,1	3,3	2,8
12,01-14	5,2	4,2	3,4
14,01-16	6,8	5,2	4,6
Свыше 16	9,5	7,6	6,4

**Нормы времени на крепление бетоном и железобетоном  
вручную с подмостей, чел-ч/м<sup>3</sup>  
(проходчик 5 разряда)**

Наименование работ	Ед. изм.	Толщина крепи, мм		
		До 200	200-300	Свыше 300
Установка арматуры:	т			
- в стены		-	17	17
- в своды		30	30	-
Укладка бетонной смеси:	м <sup>3</sup>			
- в стены		2,9	2,4	2,1
- в своды		4,5	3,8	-
- в фундамент (без подмостей)		-	-	1,8
- в полы (то же)		1,5	1,3	-
- в обратные своды (то же)		2,3	2,1	-
- в плоскостальные перекрытия		4,6	4,3	-

**II. Проведение вертикальных стволов**

**Нормы времени на бурение 10 м шпура бурильными установками, чел-ч/10 м  
(проходчик 6 разряда)**

Тип бурильной машины	Диаметр патронов ВВ, мм	Категория пород				
		I	II	III	IV	V
БУКС-1М	32-36	1,2	0,78	0,6	0,51	0,47
	45	1,6	1	0,83	0,69	0,6
СБМУ-4М	32-36	1,1	0,65	0,59	0,49	0,44
	45	1,5	0,88	0,78	0,65	0,57
ПР-24Л	32-36	2,6	1,7	1,3	1,1	1

	45	3,6	2,4	1,8	1,5	1,3
ПР-30Л, ПР-30К	32-36 45	3,1 4,4	2,1 2,9	1,6 2,1	1,4 1,8	1,2 1,5
ПР-25, ПР-20	32-36 45	- -	2,9 4	2,1 2,9	1,8 2,5	1,6 2,1

**Нормы времени на погрузку 1 м<sup>3</sup> породы пневмопогрузчиками, чел-ч/м<sup>3</sup>  
(проходчик 6 разряда)**

Способ погрузки	Категория пород		
	I	II-III	IV-V
КС-1м	0,58	0,47	0,38
1-2 погрузчиками КС-2у, КС-2у/40, 2КС-2у/40	0,75	0,57	0,47
1-4 погрузчиками КС-3	1,2	0,88	0,73

**Нормы времени на крепление бетоном в передвижной опалубке, чел-ч/м<sup>3</sup>  
(проходчик 6 разряда)**

Рабочая высота опалубки, м	Толщина крепи, мм	Норма времени
2	400-500	1,1
3	400-500	0,82
4	400-500	0,7
4	300	0,99
5	400-500	0,62

**Нормы времени на зарядание шпуров вручную, чел-ч на 10 м шпуров**

Число шпуров в комплекте	Глубина шпуров, м				
	0,75-1,25	1,26-1,75	1,76-2,25	2,26-2,75	2,76-3,25
До 12	0,70	0,528	0,43	0,366	0,316
13-17	0,62	0,467	0,38	0,324	0,28
18-22	0,528	0,416	0,333	0,284	0,25
23-27	0,474	0,37	0,307	0,265	0,232
28-32	0,436	0,347	0,288	0,25	0,22
33-37	0,411	0,328	0,275	0,242	0,21
38-42	0,392	0,315	0,265	0,232	0,205
43-47	0,374	0,305	0,258	0,225	0,198
48-52	0,363	0,297	0,252	0,22	0,195
53-60	0,35	0,288	0,245	0,215	0,19
61-70	0,338	0,28	0,239	0,21	0,186
71-80	0,327	0,272	0,233	0,206	0,183
Более 80	0,314	0,264	0,227	0,201	0,179

**Приложение 2**

Таблица 1

**Техническая характеристика копров конструкции ВНИИОМШС**

Показатели и параметры	Ед. изм.	Марка		
		"Север - 1"	"Север - 2"	ПК - 8/1000
Максимальная глубина ствола	м	1200	1600	1000
Диаметр	м	До 8	До 9	8
Высота до подшивной площадки	м	22	26	26
Размер шатра в плане, в т.ч: - на уровне фундаментов - по осям контурных балок подшивной площадки	м	15 x 15	16 x 16	16 x 16
	м	8 x 8	9 x 9	9 x 9
Масса	т	90	125	110
Возможное проходческое оборудование, в т. ч:				
бадьа БПС - 6,5 м <sup>3</sup>	шт.	-	2	2
бадьа БПС -3 м <sup>3</sup>	шт.	3	-	-
Погрузочная машина		2 КС - 2У/40	2 КС - 2У/40	2 КС - 2У/40
Комплекс КС - 10/8	шт.	-	1	1
Допускаемые условия применения		Температура до - 65 <sup>0</sup> С. Скорость ветра до 40 м/с		Температура до - 40 <sup>0</sup> С.

Таблица 2

**Техническая характеристика копров крупноблочной конструкции института "Донгипрошахтстрой"**

Показатели и параметры	Ед. Изм.	Типоразмеры		
		I	II	III
Максимальная глубина ствола	м	200	800	1500
Максимальный диаметр ствола	м	6	6,5	9
Высота копра до нижней подшивной площадки	м	18	20	25
Размер подшивной площадки	м	6 x 6	6 x 6	8 x 8
Разнос стоек	м	10 x 10	12 x 12	15 x 15
Масса копра: в т.ч. шатра	т	110	129	264
	т	19	44	75



Число бетонных блоков типа ФБ - 1 для фундаментов	шт.	8	14	Монолитный фундамент
Количество крупных пространственных блоков	шт.	4	4	4

Таблица 3

**Техническая характеристика буровых установок для углубки стволов и проходки "слепых" стволов**

Показатели и параметры	Ед. изм.	Марка		
		С МБУ - 3м	С МБУ - 4м	ТБЕ - 2
Количество бурильных машин	шт.	3	3	4
Глубина бурения	м	2,7	4	2,9
Масса установки	т	5,5	5,42	3,3
Размеры в транспортном положении: длина	мм	5300	6550	5486
диаметр описанной окружности	мм	1450	1450	1000
Тип погрузочной машины, в комплекте с которой может работать буровая установка		любой	любой	любой
Вместимость бадьи	м <sup>3</sup>	1,5	1,5	1
Расход сжатого воздуха	м <sup>3</sup> /мин	40	40	30
Возможный диаметр ствола	м	5-9	5-9	5-9
Условия применения		Использование в комплексе с любым проходческим оборудованием		Использование на урановых рудниках
Разработчик		Кузниишахтострой		

Таблица 4

**Техническая характеристика породопогрузочной машины "Погрузчик" конструкции "КузНИИШахтоСтроя"**

Параметры	Ед. изм.	Типоразмер			
		I	II	III	IV
Вместимость грейфера	м <sup>3</sup>	0,22	0,45	0,65	1
Техническая производительность	м <sup>3</sup> /ч	40	80	120	180
Масса	т	5	10	15	22

Таблица 5

## Техническая характеристика проходческих комплексов

Показатели и параметры	Ед. Изм.	Марка						
		КС - 7м	КС - 2у	2КС-2у	КС 1м /6,2	КС - 6	КС - 8	КС -9
Диаметр ствола в свету	м	4,5-8	5-6,5	7-9	6,2	7	4,5-7,5	8-9
Глубина ствола	м	до 300	300-700	300-700	700	1000	1300	700-1300
Тип буровой установки		БУКС - 2М, БУКС - 1У2	БУКС - 1м БУКС - 1У2, БУКС - 1У5	БУКС - 1м БУКС - 1У5	БУКС - 1м, БУКС - 1У5	БУКС - 1м, БУКС - 1У5	БУКС - 1м БУКС - 1У2, БУКС - 1У5	БУКС - 1м, БУКС - 1У5
Количество буровых установок	шт.	1		2-4			1-2	2-4
Тип погрузочной машины	К	КС - 12 "Погрузчик"	КС - 2у/40	2 КС - 2у/40	КС - 1м	КС - 2у/40	КС - 1м	2КС - 1м
Вместимость грейфера	м <sup>3</sup>	0,4	0,65	0,65	1,0	0,65	1,0	1,0
Вместимость бадей	м <sup>3</sup>	2-3	3-5,5	5-8	5,5-6,5	2	5,5-6,5	6,5-8-11
Высота опалубки	м		3-5	3-5	5	-	3-5	3-5
Масса забойного оборудования	т	35-60	60-70	80-100	220	103	90	140
Технологическая схема проходки		Совмещённая			Параллельно-щитовая	Совмещённая		

Таблица 6

### Техническая характеристика погрузчиков и ствольных погрузочных машин

Показатели и параметры	Ед. изм.	Марка							
		КС - 3	КС - 12	"Погрузчик"	КСМ - 2у	КСМ - 2у/40	2/КС-2у/40	КС - 1ма	2КС - 1ма
Вместимость грейфера	м <sup>3</sup>	0,22	0,25	0,4	0,4-0,65	0,65	2*0,65	1,25	2*1,25
Производительность	м <sup>3</sup> /мин	0,25	0,6	0,5	1,45	1,5	2,5	2,5	4,5
Масса машины без гидрораспора проходческого полка	т	1,65	5**	26	9,5	9,9	19,2	21,6	43,9
Расход сжатого воздуха	м <sup>3</sup> /мин	8,3	24	-	20	20	40	40	80
Диаметр грейфера, в т. ч.									
открытого	мм	1670	1700	2190	2500	2500	2500	2900	2900
закрытого	мм	1124	1300	1420	1600	1600	1600	2026	2026
Высота подъема грейфера	м	-	-	-	-	10	10	10	10
Диаметр ствола	м	16-18*	5-8	-	4-5	5-6,5	2-9	6,5-8	8-9
Глубина ствола	м	До 300	до 300	-	свыше 300	свыше 300	свыше 300	свыше 600	свыше 700

\* - указана площадь забоя на один погрузчик, м<sup>2</sup>

\*\* - указана масса без учета монорельса

Таблица 7

## Техническая характеристика передвижных проходческих подъёмных машин

Показатели и параметры	Ед. изм.	Марка		
		МПП-6,3	МПП-9	МПП-17,5*
Диаметр барабана	мм	2000	2500	2850
Статическое натяжение каната	кН	61,8	88,2	171,5
Скорость подъёма	м/с	5	7	8
Мощность двигателя	кВт	320	630	2*630
Высота подъёма при навеске бабды вместимостью, м <sup>3</sup> , в т. ч.:	м			
1	м	1080	н. д.	-
2	м	390	1070	
3	м	-	305	
4	м	-	-	1040
5	м	-	-	680
Масса , в т. ч. машины	т	64,3	111	196
наибольшего транспортируемого узла	т	44,5	41	55
габариты наибольшего транспортируемого узла	м	10,5*3,75**3,0	10,5*3,8**3,4	8,6*3,8**3,5
Трудоёмкость монтажных работ**	чел-дни	72	80	112
Производительность машины	м/мес	-	-	201
Количество транспортабельных блоков***	шт.	2	4	4

\* Заменяет стационарные подъёмные машины с диаметром барабана до 4 м и частично с диаметром барабана 5 - 6 м

\*\* Указанные показатели в 10 раз меньше, чем для их аналогов стационарного исполнения

\*\*\* В качестве фундаментов используются инвентарные универсальные блоки - БФ - 2

Таблица 8

## Техническая характеристика сочлененных электровозов

Показатели и параметры	Ед. изм.	Контактные электровозы	Аккумуляторные электровозы			Контактно-аккумуляторные электровозы**
		Ел - 30Т	В - 660	ЕЛ - 71	ЕЛ - 79	В - 860
Сцепная масса	т	9	5,64	12,5	-	8,26
Суммарная мощность двигателей	кВт	24	8,4	16,8	25,2	16,2/14,1*
Сила тяги	кН	20	4,513	9,2	13,8	21,2/20,4
Максимальная скорость	км/ч	9	6,4	6,4	6,4	7,8/6,8
Количество тяговых секций	шт.	2	2	4	6	3
Габаритные размеры, в т.ч:						
длина по буферам	мм	7050	4780	8630	12690	6700
ширина	мм	780	780	780	780	780
высота по кабине	мм	1450	1460	1600	1600	1460
Максимальный радиус закругления	м	5	5	5	5	5

\* Для контактного режима работы / для аккумуляторного режима работы

\*\* Целесообразность применения электровоза В - 860: в 1,4 - 1,5 раза повышается КПД электровоза, сокращается расход электроэнергии; на 30% сокращаются затраты на транспортирование 1т грузов (по сравнению с аккумуляторными); скорость движения: 7,8 км/ч - в контактном режиме; 6,8 км/ч - в аккумуляторном режиме