

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 обделки 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).

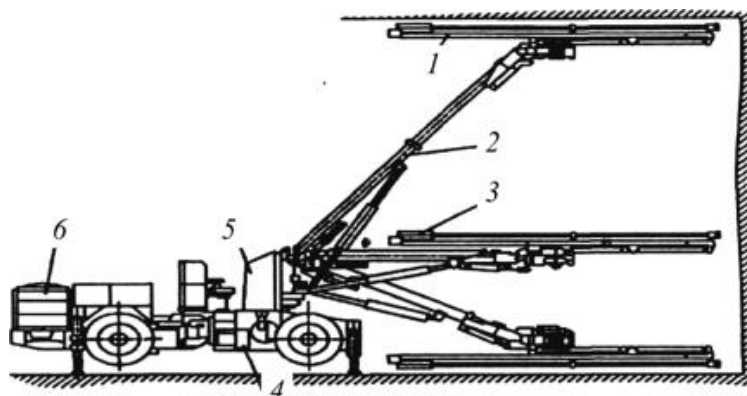


Рисунок 1.1 — Шахтная бурильная установка: 1 — подачник; 2 — манипулятор; 3 — бурильная головка; 4 — рама с ходовой частью; 5 — пульт и система управления; 6 — привод

Технические характеристики бурильных установок приведены в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Техническая характеристика бурильных установок

Тип установки	Зона бурения и обурирования					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 обурирования 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	–	Пневмо-колесная	8,2	1,15	1,25	5,4
УБШ-322Д (УБШ 312)	4,4	6,9	3	8–22	2	ГБП	55		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:

$$P_6^r = V_m \cdot k_d \cdot k_{зам} \cdot k_{всп}, \text{ м/мин} \quad (1.1)$$

где V_m — механическая скорость бурения, определяемая для машин типа БГА-1 по Таблице 1.2;

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

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

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

Таблица 1.2 — Зависимость механической скорости бурения от коэффициента крепости породы

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

Эксплуатационная производительность бурильной установки:

$$P_6^э = 60 \cdot P_6^r \cdot k_{од} \cdot k_{над} \cdot k_{пр} \cdot m_6, \text{ м/ч} \quad (1.2)$$

где $k_{\text{од}}$ — коэффициент одновременности работы бурильных машин, принимают $k_{\text{од}} = 0,7 \dots 0,8$ при 2–3 машинах и $k_{\text{од}} = 0,5 \dots 0,6$ при 4–6 машинах;
 $k_{\text{над}}$ — коэффициент надежности бурильных машин, принимают $k_{\text{над}} = 0,8 \dots 0,9$;
 $k_{\text{пр}}$ — коэффициент потерь времени по организационно-техническим причинам, $k_{\text{пр}} = 0,75 \dots 0,9$;
 m_6 — 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.

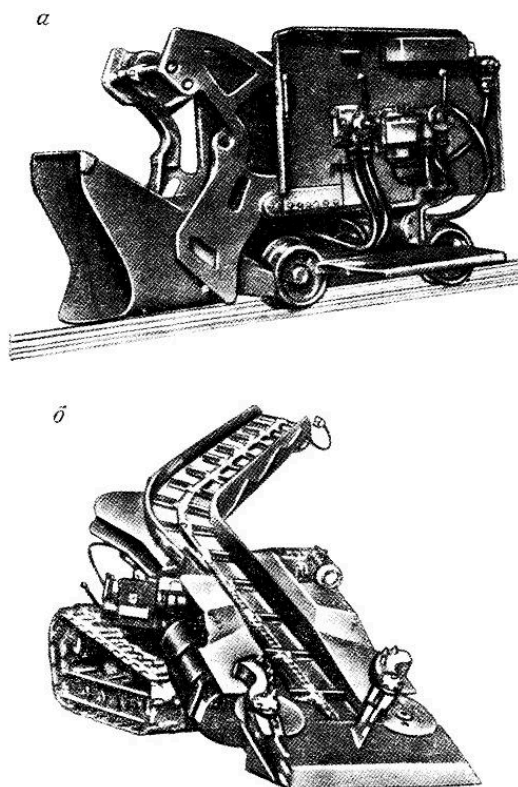


Рисунок 1.2 – Общие виды погрузочных машин периодического и непрерывного действия:
а — погрузочная машина периодического действия ППН-1С; б — погрузочная машина непрерывного действия ПНБ-3

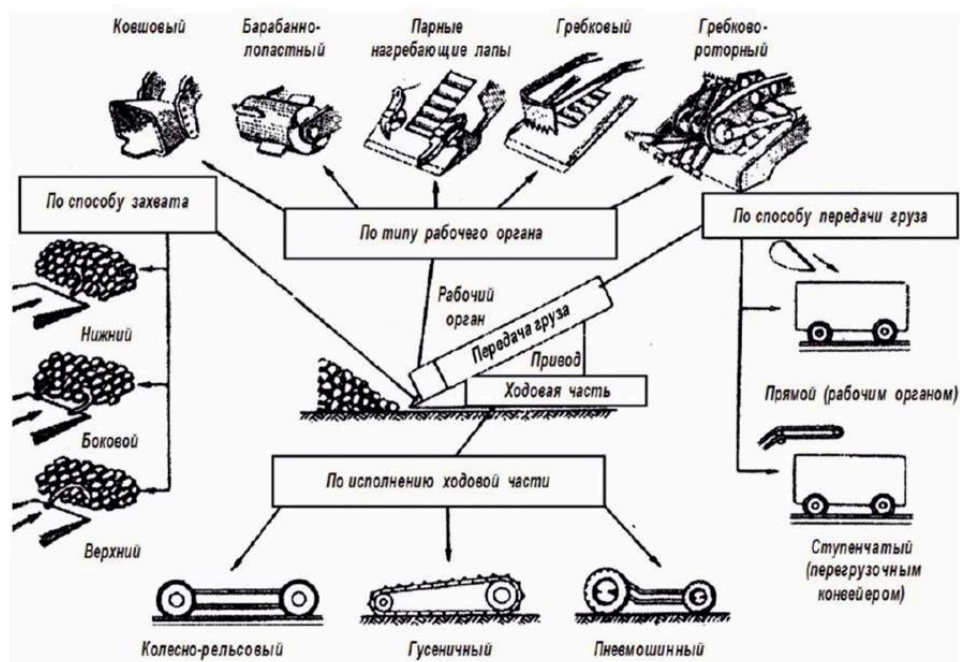


Рисунок 1.3 – Классификация погрузочных машин

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 (Рисунок 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.

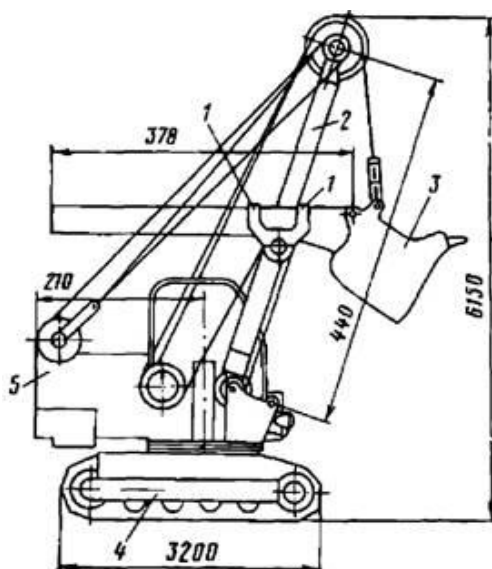


Рисунок 1.4 – Тоннельный экскаватор Э-7515: 1 — напорный механизм; 2 — стрела прямой лопаты; 3 — ковш с рукоятью; 4 — ходовая тележка; 5 — корпус

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, м ³	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, м ³ /ч	90	180

Техническую производительность подземных (тоннельных) экскаваторов определяют по формуле

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

где E — вместимость ковша экскаватора, м³;

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

$t_{\text{ц}}$ — 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 погрузаемого 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:

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

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 (разминировки), 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_p 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_p	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.

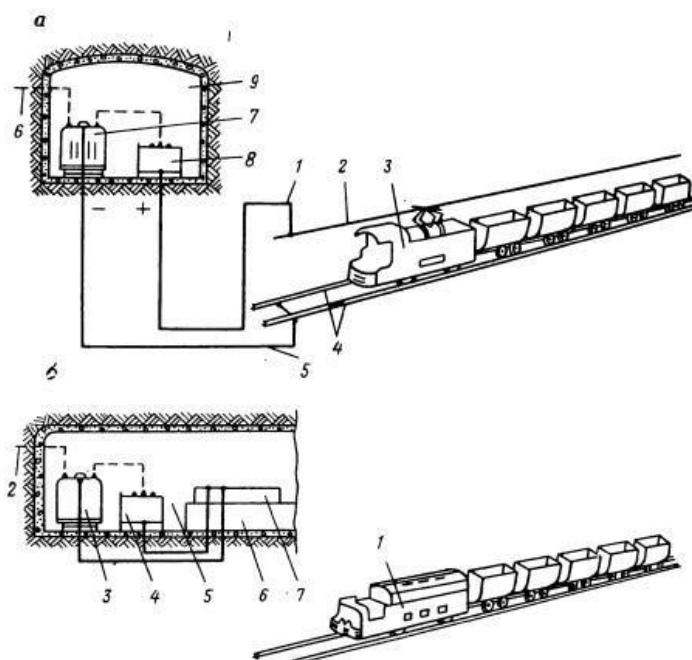


Рисунок 1.5 – Схема электровозной откатки: а — откатка контактным электровозом; б — откатка аккумуляторным электровозом; 1 — питающий кабель; 2 — контактный провод; 3 — контактный электровоз; 4 — рельсы; 5 — кабель высокого напряжения; 6 — трансформатор; 7 — выпрямитель; 8 — камера подстанции; 9 — аккумуляторный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

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

- по условию торможения груженого состава на среднем уклоне

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

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

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

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

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

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

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

$$a_T = \frac{v_T^2}{2 \cdot l_T} \quad (1.7)$$

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

Максимально возможное число вагонов, отвозимых электровозом:

$$Z = \frac{Q_{гр}}{G_{гр} + G_T} \quad (1.8)$$

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

G_T — вес вагона (тары), кН.

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

$$T_p = t_{\Pi} + t_{дв} + t_p + t_m \quad (1.9)$$

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

$$t_{\Pi} = \frac{n_B \cdot V_B \cdot k_{н.к}}{P_{\Pi} \cdot k_{нр} \cdot k_{н}} \quad (1.10)$$

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

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

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

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

t_p — время разгрузки для состава вагонов (самосвала), мин:

$$t_p = n_B \cdot t_{p.в} \quad (1.12)$$

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

t_m — 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:

$$n_c = \left(\frac{t_{\Pi} + t_{дв} + t_p}{t_{\Pi}} \right) \cdot n_{пм} \quad (1.13)$$

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

Потребное число рейсов для вывозки породы за цикл:

$$N_p = \frac{S \cdot l_{зах} \cdot k_p}{n_B \cdot V_B \cdot k_{н.к}} \quad (1.14)$$

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).

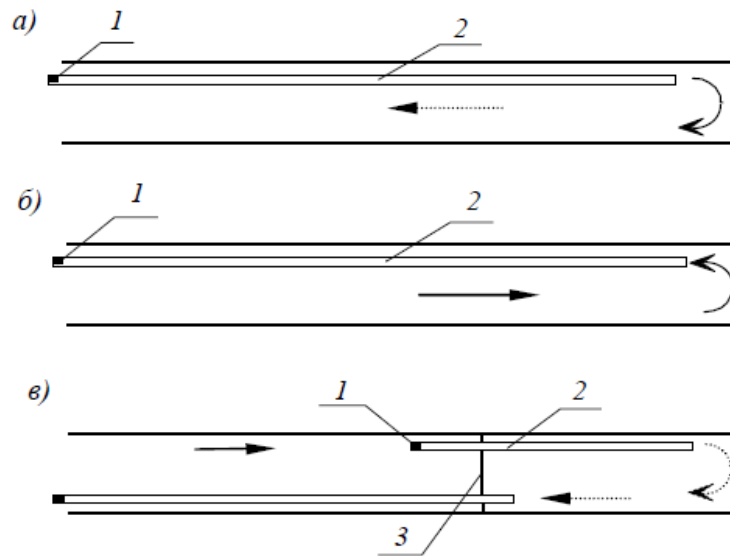


Рисунок 1.6 – Схема вентиляции при проходке тоннеля: а — приточная; б — вытяжная; в — комбинированная; 1 — вентиляторы; 2 — трубопровод; 3 — перемычка

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

$$Q_3 = \frac{k_v(S - l_d) \cdot l_{\text{шп}} \cdot \rho}{\sqrt{S \cdot S_{\text{тр}} \cdot t}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (1.15)$$

где k_v — коэффициент, равный 48 при $S > 20 \text{ м}^2$ и 26 при $S < 20 \text{ м}^2$;

l_d — максимально допустимое расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя, определяемое по формуле

$$l_d = S \cdot \sqrt{S_{\text{тр}}} + 5 \quad (1.16)$$

где S — площадь сечения выработки, м^2 ;

$S_{\text{тр}}$ — площадь сечения вентиляционной трубы, м^2 ;

t — время проветривания, с;

$l_{\text{шп}}$ — глубина шпура, м;

ρ — плотность породы, т/м^3 ;

– при движении автомобилей по тоннелю

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

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

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

$L_{\text{т}}$ — длина тоннеля, м;

$t_{\text{п}}$ — продолжительность погрузки, принимаемая по формуле (1.10), с;

$v_{\text{м}}$ — скорость движения машин, м/с;

– по наибольшему количеству людей, одновременно находящихся в забое

$$Q_{\text{л}} = k_3 \cdot q_{\text{в}} \cdot N_{\text{л}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (1.18)$$

где $N_{\text{л}}$ — наибольшее число людей в забое, обычно принимаемое равным удвоенному числу проходчиков в смене;

k_3 — коэффициент запаса воздуха, принимают равным 1,1;

$q_{\text{в}}$ — норма воздуха на одного человека, $q_{\text{в}} = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$;

– по минимальной скорости движения воздуха в тоннеле

$$Q_{\text{ск}} = v_{\text{мин}} \cdot S, \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (1.19)$$

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

Затем сравнивают полученные объемы воздуха по этим формулам и наибольший объем принимают за расчетный $Q_{\text{р}}$. 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:

$$h_{\text{в}} = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot l_{\text{в}} \cdot Q_{\text{в}}^2}{d^5} + \frac{\sum \xi \cdot Q_{\text{в}}^2}{2g \cdot S_{\text{тр}}^2}, \text{Па} \quad (1.20)$$

где $l_{\text{в}}$ — длина воздухопровода 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 воздухопровода, м;

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

Таблица 1.8 – Зависимость коэффициента трения от диаметра трубы воздухопровода

$d, \text{м}$	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/м ³	2,1
Фракция породы	крупная
Средний уклон тоннеля, ‰	4
Площадь сечения выработки, м ²	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 (цепной вес $P_{\text{цп}} = 140$ кН) и вагонетки ВГ4.5А (емкость 4,5 м³, масса 4,2 т).

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

$$k_d = \frac{30}{43} = 0,70 \quad (2.1)$$

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

$$P_6^T = 1,20 \cdot 0,70 \cdot 0,7 \cdot 0,85 = 0,50 \text{ м/мин} \quad (2.2)$$

Установка БКГ-2 имеет две бурильные машины ($m_6 = 2$, Таблице 1.1). Эксплуатационная производительность бурильной установки по формуле (1.2) при $k_{\text{од}} = 0,8$, $k_{\text{над}} = 0,9$, $k_{\text{пр}} = 0,8$:

$$P_6^3 = 60 \cdot 0,50 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 2 = 34,6 \text{ м/ч} \quad (2.3)$$

2. Погрузка породы в забое. Техническая производительность погрузочной машины ППН-3 по Таблице 1.4 составляет $P_{\text{п}}^T = 1,25$ м³/мин.

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

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

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

$$a_t = \frac{2^2}{2 \cdot 10} = 0,2 \text{ м/с}^2 \quad (2.5)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$t_{\text{п}} = \frac{11 \cdot 4,5 \cdot 1,15}{1,25 \cdot 0,9 \cdot 0,85} = \frac{56,9}{0,956} = 59,5 \text{ мин} \quad (2.10)$$

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

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

Время разгрузки состава по формуле (1.12):

$$t_{\text{р}} = 11 \cdot 1 = 11 \text{ мин} \quad (2.12)$$

Общая продолжительность рейса по формуле (1.9) при $t_{\text{м}} = 10$ мин:

$$T_{\text{р}} = 59,5 + 7,2 + 11 + 10 = 87,7 \text{ мин} \quad (2.13)$$

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

$$n_{\text{с}} = \frac{59,5 + 7,2 + 11}{59,5} = 1,3 \approx 2 \text{ состава} \quad (2.14)$$

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

$$N_{\text{р}} = \frac{27 \cdot 2,4 \cdot 2,0}{11 \cdot 4,5 \cdot 1,15} = \frac{129,6}{56,9} = 2,3 \approx 3 \text{ рейса} \quad (2.15)$$

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

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

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

$$l_d = 27 \cdot \sqrt{0,28} + 5 = 19,3 \text{ м} \quad (2.17)$$

Количество воздуха при взрывных работах по формуле (1.15) (коэффициент $k_b = 48$, так как $S = 27 \text{ м}^2 > 20 \text{ м}^2$):

$$Q_3 = \frac{48 \cdot (27 - 19,3) \cdot 2,4 \cdot 2,1}{\sqrt{27 \cdot 0,28 \cdot 3000}} = 12,37 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (2.18)$$

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

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

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

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

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

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

Наибольшее количество воздуха требуется по условию взрывных работ: принимается расчетный расход $Q_p = 12,37 \text{ м}^3/\text{с}$. Производительность вентилятора с учетом 10 % запаса:

$$Q_v = 1,1 \cdot 12,37 = 13,61 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (2.22)$$

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

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

Основные результаты расчета сведены в Таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Основные результаты расчета

Параметр	Обозначение	Значение
Механическая скорость бурения	V_M	1,20 м/мин
Техническая производительность бурильной машины	P_6^T	0,50 м/мин
Эксплуатационная производительность установки	$P_6^Э$	34,6 м/ч
Техническая производительность ППН-3	P_{II}^T	1,25 м³/мин
Максимальный вес состава по сцеплению	$Q_{гр}$	2160,3 кН
Максимальный вес состава по торможению	$Q_{гр}$	1544,7 кН
Число вагонов ВГ4.5А в составе	Z	11
Эксплуатационная производительность погрузки	$P_{II}^Э$	30,1 м³/ч
Время погрузки состава	t_{II}	59,5 мин
Продолжительность рейса	T_p	87,7 мин
Число составов	n_c	2
Потребное число рейсов за цикл	N_p	3
Расстояние от трубы до забоя	l_d	19,3 м
Расчетный расход воздуха	Q_p	12,37 м³/с
Производительность вентилятора	Q_v	13,61 м³/с
Требуемый напор вентилятора	h_v	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.

СОДЕРЖАНИЕ

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
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	18

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 породе. 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.