Министерство науки и высшего образования РФ
Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт цветных металлов
институт

Шахтное и подземное строительство
кафедра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №2

Проектирование трассы
тема

Преподаватель _____ Г. С. Курчин
подпись, дата инициалы, фамилия

Студент ГГ21-10 _____ А.С. Ткаченко
номер группы, зачетной книжки подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2026 г.

1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1 Общие положения

При трассировании автомобильных дорог по горной местности решают вопросы выбора:

- местного пересечения водораздела;
- уровня пересечения водораздела;
- вариантов трасс и подхода к водоразделу.

Трасса горных автомобильных дорог, как правило, представляет собой напряженные ходы, т. е. требует применения максимальных уклонов, и проектируется по нормам проектирования автодорог. Основные нормы проектирования автодорог приведены в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Основные нормы проектирования автомобильных дорог (категории дорог)

Показатели		**I**	**II**	**III**	**IV**
Расчетная среднесуточная интенсивность движения автомобилей, авт/сут		> 7000	3000…7000	1000…3000	100…1000
Наибольшая перспективная часовая интенсивность движения автомобилей, авт/ч		> 2400	1600…2400	800…1600	< 800
Расчетные скорости движения, км/ч	основные	150	120	100	80
	на трудных участках пересеченной местности	120	100	80	60
	на трудных участках горной местности	80	60	50	40
Число полос движения, шт.		4 и более	2	2	2
Ширина полосы движения, м		3,75	3,75	3,5	3,0
Габарит приближения строения (для тоннелей)		Г-8,5 (9)	Г-8,5 (9)	Г-8 (8,5)	Г-7 (8)
Наибольшие продольные уклоны, ‰	основные	30	40	50	60
	на трудных участках пересеченной местности	40	50	60	70
	на трудных участках горной местности	60	70	80	90
Наименьшие радиусы кривых в плане, м	основные	1000	600	400	250
	на трудных участках пересеченной местности	600	400	250	125
	на трудных участках горной местности	250	125	100	80
Наименьшие радиусы вертикальных кривых (выпуклых), м	основные	30000	15000	10000	5000
	на трудных участках пересеченной местности	15000	10000	5000	2500
	на трудных участках горной местности	5000	2500	1500	1000
Наименьшие радиусы вертикальных кривых (вогнутых), м	основные	8000	5000	3000	2000
	на трудных участках пересеченной местности	5000	3000	2000	1500
	на трудных участках горной местности	2000	1500	1200	1000
Наименьшие радиусы вертикальных вогнутых кривых в исключительном случае, м	основные	4000	2500	1500	1000
	на трудных участках пересеченной местности	2500	1500	1000	600
	на трудных участках горной местности	1000	600	400	300
Радиусы серпантин, м		–	30	20	15

Самым удобным местом пересечения водораздела открытой трассой является наиболее низкая его седловина — перевал, благоприятная для трассирования подходов. В этом же месте, под перевалом, может быть запроектирован наиболее короткий тоннель. Но перевалы — это, как правило, места повышенного водопритока и тектонических нарушений, поэтому расположение тоннелей непосредственно под ними не рекомендуется. Более благоприятным, несмотря на увеличение длины тоннелей, следует считать размещение их в стороне от оси перевала.

Выбор уровня пересечения водораздела должен обеспечить безопасность движения и защиту трассы от снежных заносов, обвалов, лавин и оползней.

Место расположения порталов назначают исходя из экономичности подходных выемок, геологических условий и способа производства земляных работ при разработке выемок. Максимальную глубину подходных выемок при трассировании принимают равной 10…12 м в глинистых породах и 15…20 м — в скальных.

Подходные к водоразделу участки трассы выбирают на основе сравнения вариантов. Сравниваемые варианты обычно представляют трассы:

– большой протяженности с коротким тоннелем;
– малой протяженности с длинным тоннелем;
– через перевал без сооружения тоннеля.

В результате трассирования показываются преимущества тоннельного варианта перед бестоннельным:

– экономические (для курсового проекта — по прямым затратам);
– технологические:
  1. значительное уменьшение длины участка дороги;
  2. уменьшение количества преодолеваемых высот, крутых поворотов и искусственных сооружений, а также величины наибольших уклонов;
  3. отсутствие необходимости защиты дорог от снежных заносов, обвалов, лавин, оползней и осыпей;
  4. обеспечение безопасности и непрерывности движения транспорта, облегчение работы двигателей, уменьшение износа дорожного полотна и автомобильных шин;
  5. и вследствие вышеизложенного — уменьшение эксплуатационных расходов и обеспечение стабильности дорожного движения.

Средние ориентировочные величины прямых затрат строительной стоимости открытых участков автодороги и тоннелей приведены в Таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Прямые затраты строительной стоимости (цены 1984 г.)

Наименование объекта	**Стоимость строительства на местности, тыс. руб.**	
	пересеченной	горной
Открытый участок автодороги I категории, км	1400	2300
То же, II категории, км	850	1350
То же, III категории, км	450	750
То же, IV категории, км	210	420
Автомобильный тоннель, сооружаемый способом сплошного забоя, пог. м	–	25
То же, по частям, пог. м	–	35

1.2 Трассирование по планам в горизонталях

Задачей проектирования является трассирование участка дороги между пунктами А и Б. Уклоны дороги и радиусы кривых должны соответствовать установленным нормам.

Работа включает проектирование плана трассы, наколку и проектирование продольного профиля. Трассирование рекомендуется вести участками до 4…5 км, одновременно накалывая и проектируя профиль.

Необходимый шаг трассирования автомобильной дороги по плану в горизонталях с указанным масштабом и сечением горизонталями определяется по формуле:

$$l_{\text{тр}} = \frac{\Delta h}{i_{\max}} \tag{1.1}$$

где $l_{\text{тр}}$ — шаг трассирования в натуре, км;

Δh — сечение горизонталями, м;

$i_{\max}$ — наибольший допустимый уклон автодороги, ‰.

Например, при сечении горизонталями через 50 м, $i_{\max}$ = 80 ‰ и масштабе плана 1:50000 (Рисунка 1.1):

$$l_{\text{тр}} = \frac{50}{80} = 0{,}625 \text{ км (в натуре)}; \quad l_{\text{тр}} = 1{,}25 \text{ см (в плане)} \tag{1.2}$$

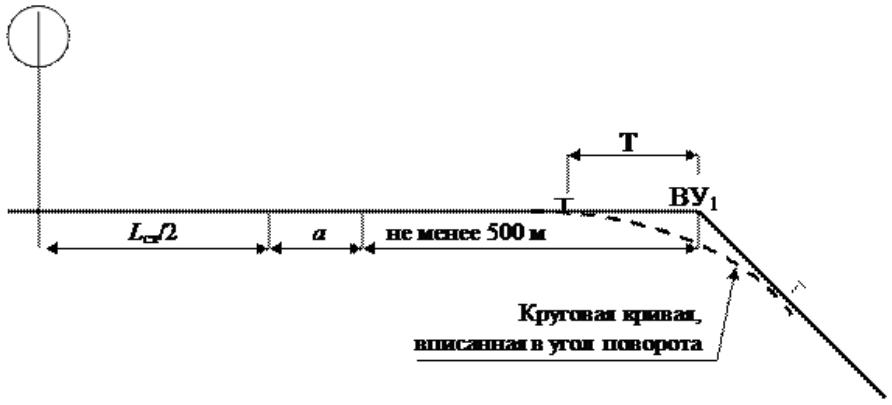


Рисунок 1.1 – Начало трассирования

Обозначения на Рисунок 1.1 приведены в Таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Обозначения к схеме начала трассирования

Обозначение	Смысл
$L_{\text{ст}}$	нормативная длина площадки раздельного пункта, м (см. Таблице 1.1)
a	запас на развитие раздельного пункта в перспективе; в курсовой работе разрешается принять a = 200 м
l	запас по длине на переходную кривую и тангенс круговой кривой, принимается не менее 500 м

При проектировании плана трассу необходимо уложить возможно ближе к циркульному ходу, т. е. к линии нулевых работ. Однако, когда циркульный ход образует высокую и частую «пилу», стремятся найти оптимальное значение высот насыпей и глубин выемок для лучшего распределения земляных масс. Это относится и к пересечению глубоких логов

и оврагов, где рекомендуется располагать искусственные сооружения (мосты, виадуки, трубы).

Минимально допустимые радиусы кривых в плане и вертикальных кривых, а также наибольшие продольные уклоны принимают в соответствии с основными нормами проектирования автодорог (Таблице 1.1).

При проектировании плана измерение углов производится транспортиром, сопряжение лучей при углах поворота трассы — вырезанными из картона шаблонами кривых или специальными лекалами.

Трассу автодороги показывают на плане местности цветной линией. Принятый вариант обычно выделяют красным цветом. На плане протрассированных вариантов должны быть проставлены:

- километровые знаки стандартного размера и пикеты справа по ходу километров тем же цветом, каким показан вариант;
- знаки раздельных пунктов слева от трассы; у знаков раздельных пунктов должны быть написаны их наименования;
- кривые с надписью величин радиуса R, угла поворота У и основных элементов кривых, определяемых по таблицам (тангенса кривой Т, длины кривой К и биссектрисы Б).

Вверху плана делают надпись «Варианты трассы автомобильной дороги». Внизу плана справа указывают его масштаб, высоту сечения рельефа, условные обозначения вариантов трассы. Надписи располагают параллельно направлению трассы.

На миллиметровой бумаге высотой 297 мм вычерчивают схематические продольные профили трасс в масштабах: горизонтальном 1:2000, 1:5000 и вертикальном 1:200, 1:500. Все условные обозначения, размеры сетки граф, масштабы и шрифт должны соответствовать стандартам.

Продольные профили вычерчивают слева направо независимо от направления трассирования. На профилях должны быть нанесены: ординаты отметок поверхности земли по оси дороги и проектных отметок во всех точках перелома продольного профиля и на пикетах, искусственные сооружения и их рабочие отметки, проектные уклоны и вертикальные кривые, план трассы и кривые в плане, расстояния между точками перелома и другими характерными точками, пикеты и километры.

Проектные линии и их ординаты необходимо выделять более жирными линиями или красным цветом.

1.3 План и продольный профиль тоннеля

План и профиль тоннеля проектируются по нормам, установленным для открытых участков автодороги, с учетом особенностей, связанных с расположением трассы в подземных выработках.

В плане предпочтение следует отдавать расположению тоннелей на прямых участках дороги. Если по условиям рельефа возникает необходимость расположения тоннеля на кривой, радиус ее не должен быть менее 250 м. Исходя из условий безопасности движения

транспорта на кривых с радиусом менее 1000 м предусматривают уширение проезжей части, а при радиусах менее 2000…3000 м устраивают виражи. Тоннель, криволинейный в плане, рекомендуется располагать полностью на круговой кривой одного радиуса или, в крайнем случае, на кривых радиусах, близких по значению. Это способствует применению однотипных конструкций обделки и проходческого оборудования.

В продольном профиле горные автодорожные тоннели проектируют при длине тоннеля менее 300 м — односкатными, а при большей длине тоннели могут быть односкатными и двускатными (выпуклый профиль с подъемом к середине тоннеля). В средней части тоннеля на переломе профиля устраивают разделительные площадки длиной 250…500 м с уклонами до 3 ‰ в обе стороны.

Односкатный продольный профиль применяют обычно для петлевых, спиральных и коротких перевальных тоннелей, а двускатный — для длинных перевальных тоннелей. При выборе вида продольного профиля учитывают рельеф местности, горно-геологические условия эксплуатации тоннеля.

Минимальный продольный уклон в тоннеле принимают по условиям обеспечения водоотвода равным 3 ‰. Максимальный продольный уклон принимают по условиям обеспечения оптимальных режимов вентиляции равным 40 ‰.

При длине тоннеля до 500 м в сложных топографических условиях допускается увеличение продольного уклона до 60 ‰. На подходах к тоннелям длиной 250 м от портала наибольший продольный уклон дороги не должен превышать 45 ‰.

2 ХОД РАБОТЫ

Исходные данные приведены в Таблице 2.1. План рельефа местности с расположением пунктов А и Б — на Рисунке 2.1.

Таблица 2.1 – Исходные данные

Величина	**Значение**
Местность	горная
Категория автодороги	IV
Сечение горизонталями Δh, м	10
Масштаб плана	1:10000

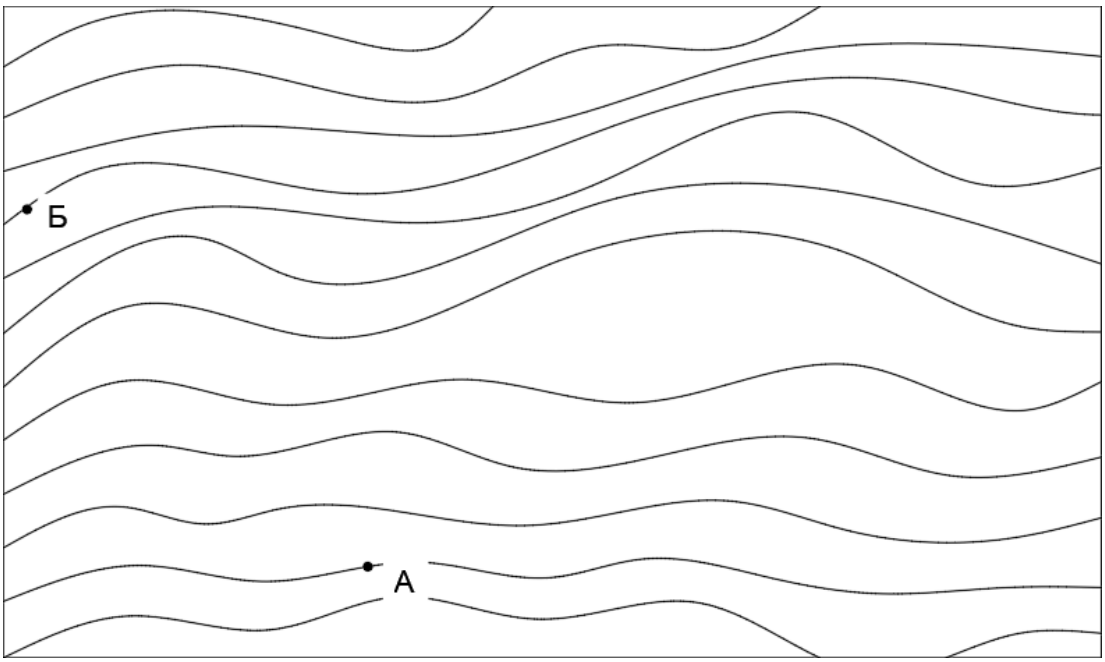


Рисунок 2.1 – План рельефа местности с расположением пунктов А и Б

1. Наибольший допустимый продольный уклон. Для автодороги IV категории на трудных участках горной местности по Таблице 1.1 наибольший продольный уклон составляет $i_{\max}$ = 90 ‰ (для основных участков — 60 ‰; трассирование в горной местности ведут по предельному уклону).

2. Необходимый шаг трассирования по формуле (1.1) при сечении горизонталями Δh = 10 м (на плане отметки горизонталей 240…300 м):

$$l_{\text{тр}} = \frac{10}{90} = 0{,}111 \text{ км (в натуре)} = 111 \text{ м} \qquad (2.1)$$

3. Шаг трассирования в плане при принятом масштабе 1:10000:

$$l_{\text{тр}} = \frac{111 \cdot 100}{10000} = 1{,}11 \text{ см (в плане)} \qquad (2.2)$$

4. Построение участка трассы от точки А до точки Б. Раствором циркуля 1,11 см выполнен циркульный ход от пункта А (южная часть плана) к пункту Б (северо-запад) вдоль горизонталей; трасса уложена возможно ближе к линии нулевых работ (Рисунка 2.2). Получена трасса длиной 1443 м с тремя углами поворота, сопряженными кривыми радиусами 300, 600 и 250 м — 250 м соответствует основному наименьшему радиусу для IV категории по Таблице 1.1. Пересечение водораздела выполнено тоннелем длиной 205 м (ПК10+60… ПК12+65), размещенным в стороне от оси перевала; глубина подходных выемок у порталов не превышает 12–15 м. На плане проставлены пикеты через 100 м, километровой знак и элементы кривых (углы поворота, радиусы, тангенсы и длины кривых).

ПЛАН ТРАССЫ АВТОМОБИЛЬНОЙ ДОРОГИ А–Б

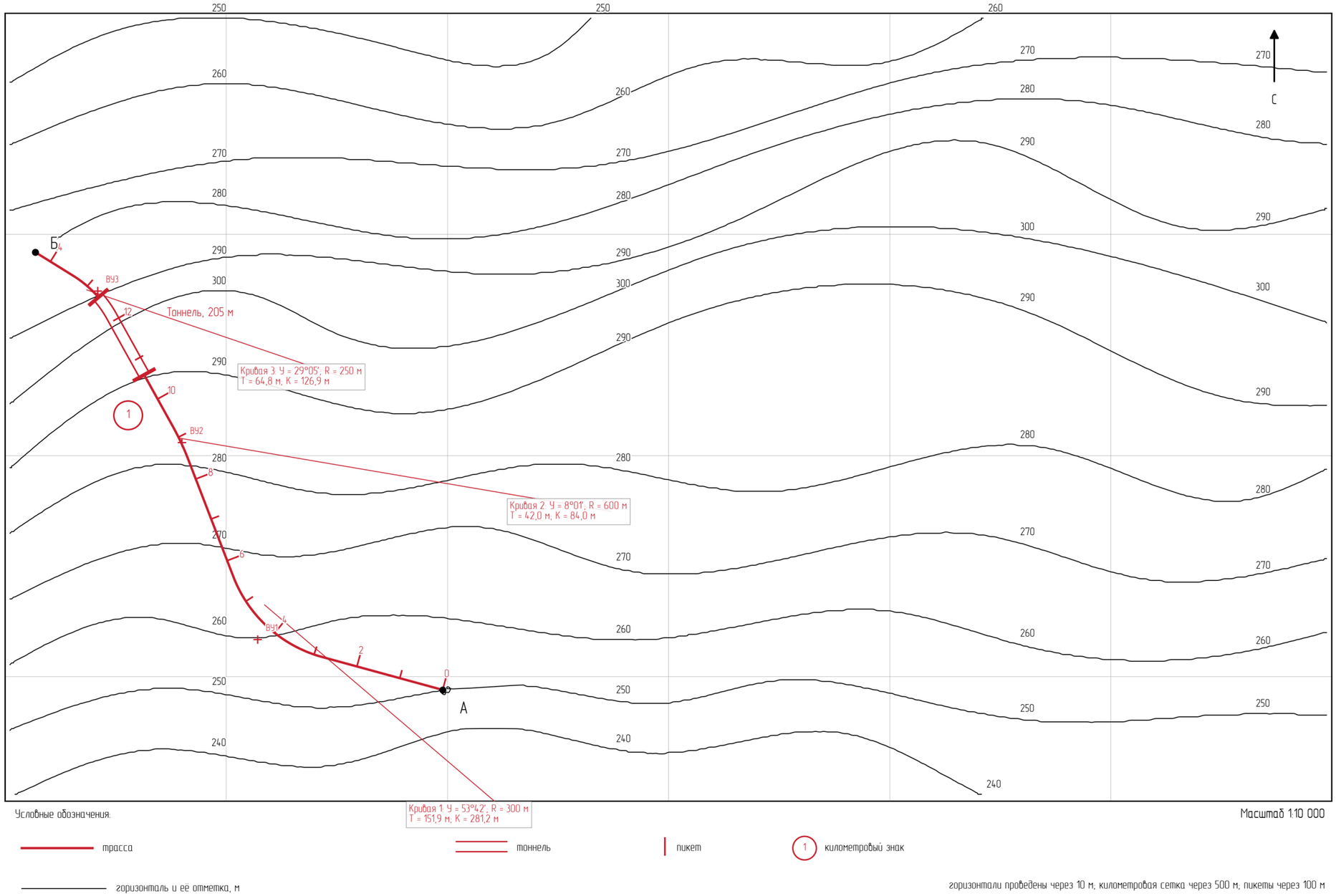


Рисунок 2.2 – План трассы автомобильной дороги

5. Вычерчен профиль трассы в масштабах: горизонтальном 1:5000 и вертикальном 1:500 (Рисунка 2.3) — с сеткой (план трассы, уклоны, проектные и высотные отметки, расстояния, пикеты, километры), линией поверхности земли по отметкам горизонталей и проектной линией. Проектная линия запроектирована участками с уклонами от −10 до +45 ‰, что не превышает допустимых 90 ‰; на участке водораздела тоннель уложен односкатным профилем с уклоном 10 ‰ (в пределах 3…40 ‰); глубина подходных выемок у порталов составляет 10,9…12,4 м.

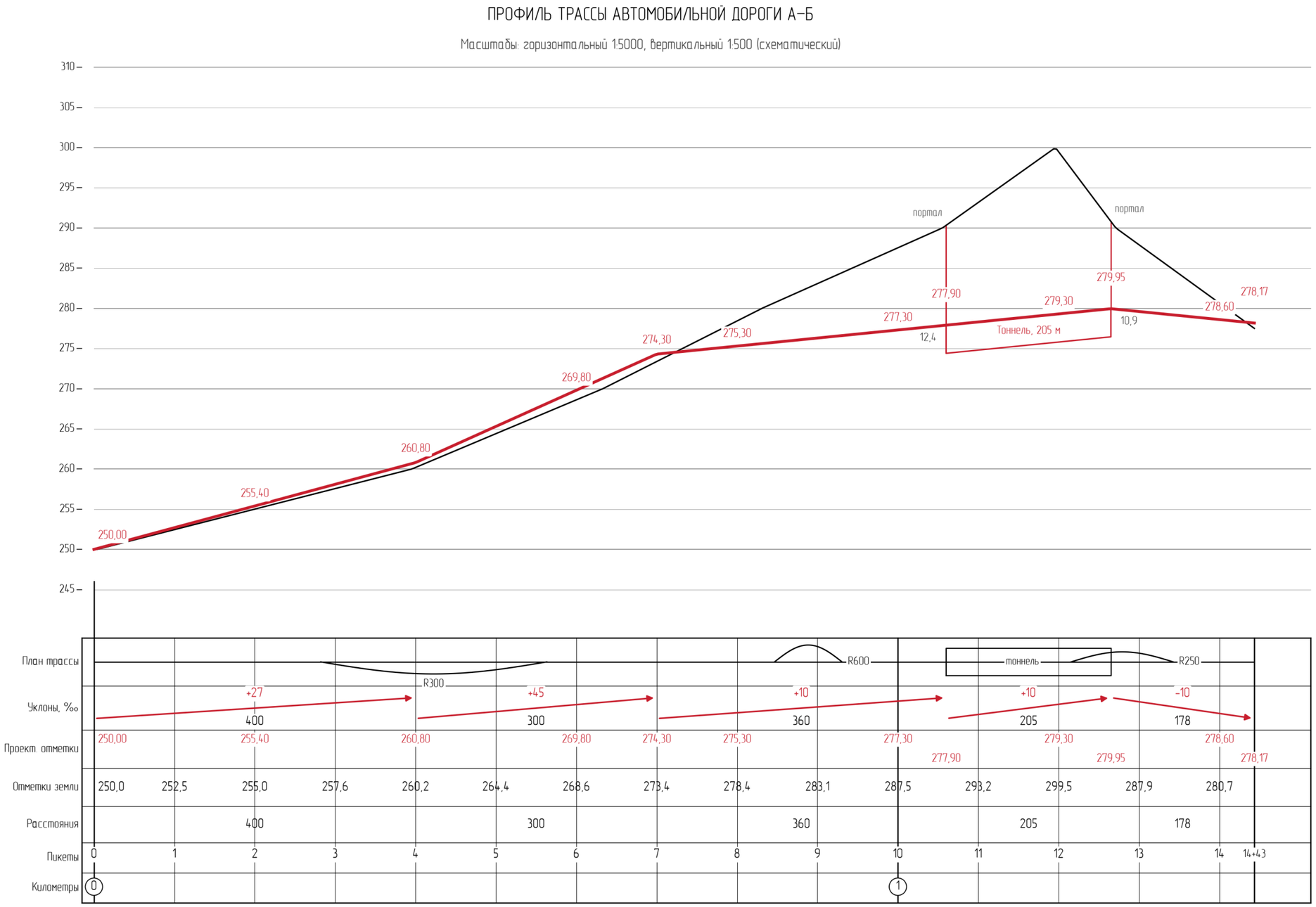


Рисунок 2.3 – Профиль трассы (масштабы: горизонтальный 1:5000, вертикальный 1:500)

Вывод: для автодороги IV категории в горной местности рассчитан шаг трассирования: 0,111 км (111 м) в натуре и 1,11 см в плане при масштабе 1:10000 и сечении горизонталями 10 м; выполнены план трассы между пунктами А и Б (длина 1443 м, три кривые радиусами 250…600 м, тоннель 205 м у водораздела) и продольный профиль с соблюдением норм проектирования (наибольший продольный уклон 45 ‰ при допустимых 90 ‰, наименьший радиус кривой в плане 250 м).

Министерство науки и высшего образования РФ
Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

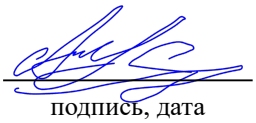
Институт цветных металлов
институт

Шахтное и подземное строительство
кафедра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №3

Конструирование тоннельных обделок сводчатого очертания
тема

Преподаватель _____ Г. С. Курчин
подпись, дата инициалы, фамилия

Студент ГГ21-10  А.С. Ткаченко
номер группы, зачетной книжки подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2026 г.

1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1 Внутреннее очертание обделок и габариты

Форма и размеры транспортных тоннелей определяются типом транспорта, заданными габаритами приближения строений и оборудования, инженерно-геологическими и гидрогеологическими условиями, системой и объемами вентиляции, способом сооружения тоннеля.

В зависимости от числа полос движения или путей и типа транспорта поперечное сечение транспортного тоннеля должно удовлетворять соответствующему габариту, представляющему собой условный контур, внутрь которого не должны заходить никакие части сооружений и устройств, за исключением предназначенных для непосредственного взаимодействия с транспортом.

Внутреннее очертание обделок автодорожных тоннелей должно удовлетворять габаритам приближения строений и оборудования с учетом размещения за пределами габарита вентиляционных каналов, размеры которых определяются соответствующим расчетом.

Габариты приближения строений и оборудования для дорог разных категорий приведены на Рисунках 1.1 и 1.2.

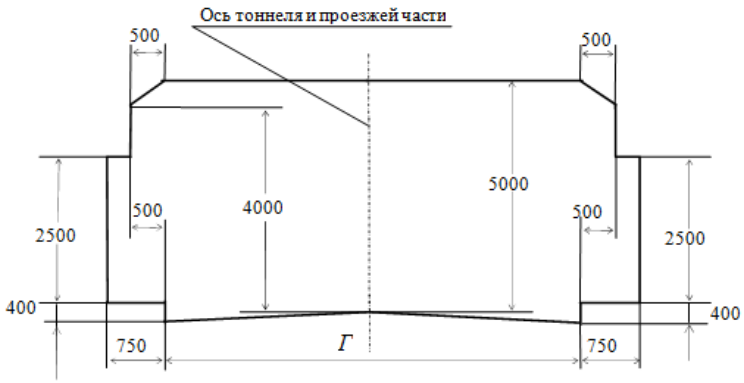


Рисунок 1.1 – Габарит приближения строений и оборудования для дорог I и II категорий

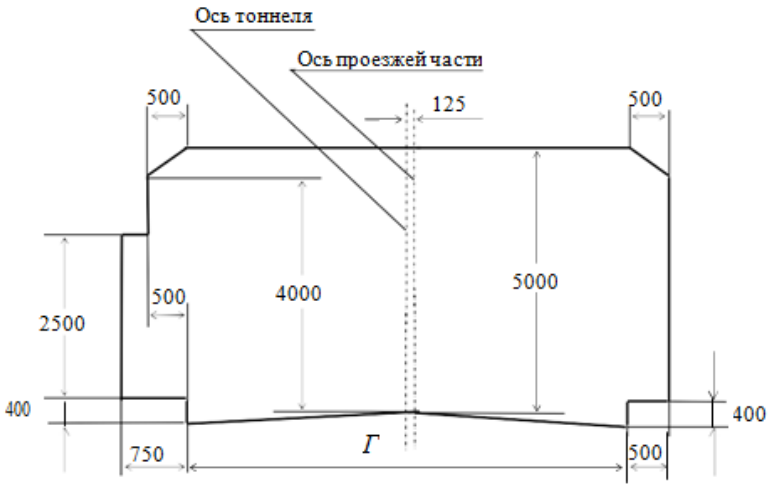


Рисунок 1.2 – Габарит приближения строений и оборудования для дорог III и IV категорий

Ширина проезжей части *Г* приведена в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Расстояние *Г* между боковыми ограждающими устройствами в тоннелях

Длина тоннеля, м	**Расстояние *Г* между боковыми ограждающими устройствами в тоннелях для автомобильных дорог категории, м**		
	I и II	**III**	**IV**
До 300	9,0	8,5	8,0
Более 300	8,5	8,0	7,0

При расположении автодорожных тоннелей на кривых радиусом 1000 м и менее производят уширение проезжей части с внутренней стороны кривой. Величины уширений для двухполосных тоннелей зависят от радиуса кривой и длины автотранспорта; они приведены в Таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Уширение проезжей части на кривых в плане

Радиусы кривых в плане, м	**Уширение при расстоянии от переднего бампера до задней оси автомобиля или автопоезда**			
	≤ 7…11	**13**	**15**	**18**
1000	–	–	–	0,4
850	–	0,4	0,4	0,5
650	0,4	0,5	0,5	0,7
575	0,5	0,6	0,6	0,8
425	0,5	0,7	0,7	0,9
350	0,6	0,8	0,9	1,1
250	0,8	1,0	1,1	1,5

Для дорог I и II категории с обеих сторон проезжей части располагаются служебные проходы шириной 750 мм. Ось тоннеля совпадает с осью габарита. Для дорог III и IV категорий служебный проход шириной 750 мм устраивается с одной стороны проезжей части, а с другой — защитная полоса шириной 500 мм. В этом случае ось тоннеля смещена от оси проезжей части в сторону служебного прохода на 125 мм.

При строительстве новых тоннелей нормами (СНиП 32-04-97), введенными с 1.01.98 г., предписывается:

1. в автодорожных тоннелях длиной более 1000 м предусматривать остановочные полосы шириной не менее 2,5 м, а при отсутствии остановочных полос — местные уширения через каждые 750 м с площадками для аварийной остановки транспорта; длина площадок — не менее 50 м, а ширина — не менее 2,75 м; при двустороннем движении площадки располагают с каждой стороны тоннеля; размер *Г* габарита в пределах полос площадок увеличивают соответственно на 2,5 или 2,75 м;
2. в тоннелях при разнонаправленном движении устраивать служебные проходы с каждой стороны тоннеля независимо от категории автодороги.

Для автодорожных тоннелей весьма большое значение имеет вентиляция, и поэтому в тоннелях длиной свыше 1 км в подсводной части обычно располагаются вентиляционные ка-

налы. При построении внутреннего контура автодорожного тоннеля следует предварительно установить систему вентиляции, рассчитать объем воздуха, потребного для проветривания тоннеля, и определить необходимую площадь сечения вентиляционных каналов.

Для автодорожных тоннелей системы вентиляции обычно устанавливают в зависимости от длины тоннеля и интенсивности движения (Таблице 1.3 и Рисунке 1.3).

Таблица 1.3 – Системы вентиляции автодорожных тоннелей

Система вентиляции	Длина тоннеля, м	Категория дороги
1	2	3
Естественная:		
естественное проветривание	До 150	Все
естественное проветривание при обосновании расчетами	150…400	III, IV
Искусственная:		
продольная	До 1000…1500	II, III, IV
продольно-струйная	До 1000…2000	II, III, IV
комбинированная	До 1000…1500	II, III, IV
поперечная	Свыше 1500	I, II, III

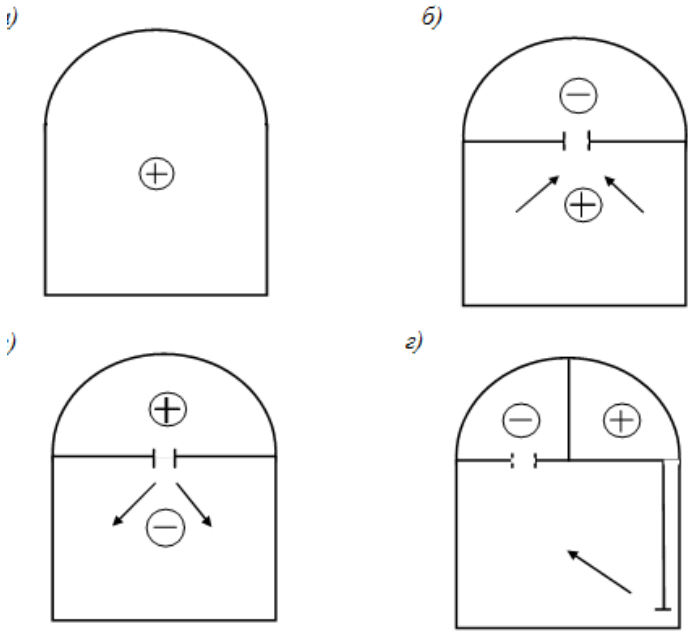


Рисунок 1.3 – Системы искусственной вентиляции в тоннелях: а — продольная; б — полупродольная; в — полупоперечная; г — поперечная; + — движение свежего воздуха; − — движение отработанного воздуха

Предельно допустимая концентрация окиси углерода в воздухе тоннеля не должна превышать следующих значений: при нахождении автомобиля в тоннеле до 5 мин — 60 мг/м³; до 10 мин — 35 мг/м³; до 15 мин — 26 мг/м³; до 20 мин — 21 мг/м³.

Время нахождения автомобилей в тоннеле определяют в зависимости от расчетной скорости их движения по тоннелю, которая не должна превышать: для дорог I и II класса — 60 км/ч; для дорог III класса — 50 км/ч; для дорог IV класса — 40 км/ч.

Внутреннее очертание обделки зависит также от геологических условий.

Практика проектирования определила ориентировочные границы геологических условий, в которых могут быть применены обделки того или иного очертания, и выработала некоторые правила построения этих контуров. Основными правилами являются требования плавного изменения оси обделки и ее подъемистой сводчатой формы при преобладании вертикальных нагрузок. При отсутствии бокового горного давления стены обделки сводчатой формы проектируют вертикальными, а свод очерчивают по круговой или трехцентровой кривой.

Следует заметить, что, несмотря на очевидные с точки зрения объемов и производства работ достоинства прямых вертикальных стен, предпочтительнее криволинейное внутреннее очертание их в связи с образованием во многих случаях продольных трещин в местах сопряжения свода с прямыми стенами.

При воздействии вертикального и незначительного бокового горного давления применяется подъемистый свод, контур которого очерчивается по трехцентровой коробовой кривой. В породах, оказывающих на обделку значительное боковое давление, а также склонных к пучению, необходима обделка замкнутого очертания с обратным сводом или усиленным плоским лотком.

Между внутренним контуром обделки и угловыми точками габарита должен быть обеспечен некоторый зазор, гарантирующий от появления негабаритности из-за возможной неточности размеров при сооружении обделки и деформаций конструкций. Для скальных пород этот зазор принимают равным 5…10 см, для слабых — 15 см.

По внутреннему очертанию обделка должна быть однотипной по всей длине тоннеля, что способствует стандартизации механизмов, оборудования и опалубки.

1.2 Материал тоннельных обделок

Материалы тоннельных конструкций должны отвечать требованиям прочности, долговечности, огнестойкости, устойчивости химической агрессивности подземных вод, не выделять токсичных соединений в условиях строительства и эксплуатации тоннеля при нормальных и аварийных температурных режимах.

Выбор материалов обделок производится с учетом возможности использования местных строительных материалов и максимальной механизации процесса сооружения обделок.

Основными материалами для сооружения обделок горных тоннелей являются монолитный бетон, железобетон и набрызг-бетон. Выбор материала зависит от геолого-гидрогеологических, сейсмических и других условий, характеризующих особенности расположения тоннеля, с учетом способов производства тоннельных работ.

Порталы проектируют из монолитного бетона и железобетона. Монолитный железобетон для обделки и порталов допускается применять при экономических и статических обоснованиях, а также при строительстве тоннелей в районах с сейсмичностью 7–9 баллов и при пересечении зон тектонических нарушений массива. Минимальную толщину защит-

ного слоя бетона для рабочей арматуры монолитной железобетонной и набрызг-бетонной обделки следует принимать по Таблице 1.4.

Класс бетона по прочности на сжатие следует принимать не ниже:

– для монолитных бетонных обделок, порталов, оголовков — В15;
– для сборных железобетонных обделок — В30;
– для монолитных железобетонных обделок — В25;
– для набрызг-бетонных обделок — В15.

Таблица 1.4 – Толщина защитного слоя бетона для рабочей арматуры

Вид бетона	**Железобетон**		**Набрызг-бетон**
Толщина обделки, мм	300…500	Свыше 500	Любая
Толщина защитного слоя, мм	30	40	20

Проектные марки бетона по морозостойкости и водонепроницаемости назначаются с учетом принятой системы гидроизоляции и климатических условий, в которых сооружается тоннель (Таблице 1.5).

Таблица 1.5 – Минимальные проектные марки бетона

Расчетная зимняя температура воздуха, °С	**Минимальные проектные марки бетона**	
	по морозостойкости	**по водонепроницаемости**
−(5…20)	*F* 150	*W* 2
−(20…40)	*F* 200	*W* 4
−40 и ниже	*F* 300	*W* 6

Расчетные характеристики монолитного бетона приведены в Таблице 1.6.

Таблица 1.6 – Расчетные характеристики монолитного бетона

Напряженное состояние	**Расчетное сопротивление бетона при классе бетона по прочности на сжатие**			
	В15	**В20**	**В25**	**В30**
Сжатие осевое (призменная прочность) $R_в$, МПа	8,5	11,5	14,5	17
Растяжение осевое $R_{вt}$, МПа	0,75	0,9	1,05	1,2
Модуль упругости E, МПа×10³	23	27	30	32,5
	В35	**В40**	**В45**	**В50**
Сжатие осевое (призменная прочность) $R_в$, МПа	19,5	22	25	27,5
Растяжение осевое $R_{вt}$, МПа	1,3	1,4	1,45	1,55
Модуль упругости E, МПа×10³	34,5	36	37,5	39

В качестве рабочей арматуры монолитных железобетонных конструкций следует применять преимущественно горячекатаную стержневую сталь периодического профиля класса AII и AIII, в качестве монтажной — гладкую класса AI, руководствуясь нормами (СНиП 2.03.01-84).

1.3 Конструирование тоннельных обделок

Внешнее очертание обделки из монолитного бетона определяют в зависимости от инженерно-геологических условий. Толщину бетонных обделок назначают исходя из крепости окружающих пород и класса бетона. Для предварительного назначения геометрических размеров обделок из монолитного бетона можно пользоваться данными Таблицы 1.7, полученными на основании обобщения опыта проектирования. Однако следует помнить, что эти данные ориентировочные и правильность назначения размеров обделки обязательно должна проверяться статическими расчетами.

Таблица 1.7 – Ориентировочная толщина сечений бетонной обделки

Габарит автодорожного тоннеля	**Характерные сечения обделки**	**Ориентировочная толщина сечения бетонной обделки (см) при коэффициенте крепости пород по Протодьяконову**						
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**свыше 6**
Г–8 (7)	Замковое сечение $h_з$	80…75	70…65	60…55	55…50	50…45	40	40
Г–8,5 (8)		85…80	75…70	70…60	60…55	55…50	40	40
Г–9 (8,5)		90…85	80…75	75…70	65…60	60…55	50…45	40
	Условная пята свода $h_п$	$(1,4…1,3)h_з$			$(1,3…1,1)h_з$			$h_з$
	Стена $h_{ст}$	$(1,6…1,5)h_з$			$(1,5…1,3)h_з$			$(1,1…1)h_з$
	Обрез фундамента $h_о$	$(2,0…1,8)h_з$			$(1,8…1,6)h_з$			$1,5h_з$
	Обратный свод $h_л$	$(0,8…0,7)h_з$						

Примечания: 1. В прочных монолитных невыветривающихся неводоносных породах с $f > 10$ выработка может быть оставлена без обделки. В случае выветривания этих пород устраивают защитную облицовку из набрызг-бетона. 2. В слабых породах с $f = 1…3$ при применении обделки в виде пологого свода, опирающегося на массивные стены, принимают толщину стен $h_{ст} \geq 1,7…2$ м при классе бетона В25 и высоте стен $l \leq 5$ м. 3. В неустойчивых породах, в особенности водоносных, оказывающих на обделку всестороннее давление, а также в глинистых породах, склонных к пучению, необходимо сооружение обратного свода. 4. При увеличении размеров тоннеля в местах расположения остановочной полосы или площадки для аварийной остановки толщину замкового сечения необходимо увеличить на 10…15 см.

Конструкции автодорожных тоннелей устраивают в основном в виде пологих и подъемистых сводов, имеющих очертание по круговой кривой (Рисунком 1.4). В этом случае проектирование свода обделки выполняют в следующем порядке:

1. Пролет в свету l_0 принимают:

$$l_0 = \text{Г} + 2\text{П} + 2\delta_\text{з} + 2\delta_\text{б} \tag{1.1}$$

— для дорог I и II категорий (габариты Г–9 и Г–8,5);

$$l_0 = \text{Г} + \text{П} + \text{ЗП} + 2\delta_\text{з} \tag{1.2}$$

— для дорог III и IV категорий;

где Г — ширина проезжей части тоннеля;

П — ширина служебного прохода;

ЗП — ширина защитной полосы;

$\delta_\text{з}$ — зазор между стенами и углами габарита;

$\delta_\text{б}$ — ширина берм, принимаемая равной 10…20 см при схеме пологого свода, опертого на породу.

2. Отношение пролета в свету к стреле подъема f_0 принимают:

$$\beta = 2{,}5...4{,}0 \tag{1.3}$$

— для пологого свода;

$$\beta = 2{,}1...2{,}4 \tag{1.4}$$

— для подъемистого свода.

3. Определяют стрелу подъема в свету:

$$f_0 = \frac{l_0}{\beta} \tag{1.5}$$

4. Определяют радиус внутреннего очертания свода:

$$r_0 = f_0 \frac{4 + \beta^2}{8} \tag{1.6}$$

Центр радиуса r_0 устанавливают таким образом, чтобы расстояние от замка обделки до верхней границы габарита составляло не менее 3 м при продольной системе вентиляции и 4…4,5 м — при поперечной системе вентиляции.

5. Пятовые сечения свода предварительно проводят в направлении нормалей к внутреннему очертанию свода по концам пролета в свету и определяют предварительный угол наклона пяты свода, вычисляя:

$$\sin \varphi_\text{пр} = \frac{l_0}{2r_0} \tag{1.7}$$

6. Пользуясь данными Таблицы 1.7, принимают сечения обделки в замке $h_\text{з}$ и в пяте свода $h_\text{п}$.

7. Определяют предварительно расчетные (осевые) стрелу подъема и пролет свода:

$$f_\text{пр} = f_0 + 0{,}5h_\text{з} - 0{,}5h_\text{п} \cos \varphi_\text{пр} \tag{1.8}$$

$$l_\text{пр} = l_0 + h_\text{п} \sin \varphi_\text{пр} \tag{1.9}$$

8. Пятовые сечения свода должны быть проведены нормально к его оси. При круговом наружном и внутреннем очертаниях свода ось его близка к круговой кривой. Поэтому с достаточной степенью точности угол φ может быть окончательно принят соответствующим круговому очертанию оси свода, т. е.:

$$\sin\varphi = \frac{4f_{\text{пр}}l_{\text{пр}}}{4f_{\text{пр}}^2 + l_{\text{пр}}^2} \tag{1.10}$$

9. Определяют окончательные (уточненные) расчетные стрелу подъема и пролет свода:

$$f = f_0 + 0{,}5h_{\text{з}} - 0{,}5h_{\text{п}}\cos\varphi \tag{1.11}$$

$$l = l_0 + h_{\text{п}}\sin\varphi \tag{1.12}$$

10. Находят расчетный (осевой) радиус свода:

$$r = \frac{0{,}5l}{\sin}\varphi \tag{1.13}$$

11. Определяют стрелу подъема и пролет наружного очертания свода:

$$f_1 = f + 0{,}5h_{\text{з}} - 0{,}5h_{\text{п}}\cos\varphi \tag{1.14}$$

$$l_1 = l + h_{\text{п}}\sin\varphi \tag{1.15}$$

12. Наружное очертание свода очерчивают радиусом:

$$r_1 = \frac{4f_1^2 + l_1^2}{8f_1} \tag{1.16}$$

13. Центр внутреннего радиуса стены $r_{0'}$ при подъемистом своде принимают на продолжении внутреннего радиуса свода r_0. Нижняя точка осевой линии на обрезе фундамента находится посредине.

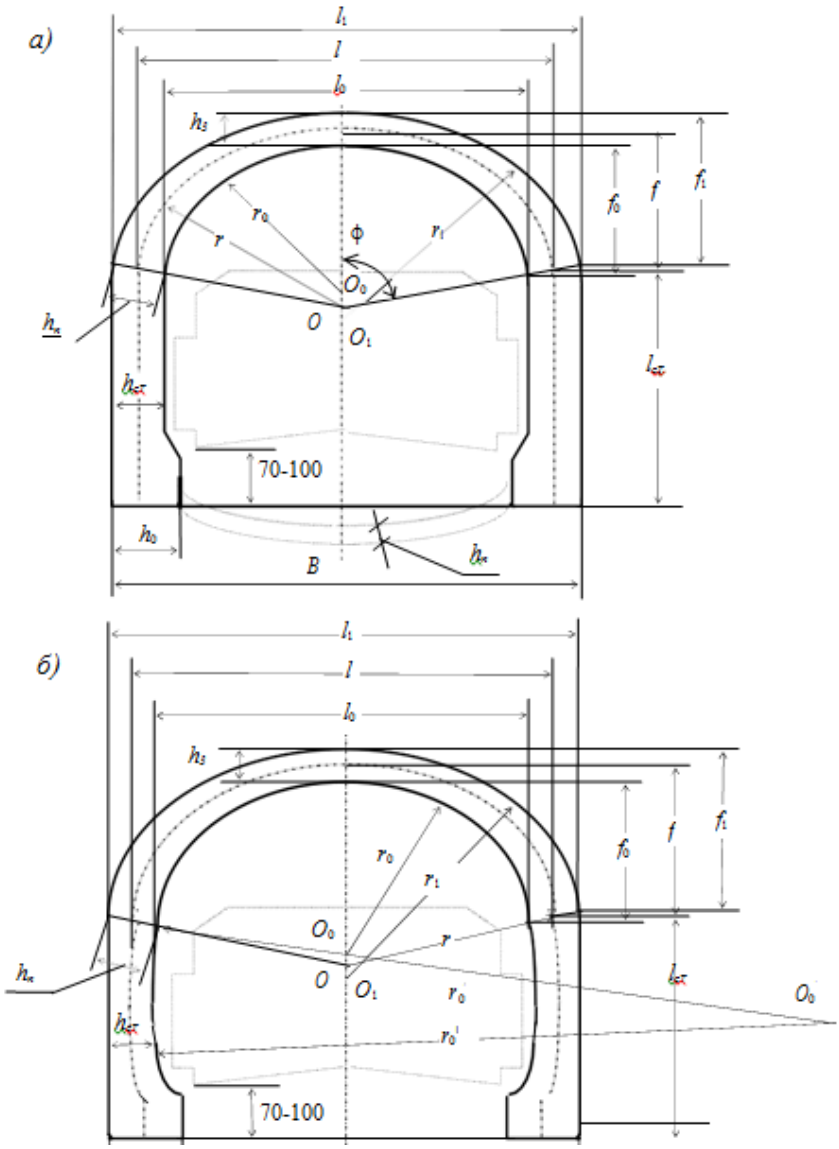


Рисунок 1.4 – Конструирование свода обделки: а — пологого свода; б — подъемистого свода

Высоту стены тоннеля определяют графически с учетом высоты вентиляционного канала и габарита, толщины проезжей части с подстилающим основанием и высоты фундамента.

На подошве выработки укладывают гравийно-щебеночное основание толщиной δ_1 = 20…40 см при асфальтобетонном покрытии и толщиной δ_1 = 15…20 см при цементно-бетонном покрытии. Поверх основания укладывают сточный треугольник из бетона толщиной по оси проезжей части, определяемой по формуле

$$h_т = 0{,}5Гi \qquad (1.17)$$

где Г — ширина проезжей части по габариту;

i — поперечный уклон, равный 20 ‰.

На сточном треугольнике устраивают покрытие из асфальтобетона толщиной 1…2 см или цементобетона толщиной 18…24 см. Высота фундамента от края проезжей части до подошвы выработки составляет 70…100 см.

Конструкции обделок из монолитного железобетона применяют в нарушенных скальных породах с $f \leq 3$, на припортальных участках, в тектонических зонах с повышенным горным давлением и в сейсмоопасных районах с сейсмичностью 7…9 баллов.

В скальных породах с коэффициентом крепости $f > 7$, в которых горное давление невелико и проявляется в виде отдельных вывалов, рациональны облицовочные обделки из набрызг-бетона в сочетании с анкерами. Обделку этого типа рекомендуется сооружать из железобетонных анкеров и набрызг-бетона, наносимого на металлическую сетку с ячейками 100×100 или 150×150 мм.

В курсовом проектировании расчет обделки из набрызг-бетона следует выполнять по указаниям главы 9. При всех типах обделки покрытие из набрызг-бетона может быть выполнено как по металлической сетке (армированный набрызг-бетон), так и без нее.

Тоннели должны быть защищены от проникания поверхностных и подземных вод.

В автодорожных тоннелях поперечный уклон проезжей части составляет 20 ‰ от оси к стенам. Вода течет вдоль защитных полос и сквозь чугунные решетки-трапы поступает в водоприемники, расположенные не реже чем через 40 м вдоль тоннеля, и оттуда через чугунные трубы диаметром 150 мм попадает в центральный дренажный коллектор, либо она отводится по водоотводным лоткам, расположенным по краям проезжей части.

Для хранения ремонтного оборудования в автодорожных тоннелях устраивают камеры по обеим сторонам тоннеля через 300 м в шахматном порядке. В тоннеле длиной 400 м предусматривают одну камеру посредине. Камеры имеют размеры: ширина — 2000 мм; глубина — 2000 мм; высота до шелыги свода — 2500 мм. Между камерами располагают ниши через 60 м с каждой стороны тоннеля. Размеры ниш: 2000×500×2500 мм.

Конструкции порталов проектируют с учетом местных геологических и гидрогеологических условий, горного давления и устойчивости откосов.

2 ХОД РАБОТЫ

Исходные данные для конструирования обделки приведены в Таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Исходные данные

Длина тоннеля, м	Категория автодороги	Свод	Порода	Коэффициент крепости
Более 300	III	Подъемистый	Слабая	3

Тоннель длиной более 300 м на дороге III категории: по Таблице 1.1 ширина проезжей части Г = 8,0 м. Служебный проход П = 750 мм устроен с одной стороны проезжей части, с другой стороны — защитная полоса ЗП = 500 мм. Порода слабая, поэтому зазор между внутренним контуром обделки и углами габарита принят $\delta_з$ = 15 см; бермы отсутствуют ($\delta_б$ = 0), так как подъемистый свод опирается на стены. Конструирование выполняем в порядке, приведенном в пп. 1–13 подраздела 1.3.

1. Пролет в свету. По формуле (1.2) для дороги III категории:

$$l_0 = \text{Г} + \text{П} + \text{ЗП} + 2\delta_з = 8000 + 750 + 500 + 2 \cdot 150 = 9550 \text{ мм} \qquad (2.1)$$

2. Отношение пролета в свету к стреле подъема. Для подъемистого свода по формуле (1.4) принято

$$\beta = 2{,}25 \tag{2.2}$$

3. Стрела подъема в свету по формуле (1.5):

$$f_0 = \frac{l_0}{\beta} = \frac{9550}{2{,}25} = 4244{,}4 \text{ мм} \tag{2.3}$$

4. Радиус внутреннего очертания свода по формуле (1.6):

$$r_0 = f_0 \frac{4 + \beta^2}{8} = 4244{,}4 \cdot \frac{4 + 2{,}25^2}{8} = 4808{,}2 \text{ мм} \tag{2.4}$$

5. Предварительный угол наклона пяты свода по формуле (1.7):

$$\sin \varphi_{\text{пр}} = \frac{l_0}{2r_0} = \frac{9550}{2 \cdot 4808{,}2} = 0{,}993, \text{ откуда } \varphi_{\text{пр}} = 83^\circ \tag{2.5}$$

6. Сечения обделки. По Таблице 1.7 (строка для габарита Г–8,5 (8), коэффициент крепости f = 3): замковое сечение $h_{\text{з}}$ = 70 см = 700 мм; условная пята свода — множитель (1,4…1,3), принято верхнее значение:

$$h_{\text{п}} = 1{,}4 \cdot h_{\text{з}} = 1{,}4 \cdot 700 = 980 \text{ мм} \tag{2.6}$$

Одновременно по Таблице 1.7 назначены: стена $h_{\text{ст}}$ = (1,6…1,5)$h_{\text{з}}$ = 1,6·700 = 1120 мм; обрез фундамента $h_{\text{о}}$ = (2,0…1,8)$h_{\text{з}}$ = 2,0·700 = 1400 мм; обратный свод $h_{\text{л}}$ = (0,8…0,7) $h_{\text{з}}$ = 0,8·700 = 560 мм (порода слабая, по примечанию 3 к Таблице 1.7 необходимо замкнутое очертание с обратным сводом).

7. Предварительные расчетные (осевые) стрела подъема и пролет свода по формулам (1.8) и (1.9):

$$f_{\text{пр}} = 4244{,}4 + 0{,}5 \cdot 700 - 0{,}5 \cdot 980 \cdot \cos 83^\circ = 4534{,}7 \text{ мм} \tag{2.7}$$

$$l_{\text{пр}} = 9550 + 980 \cdot \sin 83^\circ = 10522{,}7 \text{ мм} \tag{2.8}$$

8. Уточненный угол пяты свода по формуле (1.10):

$$\sin \varphi = \frac{4 \cdot 4534{,}7 \cdot 10522{,}7}{4 \cdot 4534{,}7^2 + 10522{,}7^2} = 0{,}989, \text{ откуда } \varphi = 82^\circ \tag{2.9}$$

9. Окончательные расчетные стрела подъема и пролет свода по формулам (1.11) и (1.12):

$$f = 4244{,}4 + 0{,}5 \cdot 700 - 0{,}5 \cdot 980 \cdot \cos 82^\circ = 4526{,}2 \text{ мм} \tag{2.10}$$

$$l = 9550 + 980 \cdot \sin 82^\circ = 10520{,}5 \text{ мм} \tag{2.11}$$

10. Расчетный (осевой) радиус свода по формуле (1.13):

$$r = \frac{0{,}5 \cdot l}{\sin \varphi} = \frac{0{,}5 \cdot 10520{,}5}{\sin 82^\circ} = 5311{,}9 \text{ мм} \tag{2.12}$$

11. Стрела подъема и пролет наружного очертания свода по формулам (1.14) и (1.15):

$$f_1 = 4526{,}2 + 0{,}5 \cdot 700 - 0{,}5 \cdot 980 \cdot \cos 82^\circ = 4808{,}1 \text{ мм} \tag{2.13}$$

$$l_1 = 10520{,}5 + 980 \cdot \sin 82^\circ = 11490{,}9 \text{ мм} \tag{2.14}$$

12. Радиус наружного очертания свода по формуле (1.16):

$$r_1 = \frac{4 \cdot f_1^2 + l_1^2}{8 \cdot f_1} = \frac{4 \cdot 4808{,}1^2 + 11490{,}9^2}{8 \cdot 4808{,}1} = 5836{,}8 \text{ мм} \tag{2.15}$$

13. Толщина сточного треугольника по оси проезжей части по формуле (1.17):

$$h_т = 0{,}5 \cdot Г \cdot i = 0{,}5 \cdot 8000 \cdot 0{,}02 = 80 \text{ мм} \tag{2.16}$$

Центр внутреннего радиуса стены принят на продолжении внутреннего радиуса свода r_0 (п. 13 подраздела 1.3); высоту стены определяют графически с учетом высоты вентиляционного канала и габарита, толщины проезжей части с основанием и высоты фундамента.

Основные параметры сконструированной обделки сведены в Таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Основные параметры обделки

Параметр	**Обозначение**	**Значение**
Ширина проезжей части	Г	8000 мм
Пролет в свету	l_0	9550 мм
Стрела подъема в свету	f_0	4244,4 мм
Радиус внутреннего очертания свода	r_0	4808,2 мм
Предварительный угол наклона пяты	$\varphi_{пр}$	83°
Замковое сечение обделки	$h_з$	700 мм
Условная пята свода	$h_п$	980 мм
Стена	$h_{ст}$	1120 мм
Обрез фундамента	$h_о$	1400 мм
Обратный свод	$h_л$	560 мм
Уточненный угол наклона пяты	φ	82°
Осевые стрела подъема и пролет свода	f; l	4526,2 мм; 10520,5 мм
Расчетный (осевой) радиус свода	r	5311,9 мм
Наружные стрела подъема и пролет свода	f_1; l_1	4808,1 мм; 11490,9 мм
Радиус наружного очертания свода	r_1	5836,8 мм
Толщина сточного треугольника	$h_т$	80 мм

Поперечное сечение сконструированной обделки показано на Рисунка 2.1: подъемистый свод опирается через пятовые сечения на стены и фундаменты, с внутренней стороны уложен обратный свод (замкнутое очертание), на нем — сточный треугольник, щебёночное основание и покрытие проезжей части.

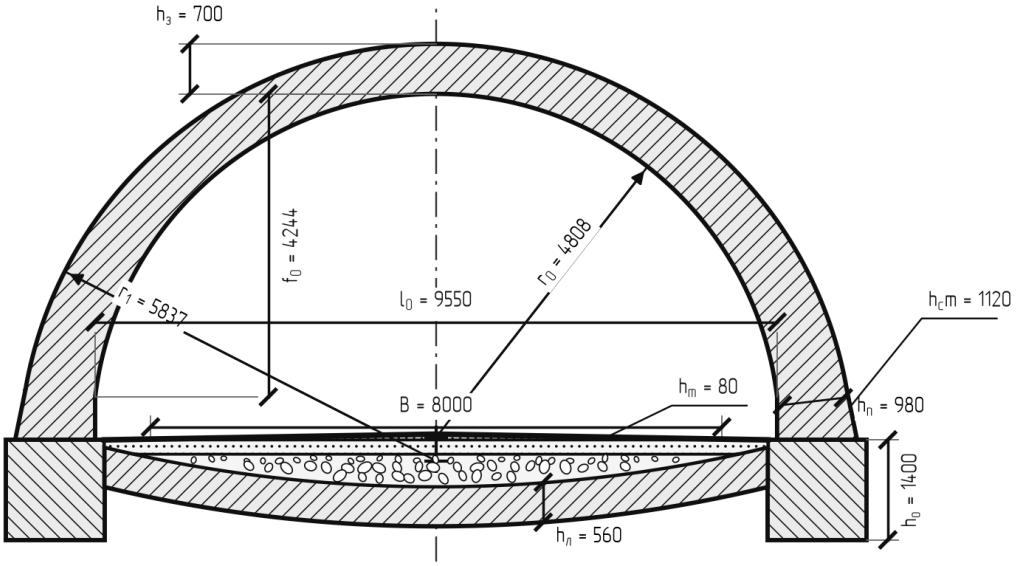


Рисунок 2.1 – Поперечное сечение обделки

Вывод: Таким образом, для тоннеля длиной более 300 м на дороге III категории в слабых породах с коэффициентом крепости $f = 3$ запроектирована обделка подъемистого сводчатого очертания с обратным сводом: внутреннее очертание свода радиусом $r_0 = 4808{,}2$ мм, наружное — радиусом $r_1 = 5836{,}8$ мм при толщине замка 700 мм и пяты 980 мм; толщина стен 1120 мм, обрез фундамента 1400 мм, обратный свод 560 мм. Правильность назначения размеров обделки в последующем проверяется статическим расчетом.

Министерство науки и высшего образования РФ
Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт цветных металлов
институт

Шахтное и подземное строительство
кафедра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №6

Расчёт параметров буровзрывных работ
тема

Преподаватель _____ Г. С. Курчин
подпись, дата инициалы, фамилия

Студент ГГ21-10 _____ А.С. Ткаченко
номер группы, зачетной книжки подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2026 г.

1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1 Общие положения

Эффективность буровзрывных работ, т. е. качественное дробление породы, точное оконтуривание профиля выработки, снижение сейсмического влияния взрыва как фактора, обеспечивающего большую устойчивость выработки, кучная укладка породы у забоя после взрыва и повышение таких показателей, как коэффициент использования шпуров (к.и.ш.) и коэффициент излишка сечения (к.и.с.), зависит от правильного проектирования параметров буровзрывных работ (паспорта БВР): выбора типа ВВ и средств взрывания, определения расхода и величины заряда ВВ, выбора конструкции зарядов ВВ, установления числа, глубины и схемы расположения шпуров в забое. Паспорт БВР рекомендуется разрабатывать в зависимости от инженерно-геологических условий заложения выработки, физико-механических свойств породы, ее трещиноватости и устойчивости, степени обводненности горного массива.

1.2 Типы шпуров, врубы

Все шпуры в забое тоннеля по условиям их работы делятся на несколько групп: врубовые, отбойные, контурные, подошвенные. Заряды врубовых шпуров производят первоначальное разрушение породы обычно в центре сечения выработки, в наиболее трудных условиях. Заряды отбойных шпуров дробят основную массу породы, контурных — придают выработке ее проектную форму, а подошвенных — оформляют подошву выработки (Рисунка 1.1).

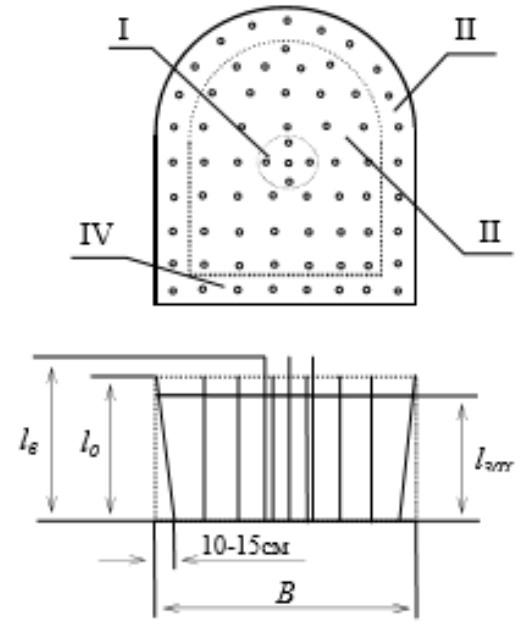


Рисунок 1.1 – Группы шпуров в забое: I — врубовые; II — отбойные; III — контурные; IV — подошвенные; B — ширина выработки; $l_в$ — глубина врубовых шпуров; $l_о$ — глубина отбойных шпуров; $l_{зах}$ — величина заходки

Особенность подземных взрывных работ при разработке пород сплошным забоем состоит в том, что взрываемая порода зажата со всех сторон, кроме плоскости забоя. В

этих условиях для более эффективного использования энергии взрыва, уменьшения расхода ВВ и снижения сейсмического воздействия на окружающий массив породы необходимо образовать дополнительные свободные плоскости — так называемые плоскости обнажения. Образование таких плоскостей достигается путем первоочередного взрывания врубовых шпуров, которые обычно на 10 % длиннее всех остальных шпуров и имеют заряд повышенной мощности. Эти шпуры, расположенные по определенной схеме, при взрыве образуют в массиве полость — вруб, который и служит дополнительной поверхностью обнажения, обеспечивая более благоприятные условия работы остальных шпуров.

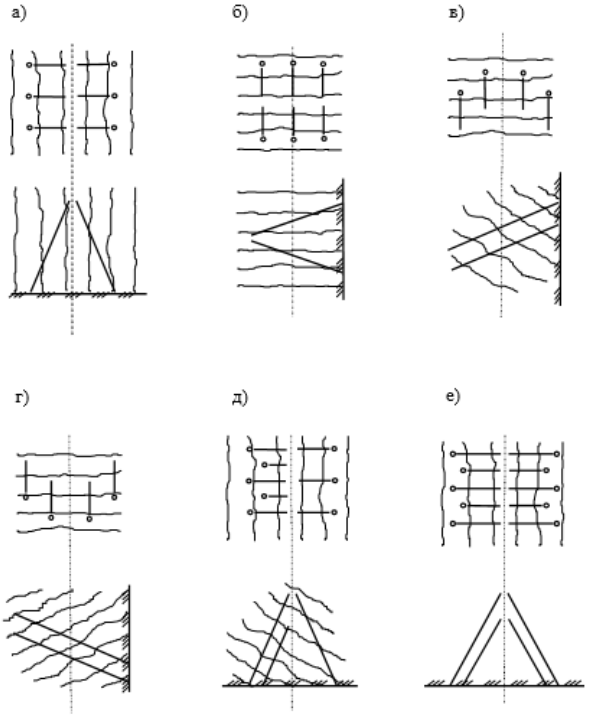


Рисунок 1.2 – Отрывающие (клиновые) врубы: а — вертикальный клиновой; б — горизонтальный клиновой; в — нижний односторонний; г — верхний односторонний; д — боковой; е — многоклиновый

Существует две группы схем расположения врубовых шпуров:

а) в зависимости от направления трещин и слоев в породах, пересекаемых выработкой;

б) независимо от направления трещин и слоев в породах.

Врубовые шпуры первой группы действуют по принципу отрыва породы от массива по трещинам напластования, их называют отрывающими, или клиновыми, врубами.

В зависимости от расположения трещин и характера залегания пересекаемых пород применяют следующие основные типы отрывающих врубов (Рисунком 1.2):

- в породах с вертикальным расположением трещин — вертикальный клиновой;
- в породах с горизонтальным расположением трещин — горизонтальный клиновой;
- в слоистых породах с падением трещин на забой — нижний односторонний;
- в слоистых породах с падением трещин от забоя — верхний односторонний;
- в трещиноватых породах и крутом их падении, когда выработка располагается по простиранию пород, — боковой вруб.

Клиновые врубы чаще всего принимают при использовании перфораторов. Они обеспечивают хороший выброс породы из врубовой полости, но дают большой разброс ее от забоя. Это зачастую приводит к нарушению устойчивости временной крепи и снижению производительности погрузки породы.

При большом сечении выработки и в крепких породах применяют усиленные многоклиновые врубы.

Расстояния между шпурами клинового вруба принимают по ориентировочным данным, приведенным в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Параметры клинового вруба

Коэффициент крепости пород	**Расстояние (м) между**		**Угол наклона шпуров к плоскости забоя, град**	**Число врубовых шпуров**
	парами шпуров	**шпурами в ряду**		
2…6	0,50	2	70	4…6
6…8	0,45	2	68	4…6
8…10	0,40	2	65	6…8
10…15	0,35	2	63	6…8
15…20	0,35	1,8	60	6…8

Существенными недостатками отрывающих врубов являются:

- зависимость глубины шпуров от ширины выработки вследствие их наклонного положения;
- сложность размещения шпуров и придания им заданного угла наклона;
- трудность забуривания и реальная возможность отклонения шпуров от заданного направления, особенно с увеличением их глубины.

Врубовые шпуры второй группы располагают обычно перпендикулярно забою независимо от расположения трещин и параллельно друг к другу. Благодаря относительно сближенному расположению шпуров (10…30 см) при взрыве происходит не только отрыв породы от массива, но и главным образом разрушение ее между врубовыми шпурами.

Врубы с таким расположением шпуров называются дробящими, или, иначе, прямыми. Эти врубы обычно применяются при бурении шпуров тяжелыми бурильными установками. Известны призматические, щелевые, спиральные врубы и их комбинации (Рисунком 1.3). Схемы прямых врубов предусматривают одновременное или последовательное взрывание зарядов в шпурах, обычно комбинируемых с незаряженными шпурами или с центральной скважиной диаметром 100…150 мм, которые создают дополнительные поверхности обнажения и способствуют повышению эффективности взрыва. Прямые врубы обеспечивают возможность получения заходки любой требуемой глубины и достаточную кучность взорванной породы. Отброс породы от забоя не превышает 15…20 м в тоннелях и 8…10 м в штольнях. Достоинства этих врубов также заключаются в простоте обуривания забоя, умеренном сейсмическом и ударном воздействии на массив, возможности максимальной концентрации бурового оборудования у забоя и полной механизации процесса бурения

шпуров. При использовании буровых рам и самоходных бурильных установок рекомендуется преимущественное применение прямых врубов.

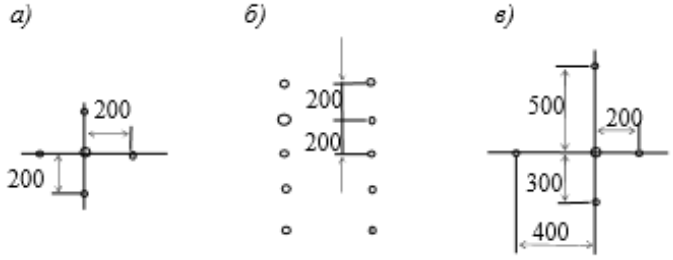


Рисунок 1.3 – Дробящие (прямые) врубы: а — призматический; б — щелевой; в — спиральный

В результате взрыва заряда стенки шпура разрушаются не на всю длину. Отношение разрушившейся части шпура l к его полной длине $l_{ш}$ называют коэффициентом использования шпуров (к.и.ш.):

$$\eta = \frac{l}{l_{ш}} \tag{1.1}$$

Коэффициент η в горизонтальных выработках обычно составляет 0,8…0,9. Назначение глубины шпуров производят с учетом площади поперечного сечения выработки, свойств породы, принятой механизации буровзрывных и погрузочных работ, способов заряжания и взрывания зарядов ВВ.

Особое внимание следует обращать на обеспечение устойчивости выработки после взрыва. Зачастую приходится ограничивать глубину заходки именно по этому условию, хотя с точки зрения производительности работ по проходке целесообразнее принимать большую глубину заходки. Ориентировочные значения допускаемой глубины заходки по условию устойчивости выработки приведены в Таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Допускаемая глубина заходки по условию устойчивости выработки

Коэффициент крепости породы	**Глубина заходки $l_{зах}$, м**	
	в тоннеле (S < 20 м²)	в штольне (S < 20 м²)
2…4	1,5…2,5	1,5…2,0
5…6	3,0	2,5
7…8	3,5	3,0
Более 8	4,0	3,5

При заданной глубине заходки длина отбойных и контурных шпуров определяется коэффициентом использования шпуров и углом наклона их к плоскости забоя. Концы этих шпуров должны лежать в одной плоскости, перпендикулярной продольной оси выработки. Длина врубовых шпуров должна превышать на 10 % длину остальных шпуров.

Устья контурных и подошвенных шпуров располагают в 10…20 см от проектного очертания выработки, а концы их должны находиться на проектном контуре. Отбойные шпуры располагают между врубовыми и контурными шпурами таким образом, чтобы на

каждый шпур приходился примерно одинаковый объем взрываемой породы при условии достаточного ее дробления.

1.3 Взрывчатые вещества и средства взрывания

Тип ВВ и СВ назначают в зависимости от инженерно-геологических условий заложения тоннеля, сечения выработки, физико-механических свойств горных пород. Применяют ВВ как в патронах, так и россыпью (гранулированные). В последнем случае для заряжания ВВ используют механизированные пневмозарядчики. Ориентировочный выбор ВВ производят, пользуясь данными Таблице 1.3. Размеры и масса патронов наиболее распространенных ВВ приведены в Таблице 1.4.

Таблица 1.3 – Ориентировочный выбор ВВ

Категория пород по крепости	**Коэффициент крепости пород**	**Наименование ВВ**	**Тип установки ВВ**
Весьма крепкие и крепкие	10…20	Аммонит №1 скальный Аммонал №3 скальный Детонит М Граммонал А-8	Патроны То же » Россыпью
Крепкие	7…10	Аммонал Гранулит АС-8В	Патроны Россыпью
Крепкие и средней крепости	4…7	Аммонит №6ЖВ Граммонит 79/21-Б Гранулит АС-4В	Патроны Россыпью »
Средней крепости	2…4	Динафталит Гранулит М	Патроны Россыпью
Средней крепости и слабые	1…2	Аммонит ПЖВ-20 Аммонит Т-19	Патроны »

Взрывание зарядов при проходке тоннелей, как правило, производят электрическим способом с помощью электродетонаторов. Дополнительно используют, особенно при взрывании контурных рассредоточенных зарядов, детонирующий шнур.

Таблица 1.4 – Размеры и масса патронов ВВ

Наименование ВВ	Диаметр патрона, см	Длина патрона, см	Масса патрона, г
Аммонит №1 скальный	3,6	17,5	250
Аммонал №3 скальный	3,6	25	250
Аммонал	3,2	25	250
Детонит М	3,2	25	250
Аммонит №6ЖВ	3,2	25	200
Динафталит	3,2	25	200
Аммонит ПЖВ-20	3,6	17,5	200

Применяют следующие типы электродетонаторов (выпускаемые промышленностью):

– мгновенного действия — ЭД-8-Э, ЭД-8-ПМ, ЭДС;
– короткозамедленного действия — ЭДКЗ (со ступенями замедления 25; 50; 75; 100; 150; 250 мс), ЭДКЗ-ПМ-15 (со ступенями замедления 15; 30; 45; 75; 105; 120 мс);
– замедленного действия — ЭДЗД (со ступенями замедления 0,5; 0,75; 1,2; 4; 6; 8; 10 с).

1.4 Расчет параметров буровзрывных работ

Разработка на полное сечение.

1. Определяют средний удельный расход ВВ, кг/м³:

$$q_c = \left(0{,}3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}}\right) \cdot e \cdot \psi \cdot \omega \qquad (1.2)$$

где f — коэффициент крепости породы;

S — площадь поперечного сечения выработки, м²;

e — коэффициент работоспособности ВВ (Таблице 1.5);

ψ — коэффициент влияния плотности заряжания (Таблице 1.6);

ω — коэффициент структуры и трещиноватости горных пород (Таблице 1.7).

Таблица 1.5 – Коэффициент работоспособности ВВ

Наименование ВВ	e	Наименование ВВ	e
Аммонит №1 скальный	0,81	Гранулит АС-4В	0,98
Аммонал №3 скальный	0,80	Аммонит №6ЖВ	1,00
Детонит М	0,82	Граммонит 79/21-В	1,00
Граммонал А-8	0,80	Динафталит	1,08
Гранулит АС-8В	0,89	Гранулит М	1,13
Аммонал	0,91	Аммонит ПЖВ-20	1,20

Таблица 1.6 – Коэффициент влияния плотности заряжания

Способ заряжания	ψ
Заряжание обычными патронами	1,10
Заряжание с раздавливанием пластичных патронов ВВ	1,15
Заряжание россыпными ВВ	1,00

Таблица 1.7 – Коэффициент структуры и трещиноватости горных пород

Горно-геологическая характеристика	ω	f
Монолитные плотные	1,9…2,0	18…20
Монолитные, с жильными включениями, ослабляющими массив в зонах контакта	1,8…1,9	14…18
Нетрещиноватые, с перпендикулярными к продольной оси тоннеля напластованиями	1,6…1,8	10…14
Без видимых трещин, с параллельными или наклонными до 70° напластованиями к продольной оси тоннеля	1,4…1,6	8…10
Слаботрещиноватые (до 2 трещин на 1 м² забоя)	1,0…1,4	6…8
Трещиноватые (от 2 до 5 трещин на 1 м² забоя)	0,8…1,0	4…6
Сильнотрещиноватые (свыше 5 трещин на 1 м² забоя)	0,6…0,8	2…4

2. Вычисляют линию наименьшего сопротивления (л.н.с.) отбойных шпуров, м:

$$w_0 \approx 52 \cdot k_з \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\rho_{вв}}{\rho \cdot e \cdot \omega}} \tag{1.3}$$

где $k_з$ — коэффициент зажима (Таблице 1.8);

d — диаметр заряда ВВ, м;

$\rho_{вв}$ — плотность ВВ в патронах (при заряжании), кг/м³ (Таблице 1.9);

ρ — расчетная плотность породы, кг/м³ (Таблице 1.10).

Таблица 1.8 – Коэффициент зажима

Площадь сечения выработки, м²	**Менее 20**	**20…50**	**Более 50**
$k_з$	0,7	0,8	0,9

Таблица 1.9 – Плотность ВВ в патронах при заряжании

Наименование ВВ	$\rho_{вв} \cdot 10^{-3}$, **кг/м³**	**Наименование ВВ**	$\rho_{вв} \cdot 10^{-3}$, **кг/м³**
Аммонит №1 скальный	1,45…1,58	Аммонит ПЖВ-20	1,05…1,20
Аммонал №3 скальный	0,90…1,10	Аммонит Т-19	1,05…1,20
Аммонал	0,95…1,15	Граммонал А-8	1,00…1,25
Детонит М	0,95…1,20	Гранулит АС-8В	1,00…1,20
Аммонит №6ЖВ	1,00…1,20	Гранулит АС-4В	1,00…1,20
Динафталит	1,00…1,15	Граммонит 79/21-Б	1,00…1,25

Таблица 1.10 – Расчетная плотность породы

Коэффициент крепости породы	**2…3**	**4…6**	**7…9**	**10…14**	**15 и более**
ρ, кг/м³	2100	2500	2750	2900	3000

3. Назначают расстояние между шпурами: для врубовых — по схеме принятого вруба, для отбойных и подошвенных — по Таблице 1.11, для контурных — по Таблице 1.12.

Таблица 1.11 – Расстояния между отбойными и подошвенными шпурами

Наименование шпуров	**Расстояние в долях л.н.с.** w_0	
	между рядами шпуров	**между шпурами в ряду**
Отбойные	0,80…0,95	0,90…0,95
Подошвенные	0,70…0,85	0,70…0,90

Таблица 1.12 – Расстояния между контурными шпурами

Коэффициент крепости породы	**Расстояние (м) в породах**		
	монолитных	слаботрещиноватых	сильнотрещиноватых
2…3	0,6	0,7	0,6
4…6	0,5	0,6	0,7
7…9	0,4	0,5	0,6
10…12	0,3	0,4	0,5

В практике обычно принимают расстояния между шпурами и рядами шпуров одинаковыми.

При использовании контурных шпуров с профильными надрезами-концентраторами напряжений расстояние между этими шпурами принимают равным расстоянию между отбойными шпурами.

4. Определяют необходимое количество шпуров:

$$N = N_к + N_п + N_о + N_{вр} \qquad (1.4)$$

где $N_к$ — количество контурных шпуров;

$N_п$ — количество подошвенных шпуров;

$N_о$ — количество отбойных шпуров;

$N_{вр}$ — количество врубовых шпуров.

Количество контурных шпуров находят по формуле

$$N_к = \frac{p_к}{a_к} + 1 \tag{1.5}$$

где $p_к$ — периметр выработки по линии расположения контурных шпуров, м;

$a_к$ — расстояние между контурными шпурами, м.

Линия наименьшего сопротивления контурных шпуров, м:

$$w_к = \frac{a_к}{m} \tag{1.6}$$

где m — коэффициент сближения контурных зарядов (Таблице 1.13).

Таблица 1.13 – Коэффициент сближения контурных зарядов

Коэффициент крепости породы	**2…3**	**4…6**	**7…9**	**10…14**	**15…20**
m	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6

Площадь сечения забоя, взрываемую контурными зарядами, м², определяют по формуле

$$S_к = (N_к - 1) \cdot a_к \cdot w_к \tag{1.7}$$

Количество подошвенных шпуров

$$N_п = \frac{B}{a_п} + 1 \tag{1.8}$$

где B — ширина выработки по подошве, м;

$a_п$ — расстояние между подошвенными шпурами, м.

Площадь сечения забоя, взрываемая подошвенными шпурами, м²:

$$S_п = w_0 \cdot B \tag{1.9}$$

Количество врубовых шпуров $N_{вр}$ и площадь сечения забоя, взрываемая врубовыми зарядами, $S_{вр}$ определяют по схеме вруба.

Количество отбойных шпуров находят по формуле

$$N_о = \frac{1{,}27 \cdot q_c \cdot S_о}{d^2 \cdot k_{зап} \cdot \rho_{вв} \cdot k_у} \tag{1.10}$$

где $S_о = S - \left(S_к + S_п + S_{вр}\right)$ — площадь сечения забоя, взрываемая отбойными зарядами, м²;

$k_{зап}$ — коэффициент заполнения шпура при заряжании (Таблице 1.14);

$k_у$ — коэффициент уплотнения зарядов ВВ в процессе заряжания, для россыпных и пластинчатых ВВ $k_у$ = 1,05…1,15, для патронированных $k_у$ = 1.

Таблица 1.14 – Коэффициент заполнения шпура при заряжании

Коэффициент крепости породы f	**2…3**	**4…6**	**7…9**	**10…14**	**15…20**
$k_{\text{зап}}$	0,50… 0,55	0,60… 0,65	0,65… 0,70	0,70… 0,75	0,75… 0,80

5. После определения количества шпуров составляют схему расположения шпуров на чертеже поперечного сечения выработки, на которой уточняют количество отбойных шпуров и общее количество шпуров (Рисунке 1.4).

6. Определяют расход ВВ на цикл (заходку). Вначале получают ориентировочный расход ВВ, кг, по формуле

$$Q = q_c \cdot S \cdot l_{\text{зах}} \tag{1.11}$$

Находят массу контурного заряда, кг:

$$q_{\text{к}} = l_{\text{к}} \cdot k_{\text{к}} \tag{1.12}$$

где $l_{\text{к}}$ — глубина контурного шпура, м;

$k_{\text{к}}$ — коэффициент концентрации контурных зарядов, кг/м (Таблице 1.15).

Таблица 1.15 – Коэффициент концентрации контурных зарядов

Коэффициент крепости породы	**2…3**	**4…6**	**7…9**	**10…14**	**15…20**
$k_{\text{к}}$	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45

При расчете массы патронированного заряда необходимо иметь в виду, что в шпуре должно размещаться целое число патронов ВВ. Поэтому расчетную массу заряда корректируют с учетом этого условия.

Общая масса контурных зарядов, кг:

$$Q_{\text{к}} = q_{\text{к}} \cdot N_{\text{к}} \tag{1.13}$$

Средняя масса врубового заряда, кг:

$$q_{\text{вр}} = \frac{1{,}2 \cdot (Q - Q_{\text{к}})}{N - N_{\text{к}}} \tag{1.14}$$

Общая масса врубовых зарядов, кг:

$$Q_{\text{вр}} = q_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} \tag{1.15}$$

Масса отбойного и подошвенного зарядов, кг:

$$q_{\text{оп}} = \frac{Q - \left(Q_{\text{к}} + Q_{\text{вр}}\right)}{N - \left(N_{\text{к}} + N_{\text{вр}}\right)} \tag{1.16}$$

Общая масса отбойных и подошвенных зарядов, кг:

$$Q_{\text{оп}} = q_{\text{оп}} \cdot (N_{\text{о}} + N_{\text{п}}) \tag{1.17}$$

Общий расход ВВ на цикл, кг:

$$Q_{\text{вв}} = Q_{\text{к}} + Q_{\text{оп}} + Q_{\text{вр}} \tag{1.18}$$

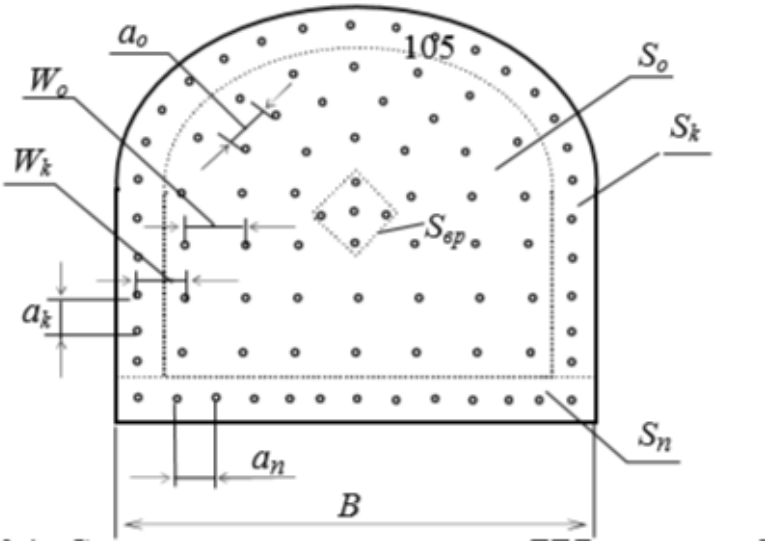


Рисунок 1.4 – Схема к расчету параметров БВР при разработке тоннеля на полное сечение: w_0 и $w_к$ — л.н.с. отбойных и контурных шпуров; $a_о$, $a_к$, $a_п$ — расстояния соответственно между отбойными, контурными и подошвенными шпурами; $S_{вр}$, $S_о$, $S_к$, $S_п$ — площади сечения забоя, взрываемые соответственно врубовыми, отбойными, контурными и подошвенными шпурами

2 ХОД РАБОТЫ

Исходные данные для расчета параметров БВР приведены в Таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Исходные данные

f	S, м²	B, м	P, м	$l_к$, м	$l_{зах}$, м
8	14,17	4,53	12,55	3,5	3,0

Для породы с коэффициентом крепости f = 8 (крепкие породы) по Таблице 1.3 принято ВВ аммонал в патронах; по Таблице 1.4 патрон диаметром 3,2 см, длиной 25 см и массой 250 г. По Таблице 1.5 коэффициент работоспособности аммонала e = 0,91; при заряжании обычными патронами ψ = 1,10 (Таблице 1.6); плотность ВВ в патронах принята средней для диапазона 0,95…1,15: $\rho_{вв}$ = 1050 кг/м³ (Таблице 1.9); расчетная плотность породы при f = 8 составляет ρ = 2750 кг/м³ (Таблице 1.10). Порода принята слаботрещиноватой, поэтому ω = 1,2 — среднее значение диапазона (Таблице 1.7). Взрывание зарядов электрическое, средствами инициирования приняты электродетонаторы.

1. Средний удельный расход ВВ по формуле (1.2):

$$q_c = \left(0{,}3\sqrt{8} + \frac{2}{\sqrt{14{,}17}}\right) \cdot 0{,}91 \cdot 1{,}1 \cdot 1{,}2 = 1{,}66 \text{кг/м}^3 \qquad (2.1)$$

2. Линия наименьшего сопротивления отбойных шпуров по формуле (1.3) при $k_з$ = 0,7 (сечение S = 14,17 м² < 20 м², Таблице 1.8):

$$w_0 = 52 \cdot 0{,}7 \cdot 0{,}032 \cdot \sqrt{\frac{1050}{2750 \cdot 0{,}91 \cdot 1{,}2}} = 0{,}69 \text{ м} \qquad (2.2)$$

3. Расстояния между шпурами: для отбойных шпуров по Таблице 1.11 — $0{,}9w_0 = 0{,}62$ м, принято $a_о = 0{,}6$ м (одинаковым между шпурами и рядами шпуров); для подошвенных — $0{,}8w_0 = 0{,}55$ м; для контурных при $f = 8$ в слаботрещиноватых породах по Таблице 1.12 — $a_к = 0{,}5$ м.

4. Необходимое количество шпуров. Количество контурных шпуров по формуле (1.5) при $p_к = P = 12{,}55$ м:

$$N_к = \frac{12{,}55}{0{,}5} + 1 = 26{,}1 \approx 26 \tag{2.3}$$

Линия наименьшего сопротивления контурных шпуров по формуле (1.6) при $m = 0{,}8$ ($f = 8$, Таблице 1.13):

$$w_к = \frac{0{,}5}{0{,}8} = 0{,}63 \text{ м} \tag{2.4}$$

Площадь сечения забоя, взрываемая контурными зарядами, по формуле (1.7):

$$S_к = (26 - 1) \cdot 0{,}5 \cdot 0{,}63 = 7{,}88 \text{м}^2 \tag{2.5}$$

Количество подошвенных шпуров по формуле (1.8):

$$N_п = \frac{4{,}53}{0{,}55} + 1 = 9{,}2 \approx 9 \tag{2.6}$$

Площадь сечения забоя, взрываемая подошвенными шпурами, по формуле (1.9):

$$S_п = 0{,}69 \cdot 4{,}53 = 3{,}13 \text{м}^2 \tag{2.7}$$

Вруб принят вертикальный клиновой: по Таблице 1.1 для крепости $f = 8$ — восемь шпуров (четыре пары) с расстоянием между парами 0,4 м и углом наклона 65° к плоскости забоя; площадь сечения забоя, взрываемая врубовыми зарядами, по схеме вруба $S_{вр} = 1{,}5$ м².

Площадь сечения забоя, взрываемая отбойными зарядами:

$$S_о = 14{,}17 - (7{,}88 + 3{,}13 + 1{,}5) = 1{,}66 \text{м}^2 \tag{2.8}$$

Количество отбойных шпуров по формуле (1.10) при $k_{зап} = 0{,}70$ ($f = 8$, Таблице 1.14) и $k_у = 1$ (патронированное ВВ):

$$N_о = \frac{1{,}27 \cdot 1{,}66 \cdot 1{,}66}{0{,}032^2 \cdot 0{,}70 \cdot 1050 \cdot 1} = 4{,}65 \approx 5 \tag{2.9}$$

Общее количество шпуров по формуле (1.4):

$$N = 26 + 9 + 5 + 8 = 48 \tag{2.10}$$

Схема расположения шпуров на чертеже поперечного сечения выработки приведена на Рисунка 2.1: 26 контурных шпуров размещены по контуру сечения с шагом $a_к = 0{,}5$ м, 8 врубовых образуют вертикальный клиновой вруб в центре забоя (четыре пары с углом наклона к плоскости забоя 65°, Таблице 1.1), 5 отбойных расположены между врубом и контурными шпурами, 9 подошвенных — вдоль подошвы выработки. Количество отбойных шпуров и общее количество шпуров уточнены по схеме без изменений. Взрывание производится в четыре ступени: в первую взрывают врубовые заряды (шпуры 1…8), во вторую — отбойные (9…13), в третью — подошвенные (14…22), в четвертую — контурные (23…48).

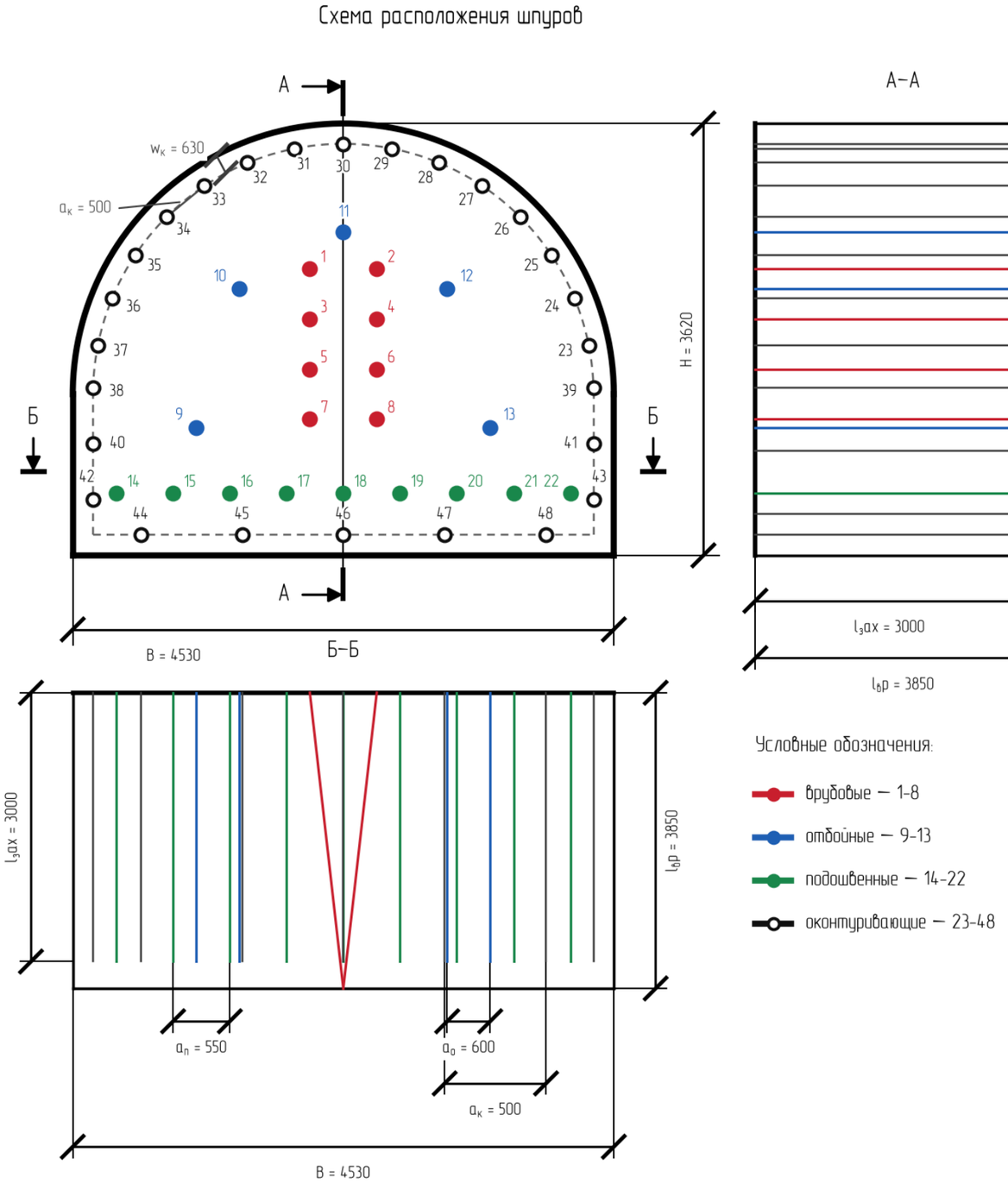


Рисунок 2.1 – Схема расположения шпуров

5. Глубина шпуров и заходка. Глубина отбойных и контурных шпуров принята по заданию $l_{к}$ = 3,5 м; при этом коэффициент использования шпуров

$$\eta = \frac{l_{зах}}{l_{к}} = \frac{3}{3{,}5} = 0{,}86 \tag{2.11}$$

находится в рекомендуемых пределах 0,8…0,9. Глубина врубовых шпуров принята на 10 % больше: $l_{вр}$ = 1,1 · 3,5 = 3,85 м. Допускаемая глубина заходки по условию устойчивости выработки при f = 8 составляет 4,0 м (Таблице 1.2), что больше принятой $l_{зах}$ = 3 м.

6. Расход ВВ на цикл (заходку). Ориентировочный расход ВВ по формуле (1.11):

$$Q = 1{,}66 \cdot 14{,}17 \cdot 3 = 70{,}57 \text{ кг} \tag{2.12}$$

Масса контурного заряда по формуле (1.12) при $k_{к}$ = 0,35 (f = 8, Таблице 1.15):

$$q_{к} = 3{,}5 \cdot 0{,}35 = 1{,}225 \text{ кг} \tag{2.13}$$

Расчетная масса корректируется до целого числа патронов массой 250 г: принято 5 патронов, $q_{к}$ = 1,25 кг (длина заряда 5 · 25 = 125 см при глубине шпура 3,5 м). Общая масса контурных зарядов по формуле (1.13):

$$Q_{к} = 1{,}25 \cdot 26 = 32{,}5 \text{ кг} \tag{2.14}$$

Средняя масса врубового заряда по формуле (1.14):

$$q_{вр} = \frac{1{,}2 \cdot (70{,}57 - 32{,}5)}{48 - 26} = 2{,}08 \text{ кг} \tag{2.15}$$

Принято 8 патронов: $q_{вр}$ = 2,0 кг. Общая масса врубовых зарядов по формуле (1.15):

$$Q_{вр} = 2{,}0 \cdot 8 = 16{,}0 \text{ кг} \tag{2.16}$$

Масса отбойного и подошвенного зарядов по формуле (1.16):

$$q_{оп} = \frac{70{,}57 - (32{,}5 + 16{,}0)}{48 - (26 + 8)} = 1{,}58 \text{ кг} \tag{2.17}$$

Принято 6 патронов: $q_{оп}$ = 1,5 кг. Общая масса отбойных и подошвенных зарядов по формуле (1.17):

$$Q_{оп} = 1{,}5 \cdot (5 + 9) = 21{,}0 \text{ кг} \tag{2.18}$$

Общий расход ВВ на цикл по формуле (1.18):

$$Q_{вв} = 32{,}5 + 21{,}0 + 16{,}0 = 69{,}5 \text{ кг} \tag{2.19}$$

Полученный расход не превышает ориентировочного: $Q_{вв}$ = 69,5 кг < Q = 70,57 кг.

Основные параметры запроектированного паспорта БВР сведены в Таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Основные параметры паспорта БВР

Параметр	Обозначение	Значение
Тип ВВ	—	Аммонал, патроны 3,2×25 см, 250 г
Коэффициент работоспособности ВВ	e	0,91
Средний удельный расход ВВ	q_c	1,66 кг/м³
Л.н.с. отбойных шпуров	w_0	0,69 м
Л.н.с. контурных шпуров	$w_к$	0,63 м
Расстояние между отбойными шпурами	$a_о$	0,6 м
Расстояние между подошвенными шпурами	$a_п$	0,55 м
Расстояние между контурными шпурами	$a_к$	0,5 м
Количество контурных шпуров	$N_к$	26
Количество отбойных шпуров	$N_о$	5
Количество подошвенных шпуров	$N_п$	9
Количество врубовых шпуров	$N_{вр}$	8
Общее количество шпуров	N	48
Глубина отбойных и контурных шпуров	$l_к$	3,5 м
Глубина врубовых шпуров	$l_{вр}$	3,85 м
Глубина заходки	$l_{зах}$	3,0 м
Коэффициент использования шпуров	η	0,86
Масса контурного заряда	$q_к$	1,25 кг (5 патронов)
Масса врубового заряда	$q_{вр}$	2,0 кг (8 патронов)
Масса отбойного и подошвенного зарядов	$q_{оп}$	1,5 кг (6 патронов)
Расход ВВ на цикл	$Q_{вв}$	69,5 кг (278 патронов)

Вывод: таким образом, для выработки площадью сечения 14,17 м² в крепких слаботрещиноватых породах с коэффициентом крепости f = 8 запроектирован паспорт буровзрывных работ на полное сечение: в качестве ВВ принят аммонал в патронах диаметром 32 мм; в забое располагается 48 шпуров, в том числе 8 врубовых (вертикальный клиновой вруб), 5 отбойных, 9 подошвенных и 26 контурных; составлена схема расположения шпуров на поперечном сечении выработки с нумерацией шпуров и очерёдностью их взрывания. Глубина шпуров 3,5 м (врубовых 3,85 м) обеспечивает заходку 3,0 м при коэффициенте использования шпуров 0,86. Общий расход ВВ на цикл составляет 69,5 кг, что соответствует принятому удельному расходу 1,66 кг/м³.

Министерство науки и высшего образования РФ
Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт цветных металлов
институт

Шахтное и подземное строительство
кафедра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №7

Расчёт элементов проходческих работ
тема

Преподаватель _____ Г. С. Курчин
подпись, дата инициалы, фамилия

Студент ГГ21-10 _____ А.С. Ткаченко
номер группы, зачетной книжки подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2026 г.

1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1 Бурение шпуров в забое

Проходческий цикл начинается, как правило, с разметки в забое мест расположения шпуров, выполняемой в соответствии со схемой в паспорте буровзрывных работ.

До начала разметки и бурения шпуров забой подземной выработки осматривают и приводят в безопасное состояние путем тщательной оборки и простукивания при помощи специального оборника (длинного лома). Породу, издающую при простукивании характерный глухой звук, и породу, имеющую видимые заколы, отбивают и удаляют. Удаляют также куски породы, нависшие или заброшенные взрывом на обделку или проходческое оборудование.

В качестве проходческого оборудования могут использоваться шахтные бурильные установки (Рисунка 1.1), предназначенные для бурения шпуров в породах различной крепости при проведении горных выработок, строительстве тоннелей, а также при ведении очистных работ в рудниках. Шпуры бурят вдоль оси выработки, в кровлю, бока и почву выработки. В качестве бурильных машин используют различные типы перфораторов, буровые головки вращательно-ударного действия (реже вращательного и ударно-вращательного действия).

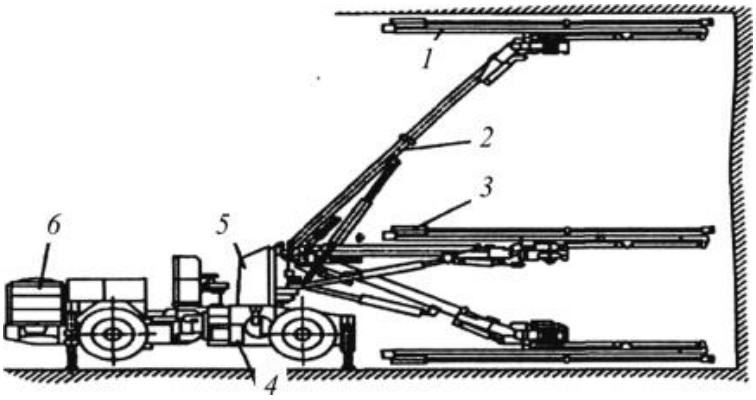


Рисунок 1.1 – Шахтная бурильная установка: 1 — податчик; 2 — манипулятор; 3 — бурильная головка; 4 — рама с ходовой частью; 5 — пульт и система управления; 6 — привод

Технические характеристики бурильных установок приведены в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Техническая характеристика бурильных установок

Тип установки	Зона бурения и обуривания					Тип бурильной машины	Мощность привода, кВт	Тип ходовой части	В транспортном положении, м			
	Масса, т	Высота зоны бурения, м	Ширина зоны бурения, м	Глубина бурения, м	Площадь обуривания забоя, м²				Число бурильных машин, ед.	длина	ширина	высота
УБШ 121 (УБШ 101)	3	4	2	6–11	2	ПК60А	20	Пневмо-колесная	4,5	1,45	1,5	4
БК-2П	3	4	2	6–11	2	ПК60А	20		5,7	1,4	1,4	5,5
2УБН-2П (УБШ 208)	3,2	4,5	2,5	6–14	2	ПК60А	20		6,8	1,5	1,5	6,25
УБА	7	8	4	25–50	2	ПК60А	100		9,5	2,6	3,5	14
СБУ2МН (УБШ 304)	3,9	5,5	2,75	24	2	1100-1-1М	14		7,1	1,87	1,75	6
СБУ2К (УБШ 401)	5	7,7	4	34	2	БГА-1М	18	Гусеничная	9,2	2,4	2,8	13,9
СБКН2М (УБШ 207)	3,2	4,4	2,5	6–12	2	ПК60А	14		6	1,3	1,3	5,7
БУ-1Б (УБШ 202)	4	5	2,75	18,5	1	БГА-1М	14	Колесно-рельсовая	6,5	1,08	1,5	2,3
БУР2Б (УБШ 302)	4,5	5,5	2,75	22,8	2	БГА-1М	14		7	1,3	1,5	4,95
БКГ-2 (УБШ 309)	4,5	4,5	2,8	22	2	ГП-1	14		7,2	1,32	1,4	5,5
БУЭ-1М (УБШ 204)	3,2	3,3	2,8	6–10	1	Электрический	–		8,2	1,15	1,25	5,4
УБШ-322Д (УБШ 312)	4,4	6,9	3	8–22	2	ГБП	55	Пневмо-колесная	11	1,75	2,3	12
УБШ-532Д (УБШ 501)	7,2	8,6	4	15–60	3	ГБП	55		12,5	2,5	2,8	22
УБШ-32 (УБШ 315)	4,6	7	3,3	11–27	2	ГБГ	55		10,5	1,9	2,8	18

Примечание. Первая цифра типа установки обозначает размерную группу, две вторые цифры — порядковый номер модификации, буква — индекс модификации, тип привода. ГБП — пневматический перфоратор; ГБГ — гидравлический перфоратор.

Техническая производительность бурильной машины:

$$P_{б}^{т} = V_{м} \cdot k_{д} \cdot k_{зам} \cdot k_{всп}, \text{м/мин} \qquad (1.1)$$

где $V_{м}$ — механическая скорость бурения, определяемая для машин типа БГА-1 по Таблице 1.2;

$k_{д}$ — коэффициент учета диаметра шпура, $k_{д} = \frac{30}{d_{шп}}$;

$k_{зам}$ — коэффициент учета потерь времени на замену бурового инструмента, принимают $k_{зам} = 0{,}6…0{,}8$;

$k_{всп}$ — коэффициент учета потерь времени на вспомогательные операции при перемещении машины от шпура к шпуру, включая забуривание, принимают $k_{всп} = 0{,}8…0{,}9$.

Таблица 1.2 – Зависимость механической скорости бурения от коэффициента крепости породы

f	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$V_{м}$, м/мин	2,20	2,00	1,80	1,65	1,50	1,35	1,20	1,10	1,00

Эксплуатационная производительность бурильной установки:

$$P_{б}^{э} = 60 \cdot P_{б}^{т} \cdot k_{од} \cdot k_{над} \cdot k_{пр} \cdot m_{б}, \text{м/ч} \qquad (1.2)$$

где $k_{од}$ — коэффициент одновременности работы бурильных машин, принимают $k_{од}$ = 0,7…0,8 при 2–3 машинах и $k_{од}$ = 0,5…0,6 при 4–6 машинах;

$k_{над}$ — коэффициент надежности бурильных машин, принимают $k_{над}$ = 0,8…0,9;

$k_{пр}$ — коэффициент потерь времени по организационно-техническим причинам, $k_{пр}$ = 0,75…0,9;

$m_б$ — количество бурильных машин на установке (агрегате).

1.2 Погрузка породы в забое

При проведении выработок буровзрывным способом возникает необходимость погрузки отбитой руды и породы в транспортные средства. Это один из наиболее трудоемких и продолжительных рабочих процессов проходческого цикла. Этот процесс механизирован с помощью различных погрузочных машин и скреперных комплексов.

По принципу работы погрузочные машины для горизонтальных выработок подразделяются на машины непрерывного и периодического действия. Общие виды погрузочных машин периодического и непрерывного действия приведены на Рисунок 1.2, классификация погрузочных машин — на Рисунок 1.3.

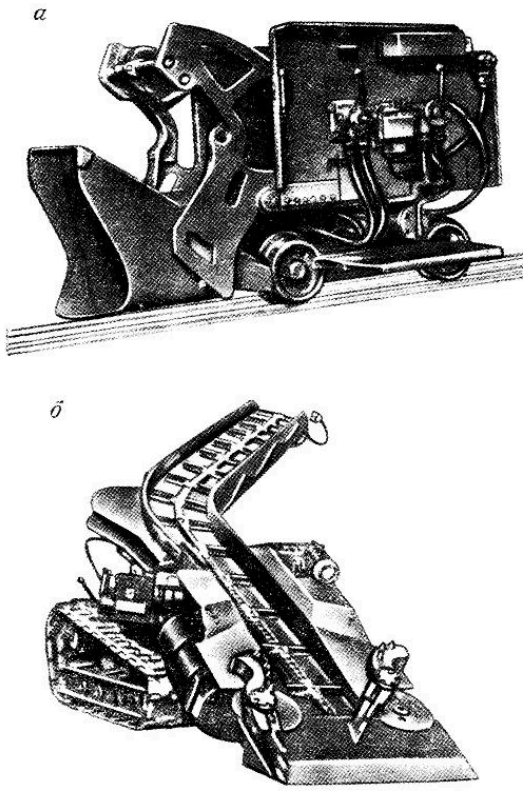


Рисунок 1.2 – Общие виды погрузочных машин периодического и непрерывного действия: а — погрузочная машина периодического действия ППН-1С; б — погрузочная машина непрерывного действия ПНБ-3

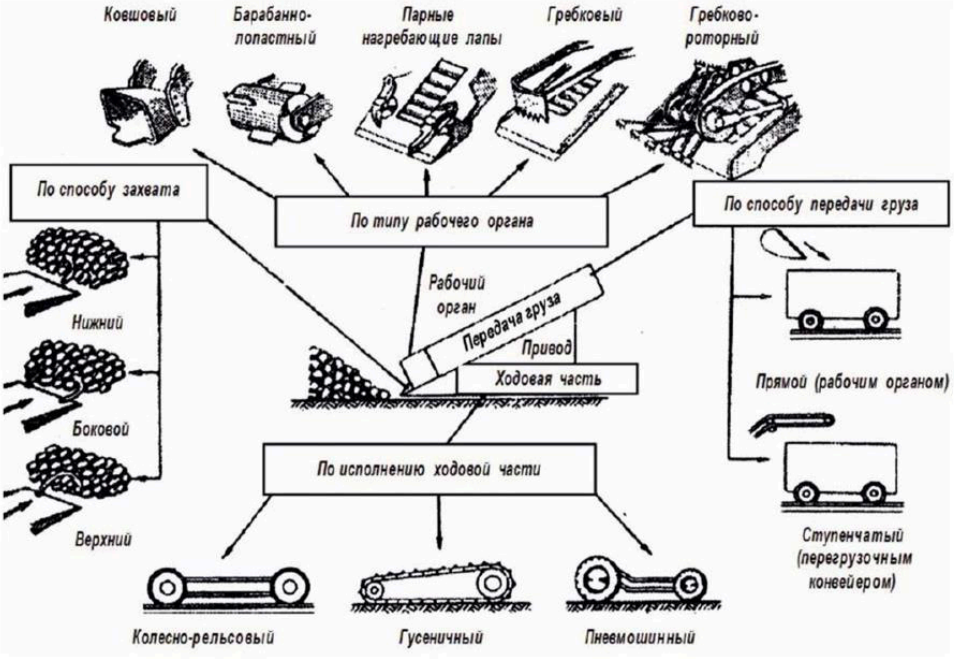


Рисунок 1.3 – Классификация погрузочных машин

Тоннельные экскаваторы. В выработках большого поперечного сечения для погрузки породы можно применять полноповоротные одноковшовые экскаваторы на гусеничном ходу. Габариты и конструкция таких экскаваторов приспособлены для работы в подземной выработке. Для этого укорачивают стрелу, которой иногда придают изогнутую Г-образную форму, уменьшают длину корпуса машины и увеличивают противовес.

Примером специального тоннельного экскаватора является экскаватор Э-7515 (Рисунка 1.4), который предназначен для погрузки породы крупностью до 650 мм при проходке выработок сечением более 40 м² и шириной не менее 5,5 м.

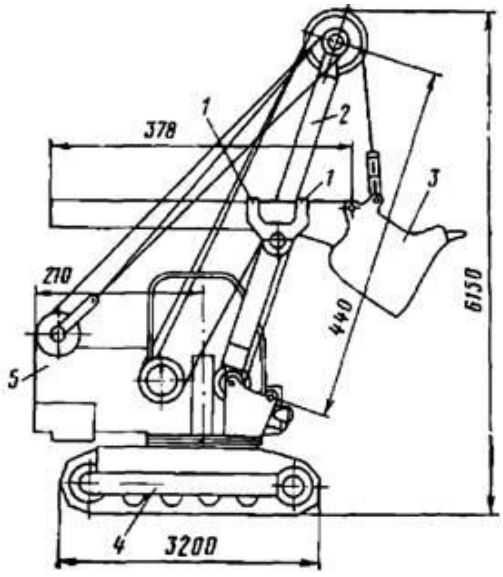


Рисунок 1.4 – Тоннельный экскаватор Э-7515: 1 — напорный механизм; 2 — стрела прямой лопаты; 3 — ковш с рукоятью; 4 — ходовая тележка; 5 — корпус

В выработках высотой не менее 5 м и шириной не менее 10 м можно применять экскаватор ЭП-1, созданный для погрузки скальной породы крупностью до 900 мм на подземных

работах в горной промышленности. Основные характеристики экскаваторов Э-7515 и ЭП-1 приведены в Таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Основные характеристики экскаваторов

Показатель	**Э-7515**	**ЭП-1**
Емкость ковша, м³	0,75	1,0
Число циклов в минуту	2	3
Наибольший радиус черпания, м	5,5	8,5
Наибольший радиус разгрузки, м	4,5	7,2
Наибольшая высота разгрузки, м	4,7	5,1
Масса, т	17,0	35,6
Теоретическая производительность, м³/ч	90	180

Техническую производительность подземных (тоннельных) экскаваторов определяют по формуле

$$P_{э}^{т} = \frac{60 \cdot E \cdot k_{н}}{t_{ц}}, \frac{м^3}{ч} \tag{1.3}$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м³;

$k_{н}$ — коэффициент наполнения ковша, принимают: при мелкой фракции (до 100 мм) — 0,95…1,00; при крупной (крупнее 400 мм) — 0,75…0,80;

$t_{ц}$ — время цикла черпания, равное 30…45 с.

Техническая производительность погрузочных машин типа ПНБ и ППН принимается по характеристикам конкретных машин, которые представлены в Таблице 1.4.

Таблица 1.4 – Характеристики погрузочных машин типа ПНБ и ППН

Параметры	Машины периодического действия					Машины непрерывного действия ступенчатой погрузки для горизонтальных выработок			
	Прямой погрузки для горизонтальных выработок	Ступенчатой погрузки для наклонных выработок	Прямой погрузки для горизонтальных выработок		ППН-1С	ППН-2Г	ППН-3	1ППН-5	ППМ-4У
2ПНБ-2	**ПНБ-2**	**ПНБ-3Д**							
Производительность техническая, м³/мин	0,8	1,0	1,25	1,25	1,25	2,2	2,5	4	6
Установленная мощность, кВт (л.с.)	(24)	(50)	(52)	21,5	21,5	31	70	114	142
Емкость ковша, м³	0,2	0,32	0,5	0,32	0,32	–	–	–	–
Наибольший размер погружаемого куска, мм	200	400	600	400	400	400	500	600	800
Высота разгрузки, мм	1300	1500	1650	1450	1450	Не ограничена			
Фронт погрузки, мм	2200	–	3200	4000	4000	Не ограничен			
Габаритные размеры, мм: длина	2250	2600	–	7435	8200	7800	7800	9000	10000
ширина	1250	1450	1500	1400	1800	1600	1800	2700	2700
высота транспортная	1500	1750	1800	1725	1725	1250	1450	1900	2000
высота максимальная	2250	2250	2800	2250	2250	2300	2600	3400	3900
Масса, т	3,5	5	6,8	9,23	10	7	11,8	26	34

Эксплуатационная производительность погрузочной машины:

$$P_{\text{п}}^{\text{э}} = \frac{60 \cdot V_{\text{в}} \cdot k_{\text{н.к}}}{V_{\text{в}} \cdot \frac{k_{\text{н.к}}}{P_{\text{п}}^{\text{т}} \cdot k_{\text{нр}} \cdot k_{\text{н}}} + \frac{2 \cdot l_{\text{о}}}{V_{\text{о}}} + t_{\text{пр}} + \frac{t_{\text{под}}}{n_{\text{в}}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{ч}} \qquad (1.4)$$

где $V_{\text{в}}$ — емкость кузова вагона (самосвала), м³;

$P_{\text{п}}^{\text{т}}$ — техническая производительность погрузочной машины, м³/мин;

$k_{\text{н.к}}$ — коэффициент наполнения кузова, равен 1,1…1,2;

$k_{\text{нр}}$ — коэффициент неравномерности разброса породы при взрыве, принимают 0,85…0,90;

$k_{\text{н}}$ — коэффициент надежности погрузочной машины, принимают 0,65…0,85;

$l_{\text{о}}$ — расстояние откатки от погрузочной машины до пункта обмена вагонов (разминовки), обычно принимают 50…100 м;

$V_{\text{о}}$ — средняя скорость движения транспорта у забоя, обычно принимают 80…100 м/мин;

$t_{\text{пр}}$ — время на прицепку и расцепку вагонов с погрузочной машиной (для машин типа ППН), обычно принимают 1…2 мин;

$t_{\text{под}}$ — время, затрачиваемое на смену составов вагонов, обычно принимают 5…10 мин;

$n_{\text{в}}$ — количество вагонов в составе, принимают из расчета максимального веса груза, возможного для откатки.

При погрузке в один вагон или самосвал выражение $\frac{t_{\text{под}}}{n_{\text{в}}}$ принимают равным нулю; коэффициент учета времени на маневры и остановки во время работы $k_{\text{ман}}$ принимают

равным 1,0 — при погрузке в один вагон, 1,05…1,1 — в автосамосвал, 1,15…1,2 — в состав вагонов типа ВПК. Коэффициент разрыхления породы $k_р$ зависит от крепости породы и принимается по Таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Зависимость коэффициента разрыхления от крепости породы

f	**1…2**	**2…3**	**4…6**	**7…9**	**10…14**	**15…20**
$k_р$	1,7	1,8	1,9	2,0	2,1	2,2

1.3 Откатка руды из забоя

Доставка электровозами. Наиболее распространенным видом локомотивов являются электровозы. По способу питания (Рисунка 1.5) их делят на контактные (КР, К) и аккумуляторные (АРП, АРВ). Контактные электровозы получают ток от контактного (троллейного) провода и рельсовых путей, а аккумуляторные питаются от аккумуляторных батарей, располагающихся на самом электровозе или прицепленном к нему тендере.

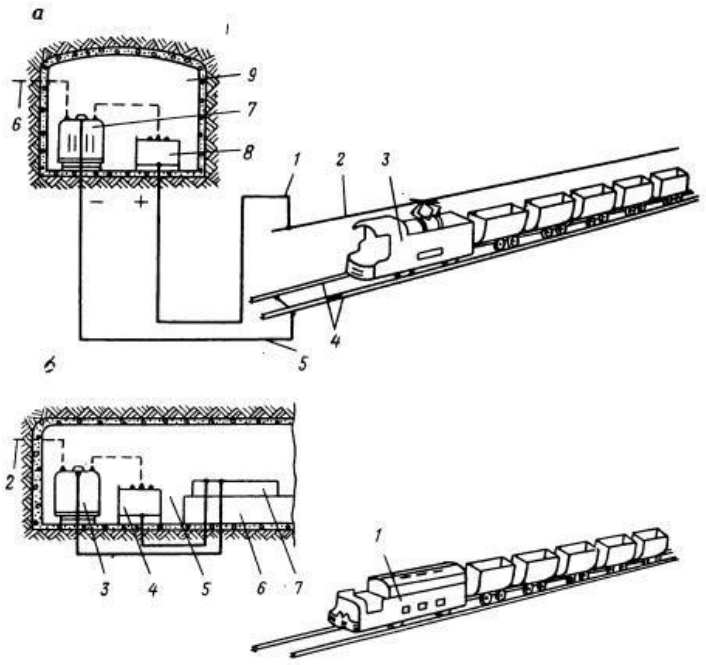


Рисунок 1.5 – Схема электровозной откатки: а — откатка контактным электровозом; б — откатка аккумуляторным электровозом; 1 — питающий кабель; 2 — контактный провод; 3 — контактный электровоз; 4 — рельсы; 5 — кабель высокого напряжения; 6 — трансформатор; 7 — выпрямитель; 8 — камера подстанции; 9 — аккумуляторный электровоз; 10 — зарядная камера; 11 — зарядный стол; 12 — аккумуляторная батарея

Таблица 1.6 – Технические характеристики рудничных электровозов

Тип	Масса, т (сцепной вес, кН)	Габариты, мм			Ширина колеи, мм	Тип двигателя	Мощность, кВт
		длина	ширина	высота			
4КР	4 (40)	3120	1300	1515	600 (750)	ДТН12	2×12
7КРМ1	7,9 (79)	4600	1500	–	600 (750, 900)	ДТН33	2×33
К10	10,6 (106)	4920	1350	–	600 (750, 900)	ДТН33	2×33
К14М	14 (140)	5210	1650	–	750 (900)	ДТН4Б	2×46
КТ14	14 (140)	5800	1350	–	600 (750, 900)	ДТН45	2×46
АРВ7	7 (70)	4200	1350	1450	750 (900)	ДРТ12	2×10
АМ8Д	8,7 (87)	4515	1345	1415	600 (750, 900)	ДРТВМ	2×13
АРП10Б	10,4 (104)	5500	1060	1500	600 (750, 900)	ДРТ23,5	2×23,5
АРП14	13,4 (134)	5850	1350	1650	900	ДРТ23,5	2×23,5

Грузовые вагонетки по своему конструктивному оформлению и способу разгрузки насыпных грузов делятся на следующие типы:

- вагонетки с глухим кузовом (тип ВГ), у которых кузов жестко прикреплен к раме;
- вагонетки с донной разгрузкой (ВД, ВДК), имеющие более сложную конструкцию, чем вагонетка ВГ, однако позволяющие использовать более совершенный и производительный способ разгрузки;
- опрокидные вагонетки ВО, у которых кузов выполнен с консольными осями на торцевых стенках вагонетки, сопряженных подвижно с втулками опорных кронштейнов для кузова; в транспортном положении кузов закрепляется неподвижно;
- специальные типы вагонеток, предназначенные для транспортирования в основном штучных грузов в виде пакетов и контейнеров с взрывчатыми, длинномерными материалами, большегрузного оборудования, арочного крепления;
- пассажирские вагонетки, предназначенные для перевозки рабочего персонала к месту производства работ.

Таблица 1.7 – Технические характеристики грузовых вагонеток

Тип и типоразмер	Вместимость кузова, м³	Грузоподъемность, т	Колея, мм	Длина по буферам, мм	Ширина кузова, мм	Масса, кг
ВГ0.7	0,7	1,8	600	1250	850	550
ВГ1.2	1,2	2,5	600 (750)	1850	1000	807
ВГ2.0	2,0	5,0	750 (900)	3070	1250	1510
ВГ2.2	2,2	5,5	600 (750)	2950	1200	1450
ВГ4.5А	4,5	13,5	750	4100	1350	4200
ВГ9А	9,0	27,0	750 (900)	8000	1350	8900
ВГ10А	10,0	30,0	750 (900)	7300	1800	9500
ВО-0.4	0,4	1	600	1300	870	490
ВО-0.8	0,8	2	600 (750)	1900	1000	650

Вид транспорта для откатки породы из забоя принимают исходя из размеров и уклона выработки, производительности проходческого оборудования, длины откатки и принятой технологии работ. При длине тоннеля свыше 2 км и уклоне до 20 ‰ целесообразен рельсовый транспорт. В более коротких тоннелях и при уклонах свыше 20 ‰ используют безрельсовый транспорт.

Если транспорт составлен из вагонов, собранных в состав, то необходимо рассчитать вес состава вагонов, возможный для отвозки электровозами.

Максимальный вес груженого состава:

– по условию сцепления колес электровоза с рельсами при трогании с места

$$Q_{\text{гр}} = \frac{\left(1000\psi_{\text{тр}} - i - 108 \cdot a_{\text{п}}\right) \cdot P_{\text{сц}}}{\omega_{\text{тр}} + i} - P_{\text{сц}} \qquad (1.5)$$

– по условию торможения груженого состава на среднем уклоне

$$Q_{\text{гр}} = \frac{\left(1000\psi_{\text{дв}} - i - 108 \cdot a_{\text{т}}\right) \cdot P_{\text{сц}}}{\omega_{\text{дв}} + i} - P_{\text{сц}} \qquad (1.6)$$

где $P_{\text{сц}}$ — сцепной вес электровоза, кН;

$\psi_{\text{тр}}$ — коэффициент сцепления колес с рельсами при трогании, принимают равным 0,25 ($\psi_{\text{дв}}$ при движении — 0,17); удельные величины в скобке и знаменателе выражены в Н/кН;

$\omega_{\text{тр}}$ — удельное сопротивление груженой вагонетки при трогании, принимают равным 9 Н/кН (при движении $\omega_{\text{дв}}$ = 8 Н/кН);

i — средний уклон тоннеля, ‰ (численно равен Н/кН);

$a_{\text{п}}$ — пусковое ускорение, принимают равным 0,3…0,5 м/с²;

$a_{\text{т}}$ — тормозное замедление, м/с², определяемое в зависимости от скорости транспорта в начале торможения $v_{\text{т}}$, которая не должна превышать 2…3 м/с, и длины пути торможения $l_{\text{т}}$, которая при движении на руководящем спуске не должна быть более 10 м:

$$a_{т} = \frac{v_{т}^{2}}{2 \cdot l_{т}} \tag{1.7}$$

Для расчета принимают минимальное значение $Q_{гр}$, полученное из двух условий движения.

Максимально возможное число вагонов, отвозимых электровозом:

$$Z = \frac{Q_{гр}}{G_{гр} + G_{т}} \tag{1.8}$$

где $G_{гр}$ — вес груза в вагоне, кН;

$G_{т}$ — вес вагона (тары), кН.

Общая продолжительность рейса транспорта при откатке породы в отвал из забоя:

$$T_{р} = t_{п} + t_{дв} + t_{р} + t_{м} \tag{1.9}$$

где $t_{п}$ — полное время погрузки состава вагонов (самосвала), мин:

$$t_{п} = \frac{n_{в} \cdot V_{в} \cdot k_{н.к}}{P_{п}^{т} \cdot k_{нр} \cdot k_{н}} \tag{1.10}$$

$t_{дв}$ — время движения от забоя до отвала и обратно, мин:

$$t_{дв} = \frac{2 \cdot L_{от}}{60 \cdot v_{ср}} \tag{1.11}$$

где $L_{от}$ — среднее расстояние от забоя до отвала, м;

$v_{ср}$ — средняя скорость движения транспорта, обычно принимают 10 м/с;

$t_{р}$ — время разгрузки для состава вагонов (самосвала), мин:

$$t_{р} = n_{в} \cdot t_{р.в} \tag{1.12}$$

где $t_{р.в}$ — время разгрузки одного вагона, принимают равным 1 мин;

$t_{м}$ — время на маневры и остановки в течение рейса, для самосвалов принимают 2…3 мин, для состава вагонов — 8…10 мин.

Количество составов вагонов (самосвалов), необходимых для обеспечения непрерывной работы погрузочных машин:

$$n_{с} = \left(\frac{t_{п} + t_{дв} + t_{р}}{t_{п}} \right) \cdot n_{пм} \tag{1.13}$$

где $n_{пм}$ — число погрузочных машин в забое.

Потребное число рейсов для вывозки породы за цикл:

$$N_{р} = \frac{S \cdot l_{зах} \cdot k_{р}}{n_{в} \cdot V_{в} \cdot k_{н.к}} \tag{1.14}$$

где $l_{зах}$ — длина заходки, м (ориентировочно принимается равной глубине шпуров).

1.4 Проветривание забоя при проходке

Для выбора схемы вентиляции при проходке тоннеля учитывают способ разработки породы в забое и вид применяемого транспорта (Рисунок 1.6). При буровзрывных работах, применении тоннелепроходческих машин и рельсового транспорта используют вытяжную

схему, при буровзрывных работах и автотранспорте — комбинированную (при взрыве — вытяжную, при погрузке породы — приточную), при тоннелепроходческих машинах и автотранспорте — тоже комбинированную (у забоя — вытяжную, по тоннелю — приточную).

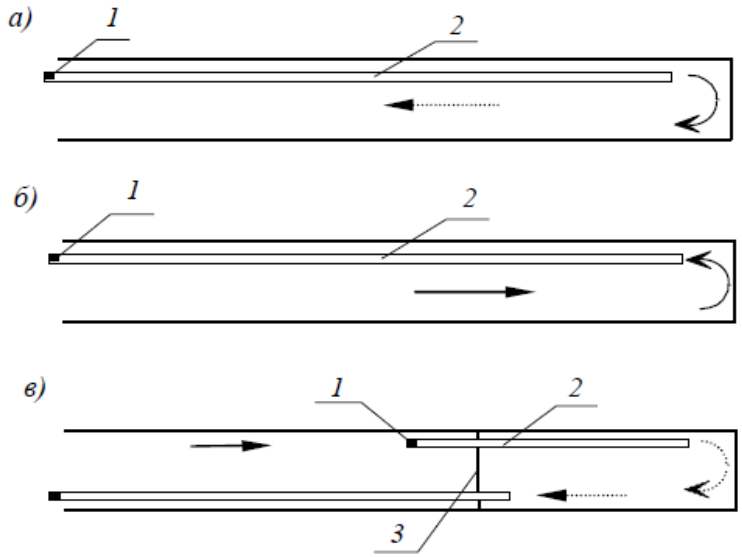


Рисунок 1.6 – Схема вентиляции при проходке тоннеля: а — приточная; б — вытяжная; в — комбинированная; 1 — вентиляторы; 2 — трубопровод; 3 — перемычка

Необходимое количество воздуха для проветривания должно определяться с учетом следующих факторов: по наибольшему числу людей, находящихся одновременно в тоннеле; по минимальной скорости движения воздуха в тоннеле; по количеству ядовитых газов, образующихся при производстве взрывных работ; по количеству вредных газов, образующихся при работе двигателей внутреннего сгорания и при производстве электросварочных работ.

Необходимое количество воздуха для проветривания:

– при взрывных работах у забоя

$$Q_{з} = \frac{k_{в}(S - l_{д}) \cdot l_{шп} \cdot \rho}{\sqrt{S \cdot S_{тр} \cdot t}}, \frac{м^3}{с} \tag{1.15}$$

где $k_{в}$ — коэффициент, равный 48 при $S > 20$ м² и 26 при $S < 20$ м²;

$l_{д}$ — максимально допустимое расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя, определяемое по формуле

$$l_{д} = S \cdot \sqrt{S_{тр}} + 5 \tag{1.16}$$

где S — площадь сечения выработки, м²;

$S_{тр}$ — площадь сечения вентиляционной трубы, м²;

t — время проветривания, с;

$l_{шп}$ — глубина шпура, м;

ρ — плотность породы, т/м³;

– при движении автомобилей по тоннелю

$$Q_{ав} = k_{нг} \cdot n \sqrt{4{,}5 \cdot \frac{L_{т}}{t_{п}} \cdot \left(1 + \frac{20}{v_{м}}\right)}, \frac{м^3}{с} \tag{1.17}$$

где $k_{нг}$ — коэффициент неравномерной концентрации вредных газов, принимают равным 1,1;

n — число машин, находящихся в забое, ед.;

$L_т$ — длина тоннеля, м;

$t_п$ — продолжительность погрузки, принимаемая по формуле (1.10), с;

$v_м$ — скорость движения машин, м/с;

– по наибольшему количеству людей, одновременно находящихся в забое

$$Q_л = k_з \cdot q_в \cdot N_л, \frac{м^3}{с} \tag{1.18}$$

где $N_л$ — наибольшее число людей в забое, обычно принимаемое равным удвоенному числу проходчиков в смене;

$k_з$ — коэффициент запаса воздуха, принимают равным 1,1;

$q_в$ — норма воздуха на одного человека, $q_в$ = 0,1 м³/с;

– по минимальной скорости движения воздуха в тоннеле

$$Q_{ск} = v_{мин} \cdot S, \frac{м^3}{с} \tag{1.19}$$

где $v_{мин}$ — минимальная скорость движения воздуха, принимаемая равной 0,3 м/с.

Затем сравнивают полученные объемы воздуха по этим формулам и наибольший объем принимают за расчетный $Q_р$. Для подачи воздуха применяют вентиляторы местного проветривания типа ВМ и СВМ, металлические, прорезиненные или полимерные трубы. Подбор вентиляторов осуществляют в зависимости от необходимой производительности и напора вентилятора. Производительность принимают с учетом 10 % запаса от требуемого объема воздуха.

Требуемый напор, создаваемый вентилятором:

$$h_в = \frac{6{,}5 \cdot \alpha \cdot l_в \cdot Q_в^2}{d^5} + \frac{\sum \xi \cdot Q_в^2}{2g \cdot S_{тр}^2}, Па \tag{1.20}$$

где $l_в$ — длина воздуховода между смежными вентиляторами, обычно составляет 300…500 м;

$\sum \xi$ — коэффициент местных сопротивлений в тройниках, отводах, коленах и т. п., принимаемый в пределах 1,1…1,15;

d — диаметр воздуховода, м;

α — коэффициент трения в трубах, принимают по Таблице 1.8.

Таблица 1.8 – Зависимость коэффициента трения от диаметра трубы воздуховода

d, м	**0,4**	**0,5**	**0,6**	**0,7**
α	0,00030	0,00025	0,00022	0,00020

2 ХОД РАБОТЫ

Исходные данные для расчета приведены в Таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Исходные данные

Величина	Значение
Коэффициент крепости породы f	8
Плотность горной массы, т/м³	2,1
Фракция породы	крупная
Средний уклон тоннеля, ‰	4
Площадь сечения выработки, м²	27
Тип бурильной установки	БКГ-2 (УБШ 309)
Глубина бурения шпура, м	2,4
Диаметр шпура, мм	43
Тип погрузочной машины	ППН-3
Среднее расстояние от забоя до отвала, м	2150
Диаметр вентиляционной трубы, м	0,6
Время проветривания, с	3000
Число проходчиков в смене, чел.	3

Тип доставочной машины в задании не указан; в соответствии с видом транспорта (рельсовая откатка на расстояние свыше 2 км при уклоне 4 ‰ < 20 ‰) по Таблице 1.6 и Таблице 1.7 приняты контактный электровоз КТ14 (сцепной вес $P_{сц}$ = 140 кН) и вагонетки ВГ4.5А (вместимость 4,5 м³, масса 4,2 т).

1. Расчет производительности бурильных машин. По Таблице 1.2 при f = 8 механическая скорость бурения $V_м$ = 1,20 м/мин. Коэффициент учета диаметра шпура при бурении машиной ГП-1:

$$k_д = \frac{30}{43} = 0{,}70 \tag{2.1}$$

Техническая производительность бурильной машины по формуле (1.1) при $k_{зам}$ = 0,7 и $k_{всп}$ = 0,85:

$$P_б^т = 1{,}20 \cdot 0{,}70 \cdot 0{,}7 \cdot 0{,}85 = 0{,}50 \text{ м/мин} \tag{2.2}$$

Установка БКГ-2 имеет две бурильные машины ($m_б$ = 2, Таблице 1.1). Эксплуатационная производительность бурильной установки по формуле (1.2) при $k_{од}$ = 0,8, $k_{над}$ = 0,9, $k_{пр}$ = 0,8:

$$P_б^э = 60 \cdot 0{,}50 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}8 \cdot 2 = 34{,}6 \text{ м/ч} \tag{2.3}$$

2. Погрузка породы в забое. Техническая производительность погрузочной машины ППН-3 по Таблице 1.4 составляет $P_п^т$ = 1,25 м³/мин.

Максимальный вес груженого состава по условию сцепления при трогании по формуле (1.5) при $a_п$ = 0,3 м/с², $\omega_{тр}$ = 9 Н/кН, i = 4 Н/кН:

$$Q_{гр} = \frac{(1000 \cdot 0{,}25 - 4 - 108 \cdot 0{,}3) \cdot 140}{9 + 4} - 140 = \frac{213{,}6 \cdot 140}{13} - 140 = 2160{,}3 \text{ кН} \tag{2.4}$$

Тормозное замедление по формуле (1.7) при скорости в начале торможения $v_т$ = 2 м/с и пути торможения $l_т$ = 10 м:

$$a_т = \frac{2^2}{2 \cdot 10} = 0{,}2 \text{м/с}^2 \tag{2.5}$$

Максимальный вес груженого состава по условию торможения по формуле (1.6):

$$Q_{гр} = \frac{(1000 \cdot 0{,}17 - 4 - 108 \cdot 0{,}2) \cdot 140}{8 + 4} - 140 = \frac{144{,}4 \cdot 140}{12} - 140 = 1544{,}7 \text{ кН} \tag{2.6}$$

Для дальнейшего расчета принято минимальное значение $Q_{гр}$ = 1544,7 кН.

Вес груза в вагонетке ВГ4.5А и вес тары (при плотности горной массы 2,1 т/м³):

$$G_{гр} = 4{,}5 \cdot 2{,}1 \cdot 9{,}81 = 92{,}7 \text{ кН}; \quad G_т = 4{,}2 \cdot 9{,}81 = 41{,}2 \text{ кН} \tag{2.7}$$

Максимально возможное число вагонов в составе по формуле (1.8):

$$Z = \frac{1544{,}7}{92{,}7 + 41{,}2} = 11{,}5 \approx 11 \text{ вагонов} \tag{2.8}$$

Эксплуатационная производительность погрузочной машины по формуле (1.4) при $k_{н.к}$ = 1,15, $k_{нр}$ = 0,9, $k_н$ = 0,85, $l_о$ = 100 м, $V_о$ = 80 м/мин, $t_{пр}$ = 1,5 мин, $t_{под}$ = 10 мин:

$$P_п^э = \frac{60 \cdot 4{,}5 \cdot 1{,}15}{4{,}5 \cdot 1, \frac{15}{1{,}25 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}85} + \frac{2 \cdot 100}{80} + 1{,}5 + \frac{10}{11}} = \frac{310{,}5}{10{,}3} = 30{,}1 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}} \tag{2.9}$$

3. Откатка породы. Полное время погрузки состава по формуле (1.10):

$$t_п = \frac{11 \cdot 4{,}5 \cdot 1{,}15}{1{,}25 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}85} = \frac{56{,}9}{0{,}956} = 59{,}5 \text{ мин} \tag{2.10}$$

Время движения от забоя до отвала и обратно по формуле (1.11) при $v_{ср}$ = 10 м/с:

$$t_{дв} = \frac{2 \cdot 2150}{60 \cdot 10} = 7{,}2 \text{ мин} \tag{2.11}$$

Время разгрузки состава по формуле (1.12):

$$t_р = 11 \cdot 1 = 11 \text{ мин} \tag{2.12}$$

Общая продолжительность рейса по формуле (1.9) при $t_м$ = 10 мин:

$$T_р = 59{,}5 + 7{,}2 + 11 + 10 = 87{,}7 \text{ мин} \tag{2.13}$$

Количество составов, необходимых для непрерывной работы погрузочной машины, по формуле (1.13) при одной погрузочной машине в забое:

$$n_с = \frac{59{,}5 + 7{,}2 + 11}{59{,}5} = 1{,}3 \approx 2 \text{ состава} \tag{2.14}$$

Потребное число рейсов для вывозки породы за цикл по формуле (1.14) при длине заходки, равной глубине шпуров ($l_{зах}$ = 2,4 м), и $k_р$ = 2,0 (Таблице 1.5):

$$N_р = \frac{27 \cdot 2{,}4 \cdot 2{,}0}{11 \cdot 4{,}5 \cdot 1{,}15} = \frac{129{,}6}{56{,}9} = 2{,}3 \approx 3 \text{ рейса} \tag{2.15}$$

4. Расчет системы вентиляции забоя. Площадь сечения вентиляционной трубы:

$$S_{тр} = \frac{3{,}14 \cdot (0{,}6)^2}{4} = 0{,}28 \text{м}^2 \tag{2.16}$$

Максимально допустимое расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя по формуле (1.16):

$$l_{д} = 27 \cdot \sqrt{0{,}28} + 5 = 19{,}3 \text{ м} \tag{2.17}$$

Количество воздуха при взрывных работах по формуле (1.15) (коэффициент $k_{в} = 48$, так как $S = 27$ м² > 20 м²):

$$Q_{з} = \frac{48 \cdot (27 - 19{,}3) \cdot 2{,}4 \cdot 2{,}1}{\sqrt{27 \cdot 0{,}28 \cdot 3000}} = 12{,}37 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \tag{2.18}$$

Количество воздуха при движении машин по тоннелю по формуле (1.17) при одной машине в забое, $v_{м} = 5$ м/с и продолжительности погрузки $t_{п} = 59{,}5$ мин = 3570 с:

$$Q_{ав} = 1{,}1 \sqrt{4{,}5 \cdot \frac{2150}{3570} \cdot \left(1 + \frac{20}{5}\right)} = 4{,}05 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \tag{2.19}$$

Количество воздуха по числу людей (наибольшее число людей в забое — удвоенному числу проходчиков: $N_{л} = 6$) по формуле (1.18):

$$Q_{л} = 1{,}1 \cdot 0{,}1 \cdot 6 = 0{,}66 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \tag{2.20}$$

Количество воздуха по минимальной скорости движения воздуха по формуле (1.19):

$$Q_{ск} = 0{,}3 \cdot 27 = 8{,}1 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \tag{2.21}$$

Наибольшее количество воздуха требуется по условию взрывных работ: принимается расчетный расход $Q_{р} = 12{,}37$ м³/с. Производительность вентилятора с учетом 10 % запаса:

$$Q_{в} = 1{,}1 \cdot 12{,}37 = 13{,}61 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \tag{2.22}$$

Требуемый напор вентилятора по формуле (1.20) при $\alpha = 0{,}00022$ (Таблице 1.8), $l_{в} = 300$ м, $\sum \xi = 1{,}15$:

$$h_{в} = \frac{6{,}5 \cdot 0{,}00022 \cdot 300 \cdot 185{,}2}{(0{,}6)^5} + \frac{1{,}15 \cdot 185{,}2}{2 \cdot 9{,}81 \cdot (0{,}28)^2} = 1160 \text{ Па} \tag{2.23}$$

Основные результаты расчета сведены в Таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Основные результаты расчета

Параметр	Обозначение	Значение
Механическая скорость бурения	$V_м$	1,20 м/мин
Техническая производительность буриль-ной машины	$P_б^т$	0,50 м/мин
Эксплуатационная производительность установки	$P_б^э$	34,6 м/ч
Техническая производительность ППН-3	$P_п^т$	1,25 м³/мин
Максимальный вес состава по сцеплению	$Q_{гр}$	2160,3 кН
Максимальный вес состава по торможе-нию	$Q_{гр}$	1544,7 кН
Число вагонов ВГ4.5А в составе	Z	11
Эксплуатационная производительность погрузки	$P_п^э$	30,1 м³/ч
Время погрузки состава	$t_п$	59,5 мин
Продолжительность рейса	$T_р$	87,7 мин
Число составов	$n_с$	2
Потребное число рейсов за цикл	$N_р$	3
Расстояние от трубы до забоя	$l_д$	19,3 м
Расчетный расход воздуха	$Q_р$	12,37 м³/с
Производительность вентилятора	$Q_в$	13,61 м³/с
Требуемый напор вентилятора	$h_в$	1160 Па

Вывод: в ходе выполнения работы для выработки сечением 27 м² в породах с коэффициентом крепости f = 8 подобрано и рассчитано проходческое оборудование: бурильная установка БКГ-2 эксплуатационной производительностью 34,6 м/ч, погрузочная машина ППН-3 (техническая производительность 1,25 м³/мин, эксплуатационная — 30,1 м³/ч); электровозом КТ14 за рейс откатывается состав из 11 вагонеток ВГ4.5А продолжительностью рейса 87,7 мин, для вывозки породы за цикл требуется 3 рейса двух составов; для проветривания забоя необходим расход воздуха 12,37 м³/с, развиваемый вентилятором производительностью 13,61 м³/с с напором 1160 Па.

Министерство науки и высшего образования РФ
Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт цветных металлов
институт

Шахтное и подземное строительство
кафедра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №8

Расчёт временной крепи тоннеля
тема

Преподаватель _____ Г. С. Курчин
подпись, дата инициалы, фамилия

Студент ГГ21-10 _____ А.С. Ткаченко
номер группы, зачетной книжки подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2026 г.

1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1 Общие положения

Временная крепь должна обеспечивать устойчивость выработки до возведения постоянной обделки. В современной практике тоннелестроения наибольшее распространение получили крепи из анкеров, набрызг-бетона и металлических арок, а также комбинированные конструкции, в которые входят элементы крепи различных типов.

Конструкции и технологию устройства крепи выбирают с соблюдением требований действующих норм проектирования и строительства тоннелей исходя из степени устойчивости породного массива, в котором закладывается тоннель. По степени устойчивости горных пород в практике тоннелестроения выбирают конкретный тип временной крепи, наиболее целесообразный для данных условий. Категории пород по степени устойчивости приведены в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Категории пород по степени устойчивости

Категория пород	**Коэффициент крепости f**	**Степень устойчивости**	**Допустимые сроки обнажения выработки (до установки временной крепи)**	**Удельный вес, т/м³**
I	> 10	Вполне устойчивые	Неограниченно	> 2,9
II	8…10	Устойчивые	До 6 месяцев	2,6–2,9
III	5…8	Средней устойчивости	10…15 суток	1,9–2,5
IV	3…5	Неустойчивые	Менее 1 суток	1,3–1,8
V	< 3	Весьма неустойчивые	Обнажение не допускается	< 1,3

Большое значение для устойчивости выработки имеет состояние трещиноватости скальных пород. По степени трещиноватости породы разделяют на пять категорий, которые оцениваются по коэффициенту трещиноватости массива (Таблице 1.2).

Таблица 1.2 – Категории пород по степени трещиноватости

Степень трещиноватости пород	**Количество трещин на 1 м² забоя**	**Ориентировочное расстояние между трещинами, м**	**Коэффициент трещиноватости $k_т$**
Нетрещиноватые	До 1	–	1
Слаботрещиноватые	1…2	1…2	1,5
Трещиноватые	2…4	0,5…1	2
Сильнотрещиноватые	4…10	0,2…0,5	2,5
Раздробленные	Больше 10	Меньше 0,2	–

Удовлетворительную устойчивость выработки могут обеспечить различные типы и сочетания элементов крепи. Поэтому предпочтение следует отдавать тем, которые требуют наименьших трудозатрат или стоимости.

Тип временной крепи для конкретных условий, исходя из степени устойчивости горных пород, их трещиноватости, выветриваемости и обводненности, ориентировочно выбирают на основе опыта строительства подземных сооружений.

Расчет конструктивных параметров временной крепи выполняется для различных типов крепи следующим образом.

1.2 Анкерная крепь

Длина рабочей части анкера (Рисунка 1.1), м:

$$l_{\text{р}} = \frac{0{,}75 \cdot B \cdot k_{\text{т}}}{f} \tag{1.1}$$

где B — ширина выработки, м;

f — коэффициент крепости породы;

$k_{\text{т}}$ — коэффициент трещиноватости массива (Таблице 1.2).

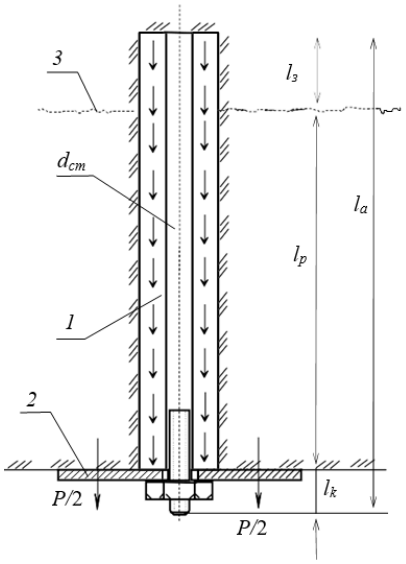


Рисунок 1.1 – Расчетная схема анкера: 1 — анкер; 2 — шайба; 3 — граница зоны возможного обрушения

Длина замковой части $l_{\text{з}}$ принимается: для клиновых анкеров — не менее 20 см, для железобетонных — в пределах 30…60 см.

Общая длина анкера (с учетом выступающей из породы части анкера длиной $l_{\text{к}}$ = 10 см), м:

$$l_{\text{а}} = l_{\text{р}} + l_{\text{з}} + l_{\text{к}} \tag{1.2}$$

Прочность закрепления замка анкера в породе N принимают: для клинощелевых анкеров — 90 кН при замке диаметром 25 мм и 60 кН при замке диаметром 36 мм; для железобетонных анкеров, кН, — по формуле

$$N = 10^{-3} \cdot \pi \cdot l_{\text{з}} \cdot d_{\text{ст}} \cdot \tau_{\text{сц}} \tag{1.3}$$

где $d_{ст}$ — диаметр стержня анкера, м, принимаемый равным от 14 до 20 мм;

$\tau_{сц}$ — удельное сцепление бетона с армирующим стержнем, принимаемое равным $45 \cdot 10^5$ Па (при сроке твердения 6 ч).

Предельное расстояние между анкерами по условию несущей способности замка (Рисунка 1.2), м:

$$a_{\text{п}} = \sqrt{\frac{N}{15 \cdot \rho \cdot l_{\text{р}}}} \tag{1.4}$$

где ρ — средняя плотность породы, т/м³.

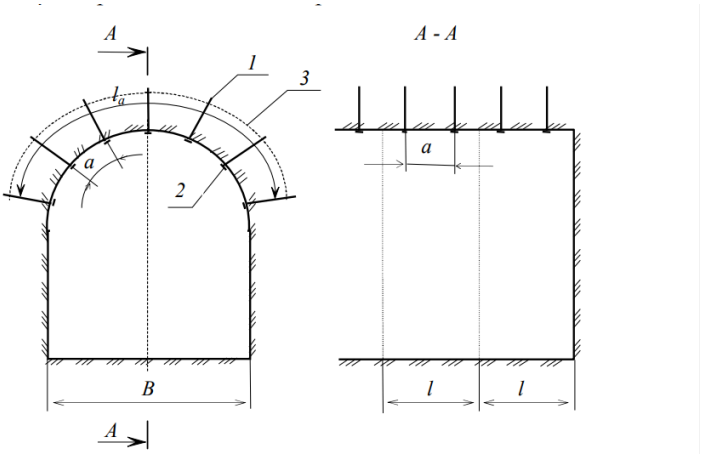


Рисунок 1.2 – Схема к расчету анкеров на заходку

Чтобы исключить возможность образования вывалов между анкерами, должно быть выполнено условие $a_{\text{п}} \leq l_{\text{р}}$.

При этом длина анкера не может быть менее 1 м. В сильнотрещиноватых породах расстояние между анкерами следует уменьшить до $0{,}5 l_{\text{р}}$.

Расчетная нагрузка на анкер, кН:

$$P = 15 \cdot \rho \cdot a^2 \cdot l_{\text{р}} \tag{1.5}$$

где a — принятое (откорректированное) расстояние между анкерами, м.

Расстояние a корректируют с учетом того, чтобы оно было кратным длине заходки $l_{\text{зах}}$.

Диаметр стержня анкера, см, корректируют по формуле

$$d = 2\sqrt{\frac{10 \cdot P}{\pi \cdot R_{\text{а}}}} \tag{1.6}$$

где $R_{\text{а}}$ — расчетное сопротивление материала стержня анкера на растяжение; для стали $R_{\text{а}}$ = 225 МПа.

Количество анкеров на заходку:

$$n_{\text{а}} = \frac{L_{\text{а}} \cdot l_{\text{зах}}}{a^2} \tag{1.7}$$

где $L_{\text{а}}$ — периметр свода выработки, закрепленного анкерами, м.

Параметры выработки принимаются в соответствии с расчетами в предыдущих работах.

1.3 Крепь из набрызг-бетона

Набрызг-бетонная крепь применяется как в виде самостоятельной конструкции, так и в комбинированных конструкциях, т. е. при сочетании с анкерами или металлическими арками. При расчете определяют толщину покрытия и объем набрызг-бетона на цикл.

Толщина покрытия из набрызг-бетона, применяющегося в качестве самостоятельной конструкции (Рисунка 1.3, а), см:

$$h = 3{,}46\sqrt{\frac{q_{\text{р}}}{m \cdot k_1 \cdot R_{\text{bt}}}} \tag{1.8}$$

где $q_{\text{р}}$ — расчетное давление, кН/м² (принимается в соответствии с расчетом в лабораторной работе №7);

m — коэффициент условий работы набрызг-бетона, определяемый по формуле

$$m = m_1 + m_2 \tag{1.9}$$

m_1 = 0,7 — для глиноземистого цемента, 1,0 — для других видов цемента;

m_2 = 0,7 — для слаботрещиноватых пород, 0,5 — для трещиноватых пород;

k_1 — коэффициент влияния ширины выработки и крепости породы, определяемый по Таблице 1.3;

R_{bt} — расчетное сопротивление набрызг-бетона при осевом растяжении, кПа, определяемое по Таблице 1.4.

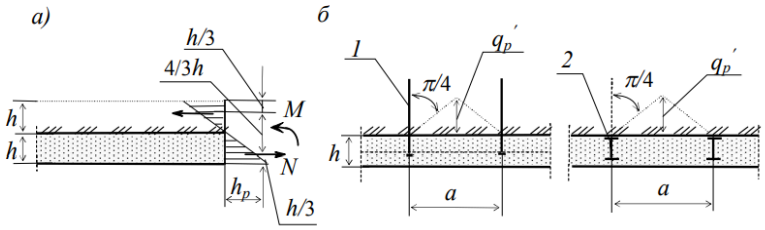


Рисунок 1.3 – Расчетные схемы набрызг-бетонного покрытия: а — самостоятельная конструкция; б — в сочетании с анкерами 1 и арками 2

Таблица 1.3 – Коэффициент влияния ширины выработки и крепости породы

Коэффициент крепости породы f	**Значение** k_1 **при ширине выработки, м**			
	4	6	8	≥ 10
3	0,2	0,1	–	–
4	0,4	0,3	0,2	–
6	0,9	0,8	0,7	0,6
≥ 8	1,0	0,9	0,8	0,7

Таблица 1.4 – Расчетное сопротивление набрызг-бетона при осевом растяжении

Набрызг-бетон	**Расчетное сопротивление R_{bt}, кПа, при классе набрызг-бетона**		
	B25	B30	B40
Армированный	1,2	1,4	1,6
Неармированный	1,0	1,2	1,4

При армированном набрызг-бетоне покрытие выполняют по металлической сетке с ячейками 100×100 или 150×150 мм из проволоки диаметром 6…8 мм. Следует учитывать при этом, что армированным может быть покрытие толщиной не менее 6 см.

Толщина покрытия из набрызг-бетона в сочетании с анкерами или арками (Рисунка 1.3, б), см:

$$h = 10 \cdot n_1 \cdot a\sqrt{\frac{q'_p}{m \cdot k_2 \cdot R_{bt}}} \tag{1.10}$$

где при гарантированном расчетном сцеплении покрытия с породой коэффициент, зависящий от комбинации видов крепи: n_1 = 0,6 — при сочетании с анкерами, 0,7 — при сочетании с арками;

a — расстояние между анкерами (арами), м, принимаемое самостоятельно в диапазоне 0,5–2,0 м;

q'_p — нагрузка от возможного вывала породы между анкерами (арками), кН/м², определяемая по формуле

$$q'_p = n_2 \cdot \gamma \cdot a \tag{1.11}$$

n_2 = 0,37 — при сочетании с анкерами, 0,25 — при сочетании с арками;

γ — удельный вес породы, кН/м³;

k_2 — коэффициент влияния расстояния между анкерами (арками) и крепости породы, определяемый по Таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Коэффициент влияния расстояния между анкерами и крепости породы

Коэффициент крепости породы f	**Значение k_2 при расстоянии между анкерами (арками), м**			
	0,5	1,0	1,5	2,0
≤ 2	0,3	0,2	0,2	0,1
3	0,5	0,4	0,3	0,2
4	1,0	0,9	0,8	0,6
6	1,0	1,0	0,9	0,8

Объем набрызг-бетона на цикл, м³:

$$V_{нб} = l_{св} \cdot l_{зах} \cdot h \tag{1.12}$$

где $l_{св}$ — периметр свода и стен выработки, по которому наносится набрызг-бетон, м.

Параметры выработки принимаются в соответствии с расчетами в предыдущих работах.

2 ХОД РАБОТЫ

Исходные данные приведены в Таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Исходные данные

Величина	Значение
Коэффициент крепости породы f	6
Степень трещиноватости пород	трещиноватые
Выветриваемость пород	склонные к выветриванию
Обводненность	капеж и течи
Тип временной крепи	анкерная

По Таблице 1.1 породы с f = 6 относятся к III категории (средней устойчивости, допустимый срок обнажения 10…15 суток); по Таблице 1.2 трещиноватым породам соответствует коэффициент трещиноватости $k_т$ = 2. Параметры поперечного сечения выработки приняты по результатам лабораторной работы №6: ширина выработки по подошве B = 4,53 м; глубина заходки $l_{зах}$ = 3,0 м; плотность породы ρ = 2,1 т/м³. Приняты железобетонные анкеры с диаметром стержня $d_{ст}$ = 18 мм.

1. Длина рабочей части анкера по формуле (1.1):

$$l_р = \frac{0{,}75 \cdot 4{,}53 \cdot 2{,}0}{6} = 1{,}13 \text{ м} \tag{2.1}$$

2. Длина замковой части железобетонного анкера принята $l_з$ = 0,30 м (из диапазона 30…60 см), длина выступающей части $l_к$ = 0,10 м. Общая длина анкера по формуле (1.2):

$$l_а = 1{,}13 + 0{,}30 + 0{,}10 = 1{,}53 \text{ м} \tag{2.2}$$

3. Прочность закрепления замка анкера в породе по формуле (1.3) при $\tau_{сц} = 45 \cdot 10^5$ Па:

$$N = 10^{-3} \cdot 3{,}14 \cdot 0{,}30 \cdot 0{,}018 \cdot 45 \cdot 10^5 = 76{,}3 \text{ кН} \tag{2.3}$$

4. Предельное расстояние между анкерами по условию несущей способности замка по формуле (1.4):

$$a_п = \sqrt{\frac{76{,}3}{15 \cdot 2{,}1 \cdot 1{,}13}} = \sqrt{2{,}14} = 1{,}46 \text{ м} \tag{2.4}$$

Полученное значение $a_п$ = 1,46 м превышает длину рабочей части анкера $l_р$ = 1,13 м, т. е. условие $a_п \le l_р$ не выполняется, и расстояние между анкерами уменьшено до a = 1,1 м.

5. Расчетная нагрузка на анкер по формуле (1.5) при принятом расстоянии a = 1,1 м:

$$P = 15 \cdot 2{,}1 \cdot (1{,}1)^2 \cdot 1{,}13 = 43{,}1 \text{ кН} \tag{2.5}$$

Несущая способность замка достаточна: P = 43,1 кН < N = 76,3 кН.

6. Диаметр стержня анкера по формуле (1.6) при $R_а$ = 225 МПа:

$$d = 2\sqrt{\frac{10 \cdot 43{,}1}{3{,}14 \cdot 225}} = 2\sqrt{0{,}61} = 1{,}56 \text{ см} \tag{2.6}$$

Принят стандартный стержень диаметром $d_{ст}$ = 18 мм > 15,6 мм, что удовлетворяет условию прочности.

7. Количество анкеров на заходку по формуле (1.7). Периметр свода выработки, закрепляемого анкерами (при полуциркульном очертании свода):

$$L_{\text{а}} = \frac{3{,}14 \cdot 4{,}53}{2} = 7{,}1 \text{ м} \tag{2.7}$$

$$n_{\text{а}} = \frac{7{,}1 \cdot 3{,}0}{(1{,}1)^2} = 17{,}6 \approx 18 \text{ анкеров} \tag{2.8}$$

Основные параметры запроектированной анкерной крепи сведены в Таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Параметры анкерной крепи

Параметр	Обозначение	Значение
Тип анкеров	—	железобетонные
Диаметр стержня	$d_{\text{ст}}$	18 мм
Длина рабочей части анкера	$l_{\text{р}}$	1,13 м
Длина замковой части	$l_{\text{з}}$	0,30 м
Общая длина анкера	$l_{\text{а}}$	1,53 м
Прочность закрепления замка	N	76,3 кН
Предельное расстояние между анкерами	$a_{\text{п}}$	1,46 м
Принятое расстояние между анкерами	a	1,1 м
Расчетная нагрузка на анкер	P	43,1 кН
Требуемый диаметр стержня	d	1,56 см
Периметр свода	$L_{\text{а}}$	7,1 м
Количество анкеров на заходку	$n_{\text{а}}$	18

Вывод: для тоннеля в трещиноватых породах с коэффициентом крепости f = 6 (III категория устойчивости), склонных к выветриванию при капеже и течах, запроектирована временная крепь из железобетонных анкеров: длина анкера 1,53 м при рабочей части 1,13 м, расстояние между анкерами 1,1 м, расчетная нагрузка на анкер 43,1 кН при несущей способности замка 76,3 кН; на заходку длиной 3,0 м необходимо 18 анкеров по периметру свода 7,1 м.

СОДЕРЖАНИЕ

Практическая работа №2. Проектирование трассы 1
1 Теоретические сведения 1
1.1 Общие положения 1
1.2 Трассирование по планам в горизонталях 4
1.3 План и продольный профиль тоннеля 5
2 Ход работы 6
Практическая работа №3. Конструирование тоннельных обделок сводчатого очертания 1
1 Теоретические сведения 1
1.1 Внутреннее очертание обделок и габариты 1
1.2 Материал тоннельных обделок 4
1.3 Конструирование тоннельных обделок 6
2 Ход работы 10
Практическая работа №6. Расчёт параметров буровзрывных работ 1
1 Теоретические сведения 1
1.1 Общие положения 1
1.2 Типы шпуров, врубы 1
1.3 Взрывчатые вещества и средства взрывания 5
1.4 Расчет параметров буровзрывных работ 6
2 Ход работы 11
Практическая работа №7. Расчёт элементов проходческих работ 1
1 Теоретические сведения 1
1.1 Бурение шпуров в забое 1
1.2 Погрузка породы в забое 3
1.3 Откатка руды из забоя 7
1.4 Проветривание забоя при проходке 10
2 Ход работы 12
Практическая работа №8. Расчёт временной крепи тоннеля 1
1 Теоретические сведения 1
1.1 Общие положения 1
1.2 Анкерная крепь 2
1.3 Крепь из набрызг-бетона 4
2 Ход работы 6
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ 9

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. ГОСТ 2.301-68 (СТ СЭВ 1181-78) и др. ЕСКД. Общие правила выполнения чертежей : сборник. — Введ. 01.01.82. — Содерж.: ГОСТ 2.301-68 (СТ СЭВ 1181-78) – ГОСТ 2.317-69 (СТ СЭВ 1979-79).
2. ГОСТ Р 21.1001-2009. Система проектной документации для строительства. Общие положения. Москва, 2009.
3. ГОСТ Р 21.1101-2009. Система проектной документации для строительства. Основные требования к проектной и рабочей документации. Москва, 2009.
4. ГОСТ 24451-80. Тоннели автодорожные. Габариты приближения строений и оборудования. — Введ. 01.01.82.
5. ГОСТ 9238-2013. Габариты железнодорожного подвижного состава и приближения строений. — Принят 14.11.13.
6. СП 122.13330.2012. Тоннели железнодорожные и автодорожные. Нормы проектирования. Москва, 2013.
7. СП 34.13330.2012. Автомобильные дороги. Москва, 2012.
8. СП 63.13330.2012. Бетонные и железобетонные конструкции. Москва, 2012.
9. СП 16.13330.2011. Стальные конструкции. Нормы проектирования. Москва, 2011.
10. Айвазов Ю. Н. Расчет обделок, обжатых в породу. Киев: КАДИ, 1978. 108 с.
11. Айвазов Ю. Н. Ускоренные методы расчета тоннельных обделок. Киев: КАДИ, 1986.
12. Архангельский М. М., Джинчарадзе Д. И., Курисько А. С. Расчет тоннельных обделок. Москва: Трансжелдориздат, 1960. 344 с.
13. Бабков В. Ф., Андреев О. В. Проектирование автомобильных дорог : в 2-х т. Т. 1 — 367 с. ; Т. 2 — 407 с. Москва: Транспорт, 1979.
14. Волков В. П. Тоннели. Москва: Транспорт, 1970. 408 с.
15. Волков В. П. и др. Тоннели и метрополитены. Москва: Транспорт, 1975. 552 с.
16. Зурабов Г. Г., Бугаева О. Е. Гидротехнические тоннели ГЭС. Москва: Госэнергоиздат, 1962. 720 с.
17. Компаниец С. А., Поправко А. К., Богородецкий А. А. Проектирование тоннелей. Москва: Транспорт, 1973. 320 с.
18. Маковский Л. В. Городские подземные транспортные сооружения. Москва: Стройиздат, 1985. 439 с.
19. Маковский Л. В. Методические указания по проектированию и расчету вентиляции автодорожных тоннелей. Москва: МАДИ, 1981. 40 с.
20. Пастушков Г. П. и др. Проектирование тоннелей, сооружаемых горным способом. Минск: БНТУ, 2005. 96 с.
21. Справочник строителя транспортных тоннелей / под ред. Часовитин П. А. Москва: Транспорт, 1965. 768 с.