

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
имени первого Президента Российской Федерации Б.Н. Ельцина

ЕСТЕСТВЕННО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
Кафедра физических процессов горного производства

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

**Методические указания
к курсовому проектированию**

Бишкек 2021

УДК 622.271

П 78

Рецензенты:

Мамбетов Ш.А., д-р техн. наук, профессор КРСУ,
Жетыгенов Б.Ж., канд. техн. наук,
профессор КГГУ им. У. Асаналиева

Составители:

Г.В. Лоцев, Г.А. Абдурахмонов

Рекомендовано к изданию ученым Советом ЕТФ КРСУ

П 78 ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК: методические указания / сост. Г.В. Лоцев, Г.А. Абдурахмонов. Бишкек: Изд-во КРСУ, 2021. 98 с.

Данные методические указания служат пособием для выполнения курсового проекта по дисциплине «Геотехнология» модуля «Геотехнология подземная». Рассмотрены вопросы выбора способа проведения подземных горных выработок в различных горно-геологических условиях. Представлены расчеты и выбор оборудования для проведения горных выработок, тип крепи выработки, приведены примеры составления паспортов БВР, способов крепления и проветривания горных выработок.

Для студентов высших горных учебных заведений, также могут быть использованы при выполнении курсовых проектов, изучении материала при подготовке к зачетно-экзаменационной сессии по предмету.

СОДЕРЖАНИЕ

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	5
Раздел 1. ВЫБОР ФОРМЫ, ТИПА КРЕПИ И РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД И НАГРУЗОК НА КРЕПЬ.....	10
1.1. Требования Правил безопасности к оценке устойчивости пород и выбору крепи	10
1.2. Распределение напряжений вокруг выработки.....	12
Раздел 2. РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ.....	15
2.1. Факторы, влияющие на выбор сечения выработки.....	15
2.2. Расчет размеров поперечного сечения прямоугольно- сводчатой формы выработки с рельсовым транспортом	17
2.3. Расчет размеров поперечного сечения выработки при использовании самоходного оборудования на пневматическом ходу	18
2.4. Расчет размеров поперечного сечения конвейерной выработки	20
Раздел 3. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА КРЕПЛЕНИЯ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ	23
3.1. Расчет рамной деревянной крепи	23
3.2. Расчет набрызг-бетонной крепи	29
3.3. Расчет анкерной крепи	34
3.4. Расчет комбинированной крепи	38
3.5. Расчет металлической арочной податливой крепи	39
3.6. Составление паспорта крепления	43

Раздел 4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БВР НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ	46
4.1. Выбор и расчет зарядов ВВ и средств инициирования.....	46
4.2. Расчет параметров БВР и составление схемы расположения шпуров	47
4.3. Составление паспорта БВР	63
Раздел 5. ВЫБОР ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....	67
5.1. Выбор оборудования для бурения шпуров.....	67
5.2. Выбор погрузочных машин	70
Раздел 6. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ.....	76
6.1. Расчет вентиляции тупиковых выработок	76
6.2. Составление паспорта проветривания.....	80
Раздел 7. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ	82
7.1. Составление графика организации работ в проходческом забое.....	82
7.2. Технико-экономические показатели проходческих работ	84
Раздел 8. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОХРАНЕ ТРУДА И ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЕДЕНИИ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ	85
ПРИЛОЖЕНИЕ	91
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	97

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Дисциплина «Геотехнология» является базовой дисциплиной для студентов специальности «Физические процессы горного или нефтегазового производства», специализации «Физические процессы горного производства». Курсы лекций, практические занятия и лабораторные работы по «Геотехнологии» содержат вопросы, необходимые для изучения других специальных дисциплин.

Цель курсового проекта «Проведение горных выработок» – развитие у студентов навыков проектирования проходческих работ на основе знаний, полученных на лекциях и практических и лабораторных занятиях. В курсовом проекте необходимо творчески использовать передовой производственный опыт. В процессе выполнения курсовой работы нужно использовать литературные источники, справочные, нормативные и методические материалы.

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и графической части. Пояснительная записка выполняется на листах формата А4 шрифтом Times New Roman Cur 14 пт с полуторным интервалом. В пояснительной записке должны быть отражены все разделы данных методических указаний в соответствии с выданным преподавателем заданием и принятыми решениями по выбору способа проведения горной выработки.

Графическая часть проекта выполняется на листах формата А1 в соответствии с правилами инженерной графики и требованиями, предъявляемыми к горно-графической документации. В графической части проекта при описании буровзрывного способа проведения выработки необходимо показать схему выработки с расположением бурового и погрузочного оборудования, расположением шпуров в забое, показать сечение выработки при эксплуатации. Привести таблицу технико-экономических показателей, график организации работ, график выходов рабочих, схему проветривания выработки.

При механизированном способе проходке горных выработок в графической части также необходимо показать размещение оборудования в забое, сечение выработки при эксплуатации, привести таблицу технико-экономических показателей, график организации работ, график выходов рабочих, схему проветривания выработки.

Курсовой проект должен содержать:

- титульный лист;
- задание на курсовой проект;
- содержание;
- введение;
- выбор формы, типа крепи и расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь;
- расчет размеров поперечного сечения горной выработки;
- составление паспорта крепления на проведение горной выработки;
- составление паспорта БВР на проведение горной выработки:
 - выбор и расчет зарядов ВВ и средств инициирования,
 - расчет параметров БВР и составление схемы расположения шпуров;
- выбор проходческого оборудования;
- расчет погрузки и транспортирования горной массы из забоя;
- составление паспорта проветривания горной выработки;
- расчет графика организации работ;
- техника безопасности при проведении горных выработок;
- заключение;
- список литературы.

Графическая часть курсового проекта выполняется на одном листе ватмана формата А1 и содержит:

- технологическую схему проведения выработки М 1:50;
- паспорт БВР М 1:50; паспорт при механизированной проходке;
- паспорт крепления М 1:50;
- график организации работ;
- таблицу ТЭП.

Таблица 1 – Исходные данные к курсовому проекту

№ задания	Тип выработки	Тип породы	Плотность породы в массиве, т/м ³	Расстояние между трещинами, м	Предел прочности на сжатие, δ _{сж} МПа	Предел прочности на растяжение, δ _р МПа	Коэффициент разрыхления	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, 10 ¹⁰ Па	Классификация пород по ЕНБ-85	Расположение выработки относительно напластования породы	Срок службы выработки, лет	Протяженность выработки, м	Количество подаваемого воздуха, м ³ /с	Глубина застегивания выработки, м	Характеристика выработки	Применяемое оборудование
1	Штрек	Кварциты	2,6	1,3	160	14	2,1	0,15	8,2	XVI	По напласт.	14	250	4,2	550	1-путьевой	К14; ВГ-4,5
2	Штольня	Диабаз	2,9	0,6	170	16	2,1	0,18	7,32	XVII	Вкрест	30	300	5,8	600	2-путьевая	К10; ВГ-2,2
3	Накл. съезд	Габбро	2,95	0,3	150	15	2,2	0,25	7,8	XVI	По напласт.	12	350	7,2	650	Транспорт. 12°	ПТМ; СТ3.5
4	Орг	Руда	3,3	0,8	85	9	2,2	0,18	5,7	VIII	Вкрест	4	40	1,5	700	Транспорт.	ПТМ; СТ1030
5	Штольня	Диорит	2,8	1,6	175	18	2,2	0,19	8,0	XVIII	Вкрест	3	150	6,8	350	1-путьевая	К14; В-2,0
6	Квершлаг	Гранит	3,2	2,2	140	16	2,2	0,19	6,0	XV	По напласт.	15	350	3,4	250	1-путьевой	АП10; ВГ-2,2
7	Орг	Руда	2,9	1,0	165	16	2,2	0,32	14,0	XVII	Вкрест.	5	80	4,4	310	1-путьевой	АП17; ВГ-1,2
8	Штрек	Кварцит	3,3	2,8	180	20	2,2	0,17	15,0	XX	По напласт.	8	200	5,1	380	С дорожкой	ПТМ; ПД-2Э
9	Уклон	Базальт	3,3	1,3	170	24	2,2	0,28	9,5	XVII	По напласт.	6	120	3,5	420	Транспорт. 10°	ПТМ; ЛН409Е

10	Квершлаг	Габбро	3,0	1,8	140	20	2,2	0,26	8,2	XV	Вкрест	3	200	4,5	550	С дорожкой	ПТМ: LH517
11	Штрек	Гнейс	3,2	2,6	125	8	2,2	0,18	5,8	XV	Вкрест	10	320	5,8	630	2-путьвой	7КР1М; ВГ-2,0
12	Штольня	Доломит	2,6	0,2	95	12	2,0	0,15	5	XII	Вкрест	20	200	1,2	100	1-путьвая	К10; ВГ-2,0
13	Бремсберг	Мрамор	2,7	0,3	60	8	2,0	0,25	2,1	XII	По напласт.	6	250	2,3	150	Транспорг. 8°	Автосам. МТ2010
14	Штрек	Песчаник	2,5	0,9	70	8	2,0	0,12	2,6	XIII	По напласт.	2	300	3,2	200	С дорожкой	ПТМ: LH201E
15	Орт	Руда	2,65	0,7	55	7	2,0	0,29	2,25	XIII	Вкрест	1	150	4,5	250	Транспорг.	ПТМ: EST2D
16	Штольня	Порфиры	2,9	0,6	105	12	2,1	0,2	5,7	XV	Вкрест	25	400	5,2	300	С дорожкой	Автосам. TH540
17	Штрек	Песчаник	2,65	0,7	110	14	2,1	0,25	2,6	XVI	По напласт.	12	450	6,3	350	2-путьвой	АРП7; ВГ-2,0
18	Квершлаг	Гранит	2,9	1,2	100	12	2,1	0,21	9,0	XIV	Вкрест	14	100	1,3	400	2-путьвой	К14; ВГ-2,2
19	Уклон	Гранит	2,57	1,1	130	16	2,1	0,22	6,6	XV	Вкрест	12	150	2,1	450	С дорожкой 10°	ПТМ: LH307
20	Штольня	Известняк	2,8	0,7	120	8	2,1	0,26	2,25	XV	По напласт.	8	260	3,3	500	Транспорг.	ПТМ: TORO 006
21	Штрек	Гнейс	3,2	2,6	185	20	2,2	0,18	5,8	XVIII	Вкрест	20	320	5,8	1050	1-путьвой	К10; ВГ-2,0
22	Квершлаг	Скарн	2,8	1,3	240	16	2,2	0,28	7,6	XX	По напласт.	8	460	6,3	1100	2-путьвая	АРП10; ВГ-2,2

23	Квер-шлаг	Габ-бро	3,0	1,2	140	20	2,2	0,26	8,2	XV	Вкрест	3	200	4,5	550	С дорож-кой	ПТМ: ST 710
24	Штрек	Пес-чанник	2,5	0,9	70	8	2,0	0,12	2,6	XIII	По на-пласт.	2	300	3,2	200	1-пуге-вой	7КР1М; ВГ-2,0
25	Заходка	Рула	2,65	0,5	55	7	2,0	0,29	2,25	XIII	Вкрест	1	150	4,5	250	транс-порт.	ПТМ: ST7LP
26	Шголь-ня	Пор-фиры	2,9	0,8	105	12	2,1	0,2	5,7	XV	Вкрест	25	400	5,2	300	С дорож-кой	Авто-сам. МТ2010
27	Штрек	Пес-чанник	2,65	0,3	110	14	2,1	0,25	2,6	XVI	По на-пласт.	12	450	6,3	350	Транс-порт	ПТМ: EST3,5
28	Квер-шлаг	Гра-нит	2,9	1,0	100	12	2,1	0,21	9,0	XIV	Вкрест	14	100	1,3	400	1-пуге-вой	К14; ВГ-2,2
29	Штрек	Квар-циты	2,6	0,5	150	12	2,0	0,15	8,2	XVI	По на-пласт.	8	200	5,1	380	С дорож-кой	ПТМ: ST3.5D
30	Шголь-ня	Диа-баз	2,9	0,8	160	14	2,0	0,18	7,32	XVII	Вкрест	6	120	3,5	420	С дорож-кой	ПТМ: ST1030
31	Накл. съезд	Габ-бро	2,8	1,2	140	12	2,0	0,25	7,8	XVI	По на-пласт.	3	200	4,5	550	транс-порт. 8°	ПТМ: LH201E

Примечание: задание на курсовое проектирование по номеру студента в списке группы.

$$\text{Угол внутреннего трения, град. } \text{tg } \varphi = \frac{\sigma_{\text{сж}} - \sigma_{\text{рас}}}{\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{рас}}}$$

Раздел 1. ВЫБОР ФОРМЫ, ТИПА КРЕПИ И РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД И НАГРУЗОК НА КРЕПЬ

1.1. Требования Правил безопасности к оценке устойчивости пород и выбору крепи

Согласно требованиям Правил безопасности допускается производить оценку устойчивости пород в горизонтальных и наклонных выработках и выбор крепи по величине безразмерного показателя k_k , определяемого по формуле:

$$k_k = \frac{\gamma \cdot H_p}{R_c},$$

где H_p – расчетная глубина размещения выработки, м;

R_c – расчетное сопротивление пород сжатию, кПа;

γ – удельный вес породы, кН/м³.

Глубина заложения выработки H_p определяется по форму-

ле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где H_p – проектная глубина заложения выработки, м;

k – коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород от напряженного состояния, вызванного собственным весом толщи пород до поверхности, принимаемый равным 1 для обычных горно-геологических условий, либо устанавливаемый экспериментально: для районов,

подверженных движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений. При отсутствии экспериментальных данных k принимается равным 1,5.

Расчетное сопротивление пород сжатию определяют по формуле:

$$R_c = \delta_{сж} \cdot k_c,$$

где $\delta_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа;

k_c – коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород поверхностями без сцепления либо с малой связанностью (зеркала скольжения, трещины, глинистые прослои и др.) (таблицы 2, 3).

Таблица 2 – Значение коэффициента k_c

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Коэффициент k_c
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	> 10	0,2
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1–0,5	2–10	0,2–0,6
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5–1,0	1–2	0,6–0,8
VI	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0–1,5	0,65–1	0,8–0,9
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	> 1,5	< 0,65	0,9–1,0

Таблица 3 – Рекомендуемые типы крепей
по значению коэффициента k_c

Коэффициент k_c	Расположение выработки относительно напластования пород	Рекомендуемая крепь
До 0,05	Вкрест напластования и в монолитных породах	Крепль не требуется, при интенсивной трещиноватости – торкретирование
0,05...0,1	То же	Без крепи или набрызгбетон – 3 см
0,1...0,24	То же	Набрызгбетон 3–5 см, деревянная крепежная рама.
Более 0,24	То же	Комбинированная крепль из анкеров и набрызгбетона
До 0,05	По простиранию напластования	Крепль не требуется, при интенсивной трещиноватости – торкретирование.
0,05...0,1	То же	Без крепи или набрызгбетон – 3 см
0,1...0,24	То же	Комбинированная крепль из анкеров и набрызгбетона параметры по расчету.
Более 0,24	То же	Металлическая арочная податливая крепль, параметры по расчету

1.2. Распределение напряжений вокруг выработки

Характер распределения напряжений вокруг выработки зависит от ее формы и соотношения размеров поперечного сечения (таблица 4).

В кровле и почве выработок при боковом распоре, меньшем единицы, возникают растягивающие усилия: $\delta_{\min} = k_1 \cdot \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \gamma H$.

В боках выработки наблюдается значительное увеличение сжимающих напряжений: $\delta_{\max} = k_2 \cdot \gamma H$.

Запас прочности в кровле n_k и боках n_b выработки определяют по формулам:

$$n_k = \frac{k_c \cdot \delta_p \cdot \xi}{k_1 \cdot \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \gamma H} \quad \text{и} \quad n_b = \frac{k_c \cdot \delta_{сжс} \cdot \xi}{k_2 \cdot \gamma H},$$

где ξ – коэффициент длительной прочности (для хрупких пород (граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом) $\xi = 0,7-1$; для пород, испытывающих деформации перед разрушением (песчанистые и углистые сланцы, известняки средней крепости), $\xi = 0,5-0,7$);

k_1 и k_2 – коэффициент концентрации напряжений соответственно в кровле и боках выработки ($k_1 = 1$ и $k_2 = 2$ при плоской кровле и трапециевидном сечении; при прямоугольно сводчатой форме – $k_1 = 0,3$ и $k_2 = 2$);

$$\lambda_1 = \frac{\mu}{1-\mu} \text{ – коэффициент бокового распора (или горизон-}$$

тального распора);

μ – коэффициент Пуассона;

γ – удельный вес пород, Н/м³;

H – глубина заложения выработки от поверхности, м;

δ_p и $\delta_{сжс}$ – пределы прочности пород соответственно на растяжение и сжатие в условиях двухосного напряженного состояния, Па.

Таблица 4 – Классификация режимов заданной нагрузки

Значение запаса прочности кровли n_k и боков, n_6	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
$n_k \geq 4$ $n_6 \geq 4$	Нагрузка на крепь отсутствует, и выработка может быть пройдена без крепи. В местах геологических нарушений и в зонах сильной трещиноватости, а также для пород, склонных к выветриванию, необходимо торкретирование выработки или покрытие ее набрызгбетоном на песчаном заполнителе толщиной до 3 см
$n_k \leq 1$ $n_6 \geq 4$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли от веса пород внутри свода обрушения. Бока устойчивы, применяется расчетный метод М.М. Протодяконова
$n_k \leq 1$ $n_6 \leq 1$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли и боков, образуется новый контур выработки: в кровле – свод, в боках – призмы сползания. Применяется расчетный метод П. М. Цимбаревича
$1 < n_k < 4$ $1 < n_6 < 4$	Нагрузку определяют по формулам нагрузки от локального вывала или расчетные нагрузки определяют путем деления нормативных нагрузок
$n_k \geq 4$ $n_6 \leq 1$	Крепь испытывает полную нагрузку только со стороны боков (кровля устойчива). Нагрузку со стороны боков определяют как боковое давление на подпорную стенку по методам механики сыпучей среды

Раздел 2. РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

2.1. Факторы, влияющие на выбор сечения выработки

Размеры поперечного сечения горных выработок определяются максимальными размерами транспортных средств, допустимыми зазорами между габаритом транспортных средств и крепью (стенки) выработки и между транспортными средствами, предусмотренными ЕПБ. Различают площади поперечного сечения в свету, вчерне и в проходке.

Все горизонтальные и наклонные выработки с рельсовым транспортом, в соответствии с требованиями правил безопасности, на прямолинейных участках на высоте не менее 1,8 м должны иметь зазоры со стороны свободного прохода для людей, не менее 0,7 м от крепи (стенки) выработки до наиболее выступающих частей подвижных средств и не менее 0,25 м – с противоположной стороны.

Ширина междупутья в двухпутевой выработке должна быть такой, чтобы зазор между встречными составами составлял не менее 0,2 м.

Для самоходного транспорта зазоры между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием должны приниматься в зависимости от назначения выработок и скорости передвижения машины:

а) в выработках, предназначенных для полезного ископаемого и сообщения с очистными забоями, должны приниматься зазоры не менее 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м – с противоположной стороны. При устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через

25 м зазор со стороны свободного прохода для людей может быть уменьшен до 1 м. Ниши должны устраиваться высотой 1,8 м, шириной 1,2 м, глубиной 0,7 м;

б) в погрузочно-доставочных выработках очистных блоков, предназначенных для погрузки руды и доставки её к транспортной выработке, в выработках, находящихся в проходке, при скорости движения машин, не превышающих 10 км/ч, и при исключении возможности нахождения в таких выработках людей, не связанных с работой машин, должны приниматься зазоры не менее 500 мм с каждой стороны;

в) в доставочных выработках (наклонные съезды), предназначенных для доставки в очистные блоки оборудования, материалов и людей (в машинах), при скоростях движения свыше 10 км/ч: по 600 мм с каждой стороны при исключении случаев передвижения людей пешком; 1200 мм со стороны прохода для людей и 500 мм с другой стороны, если передвижение людей пешком не исключается.

Во всех случаях высота выработки над свободным проходом для людей должна составлять не менее 1,8 м по всей её протяженности. Расстояние от сиденья машиниста до наиболее выступающей части кровли должно быть не менее 1,3 м.

После определения поперечного сечения выработки в свету его проверяют по минимальной и максимальной скорости движения воздуха по выработке.

Скорость движения воздуха по выработке:

$$v = \frac{Q_{\text{в}}}{S_{\text{св}}} \text{ (м/с)},$$

где $Q_{\text{в}}$ – подаваемое количество воздуха по выработке, м³/с;
 $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

Минимальная скорость воздуха в горных выработках определяется по формуле:

$$v_{\text{min}} = \frac{0,1P}{S} \text{ (м/с)},$$

где S – площадь поперечного сечения выработки, m^2 ; P – периметр выработки, m .

Максимальная скорость не должна превышать следующих норм:

- а) в очистных и подготовительных выработках – 4 м/с;
- б) в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных уклонах – 8 м/с;
- в) в остальных выработках – 6 м/с;
- г) в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках – 10 м/с;
- д) в стволах, по которым производятся спуск и подъем людей и грузов – 8 м/с;
- е) в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов – 12 м/с;
- ж) в стволах, оборудованных подъемными установками, предназначенными для подъема людей в аварийных случаях и осмотра стволов, а также в вентиляционных каналах – 15 м/с.

2.2. Расчет размеров поперечного сечения прямоугольно-сводчатой формы выработки с рельсовым транспортом

Высота выработки складывается из высоты стенки h_3 , высоты свода h_0 и толщины крепи δ (рисунок 1):

$$H = h_3 + h_0 + \delta \text{ (мм)}.$$

Высота вертикальной стенки от уровня трапа до пяти свода = 1800 мм, или $h_2 = h_a + h$, если $h_a + h > 1800$ мм.

Высота коробкового свода должна находиться из выражения $h_0 = B/3$, радиус свода дуги: $R = 0,692B$, радиус боковой дуги:

$$r = 0,262B.$$

Высота вертикальной стенки выработки от головки рельса: $h_1 = h_2 - h_a$ (мм).

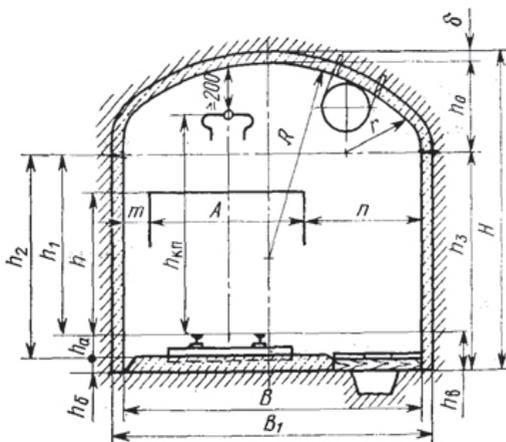


Рисунок 1 – Сечение выработки прямоугольно-сводчатой формы с рельсовым транспортом

Ширина выработки вчерне: $B_1 = B + 2\delta$, мм.

Площадь сечения выработки в свету: $S_{св} = B(h_2 + 0,26B)$, мм².

Площадь сечения выработки вчерне:

$$S_ч = B_1(h_3 + 0,26B_1), \text{ мм}^2.$$

Периметр выработки в свету: $P_{св} = 2h_2 + 2,33B$ мм.

2.3. Расчет размеров поперечного сечения выработки при использовании самоходного оборудования на пневматическом ходу

Если в выработке не предусмотрено постоянное хождение людей, то пешеходная дорожка отсутствует, ширина выработки в свету: $B = b + 2c$, мм, где c – min зазор между транспортом и стенкой выработки (крепью), мм.

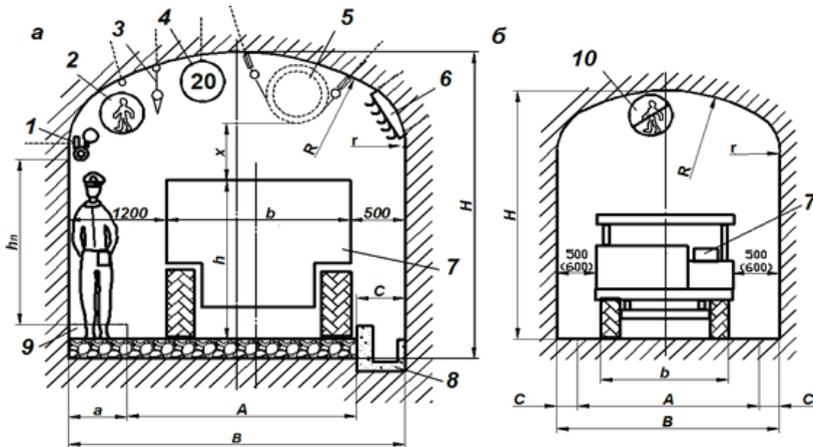


Рисунок 2 – Поперечное сечение выработок для самоходного оборудования: а – транспортного; б – погрузочно-доставочно-го и доставочного. 1 – магистраль сжатого воздуха и воды; 2 – знак пешеходной дорожки; 3 – подвеска светильников; 4 – знак ограничения скорости (20 км/ч); 5 – вентиляционная труба; 6 – крепление кабелей; 7 – самоходная машина; 8 – водоотливная канавка; 9 – пешеходный трап; 10 – знак, запрещающий движение людей

При постоянном нахождении людей в выработке ширина выработки в свету (рисунок 2) будет $B = a + b + c$, мм, где a – min зазор между машиной и стенкой со стороны прохода людей.

Толщина дорожного покрытия составляет 0,1–0,3 м.

Ширина выработки в черне: $B_1 = B + 2\delta$, мм.

Площадь сечения выработки в свету:

$$S_{св} = B \cdot (h + 0,26B), \text{ мм}^2.$$

Площадь сечения выработки в черне:

$$S_ч = B_1 \cdot (h_3 + 0,26B_1), \text{ мм}^2$$

Периметр выработки в свету: $P_{св} = 2h_2 + 2,33B$ мм.

2.4. Расчет размеров поперечного сечения конвейерной выработки

В выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода по высоте конвейера должна быть, с одной стороны, не менее 0,7 м, а с другой – 0,4 м. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка, должно быть не менее 0,5 м, а у натяжных и приводных головок – не менее 0,6 м.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазор между крепью и конвейером на высоте конвейера должен быть не менее 0,4 м, между конвейером и подвижным составом – не менее 0,4 м, между крепью и подвижным составом – 0,7 м на высоте 1,8 м от почвы, (рисунок 3, в).

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазоры между крепью и конвейером должны составлять 0,7 м, между конвейером и подъемным составом – 0,4 м и между подвижным составом и крепью – 0,2–0,25 м в зависимости от вида крепи.

При монорельсовом транспорте расстояние между днищем сосуда или нижней кромкой перемещаемого груза и почвой выработки должно быть не менее 0,4 м. Зазоры между наиболее выступающей частью грузового контейнера и крепью со стороны свободного прохода должны быть не менее 0,7 м, а с другой – не менее 0,2 м (рисунок 3, г).

Боковой зазор между крепью выработки или выступающей частью оборудования и осью каната при дорогах кресельного типа на высоте зажима подвески должен составлять не менее 0,6 м, а зазор между осью каната и конвейером (при совмещении канатной дороги с конвейером) – не менее 1 м.

В горизонтальных и наклонных выработках применяются ленточные конвейеры (см. рисунок 4) со следующими буквенными индексами:

Л – ленточные горизонтальные или уклонные для углов наклона до 18°;

ЛБ – ленточные бремсберговые для угла наклона до 16°;

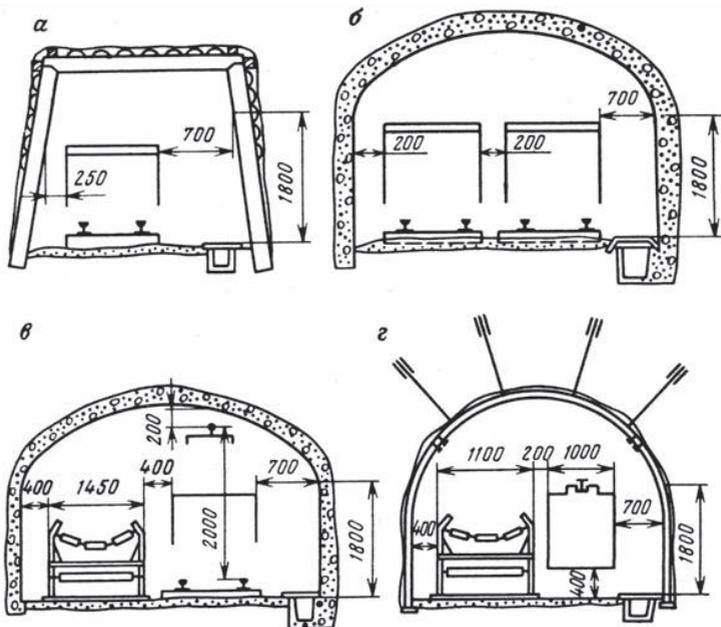


Рисунок 3 – Величина зазоров

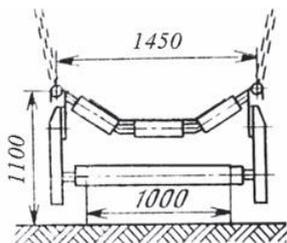


Рисунок 4 – Схема ленточного конвейера

ЛН – ленточные наклонные для угла наклона от 18 до 35°;

ЛЛ – грузоподъемные для транспортировки горной массы и перевозки людей.

Цифры слева от буквенного индекса обозначают номер типоразмера, справа – ширину несущего полотна в сантиметрах. Римской цифрой обозначается номер модели одного типоразмера. Например, конвейер типа 1Л100П – это ленточный конвейер первого типоразмера второй модели с шириной несущего полотна 1000 мм.

Максимальная ширина и высота конвейера, принимаемая для определения размеров поперечного сечения выработки, определяется на основании ширины несущего полотна ленты. При ширине ленты 800 мм ширина и высота конвейера принимается равной 1100 мм; при ширине ленты 1000 мм ширина конвейера принимается равной 1450 мм, высота 1100 мм; при ширине ленты 1200 мм, ширина и высота конвейера принимается равной, соответственно, 1650 и 1350 мм.

Раздел 3. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА КРЕПЛЕНИЯ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

3.1. Расчет рамной деревянной крепи

Расчет крепи при наличии давления со стороны кровли и отсутствии давления со стороны боков

Если кровля неустойчива ($n_k \leq 1$), а бока выработки устойчивы ($n_b \geq 4$), то расчетная нагрузка на крепь определяется по расчетной схеме, показанной на рисунках 5 и 6 и в таблицах 5 и 6. В этом случае определяют только прочные размеры верхняка и затяжки, поскольку стойки являются малонагруженными элементами и поэтому не рассчитываются. Диаметр стойки по конструктивным соображениям принимают равным диаметру верхняка.

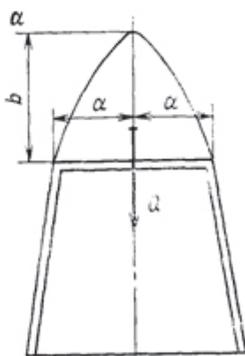


Рисунок 5 – Схема к расчету нагрузки на крепь при трапециевидной форме выработки

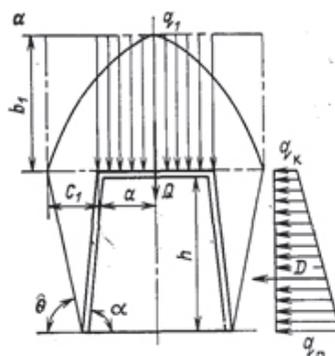


Рисунок 6 – Схема к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и боках при трапециевидной форме выработки

Таблица 5 – К определению расчетной нагрузки на крепь

Расчетные параметры	Запас прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_{\sigma} \geq 4$	$1 < n_k < 4$	$n_{\sigma} \geq 4$
Высота свода естественного равновесия	$b = \frac{a}{\operatorname{tg}\varphi}$		$b'' = \frac{a}{n_k \cdot \operatorname{tg}\varphi}$	
Интенсивность давления	$q_i = b \cdot \gamma$		$q_i'' = b \cdot \gamma$	
Нагрузка на верхняк рамы	$Q = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2 \gamma L}{\operatorname{tg}\varphi}$		$Q'' = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2 \gamma L}{n_k \cdot \operatorname{tg}\varphi}$	

Диаметр верхняка при отсутствии запаса прочности пород кровли ($n_k \leq 1$):

$$d = 1,61a^3 \cdot \sqrt{\frac{\gamma \cdot L \cdot n_n}{m \cdot \operatorname{tg}\varphi \cdot [\delta_u]}}, \text{ м,}$$

где a – полупролет выработки вчерне по кровле, м;

γ – удельный вес пород, Н/м³;

L – расстояние между крепежными рамами, м;

$[\delta_u]$ – допускаемое напряжение на изгиб для круглых мате-

риалов, Па;

m – коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85;

φ – угол внутреннего трения горных пород;

n_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2.

Таблица 6 – Среднее значение показателей физико-механических свойств древесины при 15 % влажности

Порода дерева	Плотность, г/см ³	Предел прочности, МПа				
		При сжатии вдоль волокон	При статическом изгибе	При растяжении вдоль волокон	При скалывании в направлении	
					радиальном	тангенциальном
Бук	0,65	46,0	94,0	129,0	10,0	13,0
Дуб	0,72	52,0	94,0	129,0	8,5	10,5
Ель	0,46	42,0	77,5	122,0	5,0	5,0
Лиственница	0,68	51,5	97,0	129,0	11,5	12,5
Кедр	0,44	35,0	64,5	78,0	5,5	6,0
Пихта (сибирская)	0,39	33,0	58,5	–	6,0	6,5
Пихта (кавказская)	0,44	39,0	72,0	112,0	7,5	8,0
Сосна	0,53	44,0	79,0	115,0	7,0	7,5
Ясень	0,71	51,0	115,0	–	14,0	13,0

Диаметр верхняка при относительно устойчивой кровле ($1 < n_k < 4$) определяют с введением поправки на коэффициент запаса прочности пород кровли n_k , который сводится под знак радикала в знаменатель:

$$d = 1,61a^3 \cdot \sqrt{\frac{\gamma \cdot L \cdot n_n}{m \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot \left[\delta_u \right]}}$$

Толщина затяжки из обапол (для $n_k < 1$):

$$\delta = 1,45L \cdot \sqrt{\frac{\gamma \cdot a \cdot n_n}{m \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot \left[\delta_u \right] \cdot n_n}}, \text{ м,}$$

где a – полупролет выработки вчерне по кровле, м;
 γ – удельный вес пород, Н/м³;
 L – расстояние между крепежными рамами, м;

$[\delta_u]$ – допускаемое напряжение на изгиб для некруглых ма-

териалов, Па.

m – коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85;

φ – угол внутреннего трения горных пород;

n_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2.

Толщина затяжки из обрезных досок, м:

$$\delta = 0,97L \cdot \sqrt{\frac{\gamma \cdot a \cdot n_n}{m \cdot \text{tg} \varphi \cdot [\delta_u] \cdot n_k}}.$$

Расчет крепи при наличии давления со стороны кровли и боков

Если кровля и бока неустойчивы, то расчет деревянной крепи при трапециевидной форме сечения выработки ведут в следующей последовательности.

Определяют высоту свода обрушения b_1 при отсутствии в кровле запаса прочности ($n_k \leq 1$ и $n_b \leq 1$).

Рассчитывают диаметр d верхняка с учетом запаса прочности по формуле:

$$d = 1,7a^3 \cdot \sqrt{\frac{b_1 \cdot \gamma \cdot L \cdot a^2 \cdot n_n}{m \cdot [\delta_u] \cdot \text{tg} \varphi \cdot n_k}},$$

где b_1 – высота свода обрушения, м;

a – полупролет выработки черне по кровле, м;

γ – удельный вес пород, Н/м³;

L – расстояние между крепежными рамами, м;

$[\delta_u]$ – допускаемое напряжение на изгиб для круглых материалов, Па;

m – коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85;

φ – угол внутреннего трения горных пород;
 n_i – коэффициент перегрузки, равный 1,2;
 n_k – запас прочности пород кровли: при $n_k \leq 1$ подставляют
 $n_k = 1$.

Можно рассчитать расстояние между крепежными рамами при известном диаметре верхняка:

$$L = \frac{m \cdot \left[\delta_u \right] \cdot d^2 \cdot n_k}{1,7^3 \cdot \gamma \cdot b_1 \cdot a^2 \cdot n_n}, \text{ м.}$$

При заданном расстоянии между рамами определяют расчетную нагрузку на верхняк; нормативную нагрузку Q_1 или Q_2 определяют по формулам, приведенным в таблице 7.

Диаметр стойки принимают равным диаметру верхняка, и проверяют стойку на сложное сопротивление от силы сжатия и поперечного изгиба под действием боковой силы D (см. рисунок 6). Боковое давление (нагрузку) D определяют по формулам, приведенным в таблице 7.

Определяют осевое расчетное усилие на одну стойку:

$$P = 0,5 \cdot Q_p \cdot \sin \alpha = 0,5 Q \cdot n_n \cdot \sin \alpha,$$

где n_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

α – угол наклона стойки, равный 80–85°.

Определяют расчетную длину стойки l_0 и коэффициент продольного изгиба ψ для стойки:

$$\text{при гибкости } \lambda < 75 \quad \psi = 1 - 0,8 \cdot (\lambda \cdot 100)^2,$$

$$\text{при гибкости } \lambda > 75 \quad \psi = 3100 / \lambda^2.$$

Гибкость λ цельных элементов определяется по формуле:

$$\lambda = l_0 / r,$$

где l_0 – расчетная длина элемента (стойки), м; r – радиус инерции сечения элемента, равный $(J/F)^{1/2}$, где J и F – момент инерции и площадь поперечного сечения стойки. Для круглого сечения

$$J = 0,1 \cdot d^4.$$

Таблица 7 – К определению расчетных нагрузок на крышу

Расчетные параметры	Запас прочности		
	$n_k \leq 1$	$n_0 \leq 1$	$1 < n_k < 4$
Высота свода естественного равно- весия	$b_1 = \frac{a + h \cdot \text{ctg} \frac{90 + \varphi}{2}}{\text{tg} \varphi}$	$b_2 = \frac{a + h \cdot \text{ctg} \frac{90 + \varphi}{2}}{\text{tg} \varphi \cdot n_k}$	$n_0 \leq 1$
Интенсивность давления со сторо- ны кровли	$q_1 = b_1 \cdot \gamma$	$q_2 = b_2 \cdot \gamma$	
Нагрузка на верхняк рамы	$Q = 2 \cdot a \cdot q_1 \cdot L$	$Q'' = 2 \cdot a \cdot q_2 \cdot L$	
Интенсивность бокового давления у кровли	$q_k = q_1 \cdot \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	$q_k'' = q_2 \cdot \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	
Интенсивность бокового давления у почвы (h – высота выработки, м)	$q_n = (b_1 + h) \cdot \gamma \cdot \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	$q_n'' = (b_2 + h) \cdot \gamma \cdot \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	
Боковое давление	$D_1 = 0,5 \cdot (q_k + q_n) \cdot h$	$D_2 = 0,5 \cdot (q_k'' + q_n'') \cdot h$	

Расчетную длину l_0 определяют путем умножения действительной длины на следующий коэффициент: при обоих шарнирно закрепленных концах – 1; при одном закрепленном и другом свободно нагруженном конце – 2; при одном защемленном и другом шарнирно закрепленном конце – 0,8; при обоих защемленных концах – 0,65.

Диаметр леса для стоек принимают равным диаметру верхняка и проверяют по допускаемому напряжению на сжатие с учетом продольного изгиба и наклона стоек:

$$\delta_{сж} = \frac{P}{F \cdot \psi} + \frac{D \cdot l_0}{4,5W} \leq [\sigma_{сж}],$$

где P – давление горных пород на крепежную раму, МПа;

F – площадь поперечного сечения стойки, m^2 ;

$\psi = 1 - 0,007 \cdot (l/i)$ – коэффициент уменьшения допускаемого напряжения (l – длина стойки, м; $i = (d/4)$ – наименьший радиус инерции стойки, d – диаметр стойки, м);

W – момент сопротивления стойки, равный $0,1 d^3$, m^3 .

Если условие не выдерживается, то необходимо увеличить диаметр стойки.

3.2. Расчет набрызг-бетонной крепи

Разновидностью бетонной крепи является набрызг-бетонная крепь, отличающаяся составом бетонной смеси и безопалубочным способом возведения. Ее наносят на открытые поверхности пород в выработке с помощью пневмонагнетательной машины (набрызг-машины), загружаемой сухой бетонной смесью (цемент марки не ниже 400), которая под давлением сжатого воздуха $0,15...0,20$ МПа подается по резиновому шлангу к соплу, где смачивается водой, поступающей по другому шлангу. Толщина покрытия $3...7$ см и может достигать $15...20$ см. Бетонная смесь должна быть быстротвердеющей.

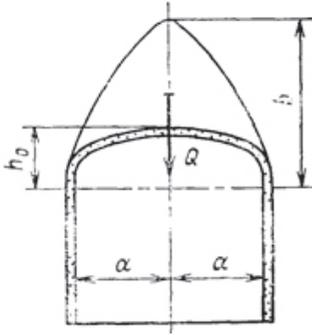


Рисунок 7 – Схемы к расчету нагрузки на крепь при прямоугольно-сводчатой форме выработки

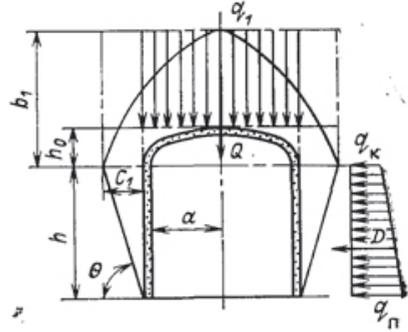


Рисунок 8 – Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и боках при прямоугольно-сводчатой форме выработки

Толщина набрызг-бетонного покрытия при прямоугольно-сводчатой форме выработки зависит от устойчивости кровли и интенсивности давления (таблицы 8, 9.)

Средняя толщина крепи (м) из набрызг-бетона, если ширина выработки менее 6 м и породы кровли не имеют запаса прочности (когда $n_k < 1$), определяют по формуле:

$$\delta = k \cdot a \cdot \sqrt{\frac{q_n \cdot n_n}{m \cdot R_p}}$$

при наличии запаса прочности ($n_k > 1$):

$$\delta = k \cdot a \cdot \sqrt{\frac{q_n \cdot n_n}{m \cdot R_p \cdot n_k}}$$

где k – коэффициент, зависящий от типа крепи (таблица 9);

a – шаг крепи для выработки, закрепленной только набрызг-бетон, ширина вырезанной для расчета полосы бесконечной длины равна 1 м;

Таблица 8 – Расчетные параметры нагрузок на крепь при набрызг-бетонном покрытии

Расчетные параметры	Запасы прочности		
	$n_k \leq 1$	$n_0 \geq 4$	$1 < n_k < 4$ $n_0 \geq 4$
Высота свода естественного равновесия (h_0 – высота свода, м) (см рисунки 7, 8)	$b = (a/tg\varphi) - h_0$		$b'' = \left[\frac{a}{(n_k \cdot tg\varphi)} \right] - h_0$
Интенсивность давления	$q_i = b \cdot \gamma$		$q_i'' = b'' \cdot \gamma$
Нагрузка на верхняяк рамы	$Q = \frac{4}{3} \cdot a \cdot \left(\frac{a}{tg\varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma \cdot L$		$Q'' = \frac{4}{3} \cdot a \cdot \left(\frac{a}{n_k \cdot tg\varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma \cdot L$

Расчетные параметры	Запасы прочности	
	$n_k \leq 1$	$n_0 \leq 1$
Высота свода обрушения $\Theta = (45 + \varphi / 2)$	$n_k \leq 1$	$n_0 \leq 1$
Высота свода естественного равновесия (см. рисунки 7, 8)	$b_k = \frac{a + h_1 \cdot ctg\Theta}{tg\varphi} - h_0$	$b_k = \frac{a + h_1 \cdot ctg\Theta}{tg\varphi \cdot n_k} - h_0$
Интенсивность давления со стороны кровли	$q_1 = b_k \cdot \gamma$	$q_2 = b_k'' \cdot \gamma$
Нагрузка на крешь кровли	$Q = 2 \cdot a \cdot q_1 \cdot L$	$Q'' = 2 \cdot a \cdot q_2'' \cdot L$
Интенсивность бокового давления на высоте вертикальной стенки	$q_c = b_1 \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	$q_c'' = b_1'' \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$
Интенсивность бокового давления у почвы (h_1 – высота вертикальной стенки, м)	$q_n = (b_1 + h_1) \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	$q_n'' = (b_1'' + h_1) \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$
Боковое давление	$D_1 = 0,5 \cdot (q_c + q_n) \cdot h_1$	$D_1 = 0,5 \cdot (q_c'' + q_n'') \cdot h_1$

q_n – интенсивность нормативного давления со стороны кровли, рассчитываемая в зависимости от метода расчета горного давления (см. таблицу 8), Па;

n_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

m – коэффициент условий работы, равный 0,85 для неармированного набрызгбетона и 1 – для армированного;

R_p – расчетное сопротивление набрызгбетона растяжению (таблица 10), Па.

Толщину постоянной крепи с учетом возможного развития горного давления необходимо увеличить на 30 %.

Таблица 9 – Значение коэффициента k в зависимости от типа и шага крепи

Крепь выработки	Шаг крепи, м	Коэффициент k
Набрызгбетон	-	0,35
Анкера и набрызг-бетон	0,8–1,5	0,25
Арки и набрызг-бетон	0,9–1,2	0,35
	1,2–1,5	0,38

Таблица 10 – Сопротивление (МПа) набрызг бетона различным нагрузкам

Вид сопротивления	Марка набрызг-бетона		
	300	400	500
Нормативное осевому сжатию (призменная прочность)	21,0	28,0	35,0
Нормативное сжатию при изгибе	26,0	35,0	44,0
Нормативное осевому растяжению	2,3	2,7	3,1
Временное растяжению при изгибе	4,8	5,5	7,0
Расчетное осевому сжатию (призменная прочность):			
армированные конструкции	13,0	17,0	20,0
неармированные конструкции	11,5	15,5	18,0
Расчетное сжатию при изгибе:			
армированные конструкции	16,0	21,0	25,0
неармированные конструкции	14,0	18,0	22,0
Расчетное осевому растяжению:			
армированные конструкции	1,15	1,35	1,55
неармированные конструкции	1,04	1,22	1,40
Расчетное растяжению при изгибе	2,1	2,4	2,8

Аналогичные формулы применяют и для расчета толщины набрызг-бетона при наличии давления со стороны боков, только вместо q_n подставляется значение интенсивности бокового давления на уровне почвы выработки q_n , а при наличии запаса прочности в боках вместо n_k ставится значение n_b . Толщину набрызг-бетона принимают по расчету, но не менее 30 мм, n_k торкретбетона не менее 20 мм.

3.3. Расчет анкерной крепи

Выбор типа анкера можно сделать в зависимости от коэффициента крепости пород по таблице 11.

Таблица 11 – Несущая способность анкеров

Анкер	Коэффициент крепости пород	Несущая способность, кН	Примечание
Клинощелевой	6–10	<70	При $10 < f < 6$ прочность закрепления замка резко уменьшается
Распорно-конусный	<4	>70	
Распорно-конусный	<4	<70	
Распорно-клиновой	>4	<20	Практически несущая способность замка при $f > 4 - 60 - 80$ кН, полное сцепление замков с породой достигается при натяжении 40–50 кН
Железобетонный	Любой	<250	Несущая способность дана при полном заполнении шпура бетоном
Сталеполимерный	Любой	140	Заполнение шпура полимербетоном 0,25–0,3 м, начальное натяжение 35–60 кН

Расчет несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров ведут в следующей последовательности.

Расчетная несущая способность стержня (Н) в железобетонном или сталеполимерном анкере:

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m,$$

где F – площадь поперечного сечения стержня (диаметр 0,016) m^2 ;

R_p – расчетное сопротивление материала стержня растяжению ($R_p = 210$ МПа – для горячекатаной круглой гладкой стали класса А-I, $R_p = 270$ МПа – для стали периодического профиля класса А-II, $R_p = 360$ МПа – для стали периодического профиля класса А-III);

m – коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9 – 1.

Расчетная несущая способность стержня анкера (Н) из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне):

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau_1 \cdot l_3 \cdot k_1 \cdot m_1,$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м;

τ_1 – удельное сцепление стержня с бетоном, Па;

l_3 – расчетная длина заделки, м;

k_1 – поправочный коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине (шпуре) 0,8, при влажной – 0,6–0,7.

Согласно экспериментальным данным для марки бетона М 300 и М 400 $\tau_1 = 11$ –12 МПа; для полимербетона на эпоксидной смоле – $\tau_1 = 20$ –24 МПа. Прочность закрепления стержня периодического профиля диаметром 0,02–0,022 м при длине заделки 0,3–0,4 м в цементном бетоне и 0,2–0,25 в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчетную длину заделки для цементного бетона принимают равной 0,35–0,5 м, для полимербетона – 0,25–0,3 м.

На основании экспериментальных данных величину поправочного коэффициента рекомендуется принимать:

l_3	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
k , при цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
k , при полимербетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

Расчетная несущая способность замка (Н) из условия его сдвига относительно стен шпура:

$$P'_3 = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot m_1,$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

τ_2 – удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па;

m_1 – коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре 0,9, при влажном – 0,75, при капеже из шпура – 0,6.

При водоцементном отношении (В/Ц) 0,5 и марке бетона М 500 сцепление с известняками составляет 1 МПа, порфиритами – 1,1 МПа, гранодиоритами – 1,4 МПа.

Сцепление полимербетона с известняками – 3 МПа, со сланцами – 2–2,5 МПа.

В качестве расчетной несущей способности анкера P_a принимается меньшее из значений.

В качестве расчетной несущей способности анкера P_a принимается меньшее из значений P_3 .

Длина анкера (от 1 до 2,5 м):

$$l_a = l_g + l_n + l_3,$$

где l_g – глубина зоны возможного обрушения пород, соответствующая высоте свода обрушения, а при сводчатой кровле – разности между высотой свода обрушения и подъемом свода выработки, м;

l_n – длина выступающей из скважины части анкера (0,05–0,2 м), м;

l_3 – величина заглубления замковой части анкера в устойчивую зону пород (0,3–0,4 м), м:

$$l_3 = 0,4 \cdot \sqrt{\frac{d^2 \cdot \sigma_p}{k_p}},$$

где δ_p – временное сопротивление материала штанги на разрыв;
 k_p – допустимое сопротивление породы на разрыв, МПа (для пород средней крепости $k_p = 0,1-0,2$, для крепких – $k_p = 0,3-0,5$).

При этом высота свода обрушения:

$$b' = \frac{L'}{2 \operatorname{tg} \varphi},$$

где φ – угол внутреннего трения пород; L' – ширина свода обрушения:

$$L' = L + 2h \cdot \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2},$$

где L – ширина выработки, м; h – высота выработки, м.

Длину анкера принимают равной не менее 1,2 м (в среднем 1,2–1,8 м). Максимальная длина обычно не превышает 2,5 м.

Плотность расстановки штанг в кровле выработки:

$$s = q_H \cdot n_n / P_a,$$

где q_H – нормативное давление со стороны кровли, Па; n_n – коэффициент перегрузки 1,2.

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке (от 0,9–1,2 м и более):

$$a = \sqrt{1/s}.$$

Плотность расстановки анкеров s' в боку выработки:

$$s' = q_n \cdot n_n / P_a,$$

где q_n – интенсивность бокового давления у почвы, зависящая от расчетной схемы горного давления, формы выработки и запаса прочности пород, Па.

Расстояние между анкерами (м) в боку выработки:

$$a' = \sqrt{1/s'}.$$

Количество закрепляющего состава (см³):

$$V = 0,825 \left(d_{ш}^2 - d_c^2 \right) \cdot l_3,$$

где $d_{ш}$, d_c – диаметр соответственно шпура и армирующего стержня см;

l_3 – длина заделки анкера в бетон или полимербетон. Длина заделки в полимербетоне принимается равной 20–25 см. Объем одной ампулы полимербетона равен 200 или 250 см³.

3.4. Расчет комбинированной крепи

Если выработка закреплена только анкерной крепью, то в местах интенсивной трещиноватости возможны отдельные вывалы или осыпание породы между анкерами. Вывалы возможны, когда размер структурного блока массива в 3–4 раза меньше расстояния между анкерами. В этом случае прибегают к комбинированной крепи. После установки анкеров выработку дополнительно крепят набрызг-бетоном; иногда покрытие набрызг-бетоном производят по проволочной сетке.

По практическим данным, высота навала между анкерами может достигать половины расстояния между анкерами. Форму вывала принято считать пирамидальной.

Для расчета интенсивности нагрузки на набрызг-бетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5a_1$ и длиной стороны при основании пирамиды a_1 можно использовать формулу:

$$q_n = 0,17a_1 \cdot \gamma,$$

где a_1 – расстояние между анкерами, м; γ – удельный вес пород, кН/м³.

Если расстояние a_3 между рядами анкеров больше, чем между анкерами в ряду, то в формулу вместо a_1 подставляется значение $a_3 > a_1$.

При комбинированной крепи длину анкера определяют по формуле:

$$l_a = \frac{B_1}{\sqrt{f}} + K,$$

где B_1 – ширина выработки в черне, м;

f – коэффициент крепости пород по М.М. Протождяконову;

K – коэффициент, принимаемый равным 0,4–0,5 при $B_1 \leq 3,5$ м и 0,15–0,2 при $B_1 > 3,5$ м.

Расчет толщины набрызг-бетонного покрытия ведут по формуле:

$$\delta = k \cdot a \cdot \sqrt{\frac{q_n \cdot n}{m \cdot R_p}},$$

где k – коэффициент, зависящий от типа крепи (таблица 9);

a – шаг крепи для выработки, м;

q_n – интенсивность горного давления, МПа;

R_p – расчетное сопротивление набрызг-бетона растяжению (таблица 10), МПа.

Толщину покрытия следует принимать не менее 30 мм,

3.5. Расчет металлической арочной податливой крепи

1. Определяется интенсивность нормативного давления со стороны кровли и боков выработки по расчетной схеме, представленной на рисунке 9.

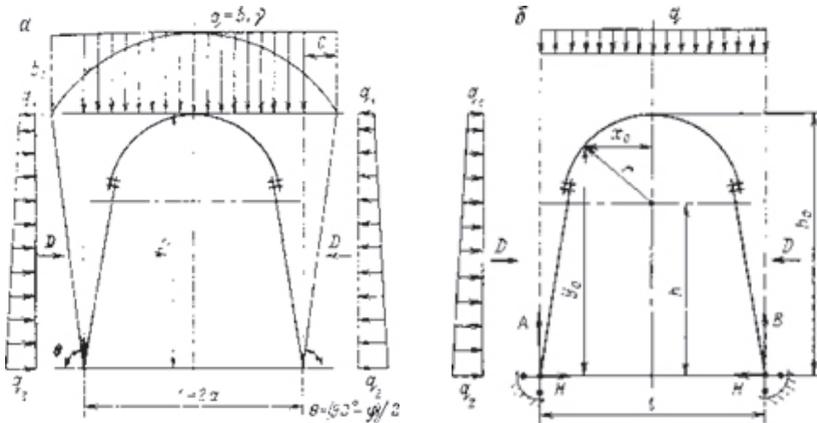


Рисунок 9 – Схема к расчету арочной податливой крепи:
а – горного давления; б – элементов крепи

Высота свода обрушения при запасе прочности пород кровли $n_k \leq 1$ будет равна:

$$b_1 = \frac{0,5 \cdot l + h_0 + ctg\beta}{tg\varphi}, \text{ м}$$

где h_0 – высота арки, м;

l – ширина арки по почве, м;

φ – угол внутреннего трения горных пород:

$$\beta = (45 + \varphi/2).$$

Интенсивность нормативной нагрузки на 1 м ширины выработки со стороны кровли:

$$q = b_1 \cdot \gamma \cdot L, \text{ кН/м},$$

где b_1 – высота свода обрушения, м;

γ – удельный вес пород, Н/м³;

L – расстояние между арками, м.

Нормативная боковая нагрузка на арку (Н перевод в кН):

$$D_1 = 0,5 \cdot \gamma \cdot L \cdot h_0 \cdot (2b_1 + h_0) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}, \text{ кН},$$

где γ – удельный вес пород, Н/м³.

2. Рассчитывается горизонтальный распор H , кН:

$$H = \frac{q \cdot l^2}{8h_0} - \frac{D \cdot r}{h_0},$$

где l – ширина выработки по почве, м;

h_0 – высота арки, м;

D – упругий отпор боковых пород, кН;

r – радиус верхней дуги арки, м.

3. Опорные реакции, кН:

$$A = B = \frac{q \cdot l}{2},$$

где l – ширина выработки по почве, м.

4. Рассчитываются координаты опасного сечения, м:

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H - D)^2}{q}}, \quad y_0 = \sqrt{r^2 - x_0^2} + h,$$

где H – горизонтальный распор, кН;

D – упругий отпор боковых пород, кН;

q – интенсивность нагрузки со стороны кровли, кН/м;

r – радиус верхней дуги арки, м;

x_0 – координаты по оси x , м;

h – высота выработки от почвы до центра осевой дуги арки, м.

Таблица 12 – Параметры выработок закрепленных арочной крепью

Площадь сечения выработки, м ²	Номер профиля	Ширина арки по почве выработки, м	Высота арки, м	Радиус осевой дуги, м	Высота от почвы выработки до центра осевой дуги, м	Значение коэффициента упругого отпора боковых пород
5,5	14	2,5	2,5	1,2	1,3	38,2
6,5	17	3,2	2,6	1,5	1,1	42,8
7,5	17	3,2	2,8	1,5	1,3	47,8
8,5	19	3,5	2,8	1,7	1,1	53,5
10,5	22	4,2	3,1	2,0	1,1	66,0
12,0	27	4,7	3,3	2,2	1,1	76,5
14,5	27	5,0	3,3	2,3	1,1	89,5
17,2	27	5,2	3,4	2,4	1,2	98,3

5. Рассчитывается максимальный изгибающий момент, кН·м:

$$M_{\max} = A \cdot \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) - \frac{q}{2} \cdot \left(\frac{l}{2} - x_0 \right)^2 - H \cdot y_0 - D \cdot (y_0 - h),$$

где A – опорные реакции, кН;

l – ширина выработки по почве, м;

x_0 – координаты по оси x , м;

H – горизонтальный распор, кН;

y_0 – координаты по оси Y , м;

D – упругий отпор боковых пород, кН;

y_0 – высота выработки от почвы до центра осевой дуги арки, м.

6. Определяется момент сопротивления изгибу, м³:

$$W = \frac{M_{\max}}{\left[\frac{\delta}{u} \right]} \quad (\text{получаем в м}^3 \text{ перевод в см}^3),$$

где M_{\max} – максимальный изгибающий момент, кПа;

$\left[\delta_u \right]$ – допусаемое напряжение на поперечный изгиб мате-

риала крепи (2100–2300 кПа = 21000(ст.3) – 23000(ст.5) т/м²) кПа.

7. Подбирается номер проката спецпрофиля по таблице 13.

8. Определяется сила осевого сжатия:

$$N_{x0} = A \cdot \frac{x_0}{r} - q \cdot \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) \cdot \frac{x_0}{r} - H \cdot \frac{y_0 - h}{2} - D \cdot \frac{(y_0 - h)}{r}, \text{ кН.}$$

9. Рассчитывается общее напряжение в опасном сечении, Па:

$$\sigma = \frac{M_{\max}}{W} + \frac{N}{F},$$

где F – площадь поперечного сечения профиля, см² (таблица 13).

10. Если $\sigma < [\sigma_n]$, то арка будет прочной. В противном случае следует уменьшить расстояние между арками или увеличить профиль проката.

3.6. Составление паспорта крепления

Паспорт крепления должен содержать графическую часть и пояснительную записку (текстовую часть).

Пояснительная записка (текстовая часть) паспорта крепления должна содержать:

- характеристику выработки (форма, площадь и размеры сечения), вид откатки, характеристику откаточных путей, тип и емкость откаточных сосудов и пр.;
- характеристику пород (их наименование, категорию крепости, устойчивость и пр.);
- обоснование выбора типа и конструкции крепи;
- характеристику крепи (конструкция крепи, материал, расстояние между рамами, глубина лунок, характеристика затяжки

Таблица 13 – Характеристика профиля СВП – Сталь горячекатаная профильная для крепи горных выработок типа СВП ГОСТ 18662–73 14

Наименование профиля (ГОСТ)	Площадь поперечного сечения, см ²	Теоретическая масса, кг	Ось Х-Х		Ось Y-Y		$\frac{W_x}{W_y}$	Коэф. использования материала	
			момент инерции, J _x , см ⁴	момент сопротивления, W _x , см ³	момент инерции, J _y , см ⁴	момент сопротивления, W _y , см ³		$\frac{W_x}{Q}$	$\frac{W_y}{Q}$
14	18,70	14,7	184,0	40,7	282,3	46,1	0,88	2,77	3,14
17	21,73	17,1	243,4	50,3	382,3	57,9	0,87	2,94	3,38
19	24,44	19,2	322,8	61,3	464,0	67,0	0,91	3,20	3,48
22	27,91	21,9	428,6	74,8	566,3	77,8	0,94	3,40	3,54
27	34,37	27,0	646,1	100,2	731,5	97,8	1,04	3,78	2,62

кровли и боков выработки, количество рам на 1 м выработки, расстояние между анкерами, тип и размер опорных элементов, способ закрепления замка анкеров и т. д.);

- размеры элементов крепи (длина и диаметр стоек, верхняков, затяжек, анкеров, диаметр и глубина шпуров под анкера), сортамент материалов;
- расход материалов на 1 м крепления;
- дополнительные замечания (наличие притока воды в выработке и пр.).

Графическая часть паспорта крепления должна содержать:

- поперечный разрез выработки в масштабе 1:50, на котором должны быть показаны конфигурация и размеры выработок, конструкция и размеры постоянной и временной крепи, угол наклона стоек, расположение затяжек, размеры зазоров между крепью и вагонеткой, размеры водосточной канавки, расположение откаточных путей;
- продольный разрез выработки в масштабе 1:50 с указанием расстояний между крепежными рамами, анкерами, а также допустимого отставания от забоя постоянной и временной крепи;
- детали крепи в масштабе 1:10 (конструкция замка крепежных рам, заделка стоек в подошву выработки и т. д.).

Раздел 4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БВР НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

4.1. Выбор и расчет зарядов ВВ и средств инициирования

Выбор марки взрывчатого вещества

Марка взрывчатого вещества для разрушения пород в конкретных горно-геологических условиях должна соответствовать следующим параметрам.

Начальное детонационное давление:

$$P_n = \left(0,00126 \cdot \rho_n \cdot C_n - 1,7 \cdot 10^3 \right), \text{ кПа,}$$

где ρ_n – плотность горных пород, кг/м³; C_n – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с.

Если в геологических отчетах не имеется данных о скорости распространения продольных волн в разных породах, то ее следует вычислить по формуле:

$$C_n = \sqrt{\frac{E}{\rho_n} \cdot \frac{1-\mu}{(1+\mu) \cdot (1-2\mu)}}; C_n = 800-8700 \text{ м/с,}$$

где E – модуль Юнга, Н/м²; μ – коэффициент Пуассона.

Скорость детонации:

$$D = 1450 \cdot \left[P_n / \rho_{\text{ВВ}} \right]^{0,5}, \text{ м/с,}$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность патронированного ВВ (при гранулитах – плотность заряжания), кг/м³.

Теплота взрыва:

$$Q_v = \left[\frac{P_n}{2 \cdot (n-1) \cdot \rho_{\text{вв}}} \right] \cdot 10^3, \text{ кДж/кг},$$

где n – показатель адиабаты, зависящий от плотности ВВ, кг/м³:

n	2,2	2,3	3,0	3,2	3,4
$\rho_{\text{вв}}$	500	750	1000	1250	1750

По значениям скорости детонации D и теплоте взрыва Q_v выбирают марку ВВ и определяют скорость детонации при фактической плотности заряжания:

- для гранулитов: $D_{\phi} = D_T + 3500 \cdot (\Delta_z - \Delta_n)$, м/с;
- для патронированных ВВ: $D_{\phi} = D_T + 3500 \cdot (\rho_{\text{вв}} - 1)$, м/с,

где Δ_z и Δ_n – плотность заряжания и насыпная плотность ВВ, г/см³;

D_T – табличная скорость детонации (для гранулитов при насыпной плотности, для патронированных ВВ при плотности 1 г/см³).

Перечень взрывчатых веществ разрешенных к применению Ростехнадзором РФ по состоянию на 19.03.2002 г. приведены в таблицах 14 и 15.

4.2. Расчет параметров БВР и составление схемы расположения шпуров

Определение оптимальных параметров шпуровых зарядов

Параметрами шпуровых зарядов являются длина, глубина, число и диаметр шпуров, расстояние между ними и линия наименьшего сопротивления, масса заряда в шпуре и расход взрывчатых веществ на цикл.

Таблица 14 – Характеристика порошкообразных ВВ (II класс)

№ п/п	Марка ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Плотность патронированного ВВ, г/см ³	Скорость детонации, км/с	Идеальная работа взрыва, кДж/кг
1	Аммонал, dп = 32 мм	+0,18	4932	0,95...1,1	4,2*...4,6**	3940
2	Аммонал М10, dп = 32 мм	-4,82 (-5,8)	5645 (5290)	0,95...1,2	4,2*...4,8**	4450
3	Аммонал М10 в полиэтилене dп = 32, 60, 90	-4,82	5645	0,95...1,2	4,2*...4,8**	4450
4	Аммонал скальный № 1	-0,78	5684(5710)	1,0...1,1	4,2*...4,6**	4440 (4670)
5	Аммонал Э-5, патронированный	Нет данных. При испытаниях равноценен Детониту М				
6	Аммонит 6ЖВ dп = 31–32 мм; 36–37 мм	-0,53	4305	1,0...1,2	3,6*...4,8**	3561
7	Аммонит 6ЖВ в полиэтилене dп = 60, 90 мм	-0,53	4305	1,0...1,2	3,6*...4,8**	3561
8	Детонит М dп = 28, 32, 36 мм	+0,18	5786	0,92...1,2	4,9...5,3	4316

Таблица 15 – Характеристика гранулированных ВВ (II класс)

№ п/п	Марка ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Насыпная плотность, г/см ³	Плотность заряжания, г/см ³	Скорость детонации, км/с
1	Акванал АР3-8Н	-2,7	5018	4140	0,9...0,92	1,2...1,25	2,5*...3,5
2	Акванит АР3-8	-1,3	6040	496	0,8...0,85	1,25...1,3	
3	Гранулит А-6	-2,0	4640	3570	0,8...0,85	1,2	4,2*...5,0
4	Гранулит АС-4	+0,41	4522	3645	0,85...0,9	1,2...1,25	3,6*...4,2
5	АС-4В	+0,35	4522	3645	0,8...0,85	1,2...1,25	3,6*...4,2
6	Гранулит АС-8	+0,34	5191	3993	0,87...0,95	1,2...1,25	3,6*...4,2
7	АС-8В	-3,3	5233	3997	0,8...0,85	1,2...1,25	3,6*...4,2
8	Гранулит Д-5	+1,2	3788	-	0,9...0,95	1,2...1,25	3,6*
9	Гранулит М	+0,14	3852	3163	0,7...0,82	1,2...1,25	3,0*...3,2
10	Граммонит 79/21	+0,02	4285	3561	0,8...0,85	0,85...0,9	3,8*...4,8
11	Гранулит-игданит	Нет данных					

* – Нормативные характеристики при насыпной плотности.

Расчетное определение параметров шпуровых зарядов является прогнозным и требует обязательной проверки взрыванием трех комплектов шпуровых зарядов, на основании которых в паспорт БВР вносят коррективы.

Сущность методики расчета параметров шпуровых зарядов предложенной Н.М. Покровским состоит в следующем:

- по нормативной скорости проведения горной выработки определяют глубину шпуров:

$$l_{шп} = V_M \cdot T_{см} / n \cdot t \cdot \eta \cdot T_{ц},$$

где V_M – нормативная скорость, м/мес (свод правил Подземные горные выработки СНиП 3.02.03–84);

n – число рабочих смен в сутки;

t – число рабочих дней в месяц;

η – коэффициент использования шпура (КИШ): неудовлетворительный 0,65–0,87, нормальный 0,8–0,9, хороший более 0,9;

$T_{см}$ и $T_{ц}$ – продолжительность смены и проходческого цикла, соответственно, ч;

- рассчитывают количество шпуров на забой.

Для расчета удельного расхода ВВ применяется эмпирическая формула М.В. Покровского, которая определяет количество ВВ, необходимое для подрыва 1 м³ породы:

$$q = q_0 \cdot k_w \cdot k_c \cdot e, \text{ кг/м}^3,$$

где q_0 – удельный нормальный расход ВВ, рассчитанный для некоторых стандартных условий (таблица 16) кг/м³;

e – коэффициент работоспособности ВВ:

$$e = A_{эм} / A_{вв},$$

где $A_{вв}$ – идеальная работа взрыва принятого ВВ (таблицы 14, 15), кДж/кг;

A_{3m} – идеальная работа взрыва эталонного ВВ – аммонита 6ЖВ, 3561 кДж/кг;

k_w – коэффициент, учитывающий зажим породы:

$$k_w = \frac{3 \cdot l_{\text{шп}}}{\sqrt{S}},$$

где $l_{\text{шп}}$ – длина шпура, м;

S – площадь забоя, м²;

k_c – структурный коэффициент (таблица 17).

Таблица 16 – Удельный нормальный расход ВВ

Коэф. крепости породы	Породы	Удельный расход условного ВВ, кг/м ³
15–20	Очень крепкие породы (граниты, гнейсы, базальты, кварцитовые песчаники, филлиты, известняки, песчаники и др.)	1,2–1,5
10–14	Плотные граниты, кварцитовые песчаники, диориты, монолитные мелкозернистые песчаники и известняки	1,0–1,1
7–9	Некрепкие граниты, плотные песчанки и известняки, колчеданы, крепкие мраморы, доломиты	0,7–0,9
4–6	Крепкие песчанистые и песчанисто-глинистые сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники, мягкие песчаники и известняки	0,4–0,6
2–3	Сланцы средней крепости, плотный мергель, слабые песчанистые сланцы	0,2–0,3
До 2	Слабые сланцы. Уголь	0,15

Таблица 17 – Структурный коэффициент породы

Типы пород	Структурный коэффициент, k_c
Вязкие, упругие, пористые породы	2,0
Дислоцированные с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью	1,4
Со сложным залеганием и меняющийся крепостью; с напластованием, перпендикулярным направлению шпура	1,3
Массивно-хрупкие	1,1
Монолитные средней крепости	1,0

Расход ВВ на одну заходку определяется из соотношения:

$$Q_{зан} = q \cdot V_{зах}, \text{ кг,}$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³.

$V_{зах}$ – объем заходки, м³:

$$V_{зах} = S \cdot l_{шп} \cdot \eta,$$

где $l_{шп}$ – длина шпура, м; η – коэффициент использования шпура (КИШ).

Средняя масса шпурового заряда:

$$q_{ср} = \frac{\pi \cdot d_3^2}{4} \cdot l_{шп} \cdot k_3 \cdot \Delta,$$

где d_3 – диаметр заряда в шпуре, м;

$l_{шп}$ – длина шпура, м;

k_3 – коэф. заполнения шпура 0,5–0,85;

Δ – плотность ВВ, кг/м³.

$$\text{Количество шпуров в забое: } N = \frac{Q_{зар}}{q_{ср}}.$$

Наиболее часто расчет количества шпуров в забое ведется на основе формулы проф. М.М. Протоद्याконова, связывающей коэффициент крепости пород и площадь забоя:

$$N = 2,7 \cdot \sqrt{f \cdot S},$$

где f – коэффициент крепости пород; S – площадь забоя, m^2 .

Данная формула хороша для расчета количества шпуров в средних по крепости породах, при расчете количества шпуров в мягких и очень крепких породах; результат расчета необходимо проверить на выполнение неравенства: $0,70 \cdot m^2 > S/N > 0,14 \cdot m^2$:

- рассчитывают линию наименьшего сопротивления и расстояние между шпурами.

Линия наименьшего сопротивления (обычно равна 0,5–0,8 м).

$$W = d_3 \cdot \sqrt{\frac{0,786 \cdot k_3 \cdot \Delta}{m \cdot q}},$$

где d_3 – диаметр заряда в шпуре (при патронированных ВВ меньше диаметра шпура при $f = 3–20$ соответственно на 7–11 мм), м;

k_3 – коэф. заполнения шпура;

Δ – плотность ВВ, $кг/м^3$;

m – коэффициент сближения зарядов:

f	10	12	14	16	18	20
m	0,8	0,9	1,0	1,2	1,3	1,4

q – удельный расход ВВ, $кг/м^3$.

Расстояние между шпурами, м:

$$a = W \cdot m;$$

- выбирают тип вруба и рассчитывают количество шпуров по группам.

Таблица 18 – Коэффициенты заполнения шпуров
по СНИП 3.03.02–84 при использовании патронированных ВВ
в шахтах, неопасных по газу и пыли

Вид выработок, диаметр патрона, мм	Коэффициенты заполнения шпуров при прочности пород, МПа (по ГОСТ 25100–82)	
	от 30 до 90	от 91 до 200
Вертикальные: 32; 36; 40	0,4–0,5	0,5–0,65
45	0,35–0,45	0,45–0,5
Горизонтальные и наклонные: 24; 28	0,35–0,7	0,75–0,85
32; 36	0,3–0,6	0,6–0,85
40	0,3–0,5	0,5–0,75

По принципу действия врубы разделяются на отрывающие (клиновые, пирамидальные), в которых шпуровые наклонены к оси выработки и разрушающие (прямые, призматические, щелевые) с ориентировкой шпуров параллельно оси выработки.

На основе практических данных установлена область применения различных врубов: в массивных породах наиболее эффективным является пирамидальный вруб в центральной части забоя. Клиновый вруб применяют в слоистых породах. Прямые врубы (щелевой и призматический) могут применяться в выработках малых сечений и длине заходки (таблица 19).

Длина врубового шпура при прямых врубах принимается на 20–30 см больше средней длины шпура.

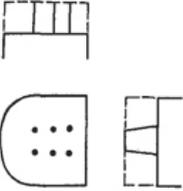
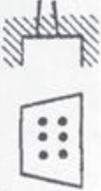
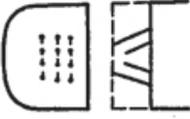
После выбора типа и размеров вруба отбойные и оконтуривающие шпуровые располагают равномерно по всей оставшейся площади забоя.

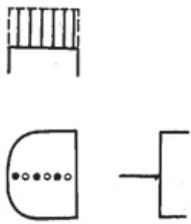
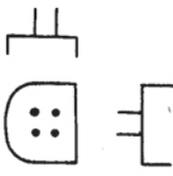
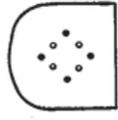
Число оконтуривающих шпуров:

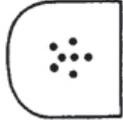
$$N_{ок} = \frac{P}{a} - 1,$$

где P – периметр выработки, м; a – расстояние между оконтуривающими шпурами, м.

Таблица 19 – Условия применения врубов

Тип вруба	Схема вруба	Характеристика и условия применения
Вертикальный клиновой вруб		<p>Состоит из 4–10 шпуров. Применяют в однородных породах любой крепости при вертикальном направлении трещиноватости или напластования в горизонтальных и наклонных выработках с площадью сечения более 6 м². Угол наклона к плоскости забоя 65–70°. Глубина заходки 1,5–2,2 м, длина врубовых шпуров 1,8–2,6 м</p>
Горизонтальный клиновой вруб		<p>При горизонтальном напластования пород. В выработках с площадью сечения более 4 м². Угол наклона к плоскости забоя 65–75°. Глубина заходки 1,5–2,0 м, длина врубовых шпуров 1,8–2,6 м</p>
Пирамидальный вруб		<p>Число шпуров 4, располагаются в виде четырехгранной пирамиды. Применяется в плотных монолитных крепких, реже в слоистых крепких породах при проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок. Угол наклона к плоскости забоя 65–75°. Глубина заходки 1,5–2,0 м, длина врубовых шпуров 1,8–2,6 м</p>
Двойной клиновой вруб		<p>Состоит из 4–6 шпуров вспомогательного вруба и 4–10 шпуров основного вруба. Шпуров вспомогательного вруба имеют глубину около половины глубины основных шпуров. Применяется по особому крепким монолитным породам, позволяет применить шпуров большой глубины в горизонтальных и наклонных выработках</p>

Щелевой вруб		<p>Шпury вруба располагаются в один ряд на расстоянии 10–20 см друг от друга, заряжаются через один, взрывают одновременно, незаряженные шпury исполняют роль дополнительных обнаженных поверхностей. Применяется в породах крепких или средней крепости, а также при наличии прослойка более мягкой породы, в выработках любого сечения. Щелевой вруб может быть на всю высоту выработки или только на ее часть. Длина врубовых шпуров 2,5–4,0 м</p>
Призматический вруб		<p>Состоит из 3–5 шпуров, образующих трех- пятигранную призму. Применяется в породах монолитных средней крепости, слабых и в угольных забоях горизонтальных и наклонных выработок шахт. Расстояние между врубовыми шпурами 10–20 см, Длина врубовых шпуров 2,5–4,0 м</p>
Крестообразный вруб		<p>Состоит из 8 шпуров, расположенных по углам двух четырехгранных призм. Шпury, расположенные по углам меньшей призмы, не заряжаются. Расстояние между шпурами 10–20 см. Применяется в породах крепких и очень крепких монолитных при проведении горизонтальных и наклонных выработок</p>

<p>Спиральный вруб</p>		<p>Состоит из 5–10 шпуров, расположенных по спирали и пробуренных перпендикулярно забою выработки. Расстояние между шпурами увеличивается по спирали от 8–15 до 30–50 см. Заряжаются все шпуры, кроме центрального. Применяется в горизонтальных и наклонных выработках малой площади сечения (меньше 3,5 м²) в породах монолитных крепких и весьма крепких, или с напластованием параллельным забоем</p>
<p>Призматический с центральной скважиной</p>		<p>Состоит из 4 шпуров и центральной незаряжаемой скважины. Расстояния от всех шпуров до скважины одинаковы. Применяется при проведении горизонтальных и наклонных выработок в крепких труднообрабатываемых породах</p>
<p>Спиральный с центральной скважиной</p>		<p>Состоит из 4–6 шпуров и центральной незаряжаемой скважины. Расстояние между шпурами и скважиной увеличивается по спирали. Применяется при проведении горизонтальных и наклонных выработок в крепких и весьма крепких труднообрабатываемых породах</p>

Расстояние между шпурами принимают равным:

- для отбойных шпуров: $a = W \cdot m = 0,6 - 1,2$ м,
- где m – коэффициент сближения зарядов.
- для оконтуривающих шпуров: $a = W = 0,6 - 0,8$ м.

Число отбойных шпуров:

$$N_{от} = N - \left(N_{вр} + N_{ок} \right);$$

- по полученным данным строят схему расположения шпуров.

После определения количества шпуров на забое выработки необходимо составить схему размещения шпуров на забое горной выработки.

Оконтуривающие шпуры располагают на расстоянии от контура выработки при коэффициенте крепости пород $f < 16$ на 15–25 см и при $f \geq 16$ на 10–15 см:

- находят расход ВВ и СВ строят схему заряда ВВ в шпуре.

ВВ распределяется по шпурам в соответствии с их назначением.

Масса заряда в отбойных шпурах: $q_{отб} = q_{ср}$, врубочных шпурах: $q_{вр} = (1,1 - 1,2) \cdot q_{ср}$, оконтуривающих шпурах: $q_{ок} = (0,8 - 0,9) \cdot q_{ср}$.

При использовании патронированных ВВ находится количество патронов в шпуре по группам:

$$n = q / q_n,$$

где q_n – масса патрона ВВ (таблица 20), кг.

Таблица 20 – Размеры и масса патронов ВВ

Диаметр патрона, мм	Длина патрона, мм	Масса ВВ, гр
24	210–250	100
28	220–260	150
32	220–265	200
36	250–255	250
	240–320	300
40	270–320	400

Фактический расход ВВ, кг:

- для гранулированного ВВ:

$$Q_{\phi} = q_{вр} \cdot N_{вр} + q_{отб} \cdot N_{отб} + q_{ок} \cdot N_{ок},$$

в том числе на патроны боевики: $q_{н.б.} = q_n$:

- для гранулированного ВВ – $q_{зр} = Q_{\phi} - q_{н.б.}$;
- для патронированного ВВ –

$$Q_{\phi} = q_n \cdot \left(n_{вр} \cdot N_{вр} + n_{отб} \cdot N_{отб} + n_{ок} \cdot N_{ок} \right).$$

При построении схемы заряда в шпуре выбирают способ взрывания и порядок инициирования заряда, рассчитывают длину заряда, длину забойки.

Взрывание шпуровых зарядов при проведении горных выработок разрешено Росгортехнадзором РФ двумя способами: электрическим (таблица 22) и при помощи систем неэлектрического инициирования (Нонель, Искра).

Порядок инициирования зарядов прямой – при электрическом способе и системе неэлектрического взрывания и обратный – при электрическом при применении достаточно защищенных электродетонаторов от блуждающих токов и электростатического электричества, системе неэлектрического инициирования.

Длина заряда, м:

- для гранулированного ВВ: $l_3 = l_{н.б.} + l_{зр}$,

$$l_{зр} = \frac{4 \cdot q_{зр}}{\pi \cdot d_3^2 \cdot \Delta};$$

- для патронированного ВВ: $l_3 = n \cdot l_n$,

где $l_{н.б.}$ – длина патрона боевика, м;

$l_{зр}$ – длина заряда гранулированного ВВ, м,

Таблица 21 – Средства инициирования взрывчатых веществ

№ п/п	Наименование	Номер, дата разрезшения	Группа совм-ти	ГОСТ (ТУ)	Условия применения, назначения
1	ЭД-8Э, ЭД-8-Ж	88/71, 28.04.71	В	ГОСТ 9089–75	Для инициирования боевиков
2	Система ЭД-24 (не чувствительны к блуждающим токам и статическому электричеству) взрывное устр-во УВВ-1. Прибор контроля Р-214	413/91 06.02.91	В	ДИМВ 773957 003 ТУ 25-04-90 ТУ 25-04-90	Для инициирования боевиков с замедлением до 10 с (15 серии)
3	ЭД-1-8-Т мгновенного и ЭД-1-3-Т замедленного действия (36 серии) (ангистатический)	263/81, 24.07.81	В В	ДИМВ 773951 300 ТУ	Для инициирования боевиков с замедлением до 10 с
4	ЭД-3-Н короткозамедленного и замедленного действия (непредохранит.)	284/81, 24.07.81	В	ДИМВ 773951 300 ТУ	Для инициирования боевиков с замедлением до 10 с (36 серии)
5	Нонель (фирмы «Дино Нонель», Швейцария)	08-10/88, 15.02.96 08-10/1130, 22.11.01	В	SS4990707	Для инициирования боевиков
6	Искра, включает устройства Искра-П, Искра-С, Искра-Ш	04-35/339, 15.09.97 04-35/481, 28.07.98 08-10/751, 01.11.99 08-10/752, 09.08.01	Д	ДИШВ 773979.008 (007 и 010) ТУ	Для инициирования боевиков с замедлением до 10 с (49 серий)

d_3 – диаметр заряда в шпуре, м;
 Δ_3 – плотность ВВ, кг/м³.

Длина забойки должна быть не менее 30 % от длины шпура:

- рассчитывают взрывную сеть

Средства инициирования шпуровых зарядов приведены в таблице 21. В таблице не приведены электродетонаторы предохранительного типа ЭДКЗ-П, ЭДКЗ-ОП, (мгновенного действия), ЭД-КЗ-35-П, ЭД-КЗ-ПК, ЭД-КЗ-ПМ. Так как их характеристика приведены в перечне 2002 года.

Для пневмозарядания шпуров гранулированными ВВ решены к применению следующие зарядчики: Курама, РПЗ-0,6; типа ЗП (ЗП-2; ЗП-5; ЗП-12; ЗП-25), ПЗЛ, ПЗЖ(ПШК), Ульба-10, Ульба-0; Ульба-150, Ульба-150И.

Определяют параметры БВР и заносят их в таблицу 24.

Степень замедления зарядов зависит от вида взрываемых зарядов (врубовые, оконтуривающие, отбойные) и от групп соединения. При электрическом способе и системе неэлектрического инициирования заряды шпуров клинового вруба взрываются мгновенно, у прямых врубов замедление между зарядами зависит от типа вруба. Отбойные шпуры взрываются с замедлением в десятки миллисекунд, оконтуривающие – от десятка до сотни миллисекунд.

- рассчитывают показатели БВР

Общая длина шпуров:

$$\sum L = l_{вр} \cdot N_{вр} + l_{отб} \cdot N_{отб} + l_{ок} \cdot N_{ок}.$$

Удельный расход бурения на 1 м³ горной массы, м/м³:

$$\Delta l = \frac{\sum L}{S \cdot l_{ин} \cdot \eta}.$$

Удельный расход ВВ на 1 м³ горной массы, кг/м³:

$$\Delta q = \frac{Q_{\phi}}{S \cdot l_{ин} \cdot \eta}.$$

Таблица 22 – Характеристика взрывных приборов и машинок

Показатели	КВП-1/100М	ПИБ-100М	КПИМ-3	ВМК-500
Максимальное число одновременно взрываемых ЭД нормальной чувствительности при их последовательном соединении	100	100	200	800
Номинальное сопротивление взрывной Э сети при последовательном соединении Д, Ом	320	320	600	2100
Номинальная емкость конденсатора-накопителя, мкф	10	10	4	3,3
Номинальное напряжение на конденсаторе-накопителе, В	600–650	610–670	1600	3000
Расчетный взрывной импульс тока, А2-мс	3	3	3	3
Время подачи импульса, мс	2–4	2–4	Не ограничено	Не ограничено
Время заряжания конденсатора-накопителя до номинального напряжения, с	8–15	8	-	20
Источник питания	Три элемента 373	Три элемента 373	Генератор переменного тока	Генератор переменного тока
Масса (без футляра), кг	2,5	2,7	1,6	6,5

Таблица 23 – Параметры БВП

№ серии	№ шпура	Степень замедления, мс	Марка средства иницирования	Глубина шпуров, м	Масса заряда, кг	Масса забойки, м

Таблица 24 – Показатели буровзрывных работ

№	Показатель	Ед. измерения	Количество
1	Тип выработки		
2	Площадь сечения выработки	м ²	
3	Длина выработки	м	
4	Категория пород		
5	Коэффициент крепости		
6	Диаметр шпура	мм	
7	Тип вруба		
8	Общее количество шпуров: – в т. ч. врубовых – вспомогательных – оконтуривающих		
9	Общая длина шпуров	м	
10	Длина шпуров: – врубовых – вспомогательных – оконтуривающих	м м м	
11	Подвигание забоя за взрыв	м	
12	Коэффициент использования шпуров		
13	Объём отбитой горной массы	м ³	
14	Расход взрывчатых веществ	кг	
15	Расход средств взрывания	(шт., м)	
16	Способ взрывания		
17	Источник тока		
18	Удельный расход шпурометров	м/м ³	
19	Удельный расход ВВ	кг/м ³	

4.3. Составление паспорта БВР

Паспорт БВР на проведение основных типов горных выработок состоит из семи разделов и графической части.

Разделы паспорта БВР включают:

- Характеристику выработки (сведения о наименовании выработки, форме, площади и размерах поперечного сечения (ширина, высота) в проходке).
- Характеристику пород (наименование пород, их категории крепости согласно единой классификации по буримости и коэффициенты крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова. Сведения о трещиноватости и обводненности пород).
- Исходные технологические данные (наименование типа вруба, характеристик средств бурения, наименование ВВ и средств инициирования (СИ), способов заряжания и взрывания, источника электрического тока).
- Параметры буровзрывных работ (номера шпуров, их глубина (длина), углы наклона, массу зарядов в каждом шпуре; число серий взрывания и последовательность, материал забойки и ее величина).
- Основные показатели буровзрывных работ (КИШ, число шпуров на забой, величину продвижения забоя за взрыв, объем горной массы, оторванной за взрыв. Расход ВВ и СИ на цикл, удельные расходы ВВ и СИ на 1 м проходки и на 1 м³ горной массы).
- Меры безопасности (сведения о месте расположения взрывного пункта, укрытия взрывника и рабочих, о размерах опасной зоны, месте расположения постов оцепления, времени производства взрывов, сигналах и об ответственных за выставление постов оцепления и вывод людей, а также механизмов из забоя или за пределы опасной зоны; время проветривания забоя после взрыва, применяемые при этом вентиляторы (марка и тип) и мероприятия по осаждению пыли).
- Дополнительные сведения и замечания.
Графическая часть включает:
 - схему расположения шпуров (масштаб 1:50, на схеме показывают три вида: вид на забой, вид сверху и вид с боку или вид на забой и два взаимно перпендикулярных вида сбоку для вертикальных выработок) (рисунок 10);

- схему конструкции заряда (вид и место основного заряда ВВ в шпуре и патрона-боевика с указанием марки ВВ, величины забойки) (рисунок 11);
- таблицу с указанием номеров и очередности взрывания шпуров, длины шпуров, угла наклона шпуров, величины заряда в шпурах (таблица 25).

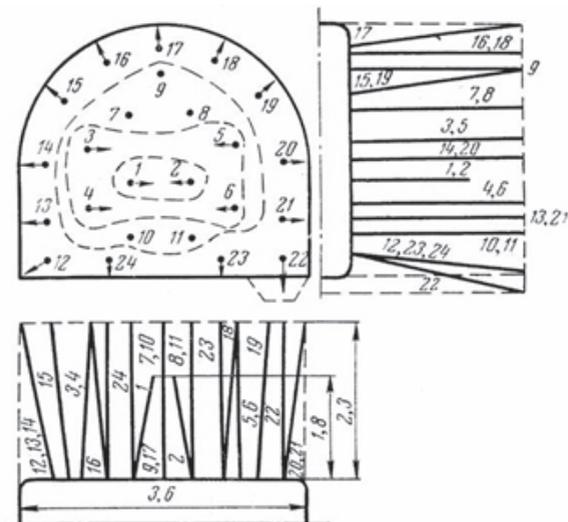


Рисунок 10 – Схема расположения шпуров

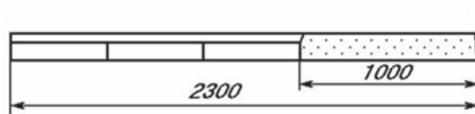


Рисунок 11 – Схема конструкции заряда

Таблица 25 – Характеристика шпуров

Очередность взрывания	Электродетонаторы		Номера шпуров, взрываемых за один прием	Глубина шпура, м	Угол наклона, град.		Величина заряда, кг	Длина внутренней забойки, м
	тип	кол-во			к вертикали	к горизонтالي		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
I	ЭДМД	2	1-2	1,8	75	0	0,5	0,5
II	ЭДКЗ-25	4	3-6	2,3	90	0	1,0	≥0,5
III	ЭДКЗ-50	5	7-11	2,3	90	0	1,5	≥0,5
IV	ЭДКЗ-75	12	12-24	2,3	85	75-85	1,5	≥0,5

Раздел 5. ВЫБОР ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

5.1. Выбор оборудования для бурения шпуров

Бурение шпуров занимает 20–40 % общей продолжительности и трудоемкости проходческого цикла и производится переносными перфораторами на пневмоподдержках или распорных колонках (УПБ, ЛКР-ГУ) и бурильными установками.

В выработках сечением от 6 м² и более рекомендуется применять шахтные бурильные установки (буровые каретки) с колонковыми пневматическими перфораторами или гидроперфораторами российского производства или фирм «Atlas Copco» и «Линден Алимак» (Швеция), «Ингерсол Рэнд» и «Гарднер Денвер» (США), «Sandvik» (Финляндия) и др.

Буровые работы проектируются с учетом получения наилучших показателей: максимальной скорости бурения шпуров, минимальных затрат на вспомогательные операции при бурении и наименьших трудозатрат.

Выбор бурильной машины для бурения шпуров в горизонтальной выработке производится из справочников с учетом следующих требований:

- тип бурильной машины должен соответствовать крепости пород в обуриваемом забое;
- технические возможности бурильной машины должны обеспечивать обуривание забоя выработки по высоте и ширине;
- наибольшая длина буримых шпуров по технической характеристике бурильной машины (установки) должна быть согласована с максимальной длиной шпуров (по паспорту БВР);
- ширина бурильной установки не должна быть больше применяемых транспортных средств (вагонеток, электровозов, погрузочно-транспортных машин).

Количество бурильных машин определяется в зависимости от размеров поперечного сечения выработки, типа самой машины и установочных приспособлений к ним (таблица 26).

Таблица 26 – Количество бурильных машин на единицу площади сечения

Тип бурильной машины и установочного приспособления	Площадь забоя на одну бурильную машину или установку,
Ручные сверла	2,5–3,5
Ручные перфораторы на пневмо-поддержках	2,0–2,5
Колонковые бурильные машины на манипуляторах	2,5–3,0
Бурильные установки	9,0–12,0

Бурение шпуров может осуществляться с помощью ручных бурильных машин (электросверла, пневматические сверла, переносные перфораторы), с использованием колонковых сверл и перфораторов, с помощью телескопных перфораторов, а также с помощью самоходных бурильных установок.

Электрические сверла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР19М и ЭРП18Д-2М используются при бурении шпуров диаметром 35–43 мм по углю и мягким породам с коэффициентом крепости $f \leq 4$. Пневматические сверла типа СР предназначены для бурения шпуров диаметром до 46 мм в углях и породах с $f \leq 6$.

При использовании ручных бурильных машин глубина шпуров принимается из таблицы 27 в зависимости от типа ВВ и крепости пород.

Эксплуатационная производительность при бурении ручными сверлами определяется по формуле:

$$Q_3^{бур} = 10 \cdot n \cdot k_H \cdot k_0 / f, \text{ м/час,}$$

где n – число сверл; k_H – коэффициент надежности бурильной машины, равный 0,9; k_0 – коэффициент, учитывающий одновременность работы сверл, равный 0,8–0,9.

Таблица 27 – Глубина шпуров в зависимости от типа ВВ, крепости пород и сечения выработки в проходке

Тип ВВ	Коэффициент крепости пород	Рациональная глубина шпуров (м) в выработках сечением в проходке,				
		7	10	15	20	25
Аммонит АП-5ЖВ	2,5	2,3	2,6	2,8	3,0	3,2
	5	1,9	2,1	2,3	2,4	2,6
	8	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2
	12	1,4	1,5	1,7	1,8	1,9
Аммонит ПЖВ-20 (Т-19)	2,5	2,2	2,5	2,7	2,9	3,1
	5	1,8	2,0	2,2	2,3	2,5
	8	1,5	1,7	1,9	2,0	2,1
	12	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8
Угленит Э-6	2,5	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8
	5	1,6	1,8	2,0	2,1	2,2

Ручные перфораторы типа ПП (старое название ПР) применяют при бурении шпуров в крепких породах $f = 12 \div 20$. Буквенное и цифровое сочетание в марке перфоратора обозначают: ПП – перфоратор переносной; 36 – энергия, удара (Дж); В – с осевой промывкой; ВБ – с боковой промывкой; С – для бурения шпуров в обводненных породах; СВП – для бурения шпуров с интенсивной продувкой и увлажнением.

Максимальная глубина пробуриваемого шпура зависит от марки перфоратора. Эксплуатационная производительность для ручных перфораторов ($f = 5 \div 16$) определяется по формуле:

$$P_{\text{з}}^{\text{бур}} = n \cdot k_T \cdot k_o \cdot k_D \cdot k_{\text{П}} / (0,15 + a \cdot f), \text{ м/час,}$$

где k_D – коэффициент, учитывающий диаметр шпура: $k_D = 0,7-0,72$ для диаметра 45 мм, $k_D = 1$ – для диаметра 32–36 мм;

k_T – коэффициент, учитывающий тип перфоратора: для перфораторов типа ПП63В, ПП54 – $k_T = 1,1$, для остальных перфораторов – $k_T = 1$;

a – коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах: $a = 0,02$ при $f = 5 \div 10$, $a = 0,03$ при $f = 10 \div 16$.

Для бурения шпуров в породах с $f \leq 10$ может использоваться электрогидравлический бур ЭБГП1, который так же как и колонковые перфораторы, может устанавливаться на распорные колонки или на манипуляторы бурильных установок. Максимальная глубина шпура 2,2 м.

Телескопные перфораторы типа ПТ предназначены для бурения шпуров в весьма крепких породах, направленных вверх, например, при проходке восстающих снизу вверх.

Наиболее полную механизацию бурения шпуров в породах различной прочности при проведении горизонтальных выработок обеспечивают бурильные установки.

Эксплуатационная производительность бурильных установок определяется по формуле:

$$P_{\text{з}}^{\text{бур}} = 0,66 \cdot n \cdot k_o \cdot v \cdot T_{\text{см}} / \left(1 + n \cdot k_o \cdot v \cdot \sum t \right) \text{ м/смену,}$$

где n – число бурильных машин;

k_o – коэффициент одновременности бурения: для одной бурильной машины $k_o = 1$, для двух – $k_o = 0,7$;

v – скорость бурения, принимаемая по технической характеристике бурильной машины, м/мин; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин; $\sum t$ – удельные затраты времени на вспомогательные

работы: переустановку бурильной машины, продолжительность обратного хода бурильной головки, продолжительность замены коронок, $\sum t = 0,35\text{--}0,6$ мин.

5.2. Выбор погрузочных машин

Погрузку взорванной породы производят погрузочными машинами, скреперными установками и погрузочно-транспортными машинами (таблицы 28, 29).

Таблица 28 – Технологические параметры погрузочно-транспортных машин производства России

Показатели	Тип машины											
	ПТ-2,5	ПТ-4	ПТ-6	ПТ-10	ПТ-16	ПД-2	ПД-3	ПД-4	ПД-8	ПД-12		
Грузоподъемность, т	2,5	4	6	10	16	2	3	5	8	10		
Вместимость кузова,	1	1,5	2,5	4	6	-	-	-	-	-		
Вместимость ковша, основного сменного	0,12	0,2	0,5	1	1,6	1	1,5	2,5	4	6		
	-	-	-	-	-	0,8	1	2	3-4,5	4,5-8		
Площадь сечения выработки в свету,	5-7	7-9	9-12	12-14	>14	5-7	7-9	9-12	12-14	>14		
Рекомендуемые расстояния откатки, м	160	220	320	450	600	60	100	125	200	300		
Радиус поворота по наружному колесу, мм	3500	4000	5600	8000	10000	3000	4750	5500	7500	8000		
Привод	Дизельный			Пневматический			Дизельный			Дизель-электрический		
Мощность дизельного двигателя, кВт	45	65	100	145	220	65	100	110	145	220		
Основные размеры, мм	длина L		4750		8500		4800		7300		7500	
	ширина В		1800		2500		2800		1700		1900	
	высота при транспортировании Н		2120		2500		2650		2120		2240	
	высота при погрузке Н1		2240		2800		3550		-		-	
Масса, т	5	7	10	16	25	5	10	16	22	28		

Таблица 29 – Технологические параметры погрузочно-транспортных машин
производства фирмы Sandvik Toro

Марка машины	Грузоподъемность, т	Вместимость ковша, м ³	Мощность, кВт	Максимальная скорость движения, км/ч	Радиус поворота, м		Основные размеры, м		Масса, т	Высота подъема ковша, м
					внутренний	внешний	длина	ширина		
Торо 150 Д	3	1,75	52	24	2,7	4,65	6,74	1,42	7,2	3
Торо 200 Д	4	2,4	63	21	2,69	5,24	7,67	2	11,5	4,15
Торо 250 Д	4,5	2,7	102	21	2	5,24	7,7	2	*	*
Торо 250 FД	4,5	4,2	64	21	2,69	5,24	7,84	2	12,7	2,88
Торо 350 Д	7,3	4,3	135	27	3,57	6,67	9,29	2,44	22,5	3,2
Торо 500 Д	12	7,5	204	26	3,68	7,22	10,3	2,81	33	4,08
Торо 500 Д L	12	7,5	228	*	*	*	10,3	2,73	34	4,6

* – нет сведений

Транспортировку породы из забоя выработки к месту разгрузки (перегрузки) осуществляют: в одиночных вагонетках; в нерасцепленных партиях вагонеток; скребковыми и ленточными конвейерами; бункер-поездами (таблица 30); самоходными транспортными машинами; погрузочно-транспортными машинами.

На выбор погрузочной машины для горизонтальных выработок при наличии рельсовых путей влияют крепость и крупность погружаемой породы, а также размеры выработки.

При выборе машины ковшового типа на рельсовом ходу необходимо руководствоваться следующими параметрами машины, зависящими от размеров выработки:

- ширина фронта погрузки не должна быть меньше ширины выработки вчерне по почве во избежание ручной уборки породы у боков выработки;
- высота машины в рабочем положении (максимальная высота) должна быть меньше высоты выработки от головки рельсов до кровли (при отсутствии крепи) или до крепи не менее, чем на 5 см;
- ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного рельсового пути для использования у погрузочной машины всего фронта погрузки;
- крепость пород не влияет на выбор машины ковшового типа.

На выбор погрузочных машин типа ПНБ (непрерывного действия с нагребными лапами) в значительной мере влияет крепость и крупность погружаемой породы. При отсутствии навесного бурильного оборудования высота выработки, равная 1,8 м, является достаточной для всех машин этого типа, а наличие рельсовых путей не мешает их применению. Благодаря гусеничному ходу фронт погрузки не ограничен.

На выбор погрузочной машины также влияет тип применяемой буровой техники. Если это не ручное и не навесное буровое оборудование, необходимо учитывать ширину буровой установки. В сумме ширина буровой установки и погрузочной машины не должны превышать ширину выработки в свету, при этом зазор

Таблица 30 – Технологические параметры самоходных вагонов и самосвалов

Тип вагона или самос- вала	Грузоподъем- ность, т	Основные размеры, мм			Вмести- мость кузова,	Масса маши- ны, т	Скорость движе- ния, км/ч	Мощ- ность двигате- ля, кВт	Вмести- мость кабель- ного бараба- на, м
		Дли- на, L	шири- на, B	высо- та, H					
Подземные самоходные вагоны									
BC-5	5	6500	1900	1250	3	6,5	4	15	140
BC-10	10	7200	2400	1450	8	14	7	84	220
BC-15	15	7600	2500	1650	9	16	7	84	220
BC-20	20	8100	2800	2000	12	21	8	116	220
BC-20Д	20	8250	2900	2000	12	21	10	135	-
BC-20Э	20	8500	2900	2000	12	20	13	161	-
Подземные самосвалы									
МоА36401	20	8300	2850	2700	11	18	40	150	-
МоА36402	40	11000	3750	3700	23	28	40	290	-
МоА36405	22	8610	2850	2630	14	19,5	40	140	-
TORO-40Д	40	10015	3480	2640	25	32	39,2	352	-

между техникой, между техникой и крепью в момент их перемещения относительно друг друга должен быть не менее 10 см.

Для проведения и крепления горизонтальных и наклонных выработок по буровзрывной технологии выбирают, как правило, соответствующий набор оборудования, обеспечивающий выполнение основных и вспомогательных проходческих процессов, определяющей машиной в котором является погрузочная (таблица 31).

Технические характеристики самоходных вагонов и шахтных самосвалов приведены в таблице 30.

Таблица 31 – Примерный состав проходческого комплекса оборудования

№	Наименование проходческого процесса	Тип оборудования	Габариты, вид привода
1	Уборка горной массы		
2	Крепление - бурение шпуров под анкера		
3	- установка анкеров и навеска полимерной сетки		
4	- бетонирование поверхности		
5	Навеска вент. трубопровода		
6	Устройство дорожного покрытия		
7	Устройство водоотливной канавки		
8	Бурение шпуров		
9	Заряжание, взрывание		

Раздел 6. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

6.1. Расчет вентиляции тупиковых выработок

Расчет вентиляции тупиковых выработок сводится к определению необходимого количества воздуха, подаваемого в забой, депрессии вентилятора, выбору трубопроводов и вентиляторов (таблица 33).

Количество воздуха по выносу пыли:

$$Q_e = 60 \cdot V \cdot S_{св}, \text{ м}^2/\text{мин},$$

где V – скорость движения воздуха, обеспечивающая вынос витающей пыли, 0,35 м/с; S – площадь сечения в свету, м².

По количеству людей:

$$Q_e = 6 \cdot N_l, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где N_l – количество рабочих в тупиковой выработке, чел.

Количество воздуха для выноса газов при использовании самоходных машин с дизельным приводом:

$$Q_e = 6,8 \cdot N_{дв}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где $N_{дв}$ – мощность двигателя, кВт.

Количество воздуха по расходу ВВ при нагнетательном способе находится по формуле В.Н. Воронина, которая наиболее полно отражает фактическое положение, т. к. разработана на современных представлениях о теории турбулентных потоков:

$$Q_e^H = (2,3/t) \cdot (A \cdot S^2 \cdot L^2 \cdot B)^{1/3}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где t – расчетное время проветривания (не более 30 мин);
 A – количество ВВ, взрываемого в забое, кг,
 S – площадь сечения выработки, м²;
 L – длина проветриваемой выработки, м;
 B – газовость ВВ в пересчете на условную окись углерода (40 л/кг).

Для формулы В.Н. Воронина расстояние от конца трубопровода до забоя должно удовлетворять условию:

$$L_y \leq 0,5 \cdot (S)^{0,5} \cdot [1 + 1/(2 \cdot a)], \text{ м,}$$

где a – коэффициент структуры свободной струи для новых вентиляционных труб: $a = 0,06$; для старых $a = 0,08$.

Количество воздуха по расходу ВВ при всасывающем способе проветривания:

$$Q_{\text{в}}^{\text{с}} = (2,83/t) \cdot (A \cdot S \cdot L_{3,0})^{0,5},$$

где $L_{3,0}$ – длина зоны отброса газов после взрыва, 50–90 м.
 Формула справедлива при условии:

$$L_y \leq 3 \cdot (S)^{0,5}.$$

Количество воздуха по расходу ВВ при комбинированном способе проветривания:

$$Q_{\text{в}}^{\text{к}} = (z \cdot 2,3/t) \cdot \left(A \cdot S^2 L_{3,0}^2 \right)^{1/3}, \text{ м}^3/\text{мин,}$$

где z – коэффициент запаса, 1,3; $L_{3,0}$ – длина зоны отброса газов после взрыва, 50–90 м.

При этом должно соблюдаться условие:

$$Q_{\text{в}}^{\text{н}} = 0,8 Q_{\text{в}}^{\text{с}}.$$

Таблица 32 – Значения коэффициента
аэродинамического сопротивления

Типы труб	$\alpha \cdot 10^{-3}$ для труб диаметром, мм				
	300	400	500	600	800
Фанерные	3–3,5	-	-	-	-
Металлические	-	4,23	3,96	3,74	3,0
Прорезиненные «МУ»	-	6,99	6,4	5,66	-
Текстовинитовые	-	1,66	1,60	1,51	1,30

Таблица 33 – Техническая характеристика осевых вентиляторов

Показатели	ВМ-3М	ВМ-4М	ВМ-5М	ВМ-6М	ВМ-8М	ВМ-12М
Номинальный диаметр трубопровода, мм	300	400	500	600	800	1200
Производительность м ³ /с: оптимальная в рабочей зоне	1,1 0,7–1,7	1,9 0,8–2,6	3,2 1,7–4,7	5,7 2,3–8	10 5,4–13	20 10–32
Полное давление, Па:	950	1300	2100	2600	3200	3600
оптимальное в рабочей зоне Па:	400–1000	700–1450	600–2400	750–3400	800–4200	800–3800
Максимальный КПД: вентилятора агрегата	0,7 0,58	0,72 0,61	0,75 0,67	0,76 0,68	0,80 0,72	0,76 0,71
Потребляемая мощность в рабочей зоне, кВт	1–2,2	2,8–3,8	5–13	10–22,5	15–50	40–110

Максимальный диаметр вентиляционных труб:

$$D = 0,22 \cdot (S)^{0,5}, \text{ м.}$$

Аэродинамическое сопротивление трубопровода:

$$R = 6,5 \cdot \alpha \cdot L_{mp} / d_{mp}^5,$$

где L_{mp} – длина трубопровода, м; d_{mp} – диаметр трубопровода, м; α – коэффициент аэродинамического сопротивления ($\text{Па} \cdot \text{с}^2/\text{М}^4$) (таблица 32).

Если металлические трубы имеют вмятины и подвешены неровно, то « α » увеличивают на 25 %, новые уменьшают на 25 %.

Качество натяжения трубопровода из прорезиненной ткани учитывают коэффициентом К (на который изменяют величину сопротивления трубопровода):

сильно натянутые – 0,65;

нормально натянутые – 1,0;

слабо натянутые со складкой – 1,25.

Коэффициент утечек воздуха:

$$K_y = \left[1/3 \cdot K_{\epsilon} \cdot d_{mp} \cdot \left(L_{mp} / l_3 \right) \cdot (0,1R)^2 + 1 \right]^2,$$

где K_{ϵ} – коэффициент удельной воздухопроницаемости;

d_{mp} – диаметр труб, м;

L_{mp} – длина трубопровода, м;

l_3 – длина звена труб, м;

$K_{\epsilon} = 0,001 - 0,003$ при удовлетворительном качестве соединения труб.

Депрессия вентиляторов:

$$H_{\epsilon} = K_y \cdot R \cdot Q_{\epsilon}^2 + \sum h_M, \text{ Па},$$

где h_M – сумма депрессий местных сопротивлений, для каждого поворота:

$$h_m = \psi \cdot v^2 \cdot \gamma_0 / 2g,$$

где ψ – коэффициент местного сопротивления;

v – скорость воздушного потока ($v = Q_в / S_{тр}$) м/с;

γ_0 – плотность воздуха, 1,2 кг/м³;

$Q_в$ – необходимое количество воздуха, подаваемое в забой, м³/с;

g – ускорение свободного падения, м/с².

Величина коэффициента местного сопротивления при отношении радиуса закругления трубопровода к диаметру трубопровода:

R / d _{тр}	0,5	1,0	1,5	2	3	4	5	6
ψ	0,18	0,1	0,09	0,08	0,075	0,073	0,071	0,07

Для случая перехода трубопровода с меньшего d на больший: $\psi = 0,06$; с большего на меньший – $\psi = 0,07$.

Доставочный коэффициент: $n_в = 1 / K_y$

Производительность вентилятора, м³/мин.

6.2. Составление паспорта проветривания

Проветривание подземной выработки производится в строгом соответствии с паспортом проветривания. Этот обязательный документ составляется для проведения всех подземных работ, исключая шурфы без рассечек, для которых параметры и режим проветривания указываются в паспорте буровзрывных работ.

Паспорт проветривания составляется руководителем горных работ и утверждается главным инженером партии или экспедиции; с паспортом должны быть ознакомлены под расписку рабочие и технический персонал, связанные с выполнением проходческих работ.

Паспорт проветривания содержит схему вентиляции, изображенную на плане и поперечном разрезе выработки, характеристики выработки, системы вентиляции, вентилятора, вентиляционных труб, а также содержит необходимые дополнительные сведения о средствах и способах проветривания. Форма паспорта проветривания и инструкция по его составлению приведены в качестве одного из приложений в Правилах безопасности.

Раздел 7. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

7.1. Составление графика организации работ в проходческом забое

Организация работ является одним из главных факторов повышения технико-экономических показателей. При строительстве подземных сооружений буровзрывным способом совершенствование организации работ производится в следующих направлениях: выполнение работ по графику цикличности; плано-предупредительный ремонт механизмов для обеспечения бесперебойной их работы; укомплектование бригады квалифицированными проходчиками; бесперебойное материально-техническое и энергетическое снабжение.

Наиболее прогрессивной организацией труда является проведение работ по графику цикличности. Цикличная организация работ предусматривает выполнение технологических процессов в определенной последовательности в установленное графиком время. График цикличности увязывает в пространстве и времени выполнение всех технологических процессов с учетом объема работ, производительности оборудования, числа и расстановки рабочих.

Продолжительность проходческого цикла определяется от начала проведения одного процесса (например, бурение шпуров) до ее возобновления после выполнения всех процессов, входящих в цикл.

Проходческий цикл при буровзрывном способе складывается из следующих процессов: бурение шпуров ($t_{\text{б}}$); зарядание и взрывание ($t_{\text{зв}}$); проветривание ($t_{\text{в}}$); осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние ($t_{\text{с}}$); возведение временной крепи ($t_{\text{вр}}$); погрузка породы ($t_{\text{п}}$); возведение постоянной крепи

(t_k); устройство водоотводной канавки, настилка рельсовых путей, наращивание ставов труб вентиляции, сжатого воздуха и другие работы ($t_{вс}$).

Указанные виды работ могут выполняться последовательно или с частичным совмещением. Степень совмещения работ зависит от принятой технологии и организации работ. Как правило, вспомогательные операции проходческого цикла полностью или частично совмещаются с основными операциями. Частично могут совмещаться основные проходческие операции: бурение шпуров и погрузка породы с возведением крепи, например, установкой затяжек.

При прочих равных условиях продолжительность цикла возрастает с увеличением крепости пород, площади поперечного сечения выработки и глубины шпуров, при недостаточном числе проходчиков и низкой их квалификации. Продолжительность цикла уменьшается при применении высокопроизводительных машин и бесперебойной их работе, прогрессивной технологической схеме и нормальном материальном и энергетическом обеспечении.

Основополагающим принципом установления продолжительности цикла является обеспечение высокой скорости проведения при минимальных затратах труда и средств. По полученным расчетным параметрам составляются графики организации (цикличности) работ по следующей форме (таблица 34). Составляется таблица основных технико-экономических показателей (таблица 35).

При составлении графика цикличности необходимо указывать: наименование процессов, объем работ и число рабочих, занятых по каждому процессу, продолжительность выполнения процесса. При расстановке рабочих по процессам в любое время цикла должны быть заняты все рабочие.

Таблица 34 – График организации работ

Про- цессы	Объем работ на цикл	Число проходчи- ков	Длитель- ность процесса, мин	I смена					
				Часы смены					
				1	2	3	4	5	6

7.2. Техничко-экономические показатели проходческих работ

Все технико-экономические по проведению горной выработки сводятся в таблицу 35.

Таблица 35 – ТЭП забоя

Наименование	Единица измерения	Количество
Площадь сечения выработки, в свету/в проходке	м ²	
Коэффициент крепости пород/ угля, f	-	
Плотность крепи	рам/м	
Подвигание забоя за цикл/смену	м	
Продолжительность цикла	час	
Число циклов в смену/сутки	-	
Число проходчиков в смену	чел.	
Списочный состав проходческой бригады	чел.	
Расчетная скорость проведения выработки	м/мес	
Производительность труда члена бригады	м ³ /чел-см	

Раздел 8. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОХРАНЕ ТРУДА И ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЕДЕНИИ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Проведение подготовительных выработок связано с проявлением практически всех природных и производственных опасных факторов. При проведении подготовительных выработок происходит до 35 % взрывов метана и угольной пыли, 60 % газодинамических явлений, более 9 % экзогенных и эндогенных пожаров. В призабойном пространстве выработок при уборке породы, оформлении забоя и креплении происходит более 18 % обрушений, 51 % обрушений происходит в местах сопряжения с очистными выработками, а 6 % – в местах перекрепления выработок. Высокий уровень травматизма при обслуживании машин и механизмов, транспортного оборудования, имеет место поражение электротоком, падение людей и предметов и др. Возможны несчастные случаи при бурении шпуров и взрывных работах.

Типовые поперечные сечения горизонтальных и наклонных выработок в свету различного назначения регламентируются Правилами безопасности. Минимальные площади поперечных сечений определяются расчетом по факторам допустимой скорости воздушной струи (проветривания), ширине проходов для людей и величине зазоров между крепью, оборудованием или трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава с учетом величины усадки крепи после воздействия горного давления. При прочих условиях влияния горного давления степень «сжатия» выработок со временем их эксплуатации следует принимать не менее чем на 200–300 мм по вертикали.

Ширина проходов для людей и зазоров между крепью, оборудованием или трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава и между составами регламентируется в зависимости от вида выработки и применяемого

транспорта и оборудования. Составляет для проходов людей от 0,7 до 1,0 м, для зазоров 0,2–0,6 м. Проходы и зазоры должны быть выдержаны по высоте выработки не менее 1,8 м от почвы или тротуара. Проходы на всем протяжении одно- или двухпутевой выработки устраиваются, как правило, с одной стороны выработки, а в двухпутевых выработках в местах маневровых работ, разминок, перегрузки оборудования и материалов и стационарных погрузочных пунктов с обеих сторон. При наличии в выработке двух рельсовых путей, а также при совмещении в одной выработке конвейерного транспорта с рельсовым, монорельсовым или с самоходным нерельсовым проход для людей должен быть со стороны крепи. В наклонных выработках, оборудованных рельсовым и конвейерным транспортом, проход для людей устраивается между крепью выработки и конвейером.

Специфическим опасным фактором, связанным с креплением выработки являются обрушения и вывалы. Для крепления подготовительных выработок применяется постоянная (деревянная, металлическая, анкерная, бетонная, железобетонная и изредка каменная) крепь, возведение которой, а также уборку горной массы после взрывных работ и оформление забоя осуществляют под защитой временной крепи. Наиболее широко применяется металлическая податливая крепь из нескольких звеньев спецпрофиля СВП – арочная, кольцевая, арочно-эллипсообразная, арочная удлиненная, арочная с линейно циркулярным верхняком и др.

В зависимости назначения и от горно-геологических условий работы крепи применяют крепи: КМП-А5С-19, КМП-А4Э-19, КМП-АС5-23, КМП-К6, КМП-А5Э, КМП-А4Э, КВТ-12, КМП-А4Ц, АППК, КШПУ и др. В отдельных случаях в крепких монолитных породах, находящихся вне зоны влияния очистных работ, за исключением сопряжений, выработки могут эксплуатироваться без крепи. На начало нового цикла отставание постоянной крепи от забоя (кроме каменной, бетонной, железобетонной) не должно превышать шага ее установки, но не более 3 м. Разрешается отставание постоянной крепи от забоя на расстояние более

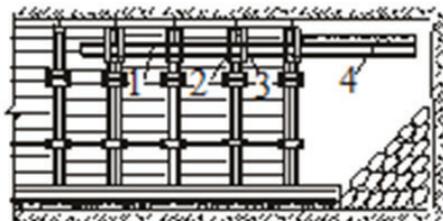


Рисунок 12 – Временная безраспорная крепь: 1 – рельсы; 2 – хомуты; 3 – верхняки постоянной крепи; 4 – деревянный настил

шага установки крепи (но меньше двойного шага установки) при крепости пород $f > 7$.

Временная предохранительная крепь может быть безраспорной, распорной, и автоматически передвигаемой. Наиболее распространенным и простым является вариант безраспорной предохранительной крепи из рельсов с настилом, подвешиваемых к верхнякам постоянной крепи и выдвигаемых в виде консоли в незакрепленную часть выработки (рисунок 12).

При этом последние рамы постоянной крепи прочно должны расширяться соединительными стяжками и досками, чтобы противостоять удару от возможного обрушения пород и при взрывании шпуровых зарядов. Рабочие, производящие обorkу кровли перед установкой временной крепи, должны находиться под закрепленным участком выработки.

В слабых и неустойчивых породах (сыпучих, мягких, плывунах, склонных к обрушению, а также обрушенных) выработки проводятся с применением передовой крепи, щитов или другими специальными способами. В легкообрушающихся породах в качестве передовой крепи применяются металлические штанги, заводимые в скважины, пробуренные над аркой или верхняком последней (у забоя) рамы в нетронутый массив и образующие металлический каркас, под которым производятся выемка породы и крепление выработки.

При восстановлении выработок (проведении выработок по завалу) применяется забивная крепь. Деревянные колья длиной до 2 м пробиваются над верхняками или аркой рамы постоянной

крепю, установленной на границе завала. Забивку кольев производят с наклоном вверх, отделяя ими породы, находящиеся выше контура выработки. По мере выемки и уборки породы при необходимости колья пробиваются дополнительно, пока не будет осуществлена выемка на глубину, равную расстоянию между рамами постоянной крепи. Забитые колья служат каркасом, под который устанавливается крепь.

В сложных гидрогеологических условиях (плывуны, обводненность) применяются способы замораживания, цементации и др. При проведении подготовительных выработок с подрывкой боковых пород и раздельной выемкой отставание породного забоя от угольного определяется расстоянием не более чем 5 м.

В подготовительных выработках, проводимых вслед за очистным забоем, отставание породного забоя от угольного забоя лавы не должно превышать 5 м, если в очистной выработке применяется индивидуальная крепь, 8 м – при механизированной крепи и 11 м – при выемке угля стругами. При проведении выработок по углю широким забоем при ширине раскоски более 5 м необходимо иметь соединенный со штреком закрепленный косовичник, служащий запасным выходом, и вентиляционным ходком.

Постоянная крепь эффективно работает при равномерно распределенной на нее нагрузке, т. е. при наиболее полном контакте крепи с окружающей породой по всему периметру выработки. Из этих соображений, а также для предотвращения скопления метано-воздушной смеси пустоты за крепью должны быть заложены (забучены) негорючим материалом. Выработки, служащие для перепуска угля породы или закладочных материалов на откаточный (промежуточный) горизонт самотеком, должны иметь два отделения, или для этой цели проводятся две параллельные выработки, сбиваемые между собой через каждые 8–10 м.

Ходовые отделения выработок отделяются от углеспускных (породоспускных) прочной сплошной отшивкой с закрываемыми окнами для пропуска застрявших кусков угля и породы. При спуске угля (закладочного материала, породы) по металлическим трубам, отшивку ходового отделения не производят.

При проведении подготовительных выработок буровзрывным способом несчастные случаи, в частности, при бурении шпуров, в значительной степени устраняются при применении буропогрузочных машин типа МПБ-2, 2ПМБ-2 или бурильных установок УБ1П 313А, УБШ 252, УБШ 253А, УБШ 255 «Буран», ЭБГП-1М в комплексе с породопогрузочными машинами МП-2, МПК-3У, ПМЛ-5, ППМ-4 и др.

Проведение горизонтальных и наклонных до 12° подготовительных выработок комбайнами позволяет в значительной степени повысить безопасность работ по сравнению с проведением буровзрывным способом. В настоящее время применяют в основном отечественные комбайны избирательного типа: 4ПП-5, КСП-21, ГПК, КСП-32, 4ПП-2М, П-110, П-165, П-220. ГПКС При работе этих комбайнов крепление осуществляется вслед за подвиганием комбайна в стесненных условиях, что небезопасно и требует четкого соблюдения безопасных приемов работ, применение специальных средств малой механизации или передвижной временной крепи.

При проведении, углубке или ремонте наклонной выработки работающие в забое должны быть защищены от опасности падения сверху вагонеток и других предметов не менее чем двумя прочными ограждениями. Наиболее распространенными являются ограждения в виде барьеров, один из которых устанавливается в устье выработки, а другой переносной – не выше 20 м от места работы (рисунок 13).

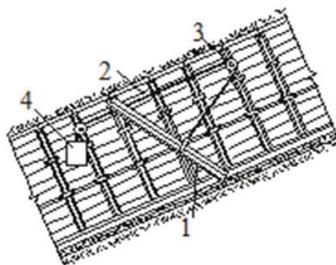


Рисунок 13 – Ограждающий барьер: 1 – ограждающий рельс; 2 – трос; 3 – блок; 4 – контргруз

Барьер изготавливают из рельса или спецпрофиля, один из концов которого шарнирно закреплен по верхняку рамы, а другой упирается в почву выработки при спуске.

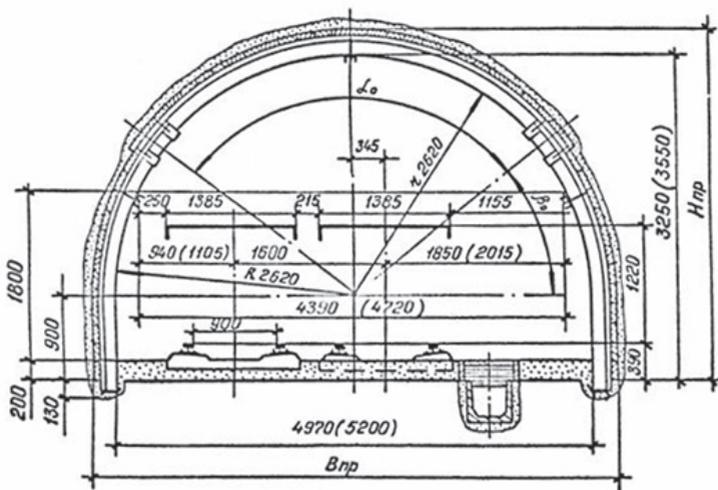


Рисунок А3 – Двухпутевая выработка с одним проходом

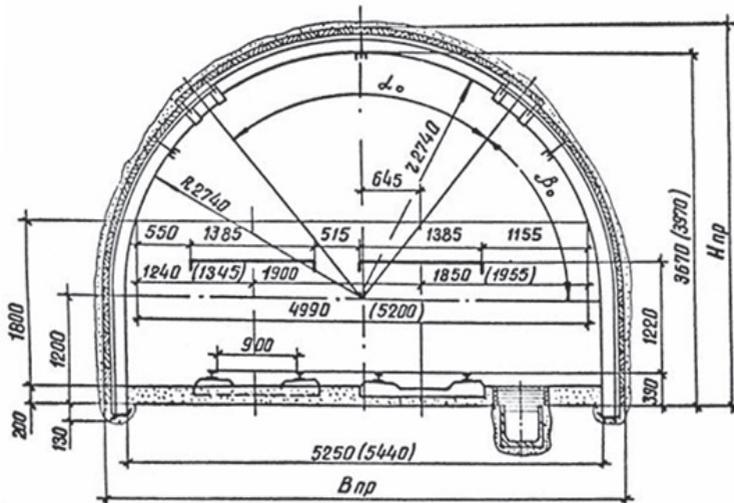


Рисунок А4 – Двухпутевая выработка с одним проходом и уширенным междупутем

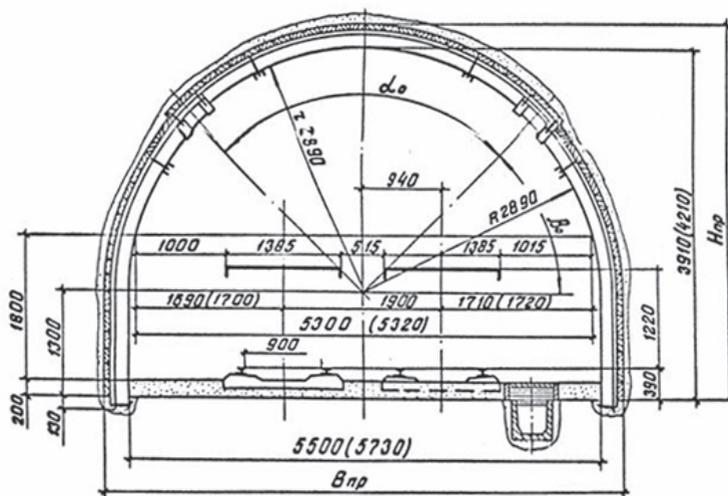


Рисунок А5 – Двухпутевая выработка с двумя проходами и уширенным междупутьем

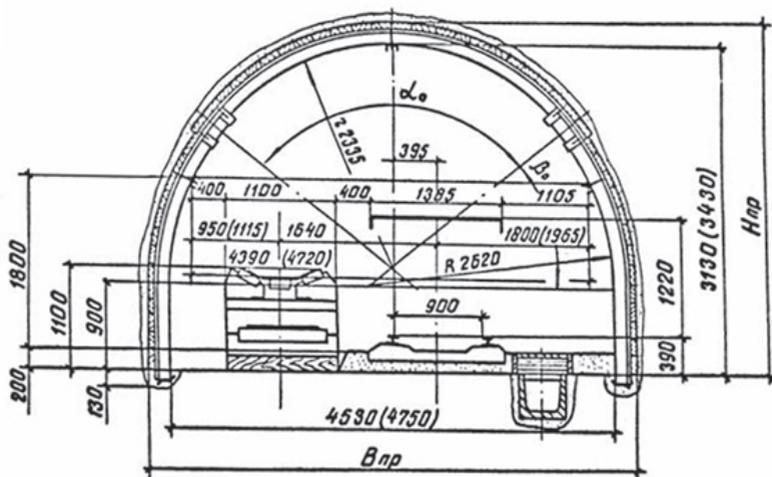


Рисунок А6 – Однопутевая выработка, оборудованная ленточным конвейером с шириной ленты 800 мм

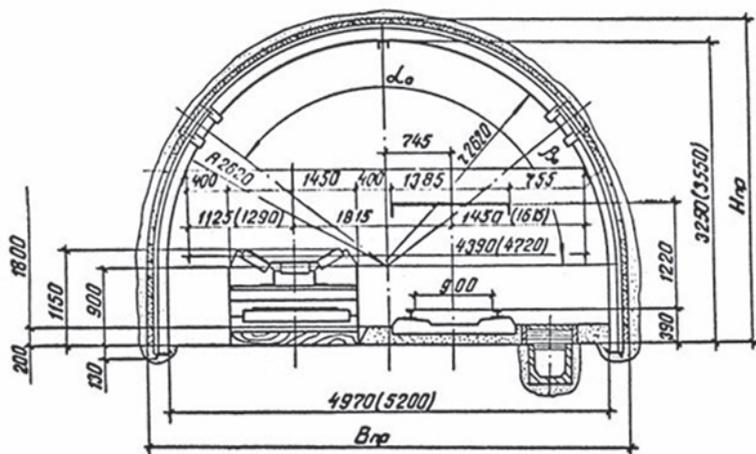


Рисунок А7 – Однопутевая выработка, оборудованная ленточным конвейером с шириной ленты 1000 мм

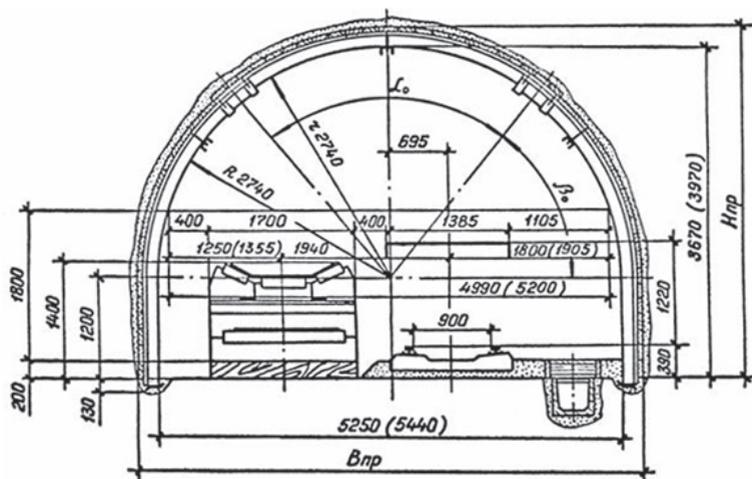


Рисунок А8 – Однопутевая выработка, оборудованная ленточным конвейером с шириной ленты 1200 мм

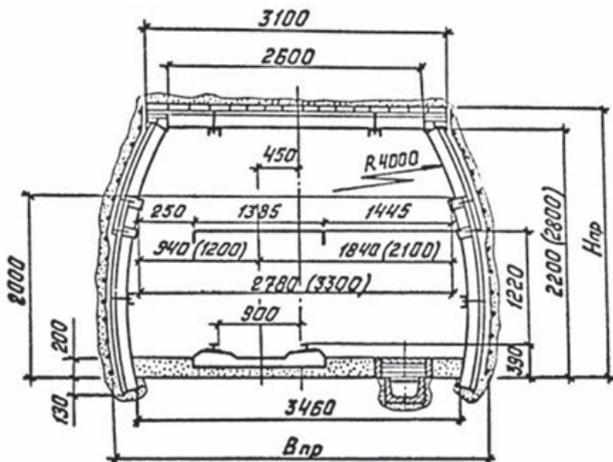


Рисунок А9 – Однопутевая выработка с одним проходом

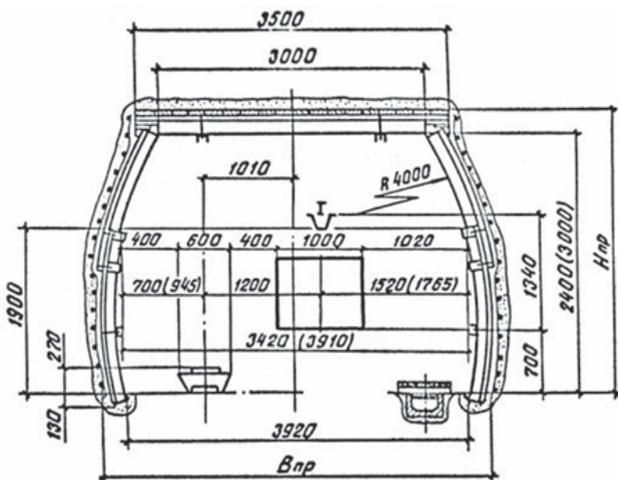


Рисунок А10 – Выработка, оборудованная монорельсовой дорогой БДМКУ и конвейером С53А

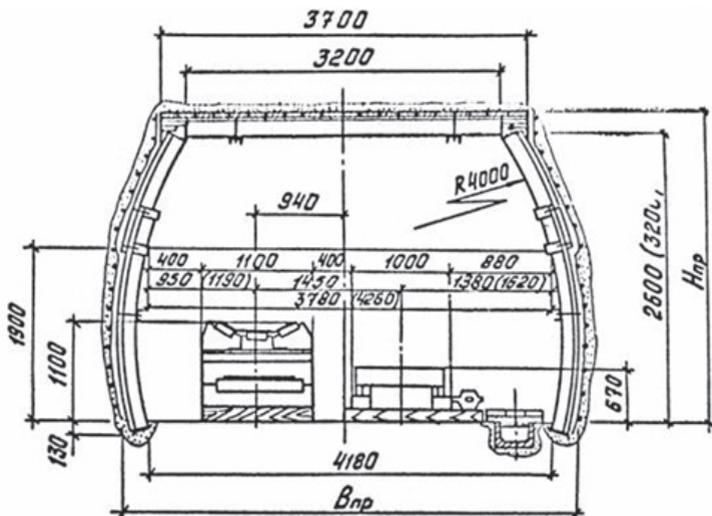


Рисунок А11 – Выработка, оборудованная конвейером 1Л80 и напочвенной дорогой НТУ

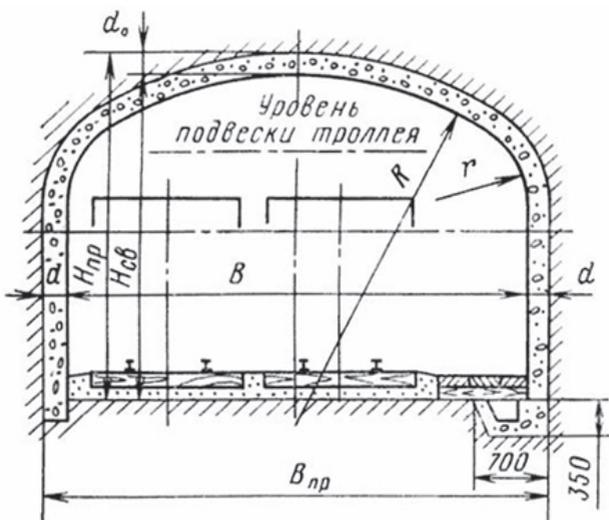


Рисунок А12 – Типовое сечение выработки, закрепленной монолитным бетоном

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Технология проведения горно-разведочных выработок: учебник. 2-е изд. М.: Юрайт, 2020. 669 с.

Технология проведения горно-разведочных выработок: учебник. 2-е изд. М.: Юрайт, 2020. 550 с.

Управление состоянием массива пород при подземной геотехнологии: учеб. пособие. СПб.: Изд-во Лань, 2018. 240 с.

Проведение горных выработок: метод. указания по выполнению курсового проекта по дисциплине «Основы горного дела» для студентов спец. 130402, 130404 / сост. К.А. Филимонов, Р.Р. Зайнулин; ГУ КузГТУ. Кемерово, 2011.

Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Сер. 05. Вып. 11 / колл. авт. М.: Гос. унитар. предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. 296 с.

Составители:

Г.В. Лоцев, Г.А. Абдурахмонов

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Методические указания
к курсовому проектированию

Редактор *И.С. Волоскова*

Компьютерная верстка *М.Р. Фазлыевой*

Подписано в печать 19.02.2021.

Формат 60×84 ¹/₁₆. Офсетная печать.

Объем 6,25 п.л. Тираж 100 экз. Заказ 33.

Издательство КРСУ

720000, г. Бишкек, ул. Киевская, 44

Отпечатано в типографии КРСУ

720048, г. Бишкек, ул. Анкара, 2а