



В.П. ВОЛКОВ

ТОННЕЛИ

11833

Волк

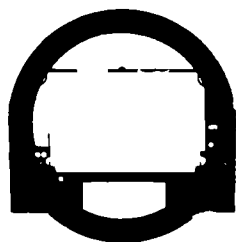
Тениш

624.19
В-67

В.П. ВОЛКОВ

Профессор доктор технических наук

ТОННЕЛИ



3-е издание, переработанное и дополненное

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебника для студентов специальности «Мосты и тоннели» автомобильно-дорожных вузов и факультетов



Издательство Транспорт
Москва 1970

УДК 624.19(075.8)

1362

КАТАЛОГ

Тоннели. Волков В. П. Изд. 3-е, переработанное. Изд-во «Транспорт», 1970 г., 1—408.

В учебнике рассмотрены вопросы изысканий, проектирования и расчета тоннелей, их механизированное возведение. Особое внимание уделено сборным конструкциям, обеспечению вентиляции в сооружениях и комплексной механизации трудных процессов строительства. Методы современного тоннелестроения изложены с учетом последних достижений отечественного и зарубежного опыта и научных исследований в данной отрасли техники.

В основу материалов учебника положены лекции, читанные автором в Московском автомобильно-дорожном институте в 1943—1963 гг. и Московском институте инженеров железнодорожного транспорта в 1933—1969 гг.

Учебник предназначен для студентов автомобильно-дорожных вузов и факультетов.

Рис. 248, табл. 10, библи. 17.

Рукопись рецензировалась на кафедре строительных конструкций и мостов КАДИ кандидатами техн. наук Н. Г. Карсницким и Ю. Н. Айвазовым и главным инженером Метрогипротранса А. С. Луговцовым.

Автор выражает им глубокую признательность за полезные советы и рекомендации, данные при рецензировании рукописи.

Все замечания и пожелания по книге, возникшие у читателей, автор просит направлять по адресу: Москва, Б-174, Басманный тупик, 6-а, издательство «Транспорт».

3-18-1

55-70

Владимир Павлович Волков
ТОННЕЛИ

Редактор **Е. С. Голубкова**
Технический редактор **Т. М. Плешкова**
Корректор **С. Н. Мясникова**

Сдано в наб. 2/IV 1970 г. Подп. к печати 7/VIII 1970 г.

Бумага 60×90¹/₁₆ Печ. л. 25,5 Уч.-изд. л. 27,22

T—07500 Тираж 4 000 Цена 1 р. 15 к.

Изд. № 1—1—1/15 № 1607

Издательство «Транспорт», Москва, Б-174,
Басманный туп., 6а

Московская типография № 8 Главполиграфпрома
Комитета по печати при Совете Министров СССР,
Хохловский пер., 7. Зап. 1122.

ВВЕДЕНИЕ

Для обеспечения перевозок грузов и пассажиров в соответствии с планами развития народного хозяйства Советского Союза предусматривается развитие и перевооружение всех видов транспорта и дальнейшее совершенствование единой транспортной сети с учетом хозяйственного освоения новых районов страны. Для осуществления этой задачи необходимо во все возрастающих объемах строительство сети автомобильных дорог в равнинных, а также горных условиях, где неизбежно проложение тоннелей.

Строительство автодорожных тоннелей в Советском Союзе развивается и будет развиваться при сооружении автомобильных дорог через горные перевалы Главного Кавказского хребта и его отрогов, в горных районах Киргизии, Таджикистана, Дальнего Востока и др.

Кроме того, автодорожные тоннели найдут широкое применение при возведении сложных гидротехнических комплексов в качестве подходов к зданиям гидроэлектростанций.

Как составная часть Генерального плана развития Москвы и других крупных городов Советского Союза играет исключительно важную роль комплексная схема развития городского подземного хозяйства и, в том числе, транспорта всех видов. В состав этой схемы входит единая система внеуличного городского транспорта, состоящая из линий метрополитена (местных, экспрессных и грузовых), электрифицированных железных дорог, подземных линий скоростного трамвая, транспортных и пешеходных тоннелей для пересечения городских магистралей в разных уровнях, подземных автомобильных дорог и автостоянок, имеющих выход на общегородские скоростные магистрали.

На основе зарубежного опыта (Париж, Лондон, Токио) можно считать перспективным сооружение скоростных внеуличных подземных автострад больших протяжений и сечений, пересекающих крупные города по диаметральному направлениям с расположением между ними гаражей-стоянок, имеющих эскалаторную связь с поверхностью земли. Так же перспективно создание подземных многоярусных автогаражей (Париж, Стокгольм) и объединенных конструкций для автомобильного транспорта и коллекторов различного назначения городского хозяйства.

В области строительства тоннелей различных размеров поперечного сечения и протяжения в Советском Союзе достигнут значительный прогресс. Непрерывно совершенствуются конструкции и техника возведения подземных сооружений на базе современного отечественного тоннелепроходческого и строительного оборудования и комплексной механизации. В частности, созданы механизированные агрегаты и щиты для проходки тоннелей диаметром до 8—10 м в скальных, пластичных и песчаных породах, позволяющие снизить стоимость строительства до 20%, а также разработаны и внедрены комплексы для механизированного возведения тоннелей.

Создание в СССР ряда крупных тоннельных сооружений свидетельствует о высокой квалификации советских специалистов и их способности создавать новые, оригинальные конструкции.

Тоннель — подземное сооружение транспортного или иного назначения, находящееся на некоторой глубине от поверхности земли. Тоннели имеют обычно два выхода на поверхность, а в особых случаях только один (тупиковый тоннель транспортного или специального назначения).

Область применения тоннелей настолько велика, что позволяет дать лишь самую общую их классификацию по назначению, местоположению и способам возведения.

По назначению тоннели могут быть:

1) на путях сообщения — на железных и автомобильных дорогах, на метрополитенах, городских пересечениях, на путях смешанного пользования и водных путях;

2) гидротехнические — на водоводах и водосбросах гидроэлектростанций, на ирригационных устройствах, устройствах для водоснабжения и дренажа;

3) коммунальные — на канализационных и теплофикационных линиях, на подземных силовых, осветительных и прочих сетях городского хозяйства;

4) специального назначения.

По местоположению различают три группы тоннелей: горные под горными массивами; подводные под каналами, реками, озерами и морскими проливами; городские под улицами и застроенными кварталами.

Способы возведения тоннелей весьма разнообразны и зависят от глубины заложения, геологических и гидрогеологических условий трассы, а также от ряда экономических факторов. Все применяемые способы могут быть объединены в четыре основные группы:

1) горные в крепких породах, где возможна разработка сразу на все сечение при металлических крепях и подвижной опалубке, и в некрепких — при многих этапах разработки поперечного сечения тоннеля, с применением временных крепей;

2) щитовой — наиболее индустриальный, широко распространенный в Советском Союзе. Основан на применении металлической головной крепи, позволяющей механизировать основные операции (проходку тоннеля и возведение конструкции);

3) открытый — проложение тоннеля в предварительно разработанных котлованах или траншеях с последующей их засыпкой;

4) специальные — применяемые в особо сложных гидрогеологических условиях. Основаны на искусственных приемах работ: на опускании кессонов-тоннелей, опускных секций; на использовании замораживания, химического укрепления, водопонижения и т. п.

Удаляя породу в процессе постройки тоннеля, осуществляют так называемую выработку, требующую, как правило, искусственного крепления. Только в крепких, исключительно плотных (без трещин), весьма устойчивых, сухих и неветривающихся породах тоннельную выработку можно оставлять без крепления. В мягких породах выработки обычно выполняют последовательно в несколько этапов от штольни до проектного контура в поперечном сечении. Выработанное пространство предохраняют от обвала системой временных крепей, последовательно заменяемых на каждом этапе расширения.

После разработки породы до проектного сечения тоннеля возводят постоянную конструкцию — обделку, работающую на нагрузку, создаваемую давлением горных пород и воды.

При материале обделки, хорошо работающем на сжатие, верхней части ее поперечного сечения обычно придают сводчатое очертание, приближающееся к кривой давления от действующих нагрузок. Пяты свода опирают на боковые стены прямолинейного или

слегка выпуклого в сторону горного массива очертания. В результате получают подковообразный профиль, широко применяемый в горнотоннельной практике.

На нижней части обделки в виде плоского лотка или обратного свода располагают проезжую часть автодорожного тоннеля. Форму нижней части обделки назначают с учетом величины и направления сил горного давления. При больших величинах этих сил, направленных с боков и снизу, всегда применяют обратный свод, а при незначительном боковом давлении и отсутствии давления снизу — незамкнутый профиль.

В особо слабых, сильно водоносных породах (плывуны, ил) применяют обделку кругового очертания. Такая форма представляет конструктивные и производственные преимущества для щитовой проходки и обеспечивает наиболее выгодные условия статической работы обделки при всестороннем давлении породы. Обделки кругового очертания применяют также и в более прочных породах, разрабатываемых механизированными щитами вращательного действия.

Тоннелям мелкого заложения, обычно возводимым в городских условиях, придают либо прямоугольную форму поперечного сечения с плоским или сводчатым перекрытием при сооружении открытым способом, либо круговую в сочетании со щитовой проходкой методом вдавливания в песчаную среду.

Характерная черта советского тоннелестроения — непрерывное совершенствование и индустриализация строительства, повышение механо- и энерговооруженности, переход от механизации отдельных процессов к комплексной механизации, широкое применение сборных железобетонных конструкций, улучшение организации труда и удешевление работ. Современное состояние отечественных научных исследований, проектирования и строительства позволяет решать задачи любой сложности в области тоннелестроения.

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

ИЗЫСКАНИЯ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТОННЕЛЕЙ



ГЛАВА I

ТРАССА ТОННЕЛЕЙ

§ 1. ИЗЫСКАНИЯ И ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ТРАССЫ ТОННЕЛЕЙ

Изыскания трассы

При изыскании трассы автомобильных дорог в тяжелых условиях их расположения на местности возникает необходимость преодолевать природные препятствия в плане — контурные и в профиле — высотные. К контурным препятствиям относят районы действия оползней и карстов, осыпей, лавин и снежных заносов, водотоки и водоемы, а также населенные пункты; к высотным — все формы рельефа земной поверхности, которые оказывают влияние на расположение трассы, т. е. холмы, горные хребты и водоразделы.

Устройство тоннеля — наиболее эффективное средство расширения технических возможностей преодоления таких препятствий вместо их обхода, связанного со значительным развитием трассы. Тоннели должны обеспечивать безопасность, бесперебойность движения транспорта и простоту их эксплуатации в течение длительного срока.

Контурные препятствия влияют преимущественно на план трассы, а в некоторых случаях и на ее профиль, что предопределяет высотное расположение проектируемой дороги. Обход контурных препятствий связан с удлинением трассы, а следовательно, и увеличением эксплуатационных расходов. Поэтому в некоторых случаях оказывается более целесообразным не обход, а преодоление такого препятствия с применением специальных сооружений — мостов, эстакад и тоннелей. Кроме того, при больших размерах препятствия и его особом расположении иногда обход вообще невозможен.

Тоннели могут быть наиболее целесообразным решением в техническом и экономическом отношениях в случае пересечения мощных оползней и осыпей, лавиноопасных участков, крупных водотоков и водоемов, а также при развязках интенсивного городского движения. Пересечение оползня тоннелем, расположенным в зоне устойчивых пород, экономически выгоднее, чем эстакадой, если

мощность оползающих масс более 5 м. При большой мощности осыпей, характерных для скальных косогоров круче 30—35°, сложенных из трещиноватых выветривающихся пород, наиболее целесообразно пересечение осыпи тоннелем или, в некоторых случаях, крытой галереей.

На перевальных участках горных дорог, где вследствие большой крутизны склонов и мощного снегового покрова возникает опасность образования лавин, тоннели и галереи могут обеспечить безопасность и бесперебойность движения транспорта.

В сложных условиях преодоления водных преград при изысканиях дорог возникает необходимость сравнения вариантов подземного и надземного расположения трассы, т. е. вариантов тоннеля и моста.

По сравнению с мостами подводные тоннели имеют ряд важных преимуществ, главные из которых: отсутствие воздействия ударов льда и волн при пересечении крупных рек и проливов; возможность почти полной механизации строительных работ при щитовой проходке; в городских условиях меньшая длина тоннельного перехода; независимость строительных работ от сезонных колебаний уровня воды, ледохода и др.; отсутствие помех судоходству. К недостаткам подводных тоннелей следует отнести более продолжительный срок их постройки, необходимость устройства вентиляции и постоянного освещения, а также периодического искусственного водоотлива.

Сравнивая стоимости тоннельного и мостового переходов, необходимо всегда сопоставлять в экономическом отношении конкурирующие варианты с учетом современных методов скоростного тоннельного строительства.

В городских условиях при развязке интенсивного движения на магистральных улицах тоннели применяют для пропуска транспорта всех видов и пешеходного движения. Расположение тоннелей увязывают с системой организации автомобильного движения и пешеходов, с проектом планировки улиц и площадей, а также с рельефом местности.

В состав подземного транспортного пересечения входят два рамповых участка и один тоннельный, обеспечивающие для магистралей двустороннее движение городского транспорта по три полосы в каждом направлении. В отдельных случаях могут быть тоннели и для одностороннего движения.

В городах на автотрассах широко применяют подземные сооружения — городские (и подводные) дорожные тоннели и пешеходные. Классификация городских тоннелей учитывает многие факторы:

- 1) раздельное движение легковых и грузовых автомобилей для обеспечения требуемой скорости движения;

- 2) разделение тоннелей по направлениям и видам движения; такое разделение может быть обеспечено и в одном тоннеле при помощи тротуара, балюстрады или площадок;

3) специализацию дорог по роду движения (грузовое движение, на разветвлениях, местного значения и т. п.);

4) специализацию дорог по скорости и интенсивности движения (подземные автомобильные дороги больших скоростей и для больших грузовых перевозок).

Пешеходные тоннели на улицах, магистралях и площадях с интенсивным движением городского транспорта обеспечивают пешеходам полную безопасность и в отдельных случаях могут быть совмещены с подземными вестибюлями станций метрополитена.

Расположение пешеходных тоннелей в плане должно быть, как правило, перпендикулярно к направлению городского проезда, но с учетом конкретных условий городской застройки и, главным образом, подземных коммуникаций.

В зависимости от интенсивности и направления движения пешеходов в состав тоннеля входят односторонние или двухсторонние лестничные сходы, располагаемые на тротуарах городских проездов, с расстоянием ограждающих парапетов до проезжей части магистрали не менее 0,4 м. На части ширины лестничных сходов предусматривают пандусы.

Высотные препятствия при трассировании автомобильной дороги приходится преодолевать обходом их, развитием линии с подъемом на перевал и устройством глубокой выемки и, как правило, сооружением тоннеля. Нетоннельное решение приводит к увеличению длины трассы, применению крутых уклонов и к необходимости защиты высоко расположенных участков дороги от лавин и обвалов при помощи галерей.

Тоннельное пересечение высотного препятствия дает возможность значительного улучшения всех эксплуатационных показателей дороги.

В процессе изысканий трассы тоннелей снимают план, составляют продольный профиль, определяют длину, очертание и размеры поперечного сечения сооружения; в горных условиях важнейшая задача изысканий — определение высоты расположения тоннелей.

При изыскании трассы перевального тоннеля могут быть рассмотрены два его основных варианта (рис. I.1): вершинный и подошвенный. Первый прорезает горный массив в верхней части и требует значительного развития подходов, располагаемых на открытых участках трассы, с применением крутых подъемов; второй — в его основании при небольшой длине подходов и пологих подъемах. Вершинный тоннель всегда короче подошвенного, но общее протяжение трассы и преодолеваемая высота в этом

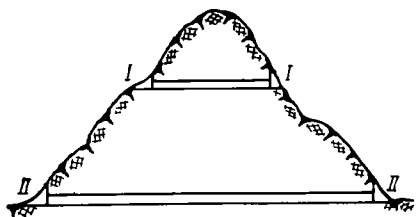


Рис. I.1. Расположение перевальных тоннелей:

I—I — вершинного; II—II подошвенного

случае больше. Таким образом, для трассы с вершинным тоннелем в сравнении с подошвенным характерно относительное уменьшение строительной стоимости и увеличение эксплуатационных расходов. Совместный учет этих показателей даст возможность правильно оценить сравниваемые варианты.

Рассматривая варианты вершинный и подошвенный, необходимо руководствоваться размерами ожидаемого движения по дороге и отдавать предпочтение вершинному тоннелю лишь при малой интенсивности движения, а подошвенному при более значительной. Сравнению должны быть подвергнуты участки автомобильной дороги, включающие тоннель и подходы к нему между точками, общими для сравниваемых вариантов трассы.

Строительная стоимость по подошвенному варианту C_1 обычно больше, чем по вершинному C_2 , несмотря на большое протяжение подходов во втором случае. Это объясняется высокой стоимостью сооружения тоннеля. В то же время эксплуатационные показатели первого варианта трассы, несомненно, выше, так как длина линии, бесполезный подъем и величина уклонов по этому варианту сравнительно меньше и, следовательно, скорости движения — больше. Кроме того, здесь отпадает необходимость дополнительных мер по защите дороги от заносов, осыпей и лавин.

Вследствие этого годовые эксплуатационные расходы по подошвенному варианту \mathcal{E}_1 значительно меньше, чем по вершинному \mathcal{E}_2 . Коэффициент эффективности E капиталовложений может быть выражен формулой

$$E = \frac{\mathcal{E}_2 - \mathcal{E}_1}{C_1 - C_2}; \quad (1.1)$$

нормативный срок окупаемости (в годах), в течение которого можно окупить избыточные по сравнению с другим вариантом капитальные затраты за счет сокращенных по первому варианту эксплуатационных расходов —

$$n = \frac{1}{E}. \quad (1.2)$$

Кроме этих общих положений необходимо учитывать ряд конкретных условий, оказывающих влияние на выбор высоты расположения тоннеля. К ним относятся прежде всего топографические условия, которые определяют техническую возможность развития трассы на подходах. В особо неблагоприятных случаях, когда невозможно развить трассу за счет боковых долин, используют террасы и склоны главной долины, что значительно затрудняет постройку и эксплуатацию подходов к тоннелю в косогорных условиях и снижает эффективность вершинного варианта.

Трассирование подходов к подошвенному тоннелю обычно представляет меньшие трудности.

На условия постройки и эксплуатацию подходов к тоннелям влияют такие факторы, как оползни, обвалы, осыпи, а в некоторых

районах и сейсмические явления. При выборе вершинного тоннеля следует учитывать также необходимость защиты подходов участков от снежных лавин, размывов и заносов. Для этого требуются данные о высоте линии вечного снега, количестве годовых осадков, средней высоте снегового покрова, средних зимних температурах, а также данные о направлении и силе преобладающих ветров. Кроме этого, высокое расположение перевального участка влияет на состояние организма находящегося там человека, испытывающего так называемую горную болезнь, и на работу двигателей внутреннего сгорания из-за разрежения атмосферы.

Повышение скорости и интенсивности движения автомобилей сопряжено с необходимостью повышения требований к техническим характеристикам автомобильной дороги; поэтому тоннели являются столь же эффективными сооружениями на них, как и на железных дорогах.

Успехи современной техники тоннелестроения, удешевление строительства длинных тоннелей, более точный учет роста грузооборота и пассажирских перевозок позволяют более уверенно и чаще применять подошвенные тоннели на перевальных участках. В практике эксплуатации существующих перевальных участков известны случаи замены открытых пересечений тоннельными, а вершинных тоннелей — подошвенными.

Места перехода от открытой выемки к тоннелю должны быть выбраны на основании учета геологических и экономических данных. От качества пород и состояния откосов зависит устойчивость прорезанного выемкой массива, а следовательно, длина и глубина выемки. Места расположения входов в тоннель должны удовлетворять условию приблизительного равенства строительной и эксплуатационной стоимостей погонной единицы тоннеля и подходной выемки. Оптимальную в данных условиях глубину выемки определяют, исходя из известных единичных стоимостей тоннеля и выемки. В некоторых случаях бывает необходимо обеспечить условия сохранности ценных насаждений, а также требования естественной маскировки оголовков тоннелей-порталов, что приводит к удлинению тоннеля.

В скальных породах глубина выемки может достигать максимальной до 25 м, а минимальная с учетом оставления над обделкой в предпортальном участке слоя породы в 3 м, обеспечивающего возможность сооружения этого участка закрытым способом. В глинистых породах глубина выемки не должна превосходить 15 м.

На выбор места входа в тоннель оказывают также влияние и условия строительства: расположение строительной площадки, подъездных путей, карьеров местных материалов, источников водоснабжения и т. п. Все это делает поставленную задачу сложной и требует комплексного разрешения.

При изысканиях трассы подводного тоннеля главной задачей следует считать выбор оптимальной глубины заложения тоннеля

под руслом водотока. В зависимости от геотехнических условий, способов строительства тоннеля, требований судоходства и специальных требований глубину заложения верха тоннеля принимают в 1—1,5 м при способе заводных (опускных) секций и 5—10 м при щитовой проходке. В особых случаях эта глубина может быть значительно большей.

При выборе мест расположения входов тоннеля следует исходить из условия их незатопляемости. Открытые подходные участки обычно укрепляют бетонными или железобетонными конструкциями, так называемыми рампами, верх которых должен быть на 1 м выше наивысшего горизонта воды с учетом подпора и волны.

Геологические условия заложения тоннелей и методы инженерно-геологических исследований

Условия проходки тоннелей зависят, в основном, от состояния горных пород (неповрежденное, разрушенное, разложившееся) и от горного давления, передаваемого ими на обделку тоннеля. К причинам проявления горного давления относятся прежде всего повреждения пород механические (например, трещины) и химические, выражающиеся в распаде отдельных минеральных составляющих горных пород. Характер этих повреждений, проявляющихся при проходке тоннелей в различных породах, очень разнообразен и требует тщательного исследования для установления величины нагрузки, действующей на конструкцию подземного сооружения.

Горные породы, встречающиеся при проходке тоннелей, могут быть изверженными, осадочными и метаморфическими.

Изверженные породы излившиеся (экструзивные) имеют мелкокристаллическое строение, т. е. так называемую скрытокристаллическую структуру. К ним относятся такие, как риолит, состоящий в основном из кварца и полевого шпата, и базальт, состоящий из полевого шпата и пироксена. Разновидность изверженных — расплавленные породы, оставшиеся в полостях земной коры и подвергшиеся медленному охлаждению и кристаллизации, имеют полнокристаллическую структуру с большими кристаллическими зернами, к таким породам (интрузивным) относится гранит, отличающийся от риолита только более крупной величиной зерен, диорит и габбро (разновидность базальта).

К осадочным породам относятся несколько групп, из которых наиболее важными являются сцементированные обломочные породы, такие, как конгломераты, песчаники и сланцеватая глина, а также породы органического происхождения — известняки и доломиты.

Все осадочные породы образуются напластованиями с выраженными границами между соседними слоями — поверхностями напластования; слои мелкозернистого песчаника обычно разделены прослойками глины, а пласты крупнозернистого могут чередоваться

с мелкозернистыми пластами толщиной от нескольких сантиметров до нескольких метров.

Грубозернистые осадочные — гравий и песок — обычно превращаются в горную породу при осаждении вяжущих материалов (кальциевого карбоната) и водных растворов. В результате консолидации мелкозернистых осадков, таких, как ил или глина, образуются сланцы, что происходит за счет срастания примыкающих гранул на месте отложения под длительным влиянием высокой температуры и давления. Интенсивность превращения ила и глины в сланцы, так же как и их удельный вес, возрастают с увеличением глубины залегания. Основные свойства сланца — откалывание отчетливо очерченных пластинок при ударе отбойного молотка и неизменность объема при погружении в воду.

Метаморфические породы образуются в результате длительных процессов перекристаллизации при высокой температуре и большом давлении. При этом пористость породы уменьшается, а прочность и удельный вес увеличиваются вследствие потери химически связанной воды. Так, известняки превращаются в мрамор, а песчаники — в кварцит. При средних величинах температуры и давления из глинистых сланцев образуются шиферные и кристаллические сланцы. С последующим усилением процессов получают очень плотные и твердые гнейсы. Все метаморфические породы такого происхождения благоприятны для тоннелестроения.

Шиферные и кристаллические сланцы характерны повышенным содержанием слюдянистых материалов в виде слоистых частиц, ориентированных параллельно одной плоскости, в результате чего они сравнительно легко расщепляются на тонкие пластинки (клеваж). Это значительно снижает механические свойства породы и способствует попаданию влаги в трещины и, следовательно, выветриванию. В гнейсах процент слоистых составляющих ниже, чем в кристаллических сланцах, и поэтому их прочность приближается к прочности изверженных пород; минералогический состав гнейсов подобен граниту. Промежуточное положение занимают гранито-гнейсы.

Для тоннелестроения имеет большое значение наличие механических нарушений горной породы, которые образуют систему трещин, расположенных на различных расстояниях — обычные трещины или трещины отдельности и более крупные, связанные с относительными смещениями примыкающих массивов горной породы, т. е. сбросами, в районе которых обычно образуется разрушенная зона или зона дробления.

Возникновение трещин в изверженных породах вызвано всесторонним объемным сжатием пород в результате охлаждения в процессе их образования. В деформированных породах трещины — следствие нарушений сплошности массива при больших напряжениях. В изверженных, быстро охлажденных породах трещины обычно расположены близко друг от друга; примером может служить столбчатый базальт, состоящий из тонких (10—25 см) колонн, не препятствующих свободной циркуляции воды.

В крупнозернистых породах — гранитах — обычно образуются трещины трех направлений, делящие массив породы на призматические блоки шириной от нескольких сантиметров до нескольких метров; ориентация трещин в большинстве случаев — бессистемна. Блоки породы, образованные в массиве таким расположением трещин, имеют поверхности контакта, подверженные разрушению при любых изменениях взаимного расположения блоков.

Трещины в осадочных породах обычно представлены тремя системами — одной, параллельной плоскости напластования, и двумя ей приблизительно перпендикулярными. В известняках и песчаниках трещины каждой системы расположены на расстоянии нескольких метров одна от другой, а в сланцах значительно ближе.

При разработке сланцы отделяются небольшими обломками, имеющими глянцевитые поверхности, называемые поверхностями скольжения.

Трещины в метаморфических породах состоят из двух или более систем, ориентированных приблизительно под прямым углом к плоскости кливажа.

Отрицательная роль трещин в любых породах для тоннельного строительства очень велика, так как с ними непосредственно связаны как значительные переборы, так и обилие воды в тоннельных выработках.

Следует учитывать в расположении и размерах трещин такую закономерность, как увеличение расстояния между трещинами и уменьшение ширины их раскрытия по мере увеличения глубины залегания пород.

Для предварительного определения общей характеристики системы трещин необходимо перед началом строительства тоннеля тщательно обследовать обнажения пластов пород, а также использовать глубинную разведку при помощи скважин.

Сбросы, складки и надвиги, являющиеся результатом больших дислокаций в земной коре, представляют собой деформации пластов пород вдоль плоскостей разрыва.

Сбросы и взбросы характеризуют относительные смещения отдельных блоков породы вдоль плоскостей, наклоненных под тупым углом к смежному блоку. Эти явления носят название нормальных сбросов.

Складки и надвиги, являющиеся результатом спрессования горных пород, имеют различную форму и изменяются от пологих неровностей до крутых складок, симметричных, асимметричных или опрокинутых; они обычно располагаются параллельно друг другу. Пологие складки, как правило, симметричны относительно вертикального сечения, проходящего через гребень складки, но встречаются и асимметричные складки с различной крутизной их ветвей. Разрыв пластов породы под действием одностороннего бокового давления называется надвигом.

Механические повреждения горных пород, вызванные процессом образования складок, зависят, в основном, от величины и ха-

рактера напряжений деформированного состояния горных пород. В этом отношении песчаники, кварциты и изверженные породы следует отнести к разряду надежных, а глинистые и шиферные сланцы — ненадежных. Известняк надежен на значительных глубинах залегания, что связано с его перекристаллизацией при высоком давлении и температуре. Степень надежности горных пород определяется также их состоянием вблизи надвигов.

Явно заметный сброс обычно наблюдается в надежных породах и, наоборот, в ненадежных породах сброс в тоннеле может быть едва заметен.

В горных породах, залегающих на большой глубине, происходят и восстановительные процессы. При этом в некоторых местах почти полностью восстанавливаются разрывы (трещины или сбросы) благодаря отложению минеральных веществ на плоскостях разрывов и приданию породе повышенной прочности, соответствующей скальному массиву. Минеральные вещества поступают с большой глубины в горячих растворах или в газобразном состоянии. Такое упрочнение раздавленных пород может происходить одновременно с процессами их разрушения, в результате чего получается порода, известная как микробрекчия.

Проходка тоннеля в толще разрушенной породы может оказаться в условиях — от песка и глины до скальной породы. Поэтому геологические исследования в зонах значительных сбросов нужно выполнять особо тщательно для выявления вероятных значительных отклонений от средней величины горного давления.

Наряду с механическими нарушениями наблюдаются химические повреждения горных пород, вызванные изменением состава пород или удалением частей, слагающих породу, в результате химических реакций минералов и воды.

Вода поступает в пустоты между минеральными частицами по трещинам и сбросам как из низших слоев, так и с поверхности. Химическая активность воды зависит от содержания в ней в растворимом состоянии различных газов и твердых частиц. Хотя пористость плотных пород незначительна (0,5—2,0%), но их проницаемость относительно велика вследствие обычно большой скорости протекания воды через поры.

Химическое воздействие дождевой воды приводит к химическому выветриванию, а восходящих потоков теплой воды — к гидротермическому изменению.

Выветривание выражается в разложении химически нестойких составляющих пород (например, полевой шпат) и в переходе в раствор растворимых (например, карбонат кальция). Выветрившиеся продукты разложения превращаются в поверхностные грунты как последнюю стадию выветривания горных пород.

Гидротермические изменения могут привести к заполнению открытых трещин отложениями из раствора кварца и к превращению мягких пород (например, слабого песчаника) в крепкие породы (например, в кристаллический сланец или гнейс). С другой сто-

роны, восходящие горячие растворы, проникающие через горные породы, могут уменьшить их прочность. Последнее обстоятельство весьма существенно и поэтому его всегда необходимо принимать во внимание при тоннельном строительстве. Гидротермические изменения очень активно протекают в сбросовых зонах на любых глубинах, где образуются напорные подземные дренажи периодического или непрерывного действия. В известняке этот процесс создает систему карстовых образований в виде отдельных каналов, системы каверн и пещер, отделенных друг от друга неповрежденной породой. Подобные карстовые образования могут быть открытыми или заполненными нерастворимыми составными частями известняка и глиной.

При проходке тоннелей в таких условиях вероятны неожиданные прорывы воды или смеси воды с песком и глиной при неповрежденном состоянии основного массива породы.

Обломочные породы, образованные из обломков предшествовавших им горных пород любого типа за счет их цементации или прорастания зерен, при химическом разложении превращаются в их первоначальные составляющие. К таким породам относятся кварцевые конгломераты, кварцы, песчаники и сланцы.

Метаморфические породы, различающиеся по содержанию в них кварца или кальция (кварцит и мрамор), слюдяных минералов (сланцы), подвергаются различным видам выветривания, например, кварцит выветриванию, а мрамор растворению; слюдяные сланцы при распаде образуют продукт разложения, обладающий свойствами глины.

Разложившиеся метаморфические породы со свойствами глин создают опасность оползания внутрь незакрепленных тоннелей, что объясняется медленным вязким течением продукта разложения при неизменном содержании в нем воды.

Набухание пучащих пород может создать значительное давление на тоннельную обделку. Наибольшее пучение свойственно бентонитам.

Изверженные породы содержат химически нестойкие минералы, при распаде которых образуются глинистые составляющие. Окончательный продукт изменения этих пород близок по состоянию к кристаллическому сланцу, а при водонасыщении может быть пучинистым.

Химическое разложение горных пород можно обнаружить по глухому звуку при ударе молотком, отсутствию блеска и наличию местных пятен, по распаду обломков под влиянием воздуха, разрушению образца при низком давлении до изменения его величины и т. п. Эти признаки нужно тщательно изучать в процессе проходки тоннелей.

Строительство тоннелей в зонах интенсивных химических изменений горных пород сопряжено с проходкой массива разнородных состояний, в силу чего бывает необходимо изменять по ходу работ как способы проходки, так и типы крепей.

Вопросы устойчивости и условия залегания горных пород имеют особое значение при расположении тоннеля на косогорах, а также при наличии оползневых явлений, направленных поперек трассы.

При большой площади района с нарушенным равновесием земляных масс, мощной толще оползня и глубоком расположении грунтовых потоков (что по совокупности исключает возможность трассирования в обход оползня или его стабилизации) проложение трассы в тоннеле наиболее целесообразно. Для расположения тоннеля в зоне устойчивых пород необходимо отклонять трассу в сторону косогора или пропускать ее ниже оползня.

Устойчивость и прочность массива зависят от условий залегания горных пород, главным образом осадочных. Сложные формы залегания горных пород, зависящие от тектонических явлений, служат причиной изменчивости инженерно-геологических условий на коротком протяжении участка.

В тектонически сложных районах тоннели могут проходить в различных направлениях по отношению направления горных пород, что при наличии излияний магматических пород, залегающих несогласно с осадочными породами, может значительно осложнить постройку тоннелей.

В состав инженерно-геологических исследований входит комплекс геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических и лабораторных исследований, обеспечивающих:

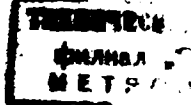
правильный выбор положения тоннеля в плане и профиле и конструкций его постоянной обделки как долговечного сооружения; установление способов производства работ, а также сроков и стоимости строительства.

В результате проведения комплексных исследований должны быть исчерпывающе освещены: геологическое строение горного массива, инженерно-геологическая характеристика, гидрогеологические условия, общие вопросы.

Геологическое строение освещает стратиграфию, литологию, геоморфологию и тектонику.

Инженерно-геологическая характеристика включает общую устойчивость горных пород, оценку активных физико-геологических явлений, т. е. карстов, оползней, размывов, осыпей, тектонических нарушений и т. п., ожидаемые условия проявления горного давления и его возможную интенсивность, оценку типа и размеров возможных обрушений и вывалов породы, физико-механические свойства горных пород, подземные газы и температуру тоннельной выработки.

Гидрогеологические условия характеризуют водонесные горизонты, режим грунтовых вод, т. е. расход, направление, скорость, коэффициент фильтрации, а также температуру, химический состав и ожидаемый напор, что в совокупности необходимо для проектирования конструкции тоннелей и способов их возведения. Эти условия имеют весьма важное значение как при постройке тоннелей, так и во время их эксплуатации. Объясняется это тем,



что большой приток воды в подземные выработки требует устройства и оборудования мощных водоотливных установок и принятия мер по изоляции обделок.

К общим вопросам относят климатические условия, географическое положение, транспортные связи района строительства, наличие местных строительных материалов, возможность использования грунтовых вод и пр.

Инженерно-геологические исследования обычно проводят в два этапа: на стадии проектного задания и на стадии рабочего проекта и, кроме того, в относительно минимальном объеме при технико-экономических обоснованиях. При особо сложных инженерно-геологических условиях, а также в случае изменения отдельных участков тоннелей в плане или профиле проводят дополнительные исследования по вариантам трассы.

В состав работ по инженерно-геологическим исследованиям обычно входят: 1) изучение литературных источников по геологии и гидрогеологии района намечаемого строительства, детальная инженерно-геологическая и гидрогеологическая съемка; 2) разведочные работы — буровые, горные, геофизические; 3) специальные исследования.

Геологическая съемка в масштабе 1 : 5000 и 1 : 2000, а в особых условиях 1 : 1000 и 1 : 500, а также специальные наблюдения по гидрогеологии района могут дать достаточный материал для предварительной, а в некоторых случаях и окончательной оценки геологических и гидрогеологических условий района трассы тоннеля. Так как изыскания трассы тоннеля обычно ведут в широких пределах района, то и геологические исследования должны охватывать достаточно широкую полосу, выходящую за пределы возможных вариантов трассы. Последующие геологоразведочные работы ведут в необходимом объеме по вариантам трассы, устанавливаемым на основе собранных и обработанных материалов исследований, в том числе одиночных разведочных скважин. Основой для проектирования разведочных скважин и шурфов принимают: на стадии проектного задания — план района трассы в горизонталях, на стадии рабочего проекта — план и профиль трассы. В зависимости от стадии проектирования буровые работы ведут с различными расстояниями между скважинами.

В стадии разработки проектного задания достаточно бурение 50% разведочных скважин, необходимых для установления всех исходных параметров сооружения в стадии разработки рабочего проекта. Для особо сложных условий число разведочных скважин может достигать 70%. При полном объеме исследований трассы тоннелей длиной до 200 м проводят бурение семи скважин, из которых три находятся на оси тоннеля, а четыре — на двух поперечниках. При большей длине тоннеля принимают расстояния между скважинами по оси тоннеля в 150 м и между поперечниками — в 200 м, на каждом из которых бурят по две скважины. Кроме этого, дополнительно размещают по одному поперечнику у каждого пор-

тала. По окончании проходки все скважины должны быть тщательно затомпонированы глиной, а в водосодержащих прослойках — песком и щебнем. Как правило, следует применять машинное бурение, и только в особых условиях — при небольшой глубине скважины, невысокой прочности пород или трудности доставки на перевальный участок машинного оборудования — допустимо ручное бурение.

При прохождении наносных и слабосцементированных коренных пород применяют ударно-вращательное бурение. В твердых коренных породах лучший вид бурения — колонковое, дающее возможность отбора проб в виде столбиков горных пород (кернов), что обеспечивает более наглядное представление о геологическом строении массива. С этой целью необходимо извлекаемые через каждые 0,5 м образцы пород тщательно описывать в отношении трещиноватости и всех изменений, вызванных процессами выветривания, выщелачивания и растворения.

Глубину скважин, их диаметр и вид бурения выбирают в зависимости от глубины заложения тоннеля и особенностей геологического строения массива. Во всяком случае глубину опорных разведочных скважин принимают на 6 м ниже отметок проектируемого основания сооружения, а в случае сложных инженерно-геологических условий последней скважины углубляют на 2 м в расположенные ниже устойчивые породы. Конечный диаметр разведочных скважин должен быть не менее 55 мм, при отборе кернов не менее 85 мм, а при ударно-вращательном бурении — не менее 115 мм.

Для получения более точных данных о массиве применяют горно-разведочные работы, заключающиеся в проходке шурфов, стволов шахт и штолен и изучении качества горных пород как непосредственно в стенках выработки, так и на отобранных образцах.

Разведочные штольни дают наиболее ценный и достоверный материал для выбора способов проходки и крепления будущих тоннелей на всем их протяжении без необходимости прибегать к методу предположений. В дальнейшем эти штольни могут быть использованы для проведения таких работ, как исследование величин горного давления, получение в натуре коэффициента упругой деформации пород и т. п.

Все приведенные основные методы инженерно-геологических исследований трассы тоннеля позволяют собрать, систематизировать и тщательно обработать обширный материал и получить геологические разрезы по всем вариантам проектируемой трассы тоннеля.

Для ускорения и удешевления обычных разведочных работ одновременно с ними можно применять геофизические методы разведки, получившие широкое распространение в работах комплексных экспедиций Академии наук СССР. К таким методам, дающим возможность обнаружить и изучить непосредственно с поверхности

земли последовательность напластований горных пород, их состав, тектонику, форму нарушений и т. п., можно отнести: гравиметрию, магнитометрию, сейсмометрию, электрометрию и геотермику. Гравиметрия основана на изучении строения горного массива в зависимости от изменения силы тяжести вблизи исследуемых пород, магнитометрия — на различии магнитных свойств горных пород, сейсмометрия — на измерении скорости прохождения в горных породах упругих волн, вызванных искусственными взрывами; электрометрия — метод, основанный на разности электропроводности, наблюдаемой у различных горных пород, и геотермика — на изучении распределения температуры на различных глубинах. Обычно эти методы применяют при глубоком заложении тоннелей (свыше 300 м) в сочетании с подробным изучением всех открытых обнажений геологических напластований.

Физико-механические свойства горных пород имеют весьма важное значение в тоннелестроении, поскольку от них зависят прочность, устойчивость и равновесие массива. К числу главных физических свойств пород следует отнести твердость, выветриваемость, трещиноватость, слоистость, сжимаемость, водонепроницаемость, водостойкость и др.

Механические свойства пород оцениваются их крепостью, т. е. способностью оказывать сопротивление всем видам механического воздействия на них. Пределы изменения свойств (состав, плотность, структура, влажность и пр.) весьма широки. Для расчетных целей большое значение имеют такие показатели, как коэффициент поперечного сжатия, модуль нормальной упругости и коэффициент упругой деформации¹ (см. главу III).

Гидрогеологические условия трассы находятся в тесной связи с тектоническими нарушениями. Водообилие горных пород, связанное с трещиноватостью массива или с наличием открытых ключей и каверн, значительно осложняет строительные работы, понижая прочность и устойчивость массива, и заставляет принимать ряд соответствующих мероприятий. Иногда трещиноватость может служить причиной опускания воды на более низкие горизонты, что можно осуществить и искусственно путем глубокого бурения скважин до трещиноватых пород.

Интенсивность притока грунтовых вод обычно весьма неравномерна, может достигать до $1 \text{ м}^3/\text{сек}$ и более, и зависит, главным образом, от наличия сбросовых трещин в горных породах и связи с руслом пересекаемого водотока в подводных тоннелях. При неожиданном вскрытии подземных скоплений воды могут затопиться выработки. С появлением горячих источников, обычно глубинного происхождения, температура и влажность воздуха в выработках могут несколько повыситься, что потребует применения охлаждающих установок. Приток в тоннель подземных вод зимой в суровых

¹ Подробное описание прочих физико-механических свойств горных пород и методы их лабораторных исследований составляют предмет курса «Механика грунтов».

климатических условиях сопряжен с большими затруднениями при строительстве и эксплуатации из-за замерзания воды в трещинах и образования наледей.

Кроме механического воздействия на горные породы (вымывание и выщелачивание), вода разрушающе влияет на породы, а также на бетон и металл вследствие ее химической агрессивности. Подземные воды особенно неблагоприятны по химическому составу, если они содержат агрессивную уголекислоту, сернокислые соли, органические кислоты, сульфат магния, хлористый магний и сероводород. Подземные воды агрессивны при жесткости менее 2 мг-экв, а также с водородным показателем $pH < 7$. Степень вредного влияния агрессивных вод возрастает с увеличением скорости потока грунтовых вод.

Большие затруднения при постройке могут оказать также подземные природные газы. Наиболее опасные из них следующие.

Метан, не ядовитый газ, не имеющий запаха, вкуса и цвета. Он опасен вследствие образования с воздухом гремучих смесей при концентрации от 5,5 до 16% (наиболее опасна концентрация 9,5%). Источники появления метана — битуминозные, нефтеносные и угленосные прослойки, вскрываемые выработками. Для борьбы с метаном применяют мощную вентиляцию.

Уголекислый газ не имеет цвета и запаха, растворим в воде. Вследствие большого удельного веса образует газовые скопления в пониженных местах выработок. Ощущается присутствие при содержании более 1% по объему, поэтому допускается его содержание в воздухе не более 0,5%. Способ борьбы с ним — усиленная вентиляция.

Сероводород не имеет цвета, но обладает горьким вкусом и резким специфическим запахом. Очень ядовит. При содержании в воздухе около 6% он взрывается. Кроме этого, сероводород разъедает известковый раствор и кирпич.

Азот — инертный газ с малым удельным весом, вследствие чего образует скопления в повышенных частях выработок и может создать бескислородный воздух. Его поступление возможно через изверженные породы более молодых формаций.

При проведении инженерно-геологических изысканий необходимо обращать внимание на определение возможной температуры при производстве строительных работ и дальнейшей эксплуатации тоннеля. До некоторой глубины колебания температуры в породе зависят от ее изменений на поверхности земли. Эта граница носит название слоя постоянной температуры. С дальнейшим увеличением глубины температура повышается по определенной закономерности.

Измерителем нарастания температуры служит геотермическая ступень, или глубина в метрах, соответствующая увеличению температуры на $1^{\circ}C$.

Глубина слоя (10—30 м), имеющего постоянную температуру и интенсивность изменения ее, зависит от влажности, теплопровод-

ности и петрографического состава горных пород, географической широты данного района, рельефа местности, наличия открытых водоемов, количества и температуры подземных вод и пр.

Геотермическая ступень под равнинами имеет среднее значение 30—35 м, но в связи с указанными выше факторами ее величина может иметь более широкие колебания вследствие охлаждения или, наоборот, нагревания горного массива. Рельеф местности оказывает значительное влияние на величину геотермической ступени. В гористой местности ее величина на 30—33% выше (в среднем 45 м), чем при слабо пересеченной поверхности. Наличие вечного снега и ледников увеличивает, а находящиеся вблизи открытые водоемы (моря, озера) обычно уменьшают геотермическую ступень. Влияние подземных вод и их температуры может быть как понижающим, так и повышающим эту величину.

Таким образом, определение расчетной величины геотермической ступени сопряжено с необходимостью учета целого ряда факторов и введения поправок на все характерные местные особенности.

Ожидаемую температуру t_m на проектной глубине можно ориентировочно определить по формуле

$$t_m = t_n - \frac{H}{200} + \Delta t + \frac{m-n}{T}, \quad (1.3)$$

где t_n — средняя годовая температура воздуха долины, град;

H — высота перевала, м;

200 — величина аэротермической ступени, соответствующей понижению температуры воздуха на 1°С, м;

Δt — поправка для перехода от температуры воздуха к температуре почвы, равная 0.8—3°С, град;

m — проектная глубина, м;

n — глубина слоя постоянной температуры, м;

T — величина геотермической ступени, м.

Особенности исследований в городских условиях

До составления проекта трассы тоннелей, сооружаемых в городах открытым способом, нужны дополнительные исследования.

При ширине котлована более 20 м одного геологического разреза по оси сооружения недостаточно, так как дно котлована может быть сложено в поперечном направлении из грунтов различной плотности. Это необходимо учитывать при выборе системы крепления и конструкции сооружения. Обычно дополнительным бурением выявляют и затем составляют геологические разрезы продольные по бровкам котлована и поперечные через каждые 25 м. Если трасса проектируемого сооружения проходит в малоустойчивых водонасыщенных грунтах, необходимы более тщательные геологические и гидрогеологические исследования в пределах котлована при помощи шурфов, закладываемых до водоупора на расстоянии не менее 50 м один от другого. Глубина продольного гео-

логического разреза вдоль намечаемой трассы сооружения должна быть достаточной для выявления водоупорного слоя.

Данные подробных натурных и лабораторных исследований являются основой характеристики физико-механических свойств различных пластов грунта, залегающих ниже подошвы проектируемого тоннеля и за пределами вертикального ограждения котлована. Эти данные существенно необходимы для последующего составления расчетов сопротивления грунтовой среды.

В процессе изысканий и проектирования необходимо выяснять будущую вертикальную и горизонтальную планировку поверхности, которая в той или иной степени может повлиять на выбор трассы и конструкцию тоннеля, а также на пересечение тоннеля с существующими городскими подземными сооружениями. Водопровод, газопровод, теплосеть, коллекторы, кабельная сеть и другие такие сооружения обычно расположены на глубине от 0,5 до 10 м от дневной поверхности, что необходимо учитывать при выборе трассы тоннеля в плане и профиле.

Если то или иное городское подземное сооружение оказывается в пределах сечения проектируемых тоннелей, необходимо предусмотреть его перекладку, обычно связанную с затратой значительных материальных средств и времени. Так, в случае глубокого заложения какого-либо крупного коллектора, проходящего ниже подошвы тоннеля, необходимы конструктивные меры, предотвращающие возможность аварии подземных сооружений. К таким мерам относится укладка подземных сооружений в стальные кораба и железобетонные проходные тоннели с устройством колодцев, отстоящих от стенок основного тоннеля на расстоянии не менее 10—15 м. Если городские подземные сооружения проходят выше перекрытия проектируемого тоннеля, нужно обеспечить надежную конструкцию временной подвески, заменяемую впоследствии (до засыпки сверху перекрытия) постоянными массивными столбами. При этом необходимо предотвращать возможность малейшего расстройств труб, подвешиваемых к временной крепи котлована.

Предварительный прогноз горного давления

Наиболее важный вопрос, решаемый при инженерно-геологических и гидрогеологических исследованиях, — предварительное определение горного давления, имеющего большое значение для проектирования и постройки тоннелей. Под горным давлением обычно понимают давление прилегающих к крепи тоннеля горных пород.

Сложность геологических и гидрогеологических условий, встречающихся при сооружении тоннелей, а также ряд строительных и конструктивных факторов в значительной степени затрудняют прогноз горного давления и требуют поэтому детального анализа всего комплекса исходных данных. В качественном отношении горное

давление¹ может различаться по направлению его действия. Преобладающее значение имеет давление сверху вниз, затем боковое и, наконец, снизу вверх.

На горное давление оказывают влияние следующие факторы: размеры и форма очертания выработки, геотехнические свойства горных пород, водный режим массива, геологическое строение местности, способы ведения работ, скорость ведения работ, конструкция крепи.

Размеры и форма очертания выработки оказывают главное и решающее влияние на величину горного давления. Размеры выработки зависят от назначения тоннеля; это, естественно, затрудняет возможность их уменьшения. Что касается очертания подземного сооружения, то, рационально запроектировав его форму, можно уменьшить величину горного давления.

Теоретическими и экспериментальными работами, а также практикой тоннелестроения установлена рациональность выработки плавного очертания без входящих и выступающих углов, обычно вызывающих в них концентрацию напряжений. Так, в подвижных породах, оказывающих практически одинаковое со всех сторон давление на крепь (или обделку), приведенные рекомендации тем более необходимы. В подобных случаях наиболее выгодная форма обделки — круговая или эллиптическая.

К наиболее важным геотехническим свойствам горных пород, которые в значительной мере определяют характер и величину горного давления, можно отнести механическую прочность, сжимаемость, водопроницаемость и водостойкость. Свойства пород предопределяют как тип конструкции обделки и метод ее расчета, так и способы ее возведения.

Твердые породы отличаются высокой прочностью, малой сжимаемостью, малой водопроницаемостью и относительным постоянством этих показателей для водостойких пород (влаги и химические процессы могут послужить причиной ухудшения свойств этих пород). В прочных или слабо поврежденных скальных породах горное давление обычно не проявляется. В разрушенных скальных породах возможно проявление горного давления, подобное условиям проходки в песках, а в зонах разложившихся пород проявления давления сходны с условиями проходки в глинах.

Напряженное состояние пород до проходки тоннелей относится к основным факторам, от которых зависит горное давление. В скальном массиве за вертикальную нагрузку принимают вес столба породы (или его части), расположенного над тоннелем. Горизонтальное давление, обычно меньшее вертикального, изменяется в широких пределах и зависит от физико-механических характеристик породы. В складчатых массивах горных пород горизонтальное давление по своей величине может приближаться к

¹ В количественном отношении величины действующих в горном массиве напряжений и дальнейшее перераспределение их после выработки рассмотрены в гл. III.

вертикальному в случае тектонической активности горизонтальных сил, вызвавших образование складок.

После проведения выработки равновесие в твердом массиве возможно даже при наличии небольших растягивающих напряжений (обычно в кровле и подошве выработки). В случае больших растягивающих напряжений возникают трещины на обнаженных поверхностях, а область высоких напряжений смещается в глубь массива. Горная порода создает давление на крепь в образовавшейся вокруг выработки нарушенной зоне. Для ограничения этой зоны необходима быстрая и плотная установка крепи. Переход твердых пород в пластичное состояние теоретически возможен при весьма большой величине всесторонних давлений. Хотя упругие свойства большинства этих пород различны в разных направлениях, все же в статических расчетах к породам этой категории можно применять законы теории упругости.

Разрушение неповрежденных скальных пород вследствие их раздавливания на применяемых для тоннелестроения глубинах совершенно исключено. В то же время в таких породах, находящихся в интенсивном напряженном состоянии, иногда обусловливаемом активно действующим горизонтальным давлением, вероятно проявление так называемого «стреляния» в виде отделения от забоя тонких пластин породы, увеличивающихся в объеме. При проходке тоннелей в этих условиях требуется применение временных или постоянных защитных крепей, плотно прилегающих к внутреннему контуру выработки.

При сооружении тоннелей в раздробленных породах проявляется так называемый арочный эффект, при котором на крепь давит своим весом только часть породы, ограниченная сверху ее естественным (породным) сводом. Вес вышележащих пород передается в виде реакций в пятах этого свода на боковые части выработки. В непосредственной близости от забоя образуется полукупол, имеющий дополнительную опору в плоскости забоя и, следовательно, принимающей на себя большую нагрузку на период выполнения проходческого цикла.

Сильнотрещиноватая и разбитая на блоки порода по своему воздействию на тоннель близка к разрушенной с крупными зернами, а химически разложившиеся (включая все изверженные и сланцы) приобретают свойства глин или их минеральных составляющих. В таких условиях тоннели можно располагать на отдельных участках, а при пересечении больших массивов химически измененных пород — на всем их протяжении.

Условия сводообразования над выработкой идентичны условиям трещиноватых и разбитых на блоки пород, но период самоудерживающего действия и нарастания горного давления в разложившихся породах продолжительнее, чем в раздробленных.

Подобные явления характерны и для осадочных глин, что объясняется сходством характерных для глинистых материалов свойств, таких, как низкая пористость и высокая сжимаемость.

Глинистые породы обладают значительным сцеплением и незначительным внутренним трением и могут восстанавливать нарушенную между частицами связь. Глины очень сжимаемы, деформация их протекает медленно, в пластичном состоянии они водонепроницаемы, влажность их колеблется в больших пределах.

Условия проходки в глинах могут изменяться в широком диапазоне от легких до очень тяжелых в зависимости от характера и степени уплотнения глины. Наихудшие условия создаются при проявлении оседания и пучения. Свойства глины зависят от количества в ней глинистых минералов (с размерами зерен менее 0,002 мм) трех разновидностей — каолинитов, иллитов и, наконец, монтмориллонитов, придающих глине свойство пучения.

Для проходки тоннелей наиболее существенны такие показатели глин, как: пучение, связанное со снятием нагрузки, соотношение между давлением и сопротивлением сдвигу, а также скорость изменения напряженного состояния, вызванного сооружением тоннелей.

Пучение обусловлено увеличением пористости и, следовательно, содержания воды и объема глины — как результат снятия нагрузки. В естественных пластах глина обладает свойствами прочного и даже хрупкого материала. Сопротивление таких глин срезающим усилиям выражается значительными удельными нагрузками (2,2—4,3 кГ/см²).

Так как процесс проходки тоннелей в глине приводит к уменьшению ее давления (особенно по направлению наименьшего сопротивления, т. е. к выработке), то обычно это сопровождается выжиманием глины со стороны забоя. Такое явление связано с незначительным увеличением содержания воды и уменьшением сопротивления срезу, приводящими к размягчению глины. Скорость выжимания возрастет с увеличением длины незакрепленного участка тоннеля. Очевидно, что для уменьшения скорости выжимания необходимо уменьшать длину этого участка.

По мере развития процесса выжимания глины со всех сторон внутри выработки образуется так называемый породный цилиндр, воспринимающий часть давления от выжимания. Возникающее при больших давлениях отслаивание глины означает окончательную потерю ее прочности. Выжимание глины может быть практически приостановлено своевременной установкой (с тщательным расклиниванием) крепи, на которую будет действовать медленно возрастающее давление глины.

Таким образом, при разработках в глинах проявляются деформации упругие, вызываемые упругим расширением материала, и неупругие, вызываемые выдавливанием породы без изменения ее пористости. Первые протекают медленно, постепенно увеличивая давление на крепь, вторые быстро и при исключительной пластичности глин и отсутствии необходимых предохранительных мер могут привести к внезапным уменьшениям размеров выработки. В случае упругих деформаций необходимо ставить податливую или жесткую крепь с некоторым строительным зазором, заполняемым

крупнозернистым материалом. При деформациях второго вида необходима прочная крепь с плотным прилеганием ее к породе. Для выбора соответственного решения необходим правильный учет всех конкретных условий.

Сыпучие породы (пески) обладают весьма малым сцеплением, их равновесие зависит главным образом от сил трения. Свойства этих пород меняются с изменением их влажности (от 0 до 40%). Пески малосжимаемы, деформации их проходят очень быстро, распределение напряжений подчиняется законам равновесия сил трения, зависящих главным образом от давления. Механическую прочность этих пород оценивают углом внутреннего трения.

В сыпучих породах после их разрыхления в процессе горных работ давление на крепь быстро уменьшается вследствие проявления сил трения при сдвигах. Это явление происходит всегда, так как даже небольших перемещений в массиве достаточно для перераспределения давления в породе. Крепь в таких породах должна быть жесткой; ее необходимо устанавливать с опережением проходки быстро и плотно без каких-либо выпусков породы в выработку во избежание образования пустот и внезапных вывалов породы.

Присутствие воды в песках резко ухудшает условия проходческой работы, так как вода уменьшает внутреннее трение в породе и приводит частицы песка во взвешенное состояние. В этих случаях необходимо применять специальные способы проходки (см. главу XI), уменьшающие подвижность сыпучих пород. Необходимо иметь в виду, что свойства пород в природном виде часто имеют переходный характер.

В процессе горно-тоннельной выработки может нарушаться водный режим горного массива. Это обычно приводит к увеличению скорости фильтрации с возрастанием разрушительного физического и химического действия воды. Из-за размягчения водою (при повышенном ее притоке) некоторых связных и обломочных пород возникает значительное горное давление. С другой стороны, уменьшение напряжений вблизи контура выработки в глинистых породах увеличивает влажность. Вынос водою мелких взвешенных частиц сыпучих пород особенно опасен при обычном водоотливе. Постепенное разрыхление пород и связанное с ним снижение трения между частицами приводит к возрастанию горного давления.

Особенно существенным в условиях сурового климата может быть влияние водного режима на головные участки тоннелей, так как при замерзании воды, притекающей к обделке, может разрушиться последняя. Основные мероприятия по предотвращению опасного воздействия воды на тоннель могут быть сведены к созданию водонепроницаемых обделок, осушению массива, т. е. к максимальному сохранению существовавшего до проходки водного режима массива.

Горное давление зависит от целого ряда рассмотренных выше геологических явлений, в том числе и от тектонических. Теоретиче-

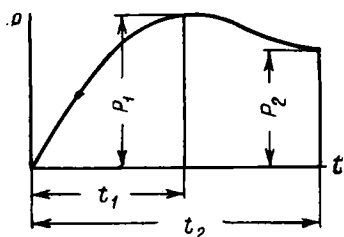


Рис. 1.2. График изменения горного давления по времени

ская оценка влияния последних не может быть выполнена количественно; для этого необходимы натурные исследования.

Всякие нарушения в залегании пород наиболее неблагоприятны для тоннельных работ из-за значительной величины и несимметричного действия сил горного давления. При выборе направления трассы тоннеля последние обстоятельства являются решающими.

На величину горного давления оказывают большое влияние последовательность расширения выработки, метод разработки породы, нагнетание раствора, а также количество и характер перекреплений. Так, по мере разработки трехсводчатых тоннелей (начиная с крайних) горное давление в зоне расположения среднего свода обычно значительно увеличивается. При проходке тоннеля горным способом одновременное раскрытие выработки до профиля свода в пределах нескольких колец может повлечь за собою резкое увеличение горного давления. Нагнетание раствора под давлением от 5 до 10 *ати* в целях заполнения пустот за обделкой и создания упругого отпора пород может существенно изменить характер и величину нагрузок, действующих на тоннельную обделку. Значительное количество перекреплений, недостаточная тщательность работ в неустойчивых породах тоже вызывает повышенное горное давление.

Сказанным достаточно ясно поясняется значение и влияние избираемого способа работ на величину расчетных нагрузок на конструкцию подземного сооружения.

Горное давление обычно проявляет себя постепенно (рис. 1.2), достигая максимальной величины P_1 через некоторый промежуток времени t_1 с последующим уменьшением до установившегося (расчетного) давления P_2 вследствие приспособления массива и крепи (через промежуток времени t_2) к новому состоянию силовых воздействий. Следовательно, постоянную обделку тоннеля необходимо возводить возможно скорее после проходки, т. е. до возникновения наибольшего горного давления, а при вдавливании щита и труб слепым способом не допускать значительных перерывов в работе. Основной же вывод таков, что скоростные способы работ позволяют лучше использовать происходящие явления в горном массиве.

Нагрузка на конструкцию подземного сооружения зависит от характера взаимодействия крепи (обделки) и окружающей породы. Давление от веса породы может рассматриваться распределенным между собственно конструкцией и горным массивом пропорционально их жесткостям, что подтверждено рядом опытов. Поэтому в горно-тоннельных проходках применяют так называемую

податливую крепь, которая передает большую нагрузку на окружающую породу в том случае, если давление на крепь становится весьма большим и она начинает деформироваться. Подобным же образом в практику строительства тоннелей введены некоторые виды гибких конструкций с шарнирными соединениями отдельных элементов, а также обжимаемые в породу обделки из сборных элементов и монолитно-прессованные.

При умелом использовании указанных приемов можно уменьшить горное давление и улучшить работу конструкции подземного сооружения.

§ 2. ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ АВТОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЕЙ В ПЛАНЕ И ПРОФИЛЕ

Общие положения

При проектировании автодорожных тоннелей необходимо учитывать длительность срока их службы и трудность реконструкции.

Условия безопасности и комфортабельности движения транспорта в тоннелях, как правило, должны быть такими же, как и на открытых участках данной дороги. Поэтому к проектированию тоннелей подходят с повышенными требованиями и с учетом особых факторов, которыми являются:

- 1) наличие дополнительного воздушного сопротивления движению в тоннеле;
- 2) большее сцепление колес автомобиля с полотном дороги в условиях защищенности (при определенных условиях) внутренних участков длинных тоннелей от проникновения атмосферных осадков;
- 3) возможность появления конденсационной влаги и местных течей;
- 4) ограничение видимости на кривых из-за наличия вертикальных боковых стен тоннеля;
- 5) отсутствие обгона и встречного движения по одной полосе (кроме однополосных тоннелей с разъездами) ¹.

При оценке технико-экономических показателей вариантов трассы тоннелей следует учитывать способ обеспечения вентиляции. С увеличением уклонов быстро увеличивается количество ядовитых газов, выделяемых автомобилями. Поэтому характер плана и продольного профиля тоннелей существенно влияет на естественную вентиляцию, действие которой заметно ослабевает при расположении тоннелей на кривых. Усиление теплового напора за счет увеличения разности отметок порталов обычно не компенсирует увеличения объема выделяемых при этом ядовитых газов в тоннеле.

¹ Вопросы нормативов для проектирования дорог в плане и профиле рассмотрены в курсе «Проектирование автомобильных дорог». Здесь выясним лишь дополнительные поправки, которые необходимы при применении этих расчетов к тоннелям.

Техническая категория подземных участков дорог должна быть не меньшей, чем открытых участков. Нужно учитывать большую долговечность тоннелей и трудность их переустройства для удовлетворения перспективной повышенной интенсивности движения.

Требования к плану и продольному профилю тоннелей

Тоннели в плане могут быть расположены как на прямых участках, так и на кривых, а также на сочетаниях прямых и кривых. При расположении на кривой с углом поворота больше 180° тоннель называется петлевым, а с углом поворота в 360° — спиральным, когда два поперечных концевых сечения тоннеля пересекаются друг с другом в плане в разных уровнях.

Основные нормативы, установленные для открытых участков дороги, по элементам кривых и их взаимному сопряжению обязательны и для тоннельных участков, а ряд дополнительных требований учитывают специфику движения транспорта в тоннелях.

План тоннельной трассы должен удовлетворять требованиям эксплуатации на отдаленную перспективу без необходимости реконструкции тоннелей. Поэтому нежелательно располагать тоннели на кривых. Однако на участках, где естественный уклон местности по намеченному направлению трассы больше руководящего уклона, могут оказаться рациональными тоннели на кривых с развитием трассы как на одном склоне главной долины, так и с использованием боковых долин. При этом для одиночной или двойной спирали тоннеля максимально допустимый уклон должен быть не более 30%. Применение кривых может быть вызвано также геологическими особенностями района, экономической целесообразностью всей трассы в целом и другими соображениями.

Рассматривая технико-экономические показатели тоннелей на кривых, нужно иметь в виду следующие особенности:

- 1) кривые уменьшают видимость в тоннеле в большей степени, чем на открытых участках дороги, вследствие ограничения проезжей части вертикальными стенками;
- 2) виражи и специальные уширения проезжей части обычно требуют на таких участках увеличения сечения тоннеля, что усложняет производство работ и повышает стоимость тоннеля;
- 3) увеличение радиуса кривой в тоннеле часто приводит к удлинению трассы, но сокращает общую длину дороги;
- 4) кривые, особенно при большой величине угла поворота, ухудшают условия продольной вентиляции в тоннеле.

Величину минимального радиуса на дороге назначают исходя из условий обеспечения необходимых видимости в плане, устойчивости автомобиля против бокового скольжения (заноса) и плавности движения. Величина минимального радиуса по условиям видимости приближенно равна

$$R_{\min} \approx \frac{S^2}{8b_1}, \quad (1.4)$$

где S — расстояние видимости (рис. 1.3);

b_1 — расстояние от оси полосы проезда до ближайшей стены.

На величину S благоприятно влияют улучшенные условия сцепления колеса с дорожным покрытием. Коэффициент сцепления ϕ_1 при расчете длины тормозного пути может быть принят для внутренних участков тоннеля равным 0,38—0,47.

Расстояние b_1 от оси проезда весьма ограничено и составляет со стороны тротуара 2,45 м, а с противоположной 1,70 м (см. рис. 1.3).

Устойчивость автомобиля на кривых в тоннелях за счет повышения коэффициента бокового скольжения также выше. Радиус кривой, определяемый этим условием,

$$R_{\min} \geq \frac{v^2}{g(\mu \pm i)}, \quad (1.5)$$

где v — скорость движения автомобиля, м/сек;

$g = 9,81 \text{ м/сек}^2$;

μ — коэффициент бокового скольжения, равный 0,32 ϕ_1 , принимается от 0,13 до 0,16;

i — поперечный уклон проезжей части.

Полученные значения радиусов по указанным двум условиям являются минимальными, и их следует применять лишь в трудных случаях. Как правило, в автодорожных тоннелях целесообразно назначать радиусы, рекомендуемые по ТУ. Согласно требованиям Строительных норм и правил (СНиП), радиус кривых в тоннелях должен быть не менее 250 м. Радиусы определяют по условиям плавности движения с заданной расчетной скоростью. Требуемое уширение двухполосной проезжей части принимают в зависимости от величины радиуса кривых в пределах 0,4—0,6 м.

В целях упрощения строительных работ следует избегать совпадения переломов профиля с горизонтальными кривыми в плане.

В городских транспортных тоннелях необходимо применять виражи на скоростных дорогах при $R < 2000 \text{ м}$, на магистральных улицах общегородского значения при $R < 1200 \text{ м}$ и на магистральных улицах районного значения при $R < 800 \text{ м}$ (см. СНиП II-Д. 5.62.).

Проектируя продольный профиль тоннелей (рис. 1.4), нужно учитывать следующие факторы:

1) развитие трассы дороги на подходах к тоннелям, определяющее в свою очередь высоту и план расположения входов в тоннель;

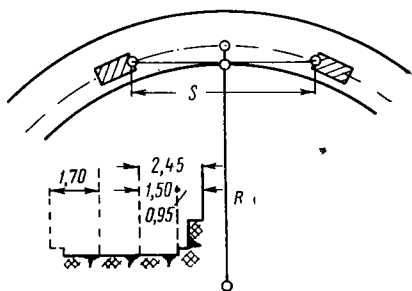


Рис. 1.3. Схема к определению расстояния видимости в тоннеле

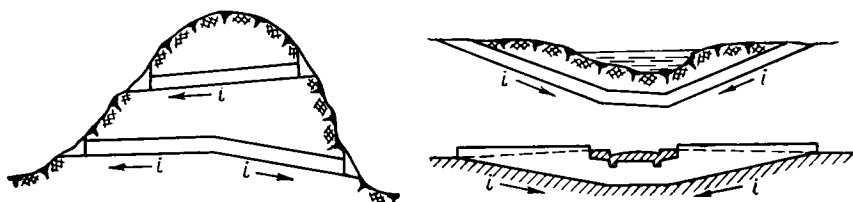


Рис. 1.4. Типы продольного профиля тоннелей

2) геологические и гидрогеологические особенности прорезаемого массива;

3) эксплуатационные требования.

Горным тоннелям, служащим для развития линии, придают односкатный продольный профиль, который может иметь прямолинейное (см. рис. 1.4) или ломаное очертание. Перевальные, подводные и городские тоннели имеют двухскатный продольный профиль. В горных тоннелях водоотвод обеспечивают направлением скатов к входным участкам, а в подводных тоннелях — искусственной перекачкой (см. рис. 1.4).

Входы перевальных тоннелей могут быть расположены как на одном, так и на разных уровнях в зависимости от условий подъема трассы к перевалу с обеих сторон от него; соответственно определяют положение переломной площадки внутри массива.

При выборе односкатного или двухскатного продольного профиля тоннеля необходимо руководствоваться не только тем или иным его расположением на трассе, но также степенью водонасыщенности пересекаемого массива и условиями эксплуатационной вентиляции.

В тоннелях с односкатным продольным профилем более благоприятны условия для естественной и искусственной вентиляции, а с двухскатным — для отвода воды. Последнее обстоятельство имеет весьма существенное значение, главным образом, для производства работ, так как при проходке одновременно с обоих концов двухскатного тоннеля будет обеспечен естественный отвод воды в двух направлениях. В односкатных тоннелях при проходке под уклон необходима непрерывная перекачка, вызывающая значительные затруднения и соответственное удорожание работ. Горные тоннели длиной до 300 м нужно проектировать односкатными.

Установление величины наибольшего и наименьшего уклонов в тоннеле

При движении автомобиля, вытесняя впереди себя некоторый объем воздуха, испытывает его сопротивление. Ввиду дополнительного сжатия струй воздуха в стесненном зазоре между автомобилем и обделкой это сопротивление увеличивается. Проведя известную аналогию между движением в тоннеле поезда и автомобиля, можно установить величину дополнительного сопротивления.

Вследствие значительного отличия в сравнении с открытыми участками в величинах скорости и давления воздуха перед автомобилем, а также в зазоре между ним и обделкой тоннеля, наблюдаются следующие явления:

1) перед автомобилем и за ним от разности давлений воздуха появляется дополнительная сила W_1 , вызванная сопротивлением тоннеля,

$$W_1 = F_a (h_1 - h_2), \quad (1.6)$$

где F_a — лобовая проекция автомобиля;
 $h_1 - h_2$ — разность давлений впереди и позади автомобиля;

2) изменяется дополнительный подпор впереди автомобиля вследствие перемещения им воздуха;

3) увеличивается сила трения воздуха о стенки автомобиля из-за высокой турбулентности потока и увеличения скорости воздуха v' в зазоре;

4) изменяется величина разрежения воздуха за автомобилем.

Если рассмотреть схему движения воздуха со скоростью $v_{от} = v_0 - v_B$ и в зазоре $v_3 = v_0 - v'$, приняв, таким образом, автомобиль неподвижным (рис. 1.5), легко получить зависимости:

$$v_{от} F_T = v_3 (F_T - F_a)$$

или

$$v_{от} = v_3 (1 - \alpha), \quad (1.7)$$

где v_0 — скорость движения автомобиля;
 F_T — площадь поперечного сечения тоннеля;
 F_a — лобовая проекция автомобиля.

$$\alpha = \frac{F_a}{F_T}.$$

Обозначим через W_T сопротивление автомобиля в тоннеле как сумму основного и дополнительного сопротивлений, а через W_0 сопротивление автомобиля на открытой трассе. Тогда изменение условий прохождения автомобилем тоннеля будет характеризоваться величиной

$$m = \frac{W_T}{W_0}. \quad (1.8)$$

Известно, что дифференциальное уравнение движения автомобиля выражается формулой

$$P_k - W = M \frac{d^2 s}{dt^2}, \quad (1.9)$$

где P_k — сила тяги или удельная полезная работа двигателя на ободу колеса на 1 пог. м пройденного пути;

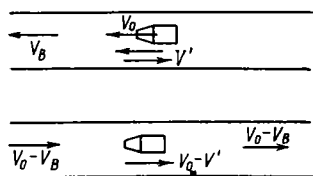


Рис. 1.5. Схема движения воздуха в тоннеле

W — сила сопротивления движению или удельная работа сил сопротивления на том же пути;

$M \frac{d^2s}{dt^2}$ — приращение живой силы за счет разности силы тяги и силы сопротивления.

Так как по первоначальному условию значения P_k и $M \frac{d^2s}{dt^2}$ в тоннеле должны сохраниться теми же, что и на открытых участках, неизменным должно остаться и W .

Но на открытых участках

$$W = W_k \pm W_i + W_b,$$

где W_k — сопротивление качению;
 W_i — сопротивление от уклона;
 W_b — сопротивление воздуха.

Обычно W_k в тоннеле и на открытых участках одинаковы, а так как в тоннеле W_b больше, чем на открытых участках, то для сохранения равенства необходимо уменьшить W_i . Сопротивление от уклона

$$W_i = Qi,$$

где Q — вес автомобиля, кг;
 i — уклон.

Сопротивление воздуха в тоннеле, выраженное через сопротивление на открытых участках,

$$W_t = mW_o.$$

Из принятого равенства

$$W_t + W_{it} = W_o + W_i,$$

где W_{it} — сопротивление от уклона в тоннеле, находим:

$$W_i - W_{it} = W_t - W_o = (m - 1) W_o.$$

Таким образом, необходимое снижение максимального уклона в тоннеле (в процентах) составляет:

$$\Delta i = (m - 1) \frac{W_o}{Q} 100. \quad (1.10)$$

Условия сцепления колес автомобиля с полотном дороги в тоннеле и на открытом участке существенно отличаются друг от друга. Известно, что на величину коэффициентов сцепления полного ϕ и бокового ϕ_2 существенно влияет состояние покрытия. При грязи и гололедице эти коэффициенты уменьшаются.

Поэтому нельзя не учитывать некоторых особенностей движения в тоннелях:

а) тоннель, исключая короткие входные участки, закрыт от осадков;

б) температурный режим в тоннеле более ровный и в целом более благоприятный, чем на открытых участках дороги;

в) постоянный ток воздуха способствует быстрому просыханию поверхности проезжей части после попадания на нее случайной влаги (например, после уборки);

г) при значительной общей стоимости тоннеля оправдано применение в нем покрытий усовершенствованных типов, дающих благоприятные условия сцепления и отличающихся другими высокими эксплуатационными показателями.

Нельзя не считаться, однако, и с тем, что воздух в тоннеле обычно довольно влажный. Это может вызывать периодическое отложение некоторого количества конденсационной влаги на поверхности проезжей части. Поэтому, если за счет перехвата и дренажа обеспечена защита от воды внутренних участков тоннеля, то для таких участков величина коэффициента сцепления ϕ может быть принята, как для более сухой поверхности, в пределах 0,4—0,5. Лишь для коротких входных участков, равных 75—125 м, необходимо сохранить те же нормы, что и для открытой дороги, поскольку автомобили сюда могут переносить на колесах грязь и влагу.

Таким образом, максимальный уклон может быть повышен в тех случаях, когда его определяют в зависимости от силы тяги, ограниченной по сцеплению, а главное на спусках в двухполосных тоннелях с разделным движением. При определении максимального уклона следует пользоваться указанными значениями коэффициента сцепления. Продольный уклон в горных тоннелях может быть не более 40‰.

Для беспрепятственного стока попадающей воды не следует устраивать тоннели или их отдельные участки на горизонтальной площадке. Лоток, образованный проезжей частью и бордюром, обычно служит для стока воды к ближайшему водоприемнику. Минимальный уклон тоннеля (и лотка) обычно назначают равным 4‰ с учетом типа покрытия, способа пропуска воды через тоннель и длины последнего.

Короткие горизонтальные участки длиной 250—500 м применяют в горных тоннелях лишь на раздельных или переломных площадках между двумя скатами (рис. 1.6, а), а в подводных тоннелях — между двумя подъемами (рис. 1.6, б). Обычно в таких случаях эти площадки заменяют двумя элементами профиля с уклонами в 2‰ от середины площадки к ее концам и длиной, равной половине длины площадки (см. рис. 1.6). Уклоны в дорожных тоннелях, как и на открытых участках дороги, нужно сопрягать обязательно при помощи вертикальных кривых.

Так как обгон и встречное движение по одной полосе в тоннелях исключены, величину радиуса сопряжения определяют из требования, чтобы водитель всегда видел проезжую часть на расстоянии пути тор-

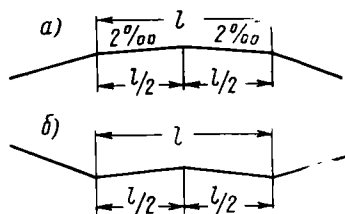


Рис. 1.6. Сопряжение элементов продольного профиля

можения S , которое определяют с учетом сделанных выше указаний о величине коэффициента сцепления ϕ .

При малых значениях биссектрисы вертикальных углов (до 10—15 см) вертикальную кривую можно выполнить только за счет толщины проезжей части. При больших ее значениях тоннель замкнутой конструкции приходится на соответствующих участках вести по вертикальным кривым. Это усложнение в работе следует учитывать при проектировании.

Продольный профиль транспортных и пешеходных тоннелей проектируют с наименьшей глубиной заложения верха перекрытия от уровня проезжей части пересекающей дороги. Наименьший продольный уклон лотковой части принимают в 4‰, а наибольший в 40—60‰; поперечные уклоны проезжей части 15—25‰. В пешеходных тоннелях принимают те же нормативы, за исключением поперечного уклона, который ограничивают 10‰. Заложение лестничных маршей принимают не круче 1 : 2,3 при длине марша не более 14 ступеней и длине разделительной площадки в 1,5 м.

§ 3. ИНЖЕНЕРНО-ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ РАБОТЫ¹

Основные задачи

Строительство тоннелей, которое ведут одновременно на ряде участков, требует надежной геодезической основы.

На современном этапе развития инженерной геодезии, как правило, отпадает необходимость предварительной точной разбивки и закрепления трассы тоннеля на поверхности земли. Ось будущего тоннеля определяют аналитически. Как исключение, при коротких тоннелях, располагаемых под легко доступной местностью, применяют геометрический метод трассирования непосредственно над осью будущего тоннеля с закреплением оси на поверхности земли.

Аналитический метод по сравнению с геометрическим с удобством применим в любых условиях постройки. Этот метод обработки геодезических измерений, проектирования оси тоннеля и выноса проекта оси в натуру является универсальным и совершенным, несмотря на большой объем вычислительных работ. Кроме этого, он является надежным средством обеспечения точного совпадения встречных забоев.

Применение тех или иных видов работ инженерной геодезии зависит от длины сооружаемого тоннеля, от характера ситуации и рельефа района постройки, от методов сооружения и от возможности проведения выработки небольшого сечения.

При геодезических работах целесообразно применять точную полигонометрию, а при сложных условиях — триангуляцию; возможно также комбинированное применение полигонометрии и триангуляции. Выбирая способ геодезических работ, сле-

¹ А. Н. Баранов и др. Геодезия в тоннелестроении. М., Геодезиздат, 1953.

дует учитывать время, отводимое на выполнение этих работ, место расположения тоннеля и стоимость работ.

Основными задачами геодезии в тоннелестроении являются:

- 1) создание сети твердых опорных пунктов— плановой и высотной основы;
- 2) определение дирекционных углов и опорных направлений, а также высотных пунктов;
- 3) составление точных планов района тоннеля;
- 4) аналитическая подготовка трассы тоннеля;
- 5) точный вынос проекта сооружения в натуру.

Геодезическая работа при постройке в большей части связана не столько с задачами определения положений пунктов основных контуров ситуации и рельефа, сколько с задачами переноса проекта тоннеля в натуру, т. е. с процессом, обратным съемке. Эти работы связаны со значительными предварительными расчетами.

При сложных пересечениях тоннелей, а также при криволинейной форме трасс невозможно точно решать задачу о направлении тоннельных работ методами простых геодезических построений. Для этого, как и для создания геодезической подготовки проекта трассы тоннеля, необходимо также применять универсальный аналитический метод.

В состав геодезических работ, помимо указанного выше, входят следующие:

- 1) систематический контроль как геодезической основы, так и вынесенной в натуру тоннельной оси;
- 2) периодическая регистрация строительного процесса;
- 3) измерение деформаций тоннеля и поверхности;
- 4) постоянное корректирование сооружаемых элементов тоннеля относительно их проектного положения.

При постройке тоннеля большого протяжения требуются геодезические измерения первоклассной точности и соответствующие им астрономические наблюдения.

Постройка современного тоннеля с использованием ряда вертикальных стволов шахт при расстоянии между ними до 2 км требует ориентирования геодезической оси в пространстве тоннеля со средней ошибкой 4—6 сек. Плановая геодезическая основа на дневной поверхности и в пространстве требует угловых измерений, точность которых соответствует точности первоклассных и второклассных опорных сетей.

Тоннельная триангуляция

В тоннелестроении к триангуляции следует предъявить ряд специфических требований. Так, при выборе мест пунктов триангуляции необходимо знать и учитывать места закладки стволов шахт, порталов, участков открытых работ, степень застройки строительных площадок. С этих пунктов необходимо передавать координаты и

дирекционные углы в порталные забои тоннеля и на исходные для ориентирования шахт пункты и стороны.

Основная особенность триангуляционной сети — обеспечение наименьшего влияния ее ошибок на величину поперечных расхождений осей тоннеля в местах их сбойки, что может быть достигнуто при минимальном числе геометрических фигур триангуляции. В общем случае триангуляционная сеть должна иметь: основную часть, дополнительную часть и часть опорных направлений, введенных в практику советским автором М. С. Черемисиным.

Для тоннелей с одним выходом на поверхность система триангуляции (рис. 1.7, а) обычно должна иметь три опорных направления (*A-I*, *A-II*, *A-III*). В более сложных случаях триангуляция может быть построена на основе существующей триангуляционной сети без измерения собственного базиса. Если в районе постройки отсутствует триангуляционная сеть или существующая не может быть использована, возникает необходимость в проведении специальной триангуляции с собственным базисом (рис. 1.7, б). Для обоснования спиральных тоннелей при сооружении с обоих порталов достаточно ограничиться развитием триангуляции (рис. 1.7, в) только между порталами со включением в сеть стволов шахт (*Ш-1* и *Ш-2*).

При этом удобна сеть в виде системы треугольников, имеющих общую вершину (*III*) в центре спирального тоннеля (в плане); опорные пункты триангуляции (*I*, *II*, *IV*, *Ш-1*, *Ш-2*) должны располагаться вне зоны оседаний поверхности.

При сооружении подводных тоннелей триангуляционная сеть имеет сравнительно более простую систему, так как видимость в полосе расположения тоннелей, как правило, всегда обеспечена. В таких случаях базисы располагают на обоих берегах водотока (рис. 1.8).

Помимо соответствия общим требованиям, предъявляемым к триангуляционной сети, тоннельная триангуляция должна наиболее точно передавать направления между местами открытия фронтов тоннельных работ. При проектировании опорные пункты триангуляции намечают таким образом, чтобы обеспечить наивыгоднейшую связь их с этими местами.

Если триангуляция является основой для тоннельной полигонометрии, а последняя — основой для перенесения проекта тоннеля в натуру, то целесообразно у места начала тоннельных работ получить опорные направления, определенные непосредственно с пунктов триангуляции.

При составлении проекта триангуляции и рекогносцировке необходимо учитывать, что применение визирования между пунктами триангуляции исключает действие ошибки направления на поперечный сдвиг геодезической основы в тоннеле, а расположение сторон триангуляционной сети по линиям, параллельным прямым участкам тоннеля, исключает ошибки в длине стороны триангуляции.

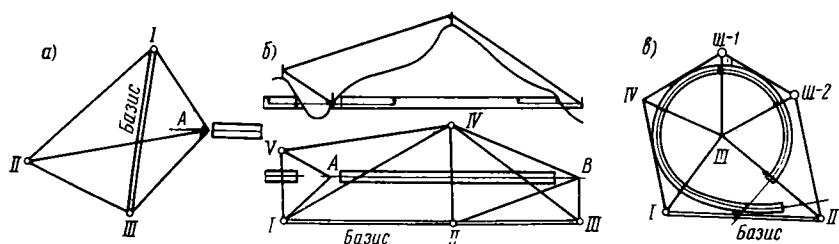


Рис. 1.7. Системы триангуляции для горного тоннеля

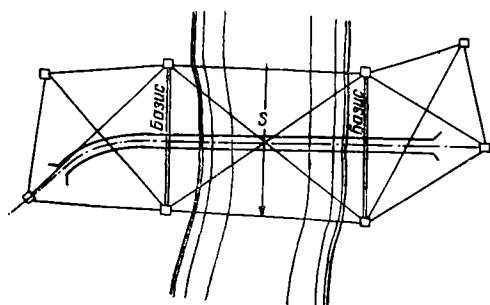


Рис. 1.8. Система триангуляции для подводного тоннеля

Для угловых измерений в тоннельной триангуляции, где стороны имеют протяжение от 3 до 10 км, следует рекомендовать использование большой модели оптического теодолита и способа круговых приемов.

При триангуляционных работах необходимо применять жесткую систему знаков и точную центровку визирных знаков и инструмента над центрами пунктов. Необходимы по крайней мере двукратное повторение триангуляционных работ и контрольные измерения при каждом ориентировании геодезической основы в пространстве тоннеля.

Главнейший вид геодезических измерений в прямолинейном тоннеле — измерения направлений, а при криволинейной форме трассы тоннеля большое значение приобретают и базисные измерения.

В тоннелях большой протяженности базисные измерения следует выполнять даже и в том случае, когда в районе постройки автомобильного тоннеля расположены пункты государственной триангуляции.

Разряды триангуляции зависят от приведенной длины L тоннеля:

$$L = \sqrt{L_T l}, \quad (1.11)$$

где L_T — длина тоннеля;

l — наибольшее расстояние между забоями.

Тоннельную триангуляцию можно разбить на три разряда: для приведенной длины тоннеля более 5 км — первый разряд, от 1 до 5 км — второй и до 1 км — третий.

Тоннельная полигонометрия и нивелирование

Полигонометрию можно применять в качестве самостоятельного геодезического обоснования для постройки самых длинных тоннелей (рис. 1.9).

В городских условиях полигонометрия дает возможность создания геодезической основы для обоснования тоннелей не только в застроенной части города, но и в самих зданиях. Гибкость способа полигонометрии позволяет применять ее во многих случаях создания геодезической основы при постройке горных, подводных и городских тоннелей. Большое протяжение тоннеля соответствует свойствам полигонометрического хода — использовать для геодезической основы узкую полосу местности.

Схема полного полигонометрического обоснования постройки тоннелей может быть представлена пунктами:

- 1) главного полигонометрического хода (через 3—5 км);
- 2) промежуточных полигонометрических ходов (400—800 м);
- 3) основной разбивочной сети полигонометрии (200—300 м);
- 4) рабочих полигонометрических ходов (5—100 м).

Полигонометрическими ходами при правильном их проведении можно сравнительно быстро получить результаты требуемой точности. Они находят применение не только при наземной увязке начальных точек и направлений у обоих порталов, но ими почти исключительно осуществляют подземную разбивку осей криволинейных тоннелей.

По сравнению с наземной, подземная полигонометрия имеет целый ряд особенностей. Форма ходов зависит от формы осей тоннельных выработок; подземную полигонометрию прокладывают висячими ходами из сторон различной длины. Сочетание длинных и коротких сторон требует применения совершенных угломерных

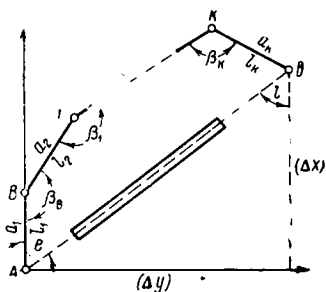


Рис. 1.9. Пример схемы наземного полигонометрического хода для определения длины и направления трассы тоннеля

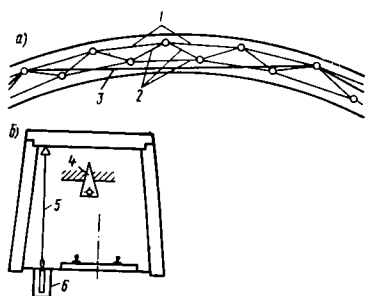


Рис. 1.10. Схема подземной полигонометрии и закрепление полигонометрического пункта:

1 — основная полигонометрия; 2 — то же, рабочая; 3 — то же, главная; 4 — знак для отвеса; 5 — отвес; 6 — бетонный монолит

инструментов и их тщательного центрирования. В соответствии с технологией проходческих работ полигонометрические измерения в тоннеле выполняют периодически и одновременно на протяжении всего хода.

Подземную полигонометрию (рис. 1.10, а) разделяют на подходную, рабочую, основную и главные полигонометрические хода со сторонами следующих длин: в подходной — 10—50 м, рабочей — 25—50 м, основной — 50—100 м и в главных ходах — 150—800 м. Подходную полигонометрию обычно прокладывают по криволинейным штольням для выхода на основную трассу. Рабочую полигонометрию в виде цепочек сильно вытянутых треугольников используют для обеспечения разбивочных работ с включением части точек в основной ход. Каждую вновь закрепляемую точку у забоя определяют измерением двух сторон образуемого треугольника и всех его трех углов. Основную полигонометрию прокладывают по точкам рабочей полигонометрии через одну. Главные полигонометрические хода создают по точкам основной полигонометрии в зависимости от геометрической формы трассы.

Удаление забоя от последнего знака полигонометрии не должно быть больше 70 м. Знаки подземной полигонометрии должны четко фиксировать вершину угла поворота, быть простыми и прочными для возможности использования их в качестве реперов подземной нивелировки.

Знаки закладывают в подошву штолен или в обделку тоннеля. Знаки, обычно располагаемые по бокам штольни (рис. 1.10, б), закрепляют бетонными монолитами глубиной от 0,5 до 1,5 м, в центре которых заанкеривают стальной штырь с центрированным отверстием на верхнем конце, зачеканиваемым медной проволокой. Центр знака выносят при помощи отвеса на верхнюю раму и закрепляют специальным знаком с отверстием для подвешивания отвеса. В бетонных и металлических обделках полигонометрические знаки закрепляют в сводах и в боках тоннеля примерно на уровне проезжей части. Для укрепления консоли под геодезический инструмент в стене тоннеля бетонируют отрезок трубы.

Современное состояние нивелирных работ и существующие допуски отклонения при длине трассы до 30 км позволяют без особых трудностей обеспечить точную встречу тоннелей при сбойке; только в особых случаях проходки горных или подводных тоннелей, при обходе контурных или высотных препятствий на протяжении до 100 км возникает необходимость в организации высокоточных нивелировок.

При расстоянии до 2 км между местами открытия тоннельных работ нивелирование четвертого разряда обеспечивает сбойку стволов тоннелей с расхождениями, не превышающими допустимые.

Высотную связь наземных и подземных нивелирных сетей осуществляют через порталы, штольни и стволы шахт. Передачу отметок через горизонтальные выработки ведут при помощи обычного геометрического нивелирования. При использовании для этой

цели ствола шахты применяют два нивелира, компарированную стальную ленту, опускаемую в ствол, и рейки. Отметку подземного репера определяют одновременным отсчетом, взятым двумя нивелирами, по ленте и рейкам, установленным над подземным и надземным реперами.

Нивелирные хода в подземных выработках прокладывают как висячие по знакам полигонометрии.

Для проверки отметок реперов проводят систематическое нивелирование в прямом и обратном направлениях с длиной визирного луча в 50 м, а после сбойки встречных забоев осуществляют сквозное нивелирование хода и дополнительную проверку отметок, переданных с поверхности.

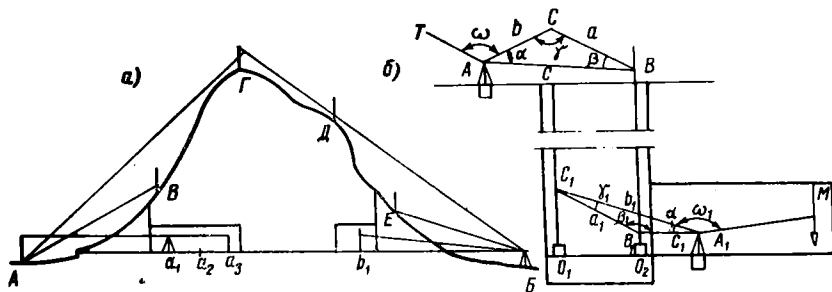
Ориентирование подземных выработок

Ориентирование подземной геодезической основы состоит в передаче координат и дирекционного угла с поверхности земли на уровень подземных работ. Способы ориентирования зависят от вида выработок, соединяющих тоннель с поверхностью.

В тех случаях, когда тоннельные выработки выходят непосредственно на поверхность или соединяются с нею боковыми штольнями, ориентирование осуществляют прокладкой по этим выработкам полигонометрических ходов. Если тоннель сооружают через один или два ствола шахт, то ориентировку ведут соответственно через эти соединительные выработки.

К наиболее простым и не требующим выполнения угломерных и вычислительных работ способам относится построение геодезической основы провешиванием прямой линии, совпадающей с осью тоннеля. Такой способ применим во многих случаях сооружения прямолинейных и коротких тоннелей (при длинных тоннелях способ вешения не обеспечивает требуемую точность стойки).

В этих случаях при изысканиях ось тоннеля закрепляют пунктами, располагаемыми над тоннелем и на припортовых участках (рис. I.11, а). Устанавливают теодолит в одной из точек A оси, ориентируют трубу на точки B и Γ и по мере проведения выработ-



ки последовательно выставляют точки a_1, a_2, a_3 , находящиеся в створе. Для продолжения работ по вешению устанавливают теодолит в промежуточной точке, ориентируют трубу по створу и затем переводом ее через зенит задают требуемое направление. Таким способом ведут геодезические работы и со стороны точки B , ориентируя трубу на точки D и E , и выставляя точку b_1 в выработке.

При ведении строительных работ через стволы шахт обычно применяют для ориентирования подземной геодезической основы наиболее распространенный способ соединительного треугольника (рис. 1.11, б). На поверхности около ствола закладывают точку A , ее координаты включают в ход наземной полигонометрии.

В ствол опускают два отвеса O_1 и O_2 . В полученном соединительном треугольнике ABC измеряют угол α при точке A и угол ω между направлениями на один из отвесов и на пункт полигонометрии, а также стороны a, b и c , противолежащие соответственным вершинам треугольника. Угол β находят, решая соединительный треугольник. По известным углам α, β и ω определяют дирекционный угол линии отвесов AB , а по длинам сторон — координаты отвесов, что и служит исходными данными в подземной выработке. В последней закладывают точку A_1 и в полученном соединительном треугольнике $A_1B_1C_1$ измеряют углы α_1 и ω_1 , а также стороны a_1, b_1 и c_1 . Из решения треугольника $A_1B_1C_1$ находят угол β_1 .

По известным углам треугольника и измеренному углу ω_1 между направлениями на один из отвесов и на точку подземной полигонометрии M передают дирекционный угол с линии отвесов B_1C_1 на закрепленную линию подземной полигонометрии A_1M . Координаты A_1 вычисляют через известные стороны треугольника и координаты отвесов.

Дальнейшее создание подземной геодезической основы проводят по способу подземной полигонометрии.



ГЛАВА II

ВЕНТИЛЯЦИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ УСТРОЙСТВА В ТОННЕЛЯХ¹

§ 4. ЗАДАЧИ ВЕНТИЛЯЦИИ В АВТОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЯХ

При движении автомобилей их двигатели выделяют тепло и продукты сгорания топлива (выхлопные газы), в составе которых находится углекислый газ (CO_2), окись углерода (CO), метан (CH_4), непредельные углеводороды, альдегиды и ряд других составляющих (азот, кислород, водород и т. д.), а также сажа и пары горючего и масла. Другими источниками тепла в тоннелях служат работающие установки, освещение и находящиеся в тоннелях люди.

¹ В гл. II использованы материалы доц. И. М. Шамелиса.

На баланс тепла существенное влияние оказывает теплообмен между воздухом тоннеля и окружающими его породами. В некоторых случаях в тоннелях могут выделяться подземные газы (см. главу I).

Задачей вентиляции (проветривания) тоннелей является обеспечение такого обмена в них воздуха, при котором:

- 1) снижается концентрация вредных газов до пределов, не представляющих опасности для здоровья людей;

- 2) уменьшается до приемлемых размеров перепад между температурой воздуха внутри и вне тоннеля;

- 3) устраняется задымление, влияющее на видимость в тоннеле.

Решение этих задач для тоннелей довольно сложно. Обезвреживание выхлопных газов до выхода их в атмосферу имеет большое значение для автодорожных тоннелей.

Как показали многочисленные исследования, окись углерода — опасная составляющая воздуха из-за высокой токсичности и довольно значительного ее содержания в выхлопных газах.

В случае, если за счет проветривания достигают уменьшения до допустимых пределов содержания в воздухе тоннеля СО, одновременно происходит обезвреживание и таких опасных для здоровья составляющих выхлопных газов, как ненасыщенные и непредельные углеводороды и альдегиды.

Кроме того, происходит настолько значительное уменьшение задымления тоннеля, что обеспечивается нормальная видимость при движении в нем. Таким образом, основным газом, по которому следует определять потребный объем вентиляции, является окись углерода (СО).

Так как воздуху тоннеля сообщается значительное количество тепла, что может оказаться непригодным для длительного пребывания в нем людей, то объем вентиляции должен быть достаточным и для обеспечения благоприятного температурного режима в тоннеле, такое обстоятельство может оказаться решающим. Поэтому всегда обязателен поверочный расчет вентиляции по тепловыделениям.

Сложность вентиляции автодорожных тоннелей находится в зависимости от их длины и интенсивности движения. Для перемещения и распределения по длине тоннеля больших объемов воздуха иногда приходится занимать для вентиляционных каналов часть его поперечного сечения, строить целую систему подводящих каналов и установок.

Затраты средств на вентиляцию автодорожных тоннелей составляют 10—30% стоимости всего сооружения. Поэтому вопросы вентиляции необходимо своевременно и правильно решать в комплексе задач проектирования тоннеля в целом.

В частности, вентиляция может оказать существенное влияние на выбор трассы тоннеля, назначение его поперечного сечения, а наличие дополнительных входов — на организацию работ по проходке тоннеля.

Для исключения вредного влияния газов и, следовательно, снижения затрат на вентиляции в отдельных случаях рационален переход на электрическую тягу для перемещения по длинному тоннелю автомобилей с выключенными двигателями на специальном подвижном составе.

§ 5. ПОТРЕБНЫЙ ОБЪЕМ ВЕНТИЛЯЦИИ ПО СО

Требуемый объем вентиляции в $\text{м}^3/\text{сек}$ на 1 км тоннеля можно представить в виде простой зависимости:

$$Q = \frac{B}{D}, \quad (\text{II.1})$$

где B — количество выделяемого газа, $\text{г}/\text{сек}$;
 D — допускаемая концентрация, $\text{мг}/\text{л}$ или $\text{г}/\text{м}^3$.

Единые нормы допустимой концентрации СО в автодорожных тоннелях должны учитывать зависимость допустимой концентрации от продолжительности пребывания в тоннеле, колебаний в интенсивности движения и высоты расположения тоннеля над уровнем моря.

Как показывают исследования, фактор F воздействия СО проявляется не только в зависимости от концентрации газа, но также от продолжительности пребывания в зараженной СО атмосфере, т. е.

$$F = 1000Dt,$$

где D — допустимая концентрация, ‰;
 t — продолжительность воздействия, ч.

В то же время многочисленные исследования показывают, что для длительного пребывания допустима концентрация 0,11—0,20 $\text{мг}/\text{л}$ (0,09—0,16‰).

Расчетную максимальную интенсивность движения можно наблюдать лишь в короткие промежутки времени, обычно в течение часа, когда следует прекращать ремонтные работы; в случае же остановки движения двигатели должны быть включены. Тогда продолжительность пребывания будет:

для лиц, находящихся в автомобилях, движущихся с максимальной скоростью 15 $\text{км}/\text{ч}$,

$$T = \frac{L_{\tau}}{15},$$

где L_{τ} — длина тоннеля;

для пешеходов и персонала надзора (с учетом того, что в длинных тоннелях в местах постоянного пребывания персонала внутри тоннеля должен быть обеспечен дополнительный приток свежего воздуха) — $T = \frac{L_{\tau}}{3}$.

При обычном (среднесуточном) движении нормы допустимой концентрации должны гарантировать полную безопасность для-

тельного пребывания в тоннеле обслуживающего персонала, а также возможность тяжелых ремонтных работ продолжительностью до 0,6 ч (без перерыва нормального движения).

С увеличением высоты расположения тоннеля, как показали исследования, человеческий организм становится более чувствительным к СО, так как в результате изменения давления (объемного веса воздуха) падает процент насыщения крови кислородом. Зависимость для допустимой концентрации D_n на высоте H над уровнем моря может быть представлена в следующем виде:

$$D_n = D - 0,01H, \quad (II.2)$$

где D — допустимая концентрация СО при нормальных условиях;

H — высота над уровнем моря, км.

Количество СО, выделяемое автомобилями в тоннеле, зависит от ряда факторов, среди них важнейшие:

- 1) расчетная интенсивность движения автомобилей в тоннеле (N автомобилей в час);
- 2) скорость движения автомобиля в колонне (v_k , км/ч);
- 3) количество топлива, расходуемого автомобилем (q_c , г/сек);
- 4) содержание окиси углерода в выхлопных газах.

Последние два фактора зависят от профиля пути, что указывает на необходимость дифференцированной по объему вентиляции с рассредоточенным притоком и вытяжкой для участков с различными уклонами. Расчет вентиляции следует вести на автомобили с карбюраторными двигателями внутреннего сгорания, продолжающими оставаться наиболее распространенным типом двигателей и дающими наибольшее содержание СО в выхлопных газах.

Расход топлива для каждого расчетного типа автомобилей на рассматриваемом участке тоннеля с однообразным уклоном можно определить по экономическим характеристикам автомобиля. Более точные результаты даст подробный расчет.

К секунднему расходу топлива можно перейти, пользуясь зависимостью

$$q_c = q \frac{v_k}{3600}, \quad (II.3)$$

где q — количество топлива, расходуемого автомобилем, г/км;

v_k — скорость движения, км/ч.

С увеличением высоты расположения тоннеля над уровнем моря расход тоже несколько увеличивается и может быть принят:

$$q_n = q (1 + 0,022H). \quad (II.4)$$

Содержание СО в выхлопных газах зависит от полноты сгорания топлива, т. е. от состава рабочей смеси, которая характеризуется коэффициентом избытка воздуха α . При обычном нормальном режиме равно 0,95—0,85; при работе двигателя на холостом ходу обычно используют богатую смесь ($\alpha=0,8$). Для определения

весового количества СО (в кг) в выхлопных газах можно воспользоваться формулой

$$P = 0,14q \left(\frac{c}{3} + h \right) (1 - \alpha), \quad (\text{II.5})$$

где q — расход топлива, кг;

c — процент (по весу) содержания в топливе углерода;

h — то же, водорода.

Подставив указанные выше средние данные для топлива, находим:

$$P = 6,06q(1 - \alpha). \quad (\text{II.6})$$

На результат газовой рекации оказывает влияние высота расположения тоннеля над уровнем моря. Исходное соотношение:

$$\frac{\alpha_n^2}{\alpha_0^2} = \frac{\gamma_n}{\gamma_0}, \quad (\text{II.7})$$

где α_n — коэффициент избытка воздуха на высоте H над уровнем моря;

α_0 — то же, на уровне моря;

γ_n — объемный вес воздуха на высоте H над уровнем моря, кг/м³;

γ_0 — то же, на уровне моря, кг/м³.

Пользуясь шкалой изменения γ для воздуха в зависимости от H , можно установить приближенную зависимость

$$\sqrt{\frac{\gamma_n}{\gamma_0}} = 1 - 0,045H. \quad (\text{II.8})$$

Тогда для любого расположения тоннеля:

$$P_i = 6,06q[1 - \alpha(1 - 0,045H)]. \quad (\text{II.9})$$

После некоторых упрощений нетрудно установить, что количество вредного газа b_i (в граммах), выделяемое автомобилем данного типа при движении на участке с однообразным уклоном, составляет в секунду:

$$b_i \cong 6,06q_c[1 + 0,022H - \alpha(1 - 0,023H)]. \quad (\text{II.10})$$

Так как количество СО зависит от v_k , то при расчете вентиляции следует рассматривать несколько возможных вариантов движения по скорости.

Общее расчетное количество вредных газов на 1 км длины тоннеля для участка с однообразным продольным профилем можно определить, если известны расчетное число автомобилей (N автомобилей в час), доля в нем автомобилей, движущихся в противоположных направлениях (A_1N и A_2N), и состав расчетного потока движения, т. е. доля m_i машин каждого расчетного типа. При этом должны быть соблюдены условия:

$$A_1 + A_2 = 1; \quad \sum m_i = 1.$$

Тогда, зная число автомобилей $\frac{N}{v_k}$, одновременно находящихся на участке длиной 1 км, находим выражение для количества СО (в г/сек), выделяемого на этом участке,

$$B = \frac{N}{v_k} \left(A_1 \sum m_i b_i^n + A_2 \sum m_i b_i^c \right), \quad (II.11)$$

где N — расчетное часовое движение в тоннеле, автомобилей в час;
 A_1 — доля в нем автомобилей, следующих на подъем;
 A_2 — то же, следующих на спуск;
 m_i — доля в общем потоке автомобилей данного типа;
 b_i^c — количество СО, выделяемое автомобилем при движении на спуск;
 b_i^n — то же, при движении на подъем.

При движении всех автомобилей в одном направлении формула соответственно упрощается:

$$B = \frac{N}{v_k} \sum m_i b_i. \quad (II.12)$$

Величины $A_1 \sum m_i b_i^n + A_2 \sum m_i b_i^c$ и $\sum m_i b_i$ выражают среднее количество СО (в г/сек), выделяемое в тоннеле одним автомобилем, которое обозначим через ρ . Тогда

$$B = \frac{N}{v_k} \rho. \quad (II.13)$$

Величину N , а также коэффициенты A_1 и A_2 следует назначать, исходя из ближайшей перспективы, так как по истечении амортизационного срока вентиляторы могут быть заменены агрегатами с большей производительностью, а также с учетом процесса роста экономичности автомобилей и совершенствования их конструкции.

§ 6. ПОТРЕБНЫЙ ОБЪЕМ ВЕНТИЛЯЦИИ ПО ТЕПЛОВЫДЕЛЕНИЯМ

Тепловой баланс, определяющий температуру тоннельного воздуха, зависит от ряда факторов. Основной источник тепловыделений — работающие двигатели автомобилей. Выделяющееся при сгорании горючей смеси тепло в количестве $qh_k \eta_k$ не полностью расходуется на полезную работу. При весе автомобиля G тепловой эквивалент внешней полезной работы двигателя в час составляет:

$$\frac{10\,000 G v I}{427},$$

поэтому приближенно тепловыделения W_a (в кал/сек) автомобиля в тоннелях можно представить

$$W_a = \frac{1}{3600} \tau_{in} h_k q - \frac{10 G v I}{3,6 \cdot 427}, \quad (II.14)$$

где $h_{\text{н}}$ — высшая теплотворная способность топлива, ккал/кг ;
 q — расход топлива, кг/ч ;
 $\eta_{\text{н}}$ — тепловой к. п. д. сжигания топлива;
 G — вес автомобиля, т ;
 I — уклон дороги, $\%$;
 v — скорость движения, км/ч ;
 427 — тепловой эквивалент 1 кВт работы.

Величину $W_{\text{а}}$ следует определять с учетом высоты расположения тоннеля над уровнем моря.

Тепловыделения от освещения, от работающих установок и других факторов могут быть найдены по формуле в предположении, что вся энергия переходит в тепло:

$$W_N = \frac{860}{3600} N_1. \quad (\text{II.15})$$

Здесь 860 — тепловой эквивалент 1 кВт ;
 N_1 — потребляемая мощность, кВт .

Тепловыделения людей обычно принимают на каждого находящегося в тоннеле 100 ккал/ч . Как показывают расчеты, суммарные тепловыделения людей, а также освещения и действующих установок составляют в среднем 10—20% от тепловыделений автомобилей.

Существенное влияние на тепловой баланс оказывает теплообмен между воздухом тоннеля и окружающими тоннель породами. По опытам на московском метрополитене теплообмен $W_{\text{г}}$ (в $\text{ккал/м}^2 \cdot \text{ч}$) можно выразить формулой

$$W_{\text{г}} = \pm k (t_{\text{вз}} - t_{\text{гр}}), \quad (\text{II.16})$$

где k — коэффициент теплоотдачи внешних ограждений тоннеля, $\text{ккал/м}^2 \cdot \text{ч}$;
 $t_{\text{вз}}$ — средняя температура воздуха в тоннеле, $^{\circ}\text{C}$;
 $t_{\text{гр}}$ — средняя температура породы, окружающей тоннель, $^{\circ}\text{C}$.

Температура грунта может быть определена по формулам или получена в натуре. Значения коэффициента теплопередачи k можно найти по формуле

$$k = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} + \sum \frac{d_i}{\lambda_i}}, \quad (\text{II.17})$$

где $\frac{1}{\alpha_1}$ — коэффициент сопротивления тепловосприятию;
 $\frac{1}{\alpha_2}$ — то же, теплопередаче;
 d_i — толщина элемента конструкции;
 λ_i — коэффициент теплопроводности материала конструкции;
 $\frac{d_i}{\lambda_i}$ — коэффициент сопротивления теплопереходу.

Температуру породы берут из опыта или по эмпирическим формулам (см. главу I). С течением времени она все более приближается к температуре воздуха тоннеля.

Таким образом, аналогично предыдущему, суммарные тепловыделения и теплопотери в тоннеле W (в *кал/сек* на 1 км) можно принять

$$W_{\tau} = (1,1 \div 1,2) \frac{N}{v_k} \left(A_1 \sum m_i W_i^n + A_2 \sum m_i W_i^c \right) \pm \frac{S}{3,6} k (t_{вз} - t_{гр}), \quad (II.18)$$

где W_i^n — тепловыделения двигателей автомобилей при движении на подъем;
 W_i^c — то же, при движении на спуск;
 S — периметр очертания поперечного сечения тоннеля, м.

Остальные обозначения прежние.

Потребный объем вентиляции Q (в *м³/сек*) на 1 км тоннеля или участка с однообразным профилем может быть определен по формуле

$$Q = \frac{W_{\tau}}{\gamma C_p (t_{yx} - t_{bx})}, \quad (II.19)$$

где γ — объемный вес воздуха при расчетных условиях (для нормальных условий равен 1,226 кг/м³);
 C_p — удельная теплоемкость 1 кг воздуха, равная 0,24 кал/кг на 1 град;
 t_{yx} — наружная температура воздуха;
 t_{bx} — температура воздуха в тоннеле.

Перепад температур $t_{yx} - t_{bx}$ допускается обычно с 10—15°С, но должен назначаться с учетом влажности в тоннеле. Расчет следует производить для нескольких температурных режимов. Особенно большое значение он имеет для городских тоннелей. Обычно вначале определяют объем вентиляции по СО, что позволяет судить, какому температурному режиму он соответствует, т. е.

$$t_{yx} - t_{bx} = \frac{W}{Q \gamma C_p}. \quad (II.20)$$

Если этот объем вентиляции недостаточен, то его назначают по тепловыделениям в тоннеле.

§ 7. ЕСТЕСТВЕННОЕ ПРОВЕТРИВАНИЕ ТОННЕЛЕЙ

В тоннелях происходит с различной степенью постоянства движение воздуха под влиянием различных естественных (климатических) факторов, связанных главным образом с метеорологическими и топографическими особенностями места расположения. Основные из них следующие: ветер, разность барометрического давления у порталов и тепловой напор. Наблюдения показывают, что естественная тяга имеет наиболее существенное значение в горных тоннелях; для подводных тоннелей и тоннелей-путепроводов она играет сравнительно небольшую роль.

Эффективность действия ветра зависит от устойчивости господствующих ветров, расположения тоннеля относительно рельефа окружающей местности и степени прикрытия порталов. Напор h_w (в мм вод. ст.), создаваемый в тоннеле от воздействия ветра на его порталы, приближенно равен

$$h_w \cong \rho \frac{\omega^2 \cos^2 \beta}{2}, \quad (II.21)$$

где ρ — плотность воздуха, $\text{кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4$;

ω — скорость ветра, $\text{м}/\text{сек}$;

β — угол действия ветра по отношению к оси тоннеля.

Тепловой напор h_t (в мм вод. ст.) развивается в зависимости от разности отметок H_n порталов, т. е. в зависимости от разницы в весе воздушного столба тоннельного и наружного воздуха:

$$h_t = H_n \gamma_n \frac{t_T - t_n}{273 + t_T}, \quad (II.22)$$

где γ_n — объемный вес наружного воздуха для данных условий;

t_T — температура воздуха в тоннеле, $^\circ\text{град}$;

t_n — температура наружного воздуха, $^\circ\text{град}$.

Тепловой напор при $t_T > t_n$ действует в сторону верхнего портала.

Температуру воздуха в тоннеле в зависимости от температуры наружного воздуха можно определить, пользуясь той же методикой, что и при расчете вентиляции по тепловыделениям.

В тоннелях в горной местности, особенно в длинных перевальных тоннелях, одним из важнейших факторов, вызывающих естественную тягу, является разность барометрического давления у порталов тоннеля.

Величина возникающего по этой причине напора h_6 (в мм вод. ст.) равна

$$h_6 = 13,6 \Delta H, \quad (II.23)$$

где ΔH — разность барометрического давления у порталов, мм вод. ст.

Из всех приведенных факторов наиболее устойчив тепловой напор, но в длинных горных тоннелях решающее значение часто имеет колебание барометрического давления у противоположных порталов. Такое колебание нередко оказывает действие, противоположное по направлению тепловому напору. Наиболее устойчивое по величине и особенно по направлению действие ветра на поток воздуха в тоннеле обычно тогда, когда тоннель расположен по направлению узких и глубоких долин.

Суммарный статический напор в тоннеле может быть выражен так:

$$h_s = h_t \pm h_6 \pm h_w.$$

Скорость движения v_b (в *м/сек*) потоков в тоннеле, возникающих в результате суммарного воздействия, может быть определена по формуле

$$v_b = \sqrt{\frac{2g}{\gamma_0} h_s (1 + \alpha t_r)} = 3,9 \sqrt{\frac{h_s (1 + \alpha t_r)}{\xi_r}}, \quad (II.24)$$

где $\alpha = \frac{1}{273}$ — коэффициент объемного расширения газа;

ξ_r — коэффициент сопротивления тоннеля как воздухопровода;

$$\xi_r = 1,5 + 0,007 \frac{L}{R} + \sum \xi_p;$$

L — длина тоннеля, *м*;

R — гидравлический радиус сечения тоннеля;

ξ_p — сопротивление от поворота.

Воздействие факторов носит переменный характер по величине и направлению и может часто меняться даже на протяжении суток. Перерывы естественной тяги в тоннеле или значительное ее ослабление в течение известного отрезка времени всегда могут быть, однако это не исключает возможности использования естественной тяги в целях вентиляции.

Приравняв расчетный и фактический объемы вентиляции, находим, что минимальная скорость (в *м/сек*) воздуха

$$v \geq \frac{NL\rho}{3600F_r v_k D}. \quad (II.25)$$

При отсутствии или недостатке естественной тяги в тоннеле в течение некоторого отрезка времени произойдет нарастание концентрации СО. Так, при перерывах в тяге в t мин, если принять среднюю концентрацию СО, то (в *мг/л*)

$$D = \frac{250 \cdot 60}{t \cdot 1000} = \frac{15}{t}, \quad (II.26)$$

при постепенном нарастании концентрации до максимума можно допустить

$$D_{\max} = \frac{30}{t}. \quad (II.27)$$

Безопасные перерывы естественной тяги могут достигать:

$$t \leq \sqrt{\frac{3 \cdot 10^4 v_r P_r}{60 N \rho}}. \quad (II.28)$$

Например, при $N=500$ автомобилей в час, $\rho=2,5$ г/сек находим: $t=22$ мин.

Таким образом, в тоннелях, где (за вычетом коротких перерывов) можно ожидать скорости перемещения воздуха 1—2 *м/сек*, естественное проветривание довольно эффективно. Насколько удовлетворяет естественное проветривание, можно судить только на основании тщательного изучения местных условий. В зависимости

от последних, а также от интенсивности ожидаемого движения тоннели на горных дорогах могут быть без искусственной вентиляции при длине их до 400 м. Применение искусственной вентиляции в тоннелях длиной от 150 до 400 м требует обоснования. Известны примеры тоннелей длиной более 1 км, благоприятно расположенных по направлению устойчиво действующих факторов (ветра, теплового напора) и потому имеющих удовлетворительное естественное проветривание даже при интенсивном движении. В случае неглубокого заложения тоннелей для усиления тяги может оказаться целесообразной пробивка шахт или окон.

Следует, однако, учитывать, что усилением тяги на одних участках тоннеля можно вызывать ее заметное ослабление на других.

В соответствующих случаях для компенсации недостаточного естественного проветривания следует оборудовать резервную установку для продольной вентиляции (см. § 9).

§ 8. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ ИСКУССТВЕННОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ

При движении автомобилей в одном направлении, что характерно для двухполосных тоннелей с раздельным движением, проявляется механическое воздействие автомобилей на поток воздуха тоннеля. Установлено, что оно весьма велико, вызывает перемещение воздуха по направлению движения и зависит от интенсивности и скорости движения автомобилей. Поэтому:

- 1) в тоннелях с четырьмя и более полосами движения целесообразно предусматривать независимые отделения (или раздельные тоннели) для каждого направления движения;

- 2) при устройстве продольной искусственной вентиляции ее следует осуществлять по направлению движения;

- 3) для повышения эффективности вентиляции от движения целесообразны специальные мероприятия против действия встречного ветра.

В зависимости от условий расположения и длины тоннеля, интенсивности движения в нем автомобилей естественное проветривание тоннеля может оказаться недостаточным или даже несущественным.

В этом случае для проветривания тоннеля необходима частичная или полная искусственная вентиляция. Ее можно обеспечить при помощи вентиляторов нагнетанием в тоннель свежего воздуха (приточная вентиляция), отсасыванием из тоннеля насыщенного вредными газами воздуха (вытяжная вентиляция) или одновременным нагнетанием и отсасыванием (приточно-вытяжная вентиляция).

При приточной вентиляции имеется возможность предварительной очистки и обработки воздуха; кроме того, при длинных автодорожных тоннелях она оказывается более эффективной, чем вытяжная. Поэтому в автодорожных тоннелях преимущественно при-

меняют приточную и приточно-вытяжную вентиляцию. Последняя может быть переменнореверсивной, когда известный отрезок времени вентиляции работает на приток, после чего переключается на вытяжку и обратно.

К настоящему времени разработано довольно большое количество схем искусственной вентиляции, которые в зависимости от характера перемещения воздуха в пространстве проезда можно отнести к одной из следующих трех систем:

1) к продольной, когда воздухопроводом служит все сечение тоннеля, по которому и перемещают воздушный поток;

2) к поперечной, при которой приток и вытяжку воздуха обеспечивают по выделенным в сечении тоннеля или проложенным параллельно ему вентиляционным каналам, занимающим 30—60% площади поперечного сечения транспортной зоны и имеющим через определенные интервалы отверстия для сообщения с пространством проезда; свежий воздух, поступив в это пространство и присоединив к себе некоторое количество вредного газа, попадает вскоре в канал вытяжки;

3) к комбинированной, при которой специальный канал устраивают только для притока или вытяжки, а роль второго канала выполняет пространство проезда в тоннеле. Если приток обеспечивают по каналу, распределяющему свежий воздух по длине тоннеля, а каналом вытяжки служит основное сечение тоннеля, то в этом случае будет полупоперечный вариант комбинированной системы. При полупродольном варианте комбинированной системы приток воздуха осуществляют по тоннелю, а вытяжку — через специальный канал. Встречаются комбинированные системы, при которых использованы оба варианта, т. е. обеспечена полупродольно-полупоперечная комбинированная вентиляция.

§ 9. ПРОДОЛЬНАЯ СИСТЕМА ВЕНТИЛЯЦИИ

Достоинства продольной вентиляции — сравнительная простота ее выполнения, отсутствие необходимости увеличивать размеры сечения тоннеля и усложнять его конструкцию, а также относительно небольшая ее стоимость. Эта система может требовать и небольших эксплуатационных затрат, когда служит дополнением к продольной естественной тяге в тоннеле.

Однако на продольную вентиляцию влияют движение и естественная тяга; например, небольшое число автомобилей, движущихся навстречу потоку воздуха, может оказаться достаточным, чтобы остановить и даже повернуть его.

Существенным недостатком продольной вентиляции считают недостаточную безопасность в пожарном отношении. В случае возгорания автомобиля в тоннеле возникает необходимость форсировать тягу для удаления выделяющихся СО и дыма, что приводит к их рассеиванию по всему тоннелю, снижает безопасность движения и способствует переброске пламени на другие автомобили.

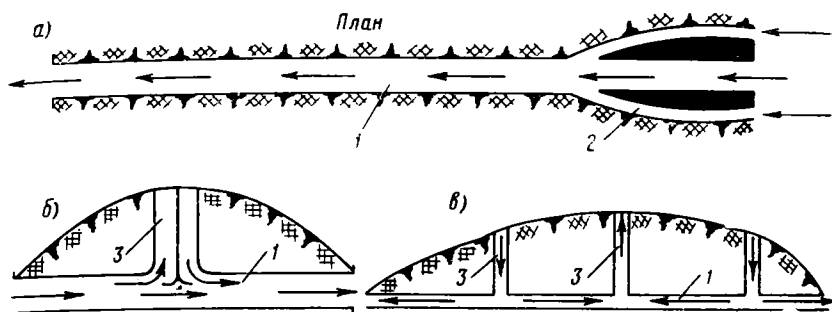


Рис. 11.1. Схемы вентиляции:

1 — тоннель; 2 — кольцеобразная вентиляционная нагнетательная камера; 3 — ствол шахт

Хотя пожары в автодорожных тоннелях — явление редкое, однако с этим обстоятельством следует считаться. Необходимость удаления всех выделяющихся газов и дыма через тоннель может привести также к повышению их местной концентрации.

Наконец, применение этой системы вентиляции ограничено возможной скоростью движения воздуха в пространстве проезда. Чтобы в тоннеле не ощущался резкий сквозняк, скорость не должна быть более 5 м/сек, и отсюда предельная длина тоннеля:

$$L_{\max} \leq \frac{Q}{Fv_n}, \quad (11.29)$$

где Q — расход воздуха;
 F — площадь поперечного сечения тоннеля;
 v_n — скорость движения воздуха.

В начальный период строительства автодорожных тоннелей в них обычно применяли широко известные в практике железнодорожных тоннелей схемы вентиляции, например продольную вентиляцию с кольцеобразной нагнетательной камерой (рис. 11.1, а). Вентиляторы, забирая свежий воздух снаружи, нагнетают его через воронкообразные щели камеры, расположенные по периметру обделки на одном конце тоннеля. Вдуваемый со значительной скоростью через щели воздух подсасывает также воздух, идущий через портал. Здесь возникает большая скорость воздушного потока, которую приходится увеличивать в зависимости от длины тоннеля, и, кроме того, учитывать необходимость создания напора, способного преодолеть противодействие естественной тяги и влияние встречного движения автомобилей.

По перечисленным причинам эта схема распространения в тоннелестроении не получила.

Ее разновидностью будет схема, предусматривающая устройство у обоих порталов аналогичных установок, включаемых по направлению естественной тяги или движения. В случае необходимости они могут работать одновременно: одна — на приток, другая — на вытяжку.

Когда длина тоннеля не позволяет подать требуемый объем воздуха при указанной выше ограниченной скорости последнего на весь тоннель, прибегают к устройству промежуточных шахт (рис. II.1, б и в), одни из которых создают однообразное направление потока воздуха вдоль тоннеля, другие — переменное. В первом решении, особенно когда установки являются реверсивными (т. е. могут попеременно работать и на приток и на вытяжку), допускают использование естественной тяги и влияние движения. Во втором случае приходится повышать мощность установок для преодоления влияния этих факторов.

При одной шахте в середине с однообразным потоком (см. рис. II.1, б) сечение шахт разбивают на два отделения — приточное и вытяжное, снабженные вентиляторами. Воздух можно впускать поодаль от шахты через впускные сопла. В то время как поступающий через них в тоннель свежий воздух проталкивают к одному из порталов, для вентиляции второй половины тоннеля свежий воздух поступает через второй портал за счет происходящей вытяжки.

Возможна вентиляция и при нескольких шахтах (см. рис. II.1, в). Однако в результате подсоса при выпуске свежего воздуха из сопел наблюдается проход мимо шахты части воздуха с предыдущего участка, что приводит к повышенным концентрациям вредных газов и скорости воздуха у выходного портала. Для ликвидации этого необходимо увеличивать приток воздуха, а это связано с повышением его скорости. При проходе свежего воздуха с одного участка на другой 30—50% общего его количества загрязняется.

Из этого следует, что уже на третьем-четвертом участке тоннеля придется принудительно перемещать преимущественно испорченный воздух.

По схеме с переменным потоком при одной шахте (приток или вытяжка) поток воздуха направляют в обе стороны от порталов. Неизбежна неравномерность работы обоих участков: на одном из них естественная тяга или движение будут усиливать поток воздуха, на другом — ослаблять. Этот же недостаток сохраняется и при многошахтной схеме.

В необходимых случаях можно заметно уменьшить влияние ветра, если у выходного портала для воздуха устроить ветровое ограждение, которое будет работать по принципу дефлектора: передняя стена и портал образуют щель, в которую дующий выше нее ветер будет увлекать встречный поток воздуха, а также и воздух, выходящий из тоннеля.

Таким образом, продольная система вентиляции может быть целесообразна в ограниченных случаях: в тоннелях длиной до 2 км с интенсивным движением, когда возможно устройство промежуточных шахт, и до 1 км, когда такая возможность отсутствует, а также в коротких тоннелях с интенсивным движением. Наиболее эффективно эту систему можно использовать с применением промежуточных, так называемых, струйных вентиляторов.

Струйные вентиляторы создают напор, придающий воздуху скорость движения v_t . Вентиляцию можно рассчитать, допуская, что поток воздуха установившийся, т. е.

$$Z_s S - W_t \pm Z_F W_F \pm W_W = 0,$$

где Z_s — число струйных вентиляторов;

S — общее давление (напор) одного струйного вентилятора, $\kappa\Gamma$;

W_t — сопротивление свободного тоннеля, $\kappa\Gamma$;

Z_F — количество автомобилей в одном тоннеле;

W_F — сопротивление одного автомобиля, $\kappa\Gamma$;

W_W — сопротивление ветра, $\kappa\Gamma$.

Напор одного вентилятора может быть выражен формулой

$$S = \rho V_s (v_s - v_t), \quad (\text{II.30})$$

где ρ — плотность воздуха, $\kappa\Gamma \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4$;

V_s — производительность одного струйного вентилятора, $\text{м}^3/\text{сек}$;

v_s — скорость движения струи воздуха у вентилятора, $\text{м}/\text{сек}$;

v_t — средняя скорость движения потока воздуха в тоннеле, $\text{м}/\text{сек}$.

Сила сопротивления свободного тоннеля выражается формулой

$$W_t = \zeta_t \frac{\rho}{2} v_t^2 F_t = (\zeta_R + \zeta_E + \zeta_A) \frac{\rho}{2} v_t^2 F_t, \quad (\text{II.31})$$

где ζ_t — коэффициент сопротивления трения свободного тоннеля;

ζ_R — то же, для стен;

ζ_E, ζ_A — коэффициент сопротивления трения соответственно въездного (0,3—0,6) и выездного (1,0) порталов;

F_t — площадь свободного поперечного сечения тоннеля, м^2 .

Величину коэффициента сопротивления трения для стен, зависящую от шероховатости стен, длины и гидравлического диаметра тоннеля, определяют по формуле

$$\zeta_R = \lambda \frac{L_t}{D_t} = \lambda \frac{L_t O_t}{4 F_t}, \quad (\text{II.32})$$

где λ — коэффициент шероховатости стен;

L_t — длина тоннеля, м ;

D_t — гидравлический диаметр тоннеля, м ;

O_t — длина периметра сечения тоннеля, м .

Сопротивление автомобиля, зависящее от его формы и размеров площади лобовой поверхности, а также от направления движения относительно воздушного потока, может быть выражено формулой

$$W_F = \pm \zeta_F F_F f_F \frac{\rho}{2} (v_F \mp v_t)^2, \quad (\text{II.33})$$

где ζ_F — коэффициент обтекаемости кузова автомобиля;

F_F — средняя площадь поверхности сопротивления автомобиля, м^2 ;

f_F — коэффициент сопротивления автомобиля в тоннеле, учитывающий увеличение сопротивления автомобиля в тоннеле по сравнению с условиями открытой дороги.

Силу сопротивления ветра определяют по формуле

$$W_w = \pm \frac{\rho}{2} v_w^2 F_w, \quad (\text{II.34})$$

где v_w — средняя скорость ветра в направлении, перпендикулярном порталу, м/сек.

После подстановки и преобразования основного уравнения получим

$$Z_s \rho V_s (v_s - v_\tau) - \zeta_\tau \frac{\rho}{2} v_\tau^2 F_\tau \pm Z_F \zeta_F F_F \frac{\rho}{2} (v_F \mp v_\tau)^2 \pm \frac{\rho}{2} v_w^2 F_\tau = 0. \quad (\text{II.35})$$

После умножения на $\frac{2}{\rho F_\tau}$ и замены V_s через $F_s v_s$ получим

$$2Z_s \frac{F_s}{F_\tau} v_s (v_s - v_\tau) - \zeta_\tau v_\tau^2 \pm \frac{Z_F \zeta_F F_F f_F}{F_\tau} v_F \mp v_\tau)^2 \pm v_w^2 = 0. \quad (\text{II.36})$$

Из последнего уравнения может быть определено число вентиляторов выбранного типа (при $v_w = 0$):

$$Z_s = \frac{F_\tau}{2F_s v_s (v_s - v_\tau)} \left[\zeta_\tau v_\tau^2 \frac{Z_F \zeta_F F_F f_F}{F_\tau} (v_F - v_\tau)^2 + \frac{Z_F \zeta_F F_F f_F}{F_\tau} (v_F + v_\tau)^2 \right]. \quad (\text{II.37})$$

Для определения концентрации СО уравнение следует решить относительно v_τ :

$$\left(\zeta_\tau + \frac{Z_F \zeta_F F_F f_F}{F_\tau} \right) v_\tau^2 + 2Z_s \frac{F_s}{F_\tau} v_s v_\tau - 2Z_s \frac{F_s}{F_\tau} v_s^2 = 0. \quad (\text{II.38})$$

Потребный объем вентиляции

$$V_\tau = v_\tau F_\tau. \quad (\text{II.39})$$

Максимальную концентрацию СО с учетом влияния ветра определяют для случая остановки автомобилей в тоннеле. При включенных вентиляторах, т. е. при $v_s = 0$ и $v_F = 0$, имеем

$$\zeta_\tau v_\tau^2 + \frac{Z_F \zeta_F F_F f_F}{F_\tau} v_\tau^2 - v_w^2 = 0. \quad (\text{II.40})$$

Интервалы между струйными вентиляторами по длине тоннеля должны быть такими, чтобы возникающая за вентиляторами воздушная струя могла смешаться с остальным воздухом в тоннеле при скорости движения воздуха у входного отверстия вентилятора, равной средней скорости движения воздуха в тоннеле v_τ .

Работу струйных вентиляторов регулируют в зависимости от концентрации окиси углерода; в равной степени применяют также приборы, контролирующие видимость в тоннеле. В особых случаях и в тоннелях больших протяжений используются дополнительные установки с приборами, регистрирующими направление ветра у порталов и интенсивность движения автомобилей.

§ 10. ПОПЕРЕЧНАЯ СИСТЕМА ВЕНТИЛЯЦИИ

Поперечная система в условиях автодорожных тоннелей имеет ряд важных преимуществ. Она обеспечивает равномерный приток и вытяжку, позволяет менять объем вентиляции по длине тоннеля, на ее действие не оказывают существенного влияния естественная тяга и движение автомобилей, она позволяет ограничить до минимальных пределов скорость воздушного потока в тоннеле, причем поперечное направление последнего способствует локализации могущих возникнуть пожаров. Однако поперечная система требует значительных затрат не только на вентиляционные установки, но, главное, на устройство специальных каналов.

Принципиальная основа поперечной системы — наличие двух параллельных главному тоннелю каналов (одного для притока воздуха, другого для вытяжки); обмен воздуха между каналами обеспечивается в поперечных сечениях тоннеля.

Схемы поперечной вентиляции различаются по:

1) направлению потока воздуха и размещению каналов в поперечном сечении тоннеля;

2) размещению вентиляционных установок; 3) принципу распределения воздуха по длине тоннеля.

Обычно принимают направление потока воздуха снизу вверх. В этом случае СО и другие составляющие, будучи нагретыми, имеют тенденцию подниматься вверх, чему дополнительно способствует направление потока воздуха. Последнее обстоятельство также благоприятно для быстрого удаления дыма в случае пожара. Таким образом, при движении воздуха снизу вверх используют естественное движение выхлопных газов.

Однако до сих пор не опровергнута возможность использования обратной схемы движения воздуха, т. е. сверху вниз, при которой можно ожидать уменьшения концентрации СО, а главное — дыма на уровне дыхания, что способствует лучшей видимости в тоннеле. Так как на поток воздуха в поперечном сечении тоннеля оказывают большое влияние местные завихрения и потоки, возникающие при движении автомобилей, то вопрос об окончательной оценке преимуществ возможных схем должен быть решен на основании обстоятельных экспериментов. То же относится и к схеме перемещения воздуха по диагонали (рис. II.2).

Размещать каналы вентиляции в поперечном сечении тоннеля необходимо с учетом конструкции тоннельной обделки, условий постройки и эксплуатации тоннеля. Так, для тоннелей, сооружаемых при помощи щита (обычно в слабых и мягких породах), естественно размещение венти-

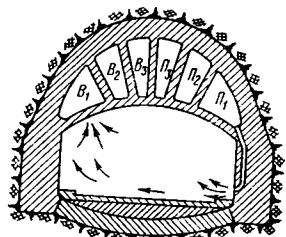


Рис. II.2. Схема подачи воздуха по диагонали:

Π_1, Π_2, Π_3 — секции притока воздуха трех участков; B_1, B_2, B_3 — то же, вытяжки

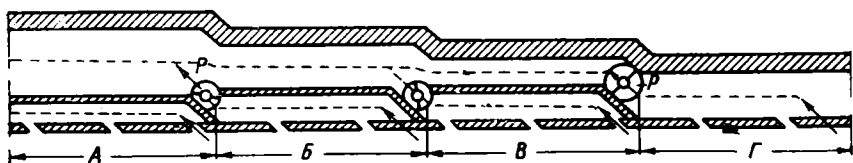


Рис. 11.3. Расположение транзитных секционных каналов в тоннеле

ляционных каналов сверху и внизу сечения. В тоннелях, сооружаемых горными способами, целесообразно оба канала размещать сверху сечения, что, с одной стороны, приводит к более рациональной обделке в виде подъемистого свода, а с другой — упрощает конструкцию в целом. Устройство легкого перекрытия и отвода обычно проще, чем специального перекрытия, рассчитанного на подвижную нагрузку; в тоннелях мелкого заложения каналы могут быть расположены с боков, сверху и снизу. При размещении каналов сверху сечения тоннеля можно упростить конструкцию, но зато нужно несколько удлинить тоннель. Боковое размещение канала приводит к увеличению ширины котлована и утяжелению верхнего перекрытия. Размеры выпускных отверстий во всех случаях регулируют заслонками.

Размещение установок по длине тоннеля также должно быть тесно увязано с местными условиями и размещением шахт. Максимальная длина участка вентиляции при поперечной системе в меньшей степени зависит от скорости воздуха, чем при продольной системе. Скорость движения воздуха в каналах может достигать 16 м/сек, а в исключительных случаях 20 м/сек — здесь это вопрос экономичности установки. Но ограничение возникает и по другой причине: с увеличением длины канала все более неравномерно (даже при тщательной регулировке) работают отверстия каналов, а это может привести к отсутствию вентиляции на отдельных участках тоннеля. По этим соображениям максимальная длина участка не должна превышать 800 м, а расстояние между вентиляционными установками — 1600 м.

В длинных тоннелях, когда размещение большого числа шахт нецелесообразно или невозможно (например, из-за большой глубины заложения тоннеля), обычно прибегают к устройству транзитных секционных каналов. В показанном на рис. 11.3 примере каналы вытяжки, помещенные над транзитной зоной, разделены на четыре секции — А, Б, В, Г. Секция А предназначена для ближайшего к установке участка, три другие проводят воздух транзитом мимо этого участка. Отверстия для сообщения с пространством проезда устроены в секциях на соответствующих участках. Такое решение требует некоторого дополнительного увеличения площади сечения тоннеля, но надежно. При большой длине каналов необходима постановка промежуточных вентиляторов Р. В целях сокращения объема выемки и кладки на внутренних участках тоннеля

его сечение здесь может быть уменьшено по сравнению с крайними участками.

По описанной схеме возможна вентиляция тоннеля любой длины при помощи установок у его порталов. В особо длинных тоннелях (более 10—15 км) вызывается необходимость постройки параллельного вентиляционного тоннеля.

Для обеспечения равномерной вентиляции по длине тоннеля на расстояниях от 3 до 5 м предусматривают выпускные отверстия, размеры которых по мере удаления от начала канала постепенно увеличиваются. Соотношение длин сторон отверстий — от 1 : 10 до 1 : 20 при ширине 12—16 см и расположении канала над проезжей частью и от 1 : 7 до 1 : 5 при ширине 7—14 см и расположении канала над проезжей частью. Регулировка вентиляции на отдельных участках тоннеля может быть достигнута также изменением числа отверстий.

При размещении обоих каналов в верхнем сечении тоннеля для сообщения одного из них с нижней частью сечения устраивают узкие каналы в стенах.

§ 11. КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА ВЕНТИЛЯЦИИ

Поскольку комбинированная система в различных ее вариантах сочетает элементы продольной и поперечной систем, она в известной мере сохраняет их достоинства и недостатки.

Главное ее преимущество — сравнительная простота (она требует лишь одного вентиляционного канала, который во многих случаях можно получить в сечении тоннеля довольно просто), большие, чем у продольной системы, надежность и экономичность в сравнении с поперечной вентиляцией.

Размещение вентиляционного канала и в этой системе должно быть тесно увязано с конструкцией, условиями постройки и заложения тоннеля. В тоннелях, имеющих круговое или близкое к нему очертание, воздушный канал целесообразно располагать под проезжей частью; наоборот, тоннели с плоским лотком и пологим обратным сводом — в верхней зоне. Выпускные отверстия устраивают так же, как и при поперечной системе.

В том случае, когда намечается постройка параллельного тоннеля и оказывается целесообразной пробивка параллельной штольни, воздушный канал может быть выделен из тоннеля и связан с ним поперечными сбойками через 40—100 м.

Возможную длину участков вентиляции при комбинированной системе определяют, как и при продольной, в зависимости от скорости воздуха в пространстве проезда.

Равномерность работы канала по длине играет при полупоперечной системе меньшую роль, чем при поперечной, если в начале канала обеспечена более энергичная подача воздуха. Сложнее решается этот вопрос при полупродольной системе, где из-за неравномерности в работе возможно резкое увеличение концентрации газов

в конце участков. Полупоперечная система вообще более надежна и эффективна. Ее недостаток в городских условиях — насыщенный газами воздух выходит через порталы, когда в них нет специальных вытяжных установок, в связи с чем иногда прибегают к комбинированной системе, предусматривающей вытяжку в середине тоннеля.

При устройстве промежуточных шахт по комбинированной системе может быть обеспечена вентиляция сколь угодно длинного тоннеля. При отсутствии такой возможности пределы применения ограничены величиной 1,5—2,5 км из расчета устройства двух установок у порталов и членения тоннеля на два участка. Если при этом в тоннеле оказывает большое влияние естественная продольная тяга, предпочтительнее применять продольно-поперечную реверсивную схему, дающую возможность сохранить однообразие направления потока воздуха на всем протяжении тоннеля. Реверсивности установки достигают переключением вентиляторов с притока на вытяжку и обратно.

При комбинированной системе (полупоперечной вентиляции) с несколькими промежуточными установками необходимо учитывать переменное направление потока воздуха в тоннеле и воздействие на него естественной тяги. Уменьшить это влияние можно за счет реверсивной вентиляции на крайних участках, а в некоторой мере и за счет устройства ветровых ограждений.

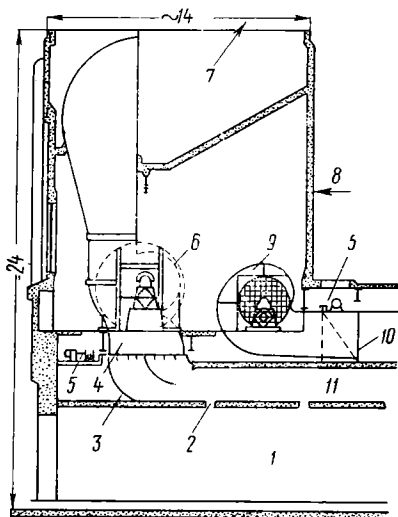


Рис. II.4. Вентиляционная установка у портала тоннеля:

1 — тоннель; 2 — выпуск; 3 — направляющая лопатка; 4 — заслонка; 5 — механизм заслонки; 6 — вытяжной вентилятор; 7 — направление движения использованного воздуха; 8 — направление движения свежего воздуха; 9 — нагнетательный вентилятор; 10 — приточный канал; 11 — вытяжной канал

§ 12. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ УСТАНОВКИ

Вентиляционные установки можно располагать в надшахтных или надпортальных зданиях или под землей; расположение под землей связано с большими затратами, но лучше обеспечивает бесперебойность эксплуатации.

Сооружение установок в стороне от тоннеля связано с необходимостью устройства каналов подходов и увеличением потерь напора в сети. Конкретную компоновку установок выбирают в зависимости от местных условий и заданной ее производительности. Общие требования: экономичность; возможность изменения объема, а в некоторых случаях и направления перемещаемого воздуха; наличие резерва производительности вентиляторов от 25

до 100%; компактность, в первую очередь за счет использования агрегатов большой производительности; простота и надежность эксплуатации.

Установки, сооружаемые у порталов тоннелей (рис. II.4), обычно удобно располагать в специальных надпортальных зданиях и углублять в лобовой откос.

Промежуточные установки отличаются большой сложностью, особенно в длинных городских тоннелях. Для тоннелей на горных дорогах по соображениям лучшей эксплуатации и большей надежности промежуточные установки целесообразнее располагать под землей, особенно при подаче воздуха через боковую штольню.

Для проветривания тоннелей применяют вентиляторы двух типов: центробежные и осевые. Центробежные вентиляторы рассчитаны на создание больших напоров при значительном сопротивлении сети. Осевые вентиляторы вытесняют центробежные (ранее имевшие широкое распространение), особенно когда требуется перемещать большой объем воздуха в тоннелях при сравнительно невысоком сопротивлении сети.

Практически мощность N_d установки (в кВт):

$$N_d = \frac{Q_y H}{102 \eta}, \quad (\text{II.41})$$

где Q_y — требуемая производительность установки (с резервом), $\text{м}^3/\text{сек}$;

H — сопротивление всей системы участка, мм вод. ст. ;

η — коэффициент полезного действия.

В групповой установке, кроме механического к. п. д. вентиляторов, следует учитывать потери от параллельной их работы.

Потери напора на трение воздуха о стенки тоннеля (в продольной и комбинированной системах) h_T (в мм вод. ст.) определяют по формуле

$$h_T = k_f \gamma \frac{L_{yч}}{R} \cdot \frac{v_B^2}{2g}, \quad (\text{II.42})$$

где k_f — коэффициент трения, равный 0,006—0,007;

γ — объемный вес воздуха, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$L_{yч}$ — длина участка вентиляции (тоннеля), м ;

v_B — скорость движения воздуха в тоннеле, $\text{м}/\text{сек}$;

R — гидравлический радиус сечения, м .

Если установка не реверсивная, дополнительно должны быть учтены потери напора на преодоление сопротивления естественной тяги в тоннеле.

Потери напора в шахте $h_{ш}$ (в мм вод. ст.) с учетом термического напора определяют по формуле

$$h_{ш} = \frac{\gamma v_{ш}^2}{2g} \left(1 + \frac{\alpha H}{R} \right) + \gamma H \frac{t_T - t_H}{1 + \alpha t_T}, \quad (\text{II.43})$$

где H — глубина шахты, м ;

R — гидравлический радиус сечения шахты, м ;

$v_{ш}$ — скорость движения воздуха в шахте, $\text{м}/\text{сек}$;

t_H и t_T — температура соответственно наружного и тоннельного воздуха;

$$\alpha = \frac{1}{273}.$$

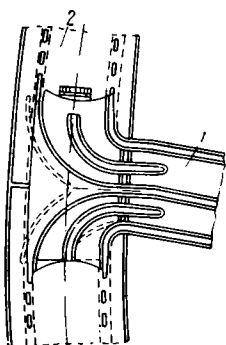


Рис. II.5. Схема перехода подводящего канала в магистральный вентиляционный:

1 — подводящий; 2 — магистральный

В расчетах притока воздуха следует учитывать зимние условия, а вытяжки — летние.

Потери в остальных элементах системы учитывают по приводимым в специальной литературе коэффициентам. Для уменьшения этих потерь все переходы следует устраивать плавными (рис. II.5), а стенки — гладкими.

В соответствии с конкретной потребностью и с целью сокращения расхода энергии производительность установки изменяют или путем изменения скорости вращения вентиляторов, или посредством выключения одного или нескольких агрегатов, или тем и другим способами вместе. В первом случае вентиляторы часто оборудуют двумя двигателями разной мощности, каждый из которых имеет две экономичные скорости.

Установки (при большом их числе) могут иметь местное и дистанционное управление. Их работа связана с непрерывным контролем содержания в воздухе СО. Для этой цели используют специальные анализаторы.

Резерв установки должен быть: 100% при одном агрегате, 50% при нескольких и 25—30% — в больших установках.

§ 13. ОСВЕЩЕНИЕ И СВЕТОВОЙ ПЕРЕХОД

Для освещения автодорожных тоннелей используется дневной свет, проникающий через порталы и боковые проемы, свет от фар автомобилей или стационарные источники электрического освещения. Естественный свет не может служить постоянным источником. Его интенсивность меняется в течение суток и года и вообще зависит от светового климата территории, где расположен тоннель. Кроме того, он быстро слабеет от порталов внутрь тоннеля. Освещение фарами ввиду их слепящего действия при встречном движении небезопасно и может быть допущено лишь в тоннелях с неинтенсивным движением. В большинстве случаев используется электрическое освещение, непрерывно действующее в длинных тоннелях и периодически — в коротких (длиной 50—100 м). Автодорожные тоннели длиной более 300 м на прямых и 150 м на кривых участках, а также все городские автодорожные тоннели независимо от их длины должны иметь искусственное освещение.

Практикой выработан ряд важных требований к искусственному освещению автодорожных тоннелей, но соответствующие стандарты пока отсутствуют. Задача освещения — обеспечение нормальных условий эксплуатации, удобство пользования тоннелем, сни-

жение «ощущения подземности», а главное — обеспечение надлежащей безопасности движения.

Опыты над скоростью зрительного восприятия шофера автомобиля на асфальтовом покрытии, имеющем коэффициент отражения 0,1 (т. е. 10%), показали, что при контрасте между фоном и шофером, равном 1,5, принимаемое в расчете тормозного пути «время реакции» 1 сек, требует освещенности, равной 4 лк. Эти данные получены из опытов, проведенных на модели улицы.

Обстановка движения в ограниченном пространстве тоннеля много сложнее. Присутствие в воздухе выхлопных газов ухудшает видимость. Требуется быстро различать объект, правильно оценить расстояние до него и скорость его движения. Освещенность в то же время должна быть достаточной, чтобы уменьшить контрастность перехода между тоннельным и наружным световым режимом, а также уменьшить утомляемость зрения у шоферов.

Горизонтальная освещенность в городских и горных автодорожных тоннелях в уровне проезжей части по оси проезда должна быть не менее:

В ночное время	10 лк
В дневное время на расстоянии от портала	
0—100 м:	
на входе	300—20 лк
на выходе	150—20 лк
у порталов	120 лк
в середине тоннеля	20 лк
(СНиП II-Д.8-62 и 69)	

Фактическая освещенность в автодорожных тоннелях колеблется в широких пределах: от 16 до 100 лк и выше (меньшие величины — в тоннелях на горных дорогах, большие — в тоннелях на городских дорогах с интенсивным движением). К тому же освещение весьма неравномерно по длине тоннеля. Известны примеры, когда за счет частого расположения ламп большой мощности максимальная освещенность у входа в тоннель достигала 1600 лк, а в середине всего лишь 60 лк.

Большое значение для режима освещения в тоннеле имеет световой переход с наружной поверхности земли в тоннель и обратно, связанный с интенсивностью наружной освещенности. В ясную погоду даже на близком расстоянии неосвещенный вход в тоннель создает у шофера впечатление темного пятна. При значительной скорости движения переход от яркого дневного света в недостаточно освещенный тоннель и обратно оказывается для шоферов столь резким, что они могут на время потерять способность видеть. Ночью выход из освещенного тоннеля и вход в него создают аналогичные затруднения. Поэтому на припортальных участках тоннеля и дороги необходим световой переход, длина которого может быть определена из следующих соображений.

Средняя яркость поля зрения в тоннеле меньше таковой на открытых участках дороги в 1000—10 000 раз. При изменении яркости поля зрения происходит изменение диаметра зрачка в связи с при-

способлением (адаптацией) его к новым условиям. Для адаптации необходим отрезок времени около 3 сек, чему соответствует пройденный автомобилем путь l (в м):

$$l = 0,85v,$$

где v — скорость движения, км/ч.

Нетрудно видеть, что l — та длина участка, где должен быть обеспечен постепенный световой переход.

Известно несколько способов обеспечения светового перехода:

1) ступенчатое усиление освещения на припортальных участках (днем в тоннеле, ночью перед тоннелем), достигаемое изменением у порталов шага размещения источников света и установкой добавочных мощных источников;

2) раструбное расширение припортальной части тоннеля для большого использования дневного света (рис. II.6);

3) оборудование перед порталом крытой галереи — светового фильтра в виде решетчатого покрытия из пластин, угол наклона которых по отношению к проезжей части может меняться. Пластины обычно опирают на вспомогательные продольные балки, уложенные на фермах перекрытия. Такое решение в условиях снежной зимы имеет серьезные эксплуатационные недостатки.

Для уменьшения эксплуатационных расходов освещенность в тоннеле в соответствии с фактической потребностью следует изменять не только по длине, но также в зависимости от времени суток (3—4 режима освещения). Изменение режима освещенности может быть достигнуто за счет применения в каждой световой ячейке двух-трех ламп разной мощности, включаемых совместно или раздельно.

К искусственному освещению тоннелей предъявляют ряд других требований:

1) для уменьшения утомляемости шоферов освещение должно быть достаточно равномерным;

2) шофер не должен испытывать неприятного ощущения от резкого отражения света блестящих поверхностей, что достигается их надлежащим размещением и специальной защитой;

3) должна быть обеспечена хорошая контрастность освещения проезжей части, в частности за счет правильного выбора ее цвета.

Светильники размещают на расстоянии 6—10 м или на расстоянии $(2 \div 3)h$, где h — высота подвески. В тоннелях с интенсивным движением используют обычно отраженный свет светильников, установленных в закрытых матовыми

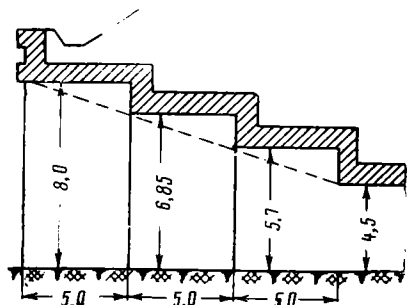


Рис. II.6. Раструбное расширение припортальной части тоннеля

стеклами нишах; ниши располагают в верхней части стен на переходе их к своду. В этом случае большое значение имеют отражательные качества облицовки. Потолок и стены лучше делать светлых тонов. Материалы для архитектурного оформления также должны хорошо отражать свет.

Источники прямого света подвешивают вне габарита проезда в центре перекрытия. Они должны быть закрыты непрозрачными колпаками с достаточным защитным углом, а снизу стеклами. На внутренних участках обычно применяют лампы накаливания. Для значительного усиления освещения у входов часто используют мощные газосветные лампы. При ремонтных работах устраивают местное освещение, для чего по длине тоннеля размещают штепсели согласно требованиям СНиП II-Д.8-62, п. 69.

Для надежности освещения тоннелей, особенно больших и ответственных сооружений, должно быть обеспечено энергоснабжение системы освещения и вентиляции от нескольких источников. С этой целью для внегородских тоннелей кроме питания от основного источника может быть использована местная установка (обычно аккумуляторная), имеющая свою сеть в тоннеле, включаемую автоматически при перерывах питания от основного источника.

Изменение режимов освещения может быть также автоматическим при помощи специальных фотореле.

§ 14. СИГНАЛИЗАЦИЯ, СВЯЗЬ И УПРАВЛЕНИЕ, ВОДООТЛИВ

Количество специальных устройств и их сложность зависят от длины тоннеля и интенсивности движения в нем. В коротких тоннелях обычно никаких особых устройств не требуется.

В больших автодорожных тоннелях для обеспечения нормальных условий их эксплуатации необходимо значительное количество специального оборудования и устройств для обеспечения: вентиляции, освещения, удаления воды из тоннеля, сигнализации и связи, противопожарной безопасности в тоннеле, работ по уборке тоннеля, производства ремонтных работ в тоннеле и размещения обслуживающего персонала, управления работой оборудования и движения, энергоснабжения тоннеля.

Сигнализации и связи в больших автодорожных тоннелях уделяется довольно много внимания, поскольку они служат целям повышения безопасности движения. Здесь применяют следующие виды оборудования:

- 1) световые сигналы остановки и ограничения скорости движения, которые устанавливают перед входами в тоннель и внутри длинных тоннелей;
- 2) световые и звуковые сигналы вызова технической и медицинской помощи с главного поста управления движением;
- 3) сигналы-указатели опасных мест, знаки предупреждения и световые указатели;

- 4) пожарные сигналы;
- 5) телефонная связь в тоннеле и между управлением постами и рабочими установками;
- 6) радиотрансляционная установка для объявлений и дачи указаний шоферам автомобилей;
- 7) оптический контролер со световым и звуковым сигналами, запрещающий въезд в тоннель транспорта с превышенными габаритами.

Наиболее ответственные сигнальные установки обычно дублируют.

Для борьбы с возможными пожарами в тоннеле оборудуют водопровод, имеющий часто расположенные пожарные краны, снабженные шлангами, и устанавливают достаточное количество огнетушителей; на больших городских тоннелях содержат особую дежурную пожарную команду, которую снабжают пенотушителями на автомобильном ходу.

Для мытья проезжей части дороги, пешеходной дорожки и стен обычно устраивают водопровод или используют общую магистраль.

Воду из тоннеля (при уборке, от отдельных течей) удаляют либо по специальным трубам, когда тоннель имеет выпуклый или одностатный профиль, либо при помощи насосных установок при вогнутом продольном профиле (подводные тоннели). В последнем случае в пониженном месте тоннеля устраивают водосборник и устанавливают насосное оборудование (рабочее и резервное). Насосы имеют автоматический поплавковый пуск. Стекающая по поверхности вода не должна попадать в тоннель. С этой целью, если тоннель не расположен «на горе», воду улавливают в водостоки, передают в камеры и затем удаляют.

Поплавковый пуск, смонтированный в специальной трубе, при повышении уровня воды включает не только насосное оборудование, но и контрольный сигнал на пультах управления.

В современных крупных автодорожных тоннелях обеспечено как непосредственное, так и дистанционное (из одного или даже из нескольких пунктов) управление всем оборудованием и сигнализацией. Кроме управления для отдельных участков, обслуживаемых одной вентиляционной шахтой, имеется еще и центральный пункт управления. Пункты дистанционного управления оборудованы так, что из них можно не только пустить тот или иной агрегат, но и судить о том, включился ли он нормально в работу. Для этой цели предусматривают центральный пульт управления и световое табло. На пульте размещают измерительные приборы и пусковые кнопки, а на световом табло световыми показателями отражают все вентиляторы, насосы, сигналы и пр., о состоянии которых можно судить в любой момент. Световая схема отражает положение в тоннеле и передает сигналы в случае аварии.

В центральном пункте управления обычно устанавливают распределительные щиты, на которых монтируют счетчики постоянного тока, аварийные сигналы и пусковые приборы для управления

всеми электрическими установками, измерительную аппаратуру и счетчики-указатели количества входящих в тоннель и выходящих из него автомобилей, скорости воздуха в магистральных каналах, указатели содержания СО и видимости в тоннеле.

Для обеспечения дистанционного пуска необходим ряд мер. Обычно специальные автоматические устройства не позволяют включить двигатели вентиляторов, пока в отводах от последних не будут открыты заслонки. Двигатели вентиляторов запускают при помощи электромагнитной контактной пусковой передачи, которая вместе с защитным реле смонтирована в индивидуальном для каждого двигателя ящике пульта. На ящике имеются: указатель скорости вращения вентилятора, два амперметра (соответствующие двум скоростям работы двигателей), вольтметр, указатель обмотки (какая обмотка низкой или высокой скорости включена), указатель положения слива гидравлической муфты. На центральном пункте могут быть тоже сосредоточены пусковые устройства и измерительные приборы для насосных станций: счетчики, указатели глубины, самопишущие приборы, записывающие расход воды, аварийные реле включения.

На каждой участковой установке в вентиляционных зданиях должен быть контрольно-распределительный щит управления, дублирующий соответствующие элементы центрального управления.

Водопроводные трубы, кабели высокого напряжения, питающие энергией все электрооборудование, кабели низкого напряжения для освещения и сигнализации, провода связи размещают в каналах (обычно гончарных, асбоцементных или бетонных трубах), замурованных в бетонную обделку. В бетонной обделке устраивают также ниши для светильников и сигналов и ниши для огнетушителей.

Кроме зала управления, центральный пункт обычно имеет трансформаторную подстанцию, помещение для анализаторов СО, химическую лабораторию, электромастерскую и ряд служебных помещений. Мероприятия по обеспечению безопасности подземной дороги включают в себя автоматически контролируемую вентиляционную систему с оборудованием для отбора и анализа проб воздуха на содержание СО, автоматическую установку для заливания водой огня, огнетушители и пожарные рукава, телефоны, сигналы для контроля движения и осветительной системы.

Вентиляционная система может быть и такой, когда она в отличие от общепринятых втягивает воздух и выпускает его непосредственно на улицу при помощи осевых вентиляторов. Эти вентиляторы, расположенные через 13,5 м, приводят в действие электродвигателями. Воздух, взятый с поверхности на уровне боковых стен, нагнетается внутрь тоннеля с достаточной скоростью для перемешивания с загрязненным воздухом и затем выходит через торцы тоннеля и через решетки шириною 0,6 м, размещенные сверху. Такая система вентиляции исключает необходимость в больших и дорогих каналах, центральной вентиляционной станции и в обычном оборудовании (тоннель в Сиэттле).

§ 15. ГАБАРИТЫ И ОЧЕРТАНИЕ ТОННЕЛЬНЫХ
ОБДЕЛОК

Внутреннее очертание конструкции подземного сооружения проектируют с учетом заданных габарита проезда, строительных, эксплуатационных и экономических требований.

Габарит проезда в поперечном сечении тоннеля — это предельное очертание пространства, предназначенного для движения транспорта и пешеходов, внутрь которого не должны входить никакие элементы конструкций и оборудования тоннеля, с учетом неточностей проходки и возведения обделок.

Техническими условиями на проектирование искусственных сооружений на автомобильных дорогах предусмотрены специальные габариты для автодорожных тоннелей (рис. III.1, а). Основную характеристику габарита (Γ), т. е. ширину проезжей части, принимают равной 7 или 8 м. Этот параметр устанавливают в зависимости от категории дороги, рода транспорта, длины тоннеля и местных условий. Ширина полосы проезда принята для дорог I и II категорий 3,75 м, для III категории — 3,5 м и для IV категории — 3,0 м. Чтобы исключить возможность ударов кузовов автомобилей о стены тоннеля, устраивают с обеих сторон проезжей части защитные полосы шириной и высотой 0,25 м, а для обеспечения безопасности обслуживающего персонала — односторонний тротуар шириной 1,0 м.

Недостаток принятых габаритов — низкое расположение тротуара относительно проезжей части. Для обеспечения большей безопасности движения с интенсивностью более 1000 пешеходов в час при назначении поперечного сечения автодорожных тоннелей пользуются уширенным габаритом, в котором предусмотрено применение двух тротуаров шириной по 1,0 м (рис. III.1, б). В этом случае при сводчатом очертании тоннелей остается неиспользованной значительная часть площади поперечного сечения тоннеля. Более рацио-

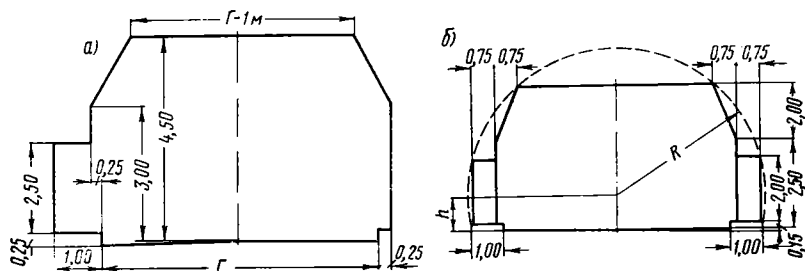


Рис. III.1. Габариты проезда автодорожного тоннеля. R — радиус внутреннего очертания тоннеля

нально используют площадь поперечного сечения тоннелей, имеющих каналы для искусственной вентиляции.

Автодорожные тоннели сооружают и тогда, когда возможен их объезд негабаритным транспортным составом и, наоборот, когда необходимо предусмотреть пропуск через тоннели подвижного транспорта со специальными габаритами. В таких случаях необходимые габариты проезда нужно устанавливать при разработке подробных технических условий для проектируемого объекта с учетом требований СНиП II-Д.5-62, п. 27.

При установлении специальных габаритов автодорожных тоннелей нужно учитывать следующие положения:

- 1) достаточно далекую перспективу увеличения габаритных размеров транспортных и специальных средств;
- 2) более полное использование поперечного сечения тоннелей с учетом сводчатого характера его очертания;
- 3) массовое пешеходное движение нужно выносить в специальное отделение или в особый пешеходный тоннель;
- 4) служебные тротуары нужно поднимать на достаточную высоту над уровнем проезжей части и ограждать от нее перилами;
- 5) возможность проезда подвижного состава с повышенными габаритами при ограничении движения;
- 6) исключение возможности ударов подвижного состава о стены тоннеля, об ограждение тротуара и внутреннее оборудование тоннеля;
- 7) возможность срочного ремонта в тоннеле автомобилей с учетом необходимой подъёмки их на домкратах (ремонтные камеры).

За исходные параметры специальных тоннельных габаритов нужно принимать максимальные размеры груза, возможного к перевозке по железным дорогам и поставленного на трейлер, а в качестве габарита подвижного состава массового обращения — габарит автомобиля с контейнером.

Габариты городских транспортных тоннелей должны соответствовать наибольшим размерам намечаемых на перспективу транспортных единиц. Так, в случаях, когда тоннель предназначен для трамвайного или троллейбусного движения, габарит по высоте должен обеспечивать надлежащие условия для подвески контактного провода. Расстояние провода от конструкции должно быть не менее 0,20 м, а наименьшая высота его подвески для трамваев и одноэтажных троллейбусов 4,20 м, для двухэтажных троллейбусов 5,25 м от уровня полотна дороги. В специальных тоннелях для пешеходного движения следует применять габариты по ширине не менее 3,0 м и по высоте не менее 2,3 м до низа ребер перекрытия.

Все приведенные выше габариты даны для тоннельных участков дороги, расположенных на прямой. Если тоннельные участки расположены на кривых радиусом 700 м и менее, то в зависимости от радиуса кривой и скорости движения нужно предусматривать соответствующее уширение проезжей части, бордюрной полосы и габарита проезда. В двухполосных тоннелях, расположенных на кри-

вых, необходимо уширение междупутья, как и для открытых участков дороги. При определении размера уширения отверстия должны быть также учтены условия видимости, предъявляемые к данной дороге. Согласно нормам для двухполосных тоннелей величину уширения принимают в зависимости от величины радиуса кривой:

При радиусе	700—550 м	уширение	0,4 м
„ „	500—450 „	„	0,5 „
„ „	400—250 „	„	0,6 „

При устройстве в тоннелях виражей на кривой габаритом должен быть учтен поперечный уклон в сечении, соответствующий проезжей части.

На городских дорогах, а также на магистральных дорогах I технической категории возникает необходимость устройства тоннелей с числом полос движения более двух. На городских магистралах с принудительным регулированием движения на перекрестках количество полос движения в тоннелях может быть меньшим, чем на магистрали. Для назначения числа полос движения можно руководствоваться приближенными нормативами. Так, в четырехполосных тоннелях ширину проезжей части принимают $2Г + С$, где $С$ — ширина разделительной полосы (не менее 1200 мм).

При большом количестве движущихся автомобилей в общем потоке движения рекомендуется для каждого направления назначить минимум две полосы; обгон в тоннеле с выездом из ряда не допускается. Размещение требуемого количества полос движения может быть осуществлено в одном или в двух отдельных для каждого направления тоннелях. К размещению в одном тоннеле обычно прибегают в следующих случаях:

1) при сооружении тоннеля комбинированного назначения, когда возникает необходимость устройства широкой проезжей части и полного использования всего сечения тоннеля;

2) в тоннелях неглубокого заложения и, в частности, при устройстве их на перекрестках;

3) в коротких тоннелях, служащих неизменным по ширине продолжением моста или дороги.

Но и в этих случаях для лучшей вентиляции (за счет движения) целесообразно устройство параллельных тоннелей с отдельным движением.

Может возникнуть необходимость устройства тоннеля для совмещенного в одном уровне автомобильного и однопутного или двухпутного железнодорожного движения. В последнем случае тоннель сооружают по габариту двухпутного железнодорожного тоннеля с увеличением его на ширину тротуара. При однопутном железнодорожном движении ширину тоннеля назначают по условию размещения проезжей части и тротуаров, а высоту — с учетом вписывания железнодорожного габарита $С$ при принятом размещении оси пути относительно оси тоннеля.

Строительные требования предусматривают обеспечение минимальных размеров выработки породы и затрат строительных материалов с учетом геологических и гидрогеологических условий, глубины заложения и намечаемых методов строительных работ.

По условиям статической работы обделкам тоннелей из материалов, хорошо работающих на сжатие, придают очертание приблизительно по кривой давления от действующих на обделку нагрузок. Эти соображения имеют особое значение для случаев расположения тоннелей в рыхлых, легко уплотняющихся породах, в которых нельзя ожидать появления сколько-нибудь значительного отпора пород. В породах, оказывающих боковое горное давление, стенам тоннеля придают криволинейное очертание, направленное выпуклостью в сторону породы, что способствует лучшему вписыванию кривой давления в рабочее сечение обделки.

В крепких (неводоносных) породах можно свободнее, чем в мягких, выбирать форму внутреннего очертания тоннеля, не опасаясь растягивающих напряжений в обделке, и принимать, в частности, форму поперечного сечения, приближающуюся к принятому габариту с прямыми стенками. Такое решение возможно потому, что в крепких породах при упругой деформации обделки возникает значительный отпор, снижающий величину изгибающих моментов. При наличии в горном массиве грунтовых вод обделкам тоннелей придают замкнутое очертание и в случае гидростатического напора — очертание круга.

На очертание тоннельной обделки оказывают влияние также применяемые строительные материалы и способы работ. Так, при небольшой глубине заложения тоннелей, сооружаемых открытым способом, их поперечному сечению придают прямоугольное очертание, а при глубоком заложении и щитовом способе сооружения — круговое очертание. Внутреннее очертание обделки принимают, как правило, одинаковым на всем протяжении прямых участков профиля. Изменение внутреннего очертания допускают в случаях необходимости значительного усиления обделки при резком возрастании нагрузок.

Эксплуатационные требования предусматривают размещение в тоннеле вентиляционных каналов, электрокабелей, труб, устройств для освещения и сигнализации и т. п. Большое выделение вредных газов при интенсивном движении вызывает необходимость устройства отдельных вентиляционных каналов большого поперечного сечения (см. главу II) для подачи свежего и отвода отработавшего воздуха. С учетом эксплуатационных устройств форму и размеры поперечного сечения тоннелей соответственно видоизменяют.

Экономические требования — решающий фактор, имеющий важное народнохозяйственное значение. Решая вопрос рационального очертания обделки, стремятся не допускать никаких излишеств в площади поперечного сечения тоннеля, так как с ее

увеличением растут объемы и стоимость. Таким образом, вместе с удовлетворением всех строительных и эксплуатационных требований должны быть соблюдены и требования экономической целесообразности.

§ 16. КОНСТРУКЦИИ МОНОЛИТНЫХ ОБДЕЛОК

Конструкция монолитной обделки тоннеля, сооружаемого горным способом¹, состоит из следующих основных элементов: свода, очерченного приблизительно по кривой давления; стен — прямых или несколько выпуклых в сторону горного массива; лотка или обратного свода. Все эти элементы взаимно сопряжены и создают одно конструктивное целое в виде обделки, работающей на восприятие сил горного давления. В зависимости от внешних факторов выбирают необходимый материал и определяют размеры и форму поперечного сечения тоннельной обделки. Материалы должны быть прочными, долговечными и стойкими против огня, химических и атмосферных воздействий и обеспечивать возможность механизации работ при возведении обделок.

В качестве строительных материалов применяют монолитный бетон, железобетон, искусственные или естественные камни на растворе, набрызг-бетон, сборные элементы из бетона или железобетона, а также из металла (чугун, сталь). В последнее время ведут исследовательскую работу по применению блоков из литых каменных пород. Выбор материала зависит от местных условий, назначения и типа тоннеля, конкретной геологической и гидрогеологической обстановки, намечаемых способов ведения строительных работ, соображений экономической целесообразности.

В большинстве ранее построенных тоннелей горного типа основной материал — каменная кладка, обладающая способностью быстрого восприятия нагрузки, повышенной химической стойкостью, возможностью применения местных строительных материалов. К отрицательным показателям каменной кладки следует отнести трудность механизации процесса кладки, невысокую механическую прочность и водопроницаемость.

Поэтому в современных тоннелях применяют главным образом бетон, который по сравнению с каменной кладкой имеет целый ряд ценных преимуществ — большую механическую прочность, монолитность конструкции, возможность механизации процесса сооружения обделки, что и является основным критерием при выборе материала обделки.

В особых случаях, как, например, при значительных размерах поперечного сечения и при повышенном горном давлении, применяют железобетон, который отличается одним отрицательным показателем — трудностью ведения работ по укладке арматуры в стесненных условиях.

¹ Монолитно-прессованным обделкам, сооружаемым шитовым способом, обычно придают круговое очертание.

Конструктивные формы тоннельных сооружений зависят от назначения тоннеля, его размеров и вида поперечного сечения. При сооружении горных автодорожных тоннелей в прочных, исключительно плотных, неводоносных и не подверженных выветриванию скальных породах возможно оставление выработки без устройства обделки. Такое решение, вполне целесообразное и экономичное, может быть принято лишь при условии полного отсутствия опасности обрушения внутрь тоннеля даже отдельных кусков породы. В этом случае обделкой закрепляют лишь головной участок тоннеля на длине не менее 6 м.

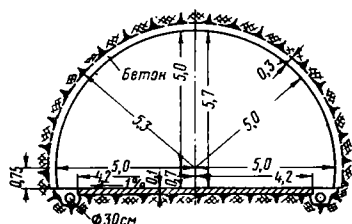


Рис. III.2. Облегченная обделка

При наличии пород, подверженных выветриванию, но не водоносных, внутренняя поверхность выработки может быть предохранена от поверхностного разрушения слоем торкрета или набрызг-бетона толщиной в несколько сантиметров.

При расположении тоннеля в скальных трещиноватых породах необходимо предусматривать облегченную обделку в качестве защитного слоя. Пример облегченной обделки для тоннеля отверстия в свету 10 м, пройденного в скальных породах, приведен на рис. III.2. Здесь роль обделки сводится лишь к выравниванию поверхности выработки и защите от местных обрушений, так как ее конструктивные размеры (0,3 м) невелики. Обделка подобного типа применена на ряде автодорожных тоннелей в США. В таких условиях возможно использование покрытия из набрызг-бетона толщиной всего лишь 0,15 м.

В случае проходки тоннеля в крепких породах, но требующих устройства постоянной крепи в верхней части выработки, применяют обделку в виде свода, опирающегося пятками на естественное основание. Такую обделку, обычно выполняемую из бетона, применяют также в случаях, когда предполагается в дальнейшем подводка стен; например, при сооружении двухполосного тоннеля иногда возводят вначале только свод и разрабатывают под его защитой нижнюю часть профиля только под одну полосу движения. По мере роста интенсивности движения тоннель уширяют до проектного двухполосного очертания и затем подводят стены.

В крепких породах находят также применение железобетонные обделки как полуциркулярного очертания по всему периметру (рис. III.3, а), так и с вертикальными стенками (рис. III.3, в). Последнее решение значительно снижает объем выработки и упрощает ведение работ, но может быть допущено только при весьма крепких породах.

В менее крепких породах, оказывающих вертикальное давление, обделке придают полуциркулярную или подковообразную форму с плоским лотком. В качестве примера на рис. III.3, д приведена со-

оруженная в разрушенных скальных породах конструкция обделки полуциркульного очертания, имеющая каменный свод с бетонными стенами. Проезжая часть расположена на плоском лотке с обеспечением водоотвода по оси тоннеля. Такого типа бетонная обделка построенного в СССР двухполосного тоннеля с габаритом Г-6 показана на рис. III.3, б. В этих же породах применяют железобетонные обделки (рис. III, г) с комбинированной арматурой — жесткой и гибкой. Жесткую арматуру из гнутых (по очертанию обделки) стальных двутавровых балок обычно используют в процессе постройки для временного крепления и для подвески опалубки при бетонировании. В породах, оказывающих значительное вертикаль-

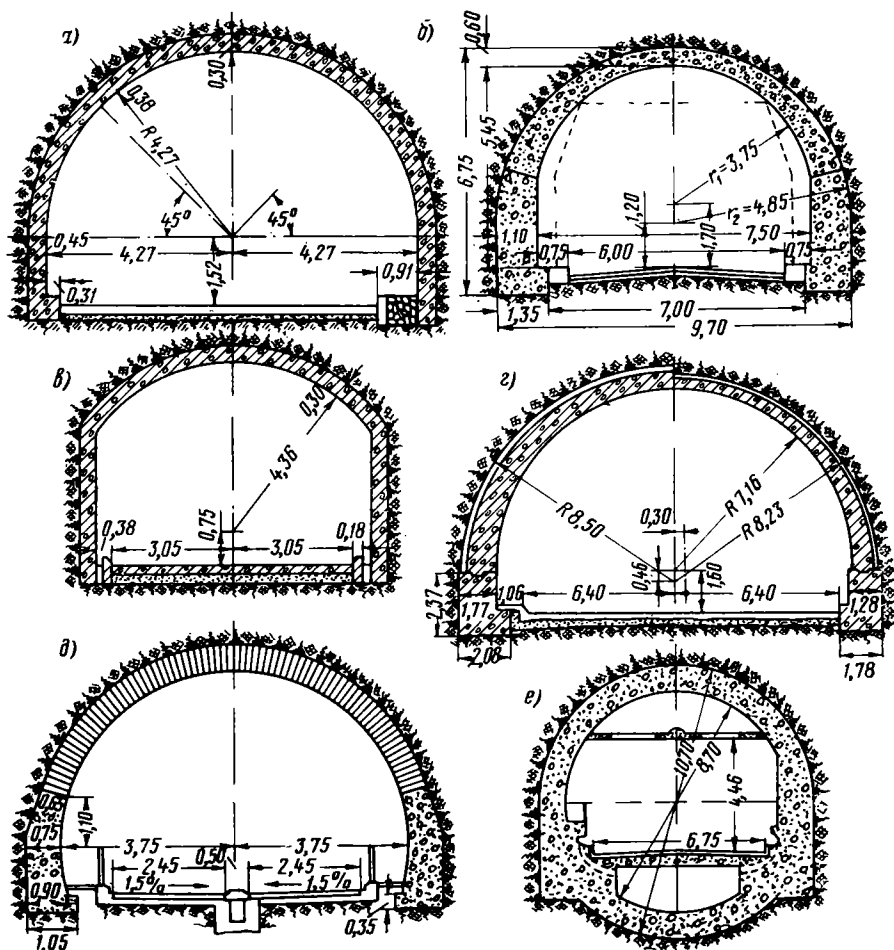


Рис. III.3. Типы обделок

ное и боковое давление, обделке придают замкнутую форму с обратным сводом (рис. III.3, е).

В проекте унифицированных обделок автодорожных тоннелей для габарита Г-7 с плоским лотком и обратным сводом предусмотрено пространство для размещения вентиляционного канала площадью $12,3 \text{ м}^2$, достаточной для искусственной вентиляции тоннеля длиной до 1200 м. Внутреннее очертание стандартное. Заполнение над обратным сводом — породой. Для сброса воды из тоннеля служит дренажная штольня, расположенная за пределами сечения.

В тоннелях, заложенных в трещиноватых породах и подверженных большому гидростатическому давлению, иногда применяют комбинированную обделку: незамкнутую (несущую) и замкнутую (поддерживающую изоляцию). Пример такого решения — построенные в Штуттгарте два параллельных городских тоннеля на две полосы движения для каждого направления (рис. III.4). Обделка выполнена в два приема: сначала внешняя бетонная подковообразного сечения, потом — внутренняя замкнутого контура из железобетона с наружной изоляцией из специального состава, основанного на натуральном каучуке.

Приведенные примеры иллюстрируют типы уже испытанных в эксплуатации монолитных обделок автодорожных тоннелей; их целесообразно использовать при сооружении обделок в аналогичных геологических условиях. Для резко изменяющихся по трассе геологических и гидрогеологических условий необходимо соответственно изменять тип конструкции обделки. В подобных случаях следует перекрывать все контакты характерных геологических изменений более мощными обделками на длину не менее 10 м, что обеспечивает надлежащую прочность конструкции в контактных зонах.

В тоннелях, в особенности значительного протяжения, обделки предусматривают со специальными каналами для подачи свежего и отвода отработавшего воздуха при поперечной системе вентиляции (рис. III.5). Воздушные каналы размещают в верхней части поперечного сечения тоннеля, значительно повышенной для этой цели, а также под проезжей частью.

В практике тоннелестроения применяют также обделки больших поперечных сечений, в том числе для тоннелей под совмещенные

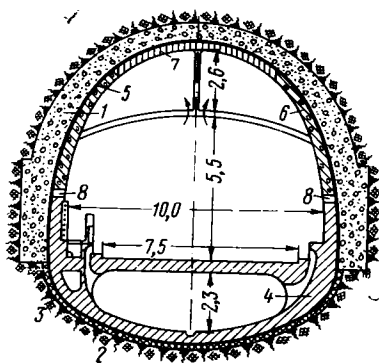


Рис. III.4. Комбинированная обделка. Последовательность (1—8) сооружения элементов:

1 — бетонная несущая конструкция; 2 — бетонный выравнивающий слой; 3 — изоляция обратного свода; 4 — нижняя часть железобетонной конструкции; 5 — изоляция верхнего свода; 6 — боковая часть железобетонной конструкции; 7 — железобетонный свод; 8 — распорные домкраты для разжатия обделки

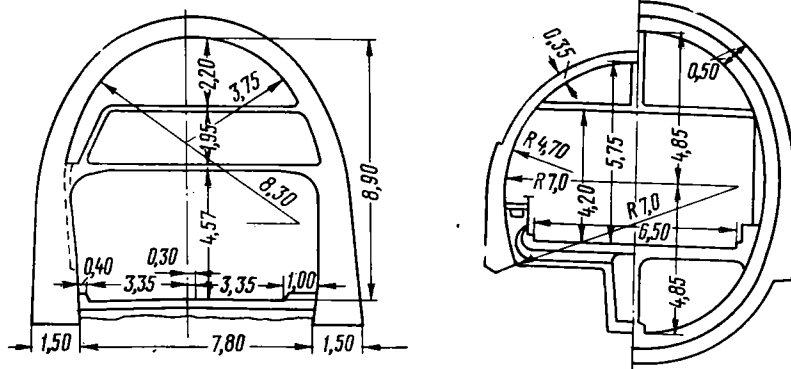


Рис. III.5. Обделки с каналами для вентиляции

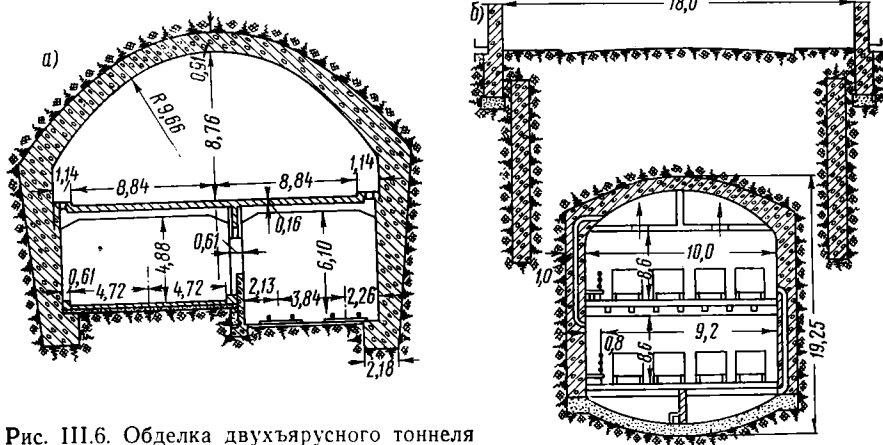


Рис. III.6. Обделка двухъярусного тоннеля

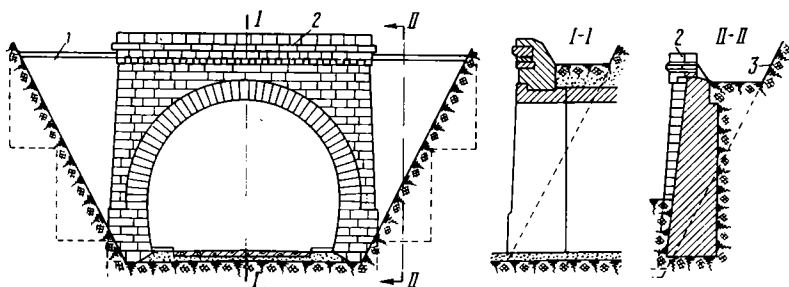


Рис. III.7. Конструкция портала:

1 — подпорная стена; 2 — парапет; 3 — лобовой откос

автомобильное и железнодорожное движение. В качестве такого примера на рис. III.6, а приведен двухъярусный железобетонный тоннель в Калифорнии для двухпутной железной дороги и девяти полос грузового автомобильного движения (три полосы в нижней и шесть в верхней части сечения). Рамная конструкция обделки тоннеля имеет сводчатое очертание вверху и прямые стены переменного сечения.

Обделка армирована жесткой арматурой по внешнему контуру и гибкой арматурой по внутреннему.

Примером двухъярусного городского автомобильного тоннеля может служить построенный в Париже (рис. III.6, б) тоннель, имеющий в каждом ярусе по четыре полосы движения для каждого направления.

На косогорных участках при одностороннем боковом горном давлении конструкции тоннельной обделки придают несимметричное очертание, обеспечивающее ее прочность и устойчивость в этих условиях.

Очевидно, что при проектировании обделок могут быть самые различные исходные условия, требующие большой творческой работы над разработкой конкретной конструкции и использования примеров эксплуатируемых тоннелей как вспомогательного материала.

Входную часть тоннелей обычно укрепляют специальными конструкциями — порталами (рис. III.7), которые представляют собой подпорную стену, поддерживающую лобовой откос и отводящую воду, а в прочных породах — лишь облицовывающую головное звено тоннельной обделки.

Материалом порталов служат бетон и каменная кладка из твердых и морозостойчивых пород, а в случаях значительных усилий, возникающих при сползании откоса, в особенности в сейсмических районах, — железобетон.

По архитектурным соображениям облицовку наружных частей порталов выполняют из штучных камней чистой тески или из циклопской кладки.

Для обеспечения от местных камнепадов торец портала должен выступать из горного массива не менее чем на 1,5 м от нижней бровки лобового откоса и иметь парапет высотой не менее 1 м над поверхностью засыпки портала.

В условиях оползневых явлений иногда портал выносят из массива на несколько колец обделки и сооружают, как правило, из железобетона.

Для размещения ремонтного оборудования и инвентаря предусматривают камеры размерами не менее $2,0 \times 2,5$ м в свету и глубиной в 2,0 м.

В некоторых существующих тоннелях камеры имеют большие размеры с учетом размещения аварийных автомобилей. Камеры располагают в шахматном порядке через 300 м, считая по одной стороне тоннеля.

§ 17. КОНСТРУКЦИИ СБОРНЫХ ОБДЕЛОК

Общие положения

В современном тоннелестроении распространены сборные обделки кругового поперечного сечения, позволяющие широко применять механизированные способы (щитовой и горный с раскрытием на все сечение) проходки тоннелей, при которых конструкция обделки состоит из взаимозаменяемых элементов заводского изготовления. В подводных тоннелях, т. е. в условиях гидростатического давления, круговое очертание обделки наиболее целесообразно, так как обеспечивает минимальные изгибающие моменты в конструкции.

Сборная обделка должна удовлетворять следующим требованиям. Материал конструкции должен быть достаточно прочным для восприятия временных и постоянных нагрузок, включая давление щитовых домкратов, а также водонепроницаемым и долговечным, химически стойким. Сборка обделки из отдельных элементов, поступающих к месту укладки в готовом виде, должна быть безопасной, простой и быстрой. Этим условиям удовлетворяют элементы сборной обделки из бетона, железобетона, чугуна и стали или из этих материалов в разных сочетаниях; находятся в стадии исследования новые материалы — армопластбетон и литые каменные.

Различают два вида сборных обделок: постоянные обделки, вступающие в работу в качестве несущей конструкции сразу после их сборки, и первичные, используемые для крепления выработки и требующие укладки вторичной обделки — внутренней; между внутренней и наружной помещают гидроизоляционный материал.

Вторичная обделка, в зависимости от ее конструктивных особенностей, может быть поддерживающей оболочкой для гидроизоляции или же основной несущей конструкцией, имеющей наружную гидроизоляцию, защищенную первичной обделкой.

Так как затраты на материал достигают 50% общей стоимости строительства, замена металла другими материалами имеет большое экономическое значение. Металлические обделки применяют редко, лишь в наиболее трудных геологических и гидрогеологических условиях.

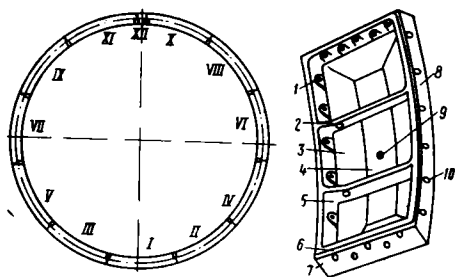
Обделка из чугунных и стальных тюбингов

Чугунная¹ обделка представляет собой цилиндрическую трубу, состоящую из последовательно собираемых и сболчиваемых колец одинакового типа и размера. Каждое кольцо состоит из сегментов, или тюбингов (рис. III.8), тоже сболчиваемых между собою. Один тюбинг — ключевой XII (марка «К») — имеет клиновидную форму, два смежных X и XI (марки «С») — переходную форму, а остальные I—IX (марки «Н») — нормальные, стандартной формы

¹ В особых случаях возможно применение модифицированного чугуна (МСЧ), обладающего повышенным сопротивлением растяжению, приближающегося по своим механическим качествам к стали.

Рис. III.8. Схема разбивки кольца обделки на тубинги (I—XII) и деталь конструкции (тубинг):

1 — бобышки у болтовых отверстий; 2 — отверстия для стяжек; 3 — утолщение оболочки; 4 — оболочка (спинка); 5 — ребра жесткости; 6 — фальц; 7 — продольный борт; 8 — поперечный борт; 9 — отверстия для нагнетания раствора; 10 — болтовые отверстия



и имеющие радиально направленные борты. Тубинг — готовое изделие, литое (см. рис. III.8) из чугуна марки СЧ-21-40, состоит из плиты-оболочки с цилиндрической поверхностью, направленной к породе, и четырех бортов, окаймляющих оболочку и обращенных внутрь тоннеля. Борты служат для взаимного соединения отдельных тубингов в кольцо и соединения целых колец между собою; кроме того, они придают оболочке и обделке необходимую жесткость.

Борта, соединяющие отдельные тубинги в кольцо, параллельные продольной оси тоннеля, имеют название продольных или радиальных, а перпендикулярные к оси тоннеля, соединяющие между собой кольцо, носят название поперечных или круговых. Все борты имеют одинаковую форму и размеры поперечного сечения; для лучшего взаимного примыкания и водонепроницаемости их наружные поверхности обрабатывают и снабжают фальцем.

В двух соприкасающихся тубингах эти фальцы образуют желобок, предназначенный для зачеканки стыков. Тубинги и кольца между собой скрепляют болтами.

Для обеспечения возможности соединения колец при любом их взаимном расположении болтовые отверстия в круговых бортах размещают с одинаковым шагом в один ряд; это обеспечивает взаимозаменяемость тубингов и перевязку продольных швов. В радиальных бортах при жестком соединении болты размещают в два ряда в шахматном порядке для предотвращения раскрытия швов внутрь или наружу кольца под действием изгибающих моментов переменного знака. С целью уменьшения величины изгибающих моментов при гибком соединении, в продольных стыках болты располагают в один ряд. Для обеспечения удобства и точности сборки кольца ключевой тубинг помещают в верхней части, а бортам этого тубинга придают не радиальное, а расходящееся внутрь направление. Соответственно расходятся и продольные борты смежных тубингов (рис. III.9).

Для лучшего восприятия давления щитовых домкратов внутри каждого тубинга (кроме ключевого) необходимы ребра жесткости.

В оболочке каждого тубинга (кроме ключевого) делают отверстие для нагнетания раствора за обделку. Это отверстие закрывают металлической пробкой на резьбе. Размер болтовых отверстий как в продольных, так и в поперечных бортах обычно превышает на 3—

4 мм диаметр болтов, что необходимо для облегчения сборки тьюбингов. Эти отверстия уплотняют специальными кольцевыми прокладками, помещенными в углубления конической формы; уплотнительные прокладки вдавливают металлическими шайбами сферической формы при завинчивании гаек болтов (см. рис. III.9).

При сооружении обделки тоннелей на криволинейных в плане и профиле участках трассы применяют клинообразные кольца тьюбингов, отличающиеся от обычных непараллельностью плоскостей поперечных бортов с углом отклонения около $25'$. В клинообразном кольце все тьюбинги имеют различные размеры, и поэтому они невзаимозаменяемы и требуют отличительной маркировки. Для той же цели вместо клинообразных колец применяют иногда металлические прокладки переменной толщины, укладываемые в кольцевых швах обычных тьюбингов; однако этот вариант имеет ряд недостатков (неточность, наличие дополнительного шва, неудобство постановки длинных болтов).

При проектировании конструкции тьюбингов необходимо удовлетворить целый ряд технико-экономических требований, направленных к получению обделки должной прочности и долговечности при минимальной стоимости. К таким требованиям относятся: уменьшение веса чугунной обделки; применение колец обделки переменной жесткости в соответствии с эпюрой изгибающих моментов в сечениях обделки, увеличение ширины тьюбинга, уменьшение количества болтовых отверстий, уменьшение длины швов и площади обрабатываемых бортов, а также затрат рабочего времени на сборку тьюбингов. Примером рационального решения тьюбинга при ширине кольца в 1 м служит трехреберный и более совершенный — облегченный (рис. III.10). Для тоннелей диаметром от 8 м и больше обычно применяют двухреберные тьюбинги шириной 0,6—0,8 м.

Обделка из стальных тьюбингов тоже находит применение в тоннельном строительстве. Она имеет ряд преимуществ перед чугунной:

1) сталь — материал, одинаково хорошо работающий на сжатие и растяжение, поэтому стальные тьюбинги имеют меньшее сечение при равной прочности с чугунными;

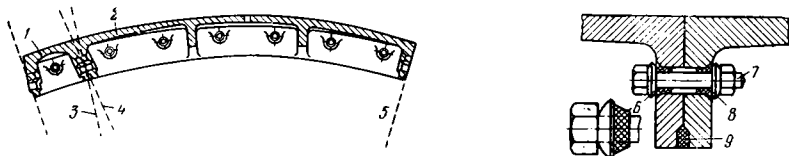


Рис. III.9. Примыкание смежного и ключевого тьюбингов и деталь болтового стыка тьюбингов (кроме ключевого):

1 — ключевой тьюбинг; 2 — смежный тьюбинг; 3 — радиальное направление; 4 — направление общего стыка продольных бортов; 5 — радиальное направление продольного борта; 6 — битумная коническая шайба; 7 — болт; 8 — стальная сферическая шайба; 9 — чеканочный желобок

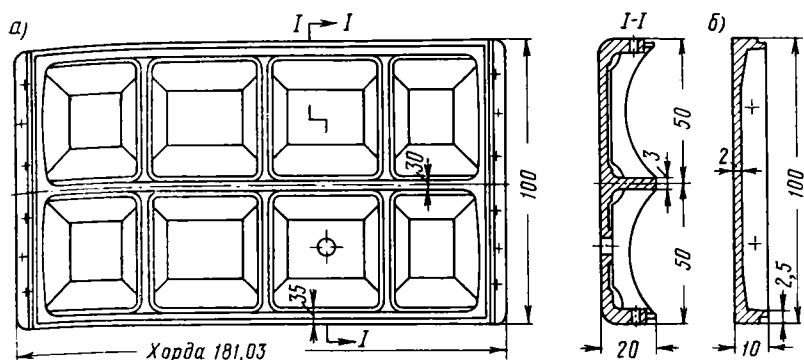


Рис. III.10. Тюбинги:
а — трехреберный; б — облегченного типа (разрез)

2) вес стальной обделки может быть значительно меньшим (в 2 и 2,5 раза) и, следовательно, размеры тюбингов могут быть укрупнены, а темпы укладки обделки увеличены;

3) прочность и водонепроницаемость стальной обделки могут быть увеличены сваркой стыков обделки.

Основной недостаток стальной обделки — плохое сопротивление ржавлению. Этот недостаток может быть устранен применением специальных, стойких против ржавления покрытий (например, оцинкованием) или применением нержавеющей стали (это значительно удорожает обделку). Высокая стоимость и известная дефицитность стали — основные причины редкого применения стальных обделок. Стальная обделка может быть выполнена как из литых, подобных чугуном, так и из штампованных тюбингов, а также изготовленных из сортовой прокатной стали.

Область возможного применения стальных обделок — подводные тоннели. Такие обделки используют как первичные в комбинированных конструкциях.

Обделка из железобетонных тюбингов и блоков

При проходке тоннелей в неводоносных породах применяют обделку из железобетонных тюбингов, которая подобна чугунной как по форме, так и по принципу сборки. Такая обделка с шириной кольца от 0,6 до 1 м имеет в своем составе определенное число нормальных тюбингов, два смежных и один ключевой, сболчиваемых при сборке.

Пример тюбинга, примененного московским Метростроем, приведен на рис. III.11. Рабочая арматура его стальная круглая диаметром 20—25 мм, бетон высокопрочный с расходом цемента 400—450 кг/м³. Для обеспечения точных проектных размеров тюбингов и высокой плотности бетона необходимы металлические (чугунные

По характеру стыков в продольных швах блоки могут быть:

1) с постоянными связями, обеспечивающими соединение блоков при помощи выпусков петлевой арматуры;

2) с временными болтовыми связями;

3) с временной поддерживающей металлической сборно-разборной обоймой;

4) с постоянными связями, обеспечивающими взаимное заклинивание отдельных блоков и целых колец. Последнее обеспечивают благодаря приданию блокам особой формы.

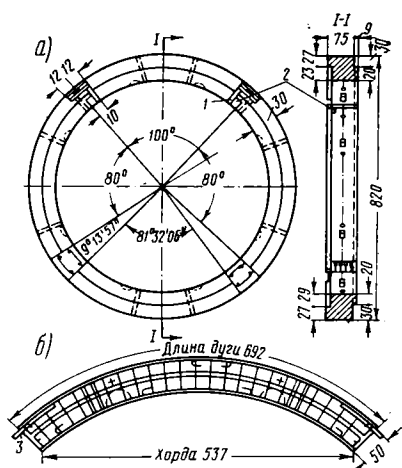


Рис. III.12. Сборная обделка из железобетонных блоков со стыками с петлевой арматурой:

1 — прокладка; 2 — паз для фиксатора;
3 — выпуск арматуры для стыкования

Рассмотрим сборную железобетонную обделку из крупных блоков со стыками с петлевой арматурой, приведенную на рис. III.12, а. Обделка наружным диаметром 8,2 м из колец шириной 0,75 м имеет в сечении четыре блока — верхний, два боковых и нижний — длиной от 5,2 до 6,0 м. Жесткость конструкции обделки обеспечена применением крупных блоков с выпущенной в стыках арматурой, минимальным числом стыков и соединением смежных колец четверть.

Жесткий стык между блоками осуществлен соединением и расклинкой выпусков арматуры (рис. III.12, б) с последующим омоноличиванием бетоном на глиноземистом цементе. Подобная конструкция кольца и стыков недеформативна и вступает в работу на восприятие полного горного давления непосредственно за оболочкой щита. Обделку собирают сверху вниз с применением специального приспособления (см. § 39).

Обделка из крупных железобетонных блоков с временными болтовыми связями по продольным и кольцевым швам представлена на рис. III.13, с. Штыки блоков в верхней половине кольца расположены в местах наименьших изгибающих моментов. Монтажные соединения выполнены при помощи стальных пластинок, приваренных к каркасу арматуры блоков. Кольцо диаметром 6 м состоит из пяти блоков. Наибольшая длина блока — 3,8 м и вес — 2,2 т. Общий вес металла на 1 пог. м обделки — 1,45 т. Недостатки такой конструкции обделки — некоторое ослабление сечения выемками для сблочивания (что снижает прочность и увеличивает водопроницаемость),

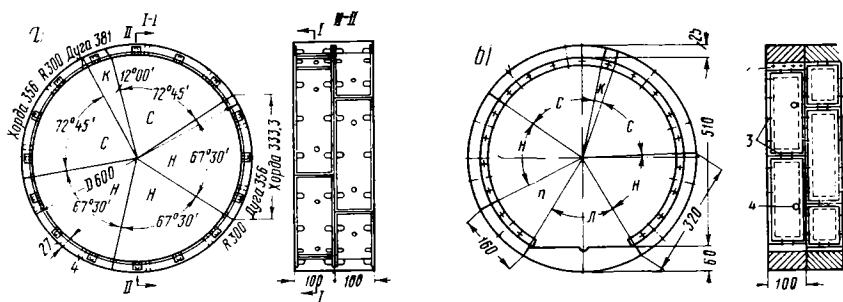


Рис. III.13. Обделка из железобетонных блоков:

a — с временными болтовыми связями; *б* — с внутренней поддерживающей облоймой;

1 — отверстие для крепления обоймы; 2 — обойма из уголков; 3 — монтажные болты; 4 — отверстие для нагнетания раствора за обделку.

Блоки: H — нормальный; C — смежный; K — ключевой; P — половинный; L — лотковый

затруднения при постановке болтов и необходимость последующей заделки выемок.

Обделка из блоков с временной поддерживающей металлической конструкцией в виде кружальных ферм или сборно-разборных обойм вступает в работу после твердения нагнетенного раствора и может быть освобождена от поддерживающих устройств. Кольцо такой обделки (рис. III.13, б) толщиной 25 см состоит из шести основных блоков и одного замкового. С внутренней стороны по периметру каждого блока прикреплена рамка из стальных уголков, образующих фланцы, через которые пропущены монтажные болты. Такие рамки снимают после затвердения раствора, нагнетаемого за обделку, и используют как инвентарные.

Блоки с постоянными стыками, обеспечивающими взаимное заклинивание, могут быть рассмотрены на примере осуществленной обделки тоннеля диаметром 6 м на опытном участке (рис. III.14). Обделка состоит из шести блоков одного типа в виде восьмерки со скошенными торцовыми бортами. Такая конструкция обеспечивает заклинку блоков и перевязку швов. Особенность этой обделки — ее геометрическая неизменяемость и необходимость высокого качества изготовления блоков в жестких металлических формах. Вес блока — 2,2 т. Для сборки применяют блокоукладчик и вспомогательные поддерживающие конструкции.

Приведенные сборные железобетонные обделки четырех типов стыкования следует рассматривать лишь как примеры возможных решений исключительно важной проблемы — замены металла в тоннелестроении.

Для придания железобетонной обделке свойств водонепроницаемости и долговечности применяют: высокопрочные, кислотостойкие бетоны, специальную технологию изготовления и уплотнения блоков, гидроизоляция швов, нагнетание цементного раствора в швы и за обделку, а также специальные поверхностные покрытия блоков

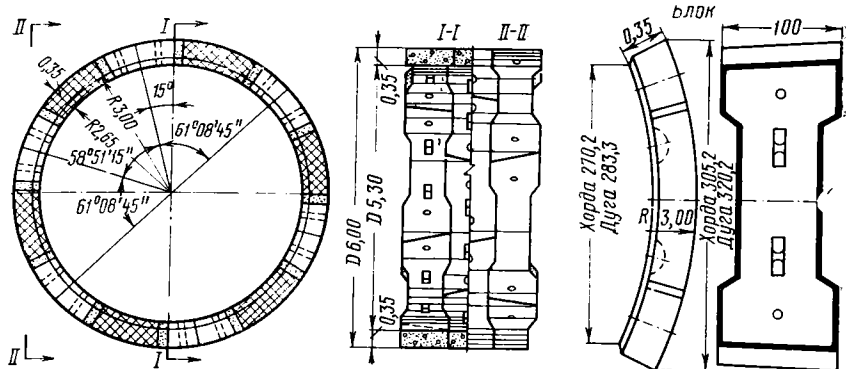


Рис. III.14. Обделка из фигурных блоков и конструкция блока

и мероприятия по защите арматуры от коррозии¹. В данное время по этим вопросам ведется научно-исследовательская работа.

В случае применения неармированных блоков вес одного блока принимают до 1,5 т в зависимости от конкретных размеров поперечного сечения тоннеля и средств по механической укладке. Конструкция и форма бетонных блоков могут быть весьма разнообразными, например:

1) пустотелые блоки для кругового и подковообразного поперечных сечений;

2) блоки сотовой (шестигранной) формы для кругового поперечного сечения, обеспечивающие пространственную жесткость обделки, а также полную перевязку и гидроизоляцию всех швов;

3) блоки трапециевидной формы, также обеспечивающие повышенную против обычной жесткость обделки, и т. п.

Такие же блоки могут быть выполнены из искусственных (плавленных) камней и керамики.

Особенности предварительно напряженной обделки

Предварительно напряженные сборные обделки впервые были применены при строительстве напорных гидротехнических тоннелей. Их главное назначение сводилось к повышению работоспособности обделки на внутреннее давление воды, так как при предварительном напряжении (сжатие) в обделке не происходит раскрытия стыков и образования трещин, благодаря чему достигается водонепроницаемость обделки.

Предварительным напряжением сборных обделок транспортных тоннелей можно устранить ряд затруднений, связанных с возведе-

¹ Временные технические условия на изготовление опытной партии водонепроницаемых блоков для обделки тоннелей метрополитенов (ВТУ 14-55, Минтрансстрой).

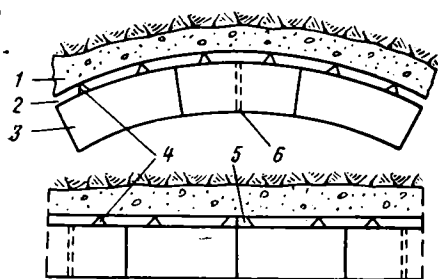


Рис. III.15. Блоки с наружными ребрами и шипами:

1 — выравнивающий слой бетона; 2 — кольцевой зазор; 3 — бетонные блоки; 4 — шипы; 5 — торцовое ребро; 6 — отверстие для нагнетания раствора

нием водонепроницаемой обделки рациональной конструкции. К числу положительных факторов предварительного напряжения могут быть отнесены следующие:

1) принудительное закрытие начальных зазоров в продольных стыках;

2) уплотнение гидроизоляции в продольных стыках благодаря ее защемлению между торцами элементов обделки;

3) геометрическая неизменяемость обделки в монтажный период;

4) предохранение обделки от трещин растяжения;

5) снижение расхода бетона и арматурной стали.

Большое разнообразие гидрогеологических условий заложения тоннелей предопределили значительное разнообразие конструктивных решений обделок и способов предварительного напряжения.

Первоначальный способ предварительного напряжения тоннельных обделок основан на принципе обжатия обделки при помощи нагнетаемого за обделку раствора. При этом способе применяют комбинированную обделку: наружную — бетонную, а внутреннюю — сборную железобетонную. Назначение наружной — выравнивать и уплотнять поверхность выработки с целью создания полости правильной цилиндрической формы. Внутренняя сборная железобетонная обделка несколько меньшего диаметра, с наружными ребрами и шипами, обеспечивающими опирание на монолитную бетонную обделку (рис. III.15). Высота ребер и шипов должна быть такой, чтобы обеспечивался зазор между наружной и внутренней обделками в 3 см. Через отверстия в блоках в этот кольцевой зазор нагнетают цементный раствор под давлением до 13 атм.

Сжимающие напряжения, возникающие вследствие обжатия обделки, могут быть определены из выражения

$$\sigma = q \frac{R}{h}, \quad (\text{III.1})$$

где σ — сжимающие напряжения, кг/см^2 ;
 q — давление нагнетаемого раствора, кг/см^2 ;
 R — наружный радиус обделки, см;
 h — толщина обделки, см.

Произведенными экспериментальными испытаниями доказана принципиальная возможность применения этого способа предварительного напряжения обделки. Его обнаруженные при этом некоторые недостатки: вероятность уменьшения давления раствора на об-

делку в период твердения вследствие усадки, а также и утечки, которые могут приводить к неравномерному давлению по контуру отделки. Утечки могут быть в зазорах между блоками, трещинах в монолитной отделке, неплотностях в кольцевом зазоре. Потери предварительного обжатия отделки вызываются, кроме усадки раствора, усадкой и ползучестью бетона наружной отделки и породы. Очевидно, что в каждом конкретном случае потери будут различными и требующими экспериментальной проверки.

Достоинство этого способа предварительного напряжения отделки — отсутствие дополнительных затрат металла; главный недостаток — необходимость применения наружной облицовки из монолитного бетона.

Другой способ создания предварительного напряжения в отделке основан на применении стальных обручей и домкратов. В этом случае отделку (рис. III.16, а) формируют из обычных прямоугольных блоков 1; по наружной поверхности она имеет обруч 2 из полосы нержавеющей стали, рассчитанный на восприятие силы (нормальной) предварительного напряжения. Гидравлические домкраты 4 для натяжения обручей помещают в окна между блоками каждого кольца, предусмотренные в отделке на уровне горизонтального диаметра.

Такую отделку применяют при щитовой проходке. Последовательность работ (см. рис. III.16, а):

1) установка обручей 2 внутри оболочки щита (из двух частей с замком сверху и снизу);

2) укладка блоков 1 внутри обручей (эректором) с поджатием щитовыми домкратами и одновременной установкой двух гидравлических домкратов 4 (грузоподъемностью по 50 т) в окна отделки;

3) натяжение обручей 2 (после замыкания кольца) гидравлическими домкратами, обжимающими отделку;

4) установка блоков-вкладышей 3 с обеих сторон каждого домкрата;

5) передача давления на вкладыши, удаление домкратов и омоноличивание остающихся гнезд;

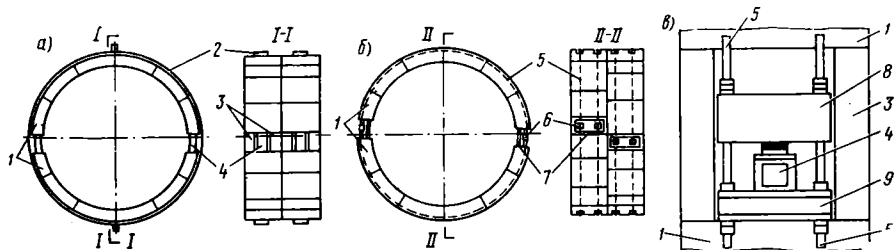


Рис. III.16. Сборная предварительно напрягаемая отделка:

1 — бетонный блок отделки; 2 — стальной обруч; 3 — блок-вкладыш; 4 — гидравлический домкрат; 5 — бандаж; 6 — стяжные муфты; 7 — стальные рамки; 8 — траверса; 9 — стальная плита

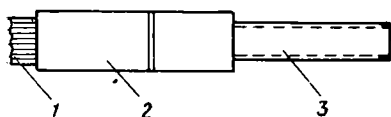


Рис. III.17. Анкер пучковой арматуры:

1 — пучковая арматура; 2 — анкер; 3 — хвостовик с нарезкой

6) чеканка швов цементной замазкой;

7) торкретирование внутренней поверхности обделки по металлической сетке.

Такая обделка может быть применена для сооружения щитовым способом городских тоннелей в неблагоприятных гидрогеологических условиях.

Недостатки обделки с наружными обручами:

некоторое искажение круговой формы обделки вследствие поворота блоков под действием усилий домкратов;

необходимость омоноличивания окон без обжатия и с избыточным обжатием блоков-вкладышей вследствие некоторой потери ими напряжения при передаче давлений с домкратов;

сложность изготовления и установки стальных обручей;

большая трудоемкость операций по монтажу обручей, установке и извлечению домкратов, замене их вкладышами и омоноличиванию окон:

большие затраты полосовой стали на изготовление обручей в сравнении с обручами из высокопрочной проволоки.

Искусственное натяжение бандажей можно создать другим способом — стягиванием блоков к центру кольца обделки (а не их взаимным расширением) при помощи стяжных муфт (рис. III.16, б) или гидравлических домкратов (рис. III.16, в). Конструкция обделки состоит (см. рис. III.16, б) из взаимозаменяемых бетонных блоков *I* прямоугольного сечения шириной 100 см. На внешней поверхности блоков предусмотрены пазы для бандажей глубиной 2—3 см и шириной 5—10 см. Каждый бандаж состоит из двух полуколец, соединяемых и стягиваемых на уровне горизонтального диаметра через оставленные в обделке для этой цели пазы (окна). Бандаж представляет собой пучок арматуры из высокопрочной проволоки с анкером на конце (рис. III.17). В пределах каждого кольца обделки помещают два бандаж из пучковой арматуры, защищаемых от влияния коррозии оболочкой из стального листа, заполняемой после окончания натяжения цементным тестом.

Последовательность работ по монтажу такой обделки аналогична обычной для неармированных блоков, но с предварительной постановкой средств для обжатия обделки (бандажей, муфтовых соединений). Бандажи можно натягивать двояким способом: или только муфтами или муфтами (предварительное натяжение) и гидравлическими домкратами (окончательное натяжение) для обеспечения равномерного распределения напряжений в стыках обделки.

К достоинствам предварительно напряженной сборной обделки может быть отнесена возможность ее применения при проходе без щита, а также известная экономия в металле благодаря применению высокопрочной пучковой арматуры; к недостаткам — ограни-

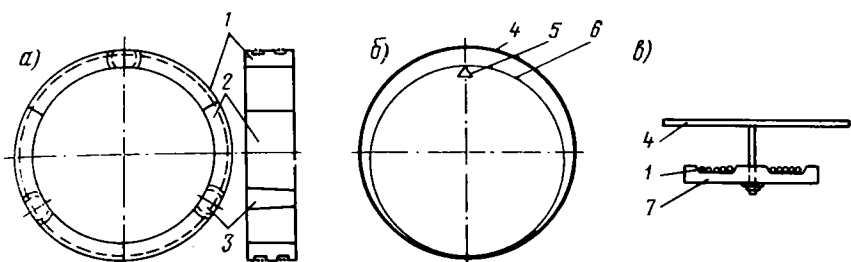


Рис. III.18. Сборная обделка с наружными обручами из высокопрочной проволоки, напрягаемыми при вдавливании клиновидных блоков:

1 — наружные обручи из высокопрочной проволоки; 2 — нормальный блок; 3 — клиновидный блок; 4 — оболочка щита; 5 — место подвеса; 6 — обруч; 7 — швеллер

ченность величины натяжения при использовании муфт, необходимость оставления в теле обделки закладных металлических элементов — рамок и опор (в случае применения домкратов), и ослабление блоков окнами, необходимыми для доступа к муфтам.

При щитовой проходке для предварительного напряжения обделки рационально использовать усилия щитовых домкратов. В этом отношении заслуживает внимания обделка с наружными обручами из высокопрочной проволоки, напрягаемой при помощи вдавливания клиновидных блоков. Конструкция обделки (рис. III. 18, а) состоит из трех клиновидных и шести однотипных блоков шириной 100 см, имеющих каждый с одной стороны плоский торец, а с другой — вогнутый и скошенный в соответствии с уклоном продольного торца смежных клиновидных блоков. Обручи из высокопрочной проволоки при диаметре ее 5 мм и прочности $R_p = 17\,000 \text{ кг/см}^2$ состоят из 25 витков, а при диаметре 4 мм и $R_p = 15\,000 \text{ кг/см}^2$ из 45 витков. Размещают их по внешней поверхности блоков в канавках-пазах.

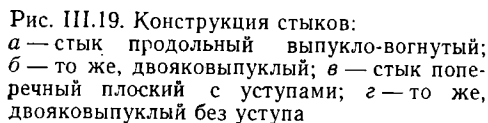
Монтаж обделки состоит из следующих операций:

1) установка и закрепление обручей внутри оболочки щита (рис. III.18, б) таким образом, что нижняя часть обручей располагается непосредственно на оболочке, а верхнюю подвешивают на специальные кронштейны (рис. III.18, в);

2) укладка блоков с удалением поддерживающих кронштейнов. Торцы блоков промазывают для уменьшения сил трения гидроизмастом;

3) вдавливание клиновых блоков домкратами щита при его передвижении и тем самым натяжение наружных обручей.

Главное достоинство этого способа — более качественное обжатие начальных зазоров, а также отсутствие каких-либо пазов-окон, ослабляющих обделку. К недостаткам относятся: поворот клиновидных блоков при их вдавливании, повреждение бетона в торцах блоков, сравнительная многodelьность по монтажу и напряжению обделки.



Создаваемое таким образом предварительное обжатие обделки напрягает систему «обделка — порода», позволяет задавать определенный режим работы конструкции и управлять действующими на нее нагрузками.

Конструкции обжатых обделок могут быть бетонными, железобетонными и чугунными с шарнирными соединениями в продольных стыках. Продольные стыки могут быть (рис. III.19) цилиндрическими, выпукло-вогнутыми и двояковыпуклыми, а поперечные — плоскими с уступами или двояковыпуклыми. Чугунные обжатые обделки также имеют шарнирные продольные стыки (рис. III.20) выпукло-вогнутой формы. После обжатия кольца гидравлическими

Сущность обделки, обжатой в породе, в том, что при монтаже ее плотно прижимают к контуру выработки без оставления за обделкой каких-либо пустот. При этом в обделке возникают сжимающие усилия, обеспечивающие рациональную работу материала обделки (на сжатие), а величину и распределение контурных давлений можно регулировать искусственно.



Рис. III.20. Элементы шарнирной чугунной обделки:
1 — шарнирные соединения (обработанные); 2 — ребра жесткости; 3 — ниши для домкратов; 4 — шарнирные чугунные вкладыши; 5 — чугунные клинья

Рис. III.21. Приспособления для создания предварительного напряжения обделки:

а — клиновидные блоки;
б — двухклиновое устройство;

1 — контур выработки; 2 — смежный блок; 3 — клиновидный блок; 4 — направление движения щита; 5 — двойной клин

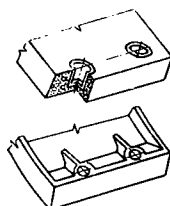
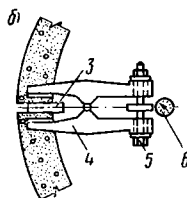
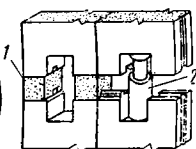
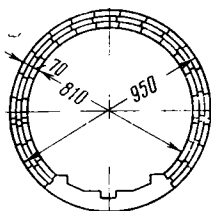
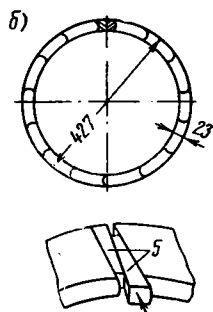
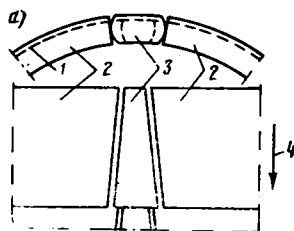


Рис. III.22. Расположение в обделке:

а — гидравлических домкратов; б — рычажных устройств;

1 — жесткий бетон; 2 — гидравлический домкрат; 3 — широкий клин; 4 — распорные лапы; 5 — болт со сферическими шайбами; 6 — динамометр

домкратами вставляют в зазор между лотковым и боковыми тубингами шарнирные чугунные вкладыши и клинья.

Применение обжатых обделок рационально в таких породах, в которых может быть создан ровный контур выработки, что возможно лишь при механизированном способе проходки. Этим условиям вполне удовлетворяют глины и слабые скальные породы, допускающие оставление незакрепленной выработки в течение обжатия кольца обделки за пределами оболочки щита, а при необходимости и в период монтажа. Элементы нижней половины кольца обделки укладывают непосредственно на контур выработки, применяя поддерживающие устройства в верхней части, и после замыкания кольца немедленно обжимают в породу при помощи клиновых устройств или домкратов.

В случае применения одного или нескольких клиновидных блоков (рис. III.21, а) им придают вначале смещенное из плоскости кольца в сторону щита положение. Нажатием щитовыми домкратами эти блоки полностью входят в пределы кольца с центрирован-

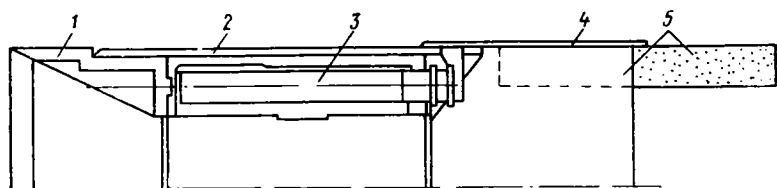


Рис. III.23. Устройство для обжатия обделок в песчаную среду

ными усилиями в стыках и создают его обжатие в породе. Видоизмененным вариантом такого обжатия служит двухклиновое устройство, помещаемое в замковой части бетонной обделки (рис. III.21, б). При этом способе обжатия возникают значительные силы трения обделки по породе, приводящие к неравномерности напряжений обделки.

Для уменьшения сил трения применяют смазочные материалы, наносимые на внешнюю поверхность элементов обделки и в стыки (например, латексбитуминозную эмульсию).

При одном клиновом элементе работы по монтажу могут быть значительно упрощены и эффективность обжатия всего кольца будет достаточной¹.

Обжатие обделки в породе может быть создано гидравлическими домкратами (рис. III.22, а), устанавливаемыми на уровне горизонтального диаметра в специальных окнах-пазах между блоками. В этом случае по окончании обжатия зазор между торцами блоков замоляют жесткой бетонной смесью, после твердения которой домкраты убирают, а пазы бетонируют. Недостатки такого способа — сложность конфигурации блоков, ослабление обделки окнами-пазами и необходимость их омоноличивания. Для устранения этих недостатков можно применять распорное устройство² рычажного типа (рис. III.22, б), вынесенное из контура обделки. Фиксацию блоков в раздвинутом положении осуществляют широкими клиньями.

Для возведения обжатой обделки в песчаной среде можно использовать клиновое устройство в замковой части обделки при двух способах монтажа. Первый — когда обделку собирают внутри щита, а обжимают в породе за ее пределами при передвижении щита; частично осыпавшийся песок будет прижат обделкой к контуру выработки. Второй способ³ (рис. III.23) требует реконструкции оболочки 2 щита 1. Листы оболочки должны быть выдвижными на ширину кольца обделки 5 в верхней его части и укороченными в

¹ Это положение доказано теоретико-экспериментальными исследованиями кафедры «Тоннели и метрополитены» МИИТа в 1966—1969 гг.

² Предложение О. Ю. Антонова (1962 г.).

³ Предложение В. П. Волкова. Авторское свидетельство № 213915 от 16 апреля 1966 г.

лотке, а их разбивка на элементы должна соответствовать схеме расположения блоков в обделке. В свод инжектируют вяжущее.

Вначале укладывают нижний блок непосредственно на породу. Затем последовательно отодвигают щитовыми домкратами 3 листа оболочки с одновременной немедленной установкой и поддержкой соответствующих блоков. Верхняя часть над клиновым вкладышем при этом перекрыта двумя тонкими и узкими полулистами 4, прикрепленными к смежным элементам оболочки. Обделке придают напряженное состояние вдавливанием верхнего клина. Таким образом, обделку собирают в проектное положение с соблюдением непосредственного контакта с породой каждого устанавливаемого блока.

Особенности обделок подводных тоннелей

При конструировании обделок подводных автодорожных тоннелей необходимо учитывать ряд особенностей, обуславливаемых состоянием среды (плывун, ил), а также большой протяженностью тоннелей. Совершенно обязательно применение замкнутого контура поперечного сечения кругового очертания, наиболее эффективно работающего на восприятие всестороннего сжатия. Исключением являются многополосные подводные тоннели, сооружаемые способом опускных секций прямоугольного очертания (см. § 47).

Материалом для обделок таких тоннелей обычно служит чугун и сталь, позволяющие наиболее качественно обеспечить водонепроницаемость конструкции чеканкой (чугун) или сваркой швов (сталь) обделки.

Рассмотрим основные особенности обделки на примере, показанном на рис. III.24.

Обделка из чугунных тубингов имеет внутреннее бетонное заполнение, сделанное с целью выравнивания внутренней поверхности и увеличения собственного веса конструкции для предотвращения всплытия обделки тоннеля в илистых породах.

Поперечное сечение подводных тоннелей благодаря размещению приточного и вытяжного воздушных каналов за пределами транспортной зоны используется лучше, чем в горных тоннелях. В равной степени рациональному использованию внутреннего пространства способствует помещение за пределами габаритов

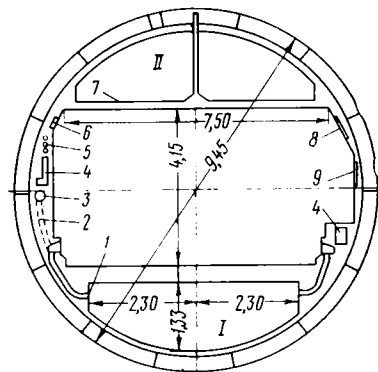


Рис. III.24. Конструкция обделки подводного тоннеля для двухполосного автомобильного движения: I — приточный канал; II — вытяжной канал;

1 — отверстие для впуска воздуха; 2 — водоотвод из канала I; 3 — водопровод; 4 — кабели высокого напряжения; 5 — кабели низкого напряжения; 6 — осветительные устройства; 7 — отверстия для выпуска воздуха; 8 — сигнальное устройство; 9 — реле

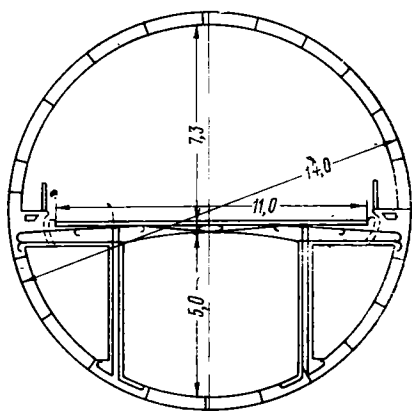


Рис. III.25. Схема обделки четырехполосного подводного тоннеля

целого ряда устройств, необходимых для нормальной эксплуатации тоннеля, как-то: электрокабелей высокого и низкого напряжения, осветительной и сигнализационной систем, водопровода и т. п. Эти устройства обычно помещают в бетонные пустотелые блоки, монтируемые в боковых частях тоннеля, а также под пешеходными тротуарами. Наиболее характерная особенность конструкции подводных тоннелей — повышенное расположение проезжей части и наличие систем вентиляционных соединительных каналов, связывающих транспортную зону с приточной и вытяжной.

Для отделения вытяжных каналов от транспортной зоны устраивают легкие подвесные железобетонные конструкции — зонты, прикрепляемые к несущей части обделки. Такие зонты работают на собственный вес и воздушный напор. Их также проверяют на подвижную нагрузку (вес человека), возникающую при ремонтных работах.

С целью придания конструкции подводного тоннеля продольной жесткости иногда применяют дополнительные устройства в виде металлических или железобетонных балок, помещаемых под проезжей частью или в составе последней.

Вторым примером конструкции подводного тоннеля может служить обделка, представленная на рис. III.25, где показано сечение четырехполосного тоннеля (Англия) с проезжей частью, помещенной почти на уровне его горизонтальной оси. Нижняя часть предусмотрена для перспективного развития движения транспорта и специальных целей.

§ 18. КОНСТРУКЦИИ ТОННЕЛЕЙ, ВОЗВОДИМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Монолитные конструкции

Тоннели мелкого заложения, применяемые главным образом на городских магистралях и на развязках в разных уровнях уличных пересечений и дорог, обычно сооружают так называемым открытым способом. Конструкция таких тоннелей состоит из перекрытия, боковых стен и лотка-фундамента. В большинстве случаев перекрытие осуществляют плоским и значительно реже — сводчатым.

Сводчатое железобетонное перекрытие дает экономичное решение для широких тоннелей; его принимают при глубине заложения

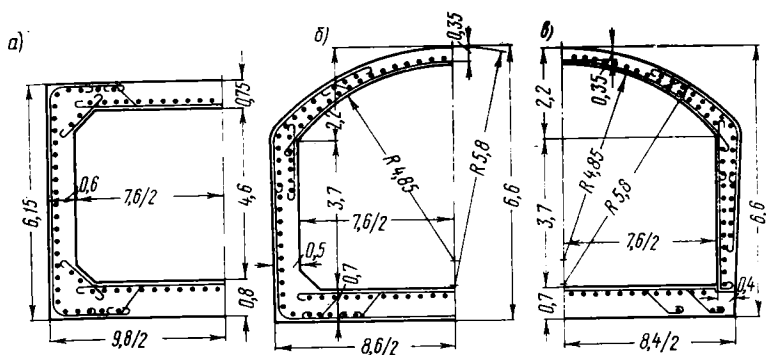


Рис. III.26. Конструкции тоннеля в виде железобетонной рамы

верха тоннеля более 5 м и отсутствии над ним сооружений городского подземного хозяйства (водопровод, нефтепровод, газопровод, теплотесь, коллекторы, кабельная сеть и т. п.).

Очертание граней боковых стен выполняют, как правило, вертикальным.

Лоток-фундамент в основании тоннеля служит средством защиты гидроизоляции от прорыва ее гидростатическим давлением, а также местом расположения проезжей части и водоотводных сооружений. При расположении тоннеля в грунтах средней плотности лоток способствует снижению величины максимального напряжения на основание сооружения. В условиях значительного гидростатического давления лотку придают сводчатое очертание.

Конструкции тоннелей мелкого заложения возводят из следующих строительных материалов: перекрытие — из железобетона и металла (стальные прогоны в сочетании с бетонными столбиками); стены — из бетона и железобетона; лоток — из бетона и железобетона. Железобетонные и металлические конструкции обеспечивают минимальный расход основных материалов и значительное сокращение размеров котлованов.

Конструкция тоннеля в виде замкнутой сплошной железобетонной рамы с прямолинейными элементами (рис. III.26, а) имеет значительные технико-экономические преимущества по сравнению с конструкцией, состоящей из отдельных элементов — стен, лотка и перекрытия. Эти преимущества существенны при одноярусном креплении тоннелей, возводимых в слабых породах, с углом внутреннего трения, меньшим 30° , и при значительном гидростатическом давлении. В частности, благодаря жесткости нижних узлов рамы значительно уменьшаются максимальные напряжения на грунт. Расход бетона может быть уменьшен в рамных конструкциях на 15—20% при соответственном уменьшении ширины котлована и, следовательно, сокращения и объема земляных работ и укорочении элементов поперечного крепления.

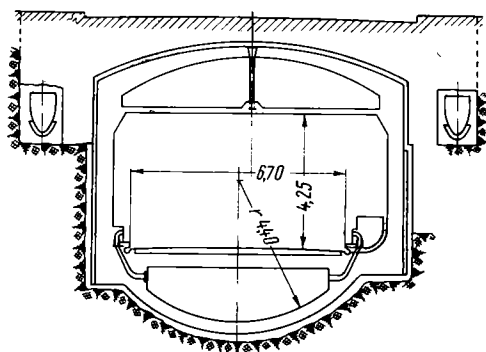


Рис. III.27. Конструкция городского тоннеля в Нью-Йорке

шее соответствующего уменьшения высоты засыпки. В результате для устройства сводчатого перекрытия тоннеля, возводимого в черте города, обычно требуется перекладка городских подземных сооружений или изменение трассы тоннеля.

В качестве возможного решения конструкции может быть применена железобетонная рама с криволинейным ригелем, но не связанная арматурой с железобетонным плоским лотком (рис. III.26, в — правая часть), что дает некоторую экономию в бетоне.

В качестве примера зарубежной конструкции тоннеля, сооруженного открытым способом, может служить тоннель в Нью-Йорке (рис. III.27), имеющий замкнутую железобетонную конструкцию с обратным сводом, расположенным на 12 м ниже поверхности. Наружная гидроизоляция выполнена из трехслойной битуминизированной плотной ткани.

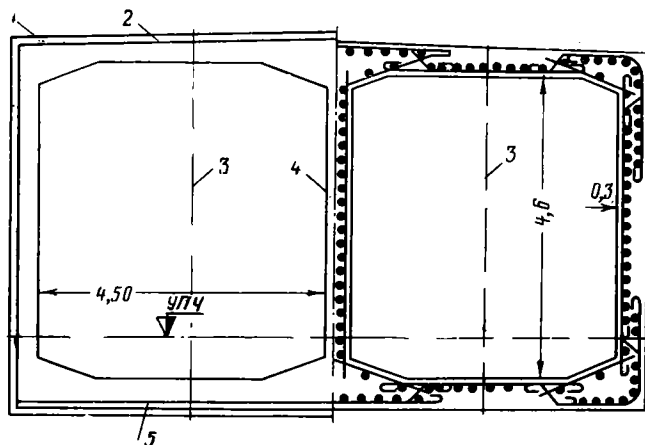


Рис. III.28. Конструкция тоннеля в виде железобетонной рамы со средней стенкой:

- 1 — защитный слой;
- 2 — изоляция;
- 3 — ось проезжей части;
- 4 — опора-стенка;
- 5 — слой бетона

В целях большей экономии бетона и арматуры, а также для обеспечения раздельного движения (в каждом направлении) автомобилей находят применение конструкции в виде сплошной двухпролетной железобетонной рамы, имеющей промежуточную железобетонную опору-стенку (рис. III.28). Для служебного персонала в средней стенке предусматривают проемы высотой 2,0 м и шириной 1,2—1,5 м. Некоторое увеличение объема земляных работ, получаемое в результате уширения котлована для данной конструкции тоннеля против однопролетного решения, с избытком компенсируется экономией на основных строительных материалах.

При больших поперечных сечениях тоннелей, рассчитанных на многополосное движение (например, на пересечениях автомагистралей), находят применение замкнутые многопролетные ребристые рамы. В отличие от тоннелей глубокого заложения в рассмотренных конструкциях необходимо обеспечить возможность перемещения их от температурных и осадочных деформаций. Для этой цели через каждые 40—60 м устраивают поперечные осадочные швы (рис. III.29). Их обычно выполняют для стен и лотка одним сквозным швом, а для перекрытия — двумя.

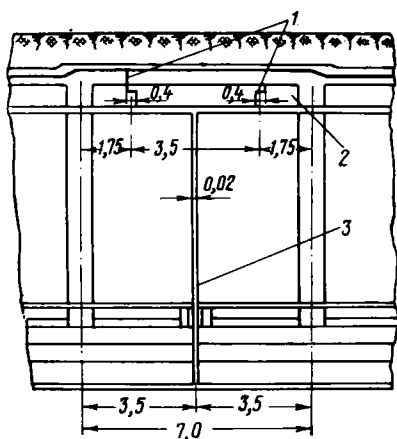


Рис. III.29. Конструкция осадочных швов:

1 — шов перекрытия; 2 — балка-вкладыш; 3 — осадочный шов

Сборные конструкции

Конструкции тоннелей, сооружаемых открытым способом, целесообразно возводить сборными из отдельных элементов. Такие конструкции применяют для перекрытий, прогонов, стен, башмаков и т. п. Сборные конструкции обладают рядом преимуществ перед монолитными:

- 1) сокращение сроков работ;
- 2) непрерывность работ;
- 3) полная механизация всего строительного процесса;
- 4) сокращение расхода лесоматериалов;
- 5) сокращение количества рабочей силы;
- 6) повышение качества конструкции, монтируемой из элементов заводского изготовления.

Наибольшего эффекта можно достичь при сжатых сроках монтажа перекрытия для пропуска по нему городского транспорта.

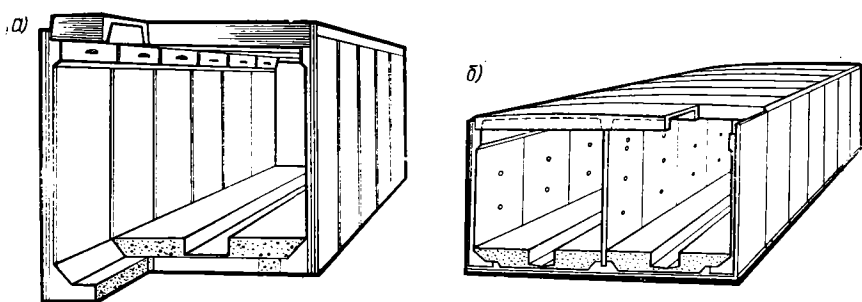


Рис. III.30. Железобетонные тоннели из сборных секций

Сборные конструкции могут быть однопролетными и многопролетными. Весьма рационально применение железобетонных балок с предварительно напряженной арматурой; мощное сечение балок различных типов позволяет применять их при значительных нагрузках на сооружение.

Городские транспортные однополосные и двухполосные железобетонные тоннели мелкого заложения сооружают из крупных элементов заводского изготовления. По длине конструкции обычно монтируют из секций длиной 1,5 м. Каждую однополосную секцию собирают из четырех элементов трех типов — перекрытия, стен и лотка (рис. III.30, а). В соответствии с требуемой несущей способностью подбирают арматурный каркас при неизменных размерах и форме элементов каждого типа. Элементы перекрытия представляют собой ребристые железобетонные блоки; стеновые элементы в виде L-образных плит, имеющих в верхней части утолщение для создания опоры блокам перекрытия и внизу — развитую пяту с выпусками арматуры; нижний блок имеет форму плоской плиты длиной 3,0 м также с выпусками арматуры.

После омоноличивания стыков сборная конструкция образует жесткую незамкнутую раму, имеющую ребристое перекрытие. Каждая двухполосная секция представляет собой двухпролетную раму, составленную из тех же железобетонных плоских и ребристых элементов заводского изготовления, что и для однополосных тоннелей. В отличие от последних введена средняя разделительная стенка длиной 3,0 м, перекрывающая две секции стеновых блоков. Каждую двухполосную секцию собирают из восьми элементов пяти типов — перекрытия, средней и боковых стен, лотка и опорной пяты (рис. III.30, б). Наружные размеры сечения секции $5,6 \times 10,3$ м, вес секции 19,5 т/пог. м с наибольшим весом элементов до 5 т. Элементы перекрытий и лотка соседних секций соединяют впритык с заполнением шва цементным раствором и последующей чеканкой (то и другое на базе расширяющегося цемента). Вертикальные стены соединяют при помощи шпонки, создаваемой нагнетанием цемент-

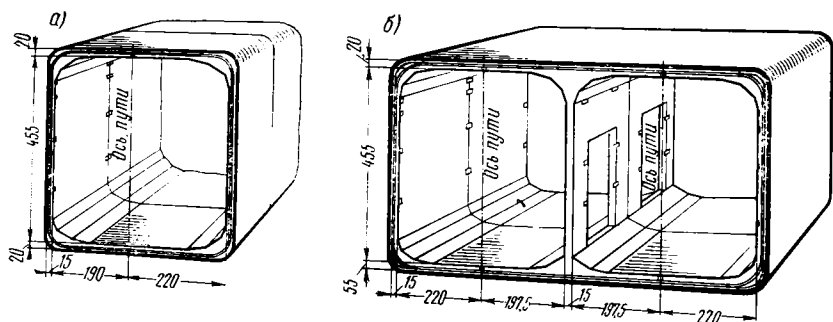


Рис. III.31. Цельносекционные обделки

ного раствора в цилиндрические пазы, а также при помощи чеканки швов с внутренней стороны конструкции.

Нижние и стеновые блоки в основании конструкции объединяют монолитиванием выпусков арматуры, чем и создают жесткую незамкнутую раму. Элементы средней стены соединяют с лотковым блоком при помощи паза с последующим уплотнением зазоров жестким цементным раствором.

Современная отечественная и зарубежная техника располагает мощными механическими средствами для подъема, перевозки и установки крупных железобетонных блоков весом до 50 т и линейными размерами (длина) более 10—15 м. В связи с этим возникает возможность применять для индустриального строительства тоннелей мелкого заложения крупноблочные замкнутые секции для однополосного и двухполосного движения.

При больших объемах строительства, проводимого непрерывно, экономически обоснованные размеры секций заводского изготовления могут быть $10 \times 5 \times 5$ м при весе до 45 т.

Качество изготовления должно гарантировать практическую водонепроницаемость железобетонных секций без дополнительных гидроизоляционных работ на месте установки. Обеспечить это можно, используя трещиностойкость железобетона конструкций, создаваемую предварительным напряжением всей секции, рассчитываемой на восприятие расчетных нагрузок без появления трещин. Для полной гарантии таких конструкций все же требуется наружная гидроизоляция, наносимая механизированным способом.

Одним из надежных изоляционных материалов служит ребристый полихлорвинил толщиной 3—5 мм, наносимый по всей наружной поверхности секции с отгибами на торцовые плоскости и последующей сваркой краев при помощи полихлорвинилового шнура и специальных горелок. В равной степени могут быть применены для этой же цели другие рулонные и порошкообразные материалы из пластмасс.

Предварительное напряжение секций может быть создано либо непрерывной спиральной навивкой холоднотянутой проволоки

(диаметром 3—5 мм, прочностью $R_p = 20\,000 \text{ кг/см}^2$) с напряжением на готовую слабоармированную секцию, имеющую расчетную прочность, либо навивкой такой же арматуры на жесткую форму с последующим бетонированием и выдержкой до набора бетоном расчетной прочности. Такие конструкции секций должны удовлетворять всем требованиям по прочности и долговечности, а также условиям монтажа в котлованах и щитовой проходки при открытом способе работ.

Примером рационального решения могут служить однополосные секции прямоугольного очертания $4,9 \times 4,6 \text{ м}$ длиной 1—3 м из водонепроницаемого трещиностойкого железобетона и такие же секции (весом 9—11 т/пог. м) с напряженным армированием и наружной гибкой изоляцией (рис. III.31, а), а также двухполосные предварительно обжатые секции весом 16 т/пог. м прямоугольного очертания и длиной 2 м со средней разделительной стенкой (рис. III.31, б). Все элементы конструкций имеют прямоугольное сечение при толщине перекрытий и лотков 20—24 см, а стен — 15 см.

Кроме рассмотренных цельносекционных обделок возможно применение их конструкций, составленных из прямолинейных крупноразмерных плит, шарнирно соединенных между собой в двухчковые рамы при весе элемента до 10 т. Перекрытия сборно-шарнирных секций представляют ребристые неразрезные балки высотой до 50 см и толщиной плиты 10 см, стены и лоток прямоугольного сечения толщиной 20 см.

Взаимное соединение секций всех указанных разновидностей осуществляется по плоскостям стыкования цилиндрических пазов диаметром 4 см, заполняемых цементным раствором или специальной битумной мастикой. Кроме того, с внутренней стороны предусматривают канавку глубиной 35 мм, шириной 12 мм, зачеканиваемую цементной или иной замазкой. Возможно применение металлических накладок, привариваемых с внешней стороны секций к выпущенным наружу металлическим пластинам.

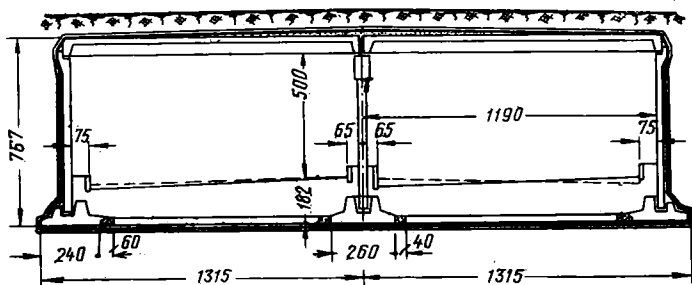
Из рассмотренных конструктивных решений секций двухполосного тоннеля наиболее экономичны по расходу бетона и стали конструкции двухполосных секций.

Городские транспортные пересечения и пешеходные переходы

В состав подземного транспортного пересечения входят два рамповых участка и один тоннельный, обеспечивающие двустороннее движение городского транспорта обычно по три ряда автомобилей в каждом направлении. При обычной ширине проезжей части одного направления 10,5 м, разделительной полосы — 1,3 м и двух тротуаров по 0,75 м общая ширина транспортного пересечения составляет 23,8 м.

Строительные конструкции транспортных пересечений выполняют из сборного железобетона (марки 300—400), применяя моно-

Рис. III.32. Кон-
струкция ше-
стиполосного
транспортного
тоннеля



литный только для обвязок фундаментов и стен рамповых участков, а также в местах сопряжений элементов сборных конструкций.

Конструкция тоннельного участка в поперечном сечении обычно представляет замкнутую двухпролетную раму (рис. III.32) из сборных железобетонных элементов. Стены рамы монтируют из железобетонных блоков прямоугольного поперечного сечения переменной толщины — от 20 см до 65 см шириной в 100 см. Средней опорой служат колонны с шагом вдоль тоннеля 4,0 м (иногда 3,3 м). Сверху колонны располагают двухконсольные однопролетные прогоны. Перекрытие состоит из ребристых балок, опирающихся на прогон и уступы стеновых блоков. Объединяют балки между собой при помощи шпоночных пазов в ребрах балок, заполняемых раствором из расширяющегося цемента. Фундаменты под стеновые блоки и колонны сооружают из сборного железобетона, омоноличиваемого в местах сопряжений, а лоток из монолитного бетона (марки 200).

Жесткость конструкции в поперечном направлении обеспечивают при помощи продольных монолитных обвязок и поперечных распорок, устанавливаемых на уровне фундаментов.

Деформационные швы в конструкции тоннеля устраивают через 40 м.

Гидроизоляцию обеспечивают тремя слоями гидроизола на битумной мастике или склобита с устройством защитного ограждения из асбоцементных листов или кирпича.

По всему периметру конструкцию тоннеля изолируют только в случае расположения расчетного уровня грунтовых вод выше отметки верха лотка, при этом в лотке помещают железобетонную плиту для восприятия вертикального гидростатического давления. Деформационные швы перекрывают компенсаторами в виде складки гидроизола, обеспечивающей возможность относительных перемещений смежных участков конструкции без разрыва гидроизоляции.

Конструкции рамповых участков представляют собой подпорные стены, сооружаемые из сборных железобетонных блоков и лотка (рис. III.33).

Стены из блоков прямоугольного поперечного сечения переменной толщины устанавливают на фундаментные блоки фигурного

очертания, объединяемые в единую конструкцию при помощи омоноличивания стыков бетоном. Стеновые блоки соединяют поверху монолитной железобетонной обвязкой, для чего в блоках предусматривают сборные железобетонные парапетные блоки.

Лотки выполняют из сборного бетона (марки 200) с применением распорок и продольной лотковой балки, помещаемой посредине рамп. Все элементы лотка объединяют монолитной железобетонной обвязкой. В случае расположения уровня грунтовых вод выше отметки верха лотка его конструкцию выполняют из сборных железобетонных плит, укладываемых на бетонную подготовку с устройством гидроизоляции.

Для обеспечения продольного уклона секции рамповых участков длиной 10—20 м располагают уступами.

Представляет интерес конструктивное решение транспортных пересечений, сооружаемых с использованием в качестве временной крепи котлована железобетонных панелей и свай. В поперечном сечении тоннельный участок представляет замкнутую двухпролетную раму из сборных железобетонных элементов (рис. III.34): балок перекрытия, прогонов, колонн и фундаментов обычного типа, а также специальных балок-свай 2 и панелей 1 для стен. Балку-сваю длиной 11,5 м устанавливают через 2 м в скважины 3 диаметром 70 см с омоноличиванием нижних концов бетоном. Панели ребристого сечения длиной 5,4 м заводят за полки свай, опуская сверху по мере разработки котлована. Лоток выполняют из блоков длиной 5,3 м.

Конструкция рампового участка в поперечном сечении в виде двух подпорных стенок с нижними распорками аналогична конструкции тоннельного участка, но длина балок-свай 10,8 м и панелей 4,5 м. Распорки на всех участках ставят через 5,7 м. По верху стеновых блоков рампового участка устраивают монолитную железобетонную обвязку, одновременно являющуюся парапетом.

Гидроизоляция и соединения между элементами аналогичны применяемым для конструкций, сооружаемых открытым способом.

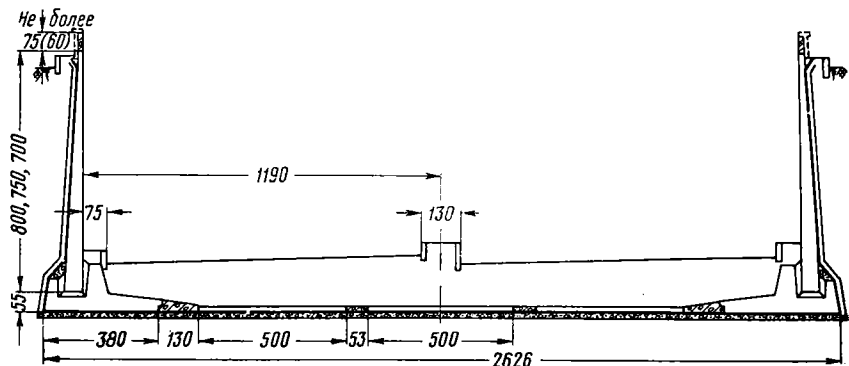


Рис. III.33. Конструкция рампового участка

Рис. III.34. Элементы конструкции транспортного тоннеля

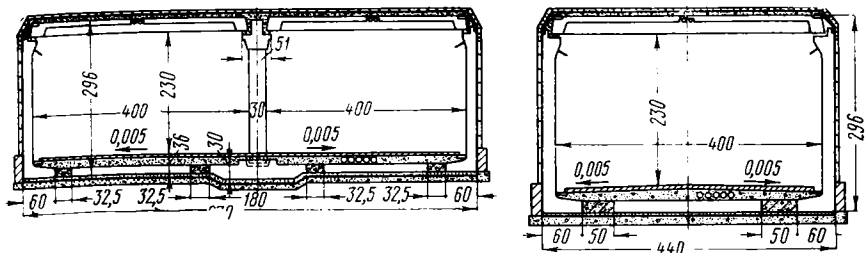
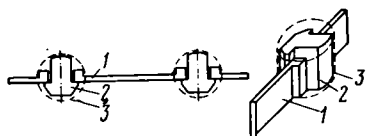


Рис. III.35. Двухпролетная и однопролетная конструкции пешеходного тоннеля

Для сооружения этой конструкции пересечения (см. рис. III.34) по сравнению с основным (см. рис. III.32) требуется меньше расхода дефицитных материалов (сталь), трудоемкости и стоимости.

Конструкции обделок пешеходных тоннелей (рис. III.35) выполняются сборными из стандартных железобетонных элементов, размер и вес которых назначают с учетом требований сборки и перевозки, а также действующих технических указаний. Устройства для компенсации температурных швов, их гидроизоляции принимают в соответствии с требованиями, предъявляемыми к тоннелям, сооружаемым открытым способом.

§ 19. ПРОЕЗЖАЯ ЧАСТЬ

Для сокращения объема тоннельной выработки следует придавать проезжей части возможно меньшую толщину, особенно для перекрытий, располагаемых над вентиляционными каналами. В горных тоннелях расположение проезжей части над вентиляционными каналами встречается сравнительно редко, так как замена естественного, обычно скального основания искусственной конструкцией проезжей части лишена смысла. В таких случаях более целесообразно выносить вентиляционный канал за пределы очертания тоннеля и помещать его в специальной дополнительной выработке.

Конструктивные детали проезжей части наиболее типичны в обделках кругового очертания и в особенности в подводных тоннелях смешанного пользования.

Проезжая часть может быть:

- 1) на балках, свободно лежащих концами на консольных выступах обделки (см. рис. III.24);
- 2) на балках, жестко заделанных концами в обделку (рис. III.36, а);

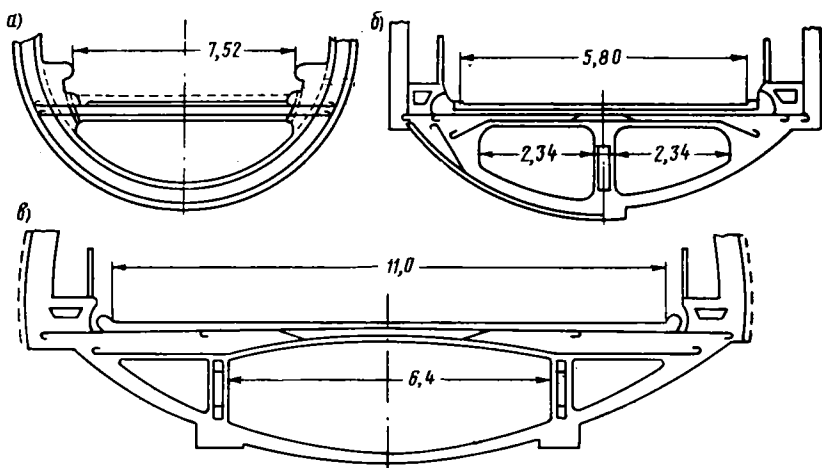


Рис. III.36. Конструктивные решения проезжей части

3) на двухпролетной (рис. III.36, б) или трехпролетной жесткой раме (рис. III.36, в);

4) на двух- или трехпролетной разрезной балке.

По способу сооружения проезжая часть может быть: монолитной, железобетонной с жесткой арматурой или с гибкой; сборной железобетонной с ненапрягаемой и напрягаемой арматурой.

Проезжая часть со свободно лежащими балками должна быть учтена при расчете основной обделки как дополнительная нагрузка (собственный вес и подвижная нагрузка), приложенная к консольным выступам обделки. При жестко заделанных концах балки необходимо вводить в расчет несущей конструкции обделки влияние проезжей части как затяжки.

Проезжую часть со свободным опиранием балок можно выполнять из сборного железобетона и в том числе с напрягаемой арматурой. Это — важное обстоятельство, способствующее индустриализации методов возведения подземных сооружений, обеспечивает уменьшение расхода строительных материалов и стоимости строительства.

При выборе типа покрытия проезжей части необходимо учитывать, помимо общих руководящих данных (интенсивность движения, род нагрузки, продольный уклон), следующие требования:

1) минимальное снижение сцепления колес автомобилей с дорожным покрытием при некотором увлажнении их;

2) уменьшение пылеобразования, вредно влияющего на человека и двигатели, а также ухудшающего видимость;

3) уменьшение блеска покрытия и шума при движении в целях снижения утомляемости водителя и повышения безопасности движения;

4) увеличение прочности и долговечности покрытия при минимальной толщине.

Материал и конструкцию дорожных покрытий проезжей части выбирают на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов, запроектированных с учетом требований СНиП II-Д.8-62, п. 3.37.

Основные типы покрытия, применяемые в автодорожных тоннелях, — это цементобетонные (монолитные и сборные) и асфальтобетонные, укладываемые в горячем и холодном состоянии. Конструкцию покрытия и бордюров назначают в соответствии со строительными нормами и правилами для автомобильных дорог (СНиП II-Д.5-62).



ДАВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И РАСЧЕТ ТОННЕЛЬНЫХ ОБДЕЛОК

§ 20. ГИПОТЕЗЫ О ВЕЛИЧИНЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ИХ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ПОДТВЕРЖДЕНИЕ

Краткий обзор

Определение величины горного давления как постоянной нагрузки на конструкцию подземного сооружения относится к числу основных и наиболее сложных задач тоннелестроения.

Ввиду многообразия условий залегания пород при конкретном определении напряженного состояния горного массива задачу упрощают, условно полагая, что горные породы являются упругими, имеют согласное напластование с горизонтальной поверхностью и лишены тектонических напряжений. С учетом такого допущения напряженное состояние породы в неограниченном горном массиве обуславливается лишь собственным весом вышележащих слоев; при этом давление и возникающие силы упругости находятся в равновесии.

Выделив кубик породы с единичными размерами, находящийся на некоторой глубине H от поверхности (рис. IV.1), рассмотрим условия его напряженного состояния. Кубик сжат вертикальной силой, равной весу вышележащих пород. Вертикальное нормальное напряжение, приложенное к верхней и нижней граням кубика, очевидно, будет

$$\sigma_y = H\gamma, \quad (IV.1)$$

где γ — средний объемный вес породы, лежащей выше;

H — глубина залегания.

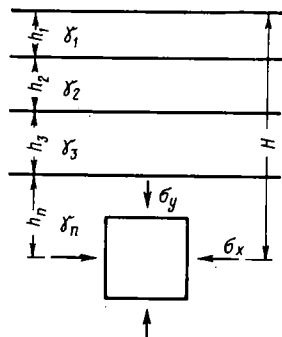


Рис. IV.1. Схема напряженного состояния кубика породы

Если порода сложена из слоев различной плотности, то принимают

$$\sigma_y = \gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \dots + \gamma_n h_n = \sum_1^n \gamma_n h_n, \quad (\text{IV.2})$$

где γ_n и h_n — объемный вес и толщина соответствующего пласта.

Горизонтальные нормальные напряжения по вертикальным площадкам найдем из условия, что относительные боковые деформации кубика равны нулю, так как окружающая порода препятствует таким деформациям, т. е.

$$\epsilon = \frac{\mu \gamma H}{E} + \frac{\mu \sigma}{E} - \frac{\sigma}{E} = 0, \quad (\text{IV.3})$$

где E — обобщенный модуль продольной деформации;
 μ — обобщенный коэффициент поперечной деформации;
 $\sigma = \sigma_x = \sigma_z$ — горизонтальные нормальные сжимающие напряжения.

Первый член уравнения представляет собой увеличение горизонтального ребра кубика под действием вертикальной силы γH по оси Oy . Второй член — удлинение горизонтального ребра от сжатия окружающей породой в направлении оси Oz . Третий член — укорочение того же ребра от давления породы по оси Ox . Таким образом:

$$\sigma = \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H = \frac{\mu}{1 - \mu} \sum_1^n \gamma_n h_n. \quad (\text{IV.4})$$

Значения коэффициента μ для горных пород изменяются в пределах от 0 до 0,50:

Песчанистый сланец . . .	0,12—0,14
Глинистый сланец . . .	0,14—0,20
Гранит	0,20—0,25
Песчаник	0,40—0,44

Полная картина напряженного состояния в нетронутом горном массиве может быть выявлена с учетом главных напряжений по двум площадкам.

Любая проходка, нарушая естественное равновесие, ведет к динамическим процессам, которые проявляются различного рода деформациями породы и перераспределением напряжений в горном массиве. Эти процессы вызывают обрушения породы внутрь выработки. Для предотвращения подобных явлений необходимо устанавливать временную или постоянную крепь. Активное воздействие на крепь прилегающей к ней породы и называется горным давлением.

Так как установка крепи всегда несколько отстает от разработки и, кроме того, невозможно абсолютно плотное прилегание крепи к породе, то при раскрытии выработки породе предоставляется некоторая свобода в деформациях. В результате первоначально дей-

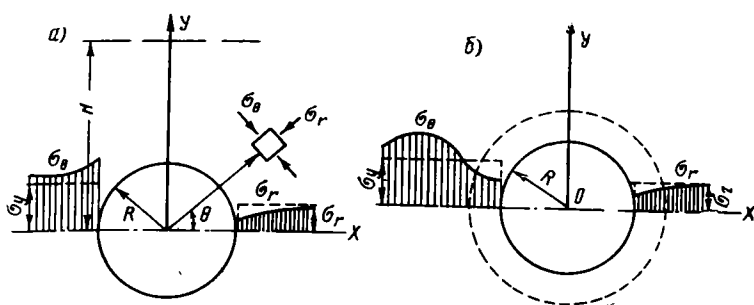


Рис. IV.2. Эпюры горного давления на уровне продольной оси выработки:
 а — первичное; б — вторичное. Пунктиром показаны первоначальные напряжения в нетронутом массиве, сплошной линией — вновь появившиеся

ствовавшие напряжения по контуру выработки уменьшаются с частичной заменой реакциями отпора со стороны крепи. В глинистых грунтах происходит компенсация капиллярным давлением.

Если вновь возникающие напряжения в массиве не превышают предела упругости для данной породы, то распределение нормальных напряжений может быть представлено схемой на рис. IV.2, где показаны эпюры нормальных напряжений на уровне продольной оси выработки.

Давление, производимое породами на крепи в упругой фазе, называется **первичным горным давлением**. Это состояние может быть исследовано методами теории упругости.

Если же напряжения в массиве превышают предел упругости, то происходит или частичное разрушение пород, или появляются пластические деформации в наиболее напряженных областях. При этом зоны повышенных напряжений отодвигаются внутрь массива, а вблизи выработки образуется так называемая зона пониженного давления. Напряжения вблизи контура выработки обычно уменьшаются, а при надлежащем креплении наступает состояние равновесия. Такое уменьшение напряжений (см. рис. IV.2, б) связано с возможностью развития деформации породы и с частичным ее разрушением. Нарушение же породы в зоне пониженного давления может привести к ее разрыхлению, дальнейшему увеличению этой зоны и к полному обрушению породы внутрь выработки. Давление, оказываемое породами на крепи в указанной фазе, называется **установившимся или вторичным горным давлением**. Оно не подчиняется законам теории упругости. Давление на крепи обуславливается в большинстве случаев этим состоянием и оценивается в количественном отношении на основе принятых гипотез.

Эти гипотезы, принадлежащие ряду исследователей, основаны на самых разнообразных представлениях о характере происходящего в горном массиве явления. Подавляющее большинство гипо-

тез не увязано с данными наблюдений, и поэтому подробное изучение их не имеет практического смысла. Существующие гипотезы могут быть сгруппированы по следующим характерным признакам:

1) гипотезы, принимающие давление пропорциональным глубине заложения тоннеля;

2) гипотезы, основанные на законах равновесия сыпучих тел;

3) гипотезы, основанные на наблюдениях за состоянием породы и выведенные в предложении сводообразования;

4) гипотезы, основанные на законах механики сплошной среды.

Наиболее достоверны — опытные исследования горного давления.

Предположение о полном весе столба породы, передающемся на крепь, дает сильно преувеличенные результаты подсчетов. Практическая применимость такого предположения ограничивается несколькими частными случаями: при расположении тоннеля в условиях сильно водонасыщенных неустойчивых пород, а также при малой глубине заложения их в сыпучих породах и на участках с крутым падением пересекаемых пластов. Применимость законов равновесия сыпучих тел к вопросу определения горного давления, исследованная многими авторами, ограничивается условиями весьма рыхло сложенной песчаной массы с углом внутреннего трения, меньшим 30° , и при небольшой глубине заложения тоннелей. Наиболее близкие результаты к действительно наблюдаемым при опытных исследованиях дают гипотезы, основанные на предположении естественного сводообразования.

Приоритет в этой области принадлежит русскому ученому проф. М. М. Протодяконову (1908 г.).

При использовании методов механики сплошной среды напряженное состояние определяется следующей системой уравнений: уравнениями равновесия; условиями совместности деформаций и законом, связывающим напряжения и деформации. Первые два вида уравнений справедливы для любой сплошной среды независимо от ее механических свойств. Что касается третьей системы, то можно считать установленным — для горных пород не существует единого закона, связывающего напряжения и деформации.

Применение методов теории упругости возможно, если между напряжениями и деформациями существует линейная зависимость. Вопросу исследования напряжений в горном массиве, рассматриваемом как однородное упругое изотропное тело, посвящен ряд специальных работ советских и иностранных авторов. Однако большинство задач, поставленных в них, не имеет точных математических решений в силу тех или иных упрощающих предпосылок. Некоторые решения недостаточно эффективны.

Для применения теории пластичности необходимо условие пластичности, в зависимости от формы которого может быть применена одна из существующих теорий. Теория предельного равновесия может быть эффективно использована для определения давления на обделку тоннелей, поскольку для расчета жесткой крепи необ-

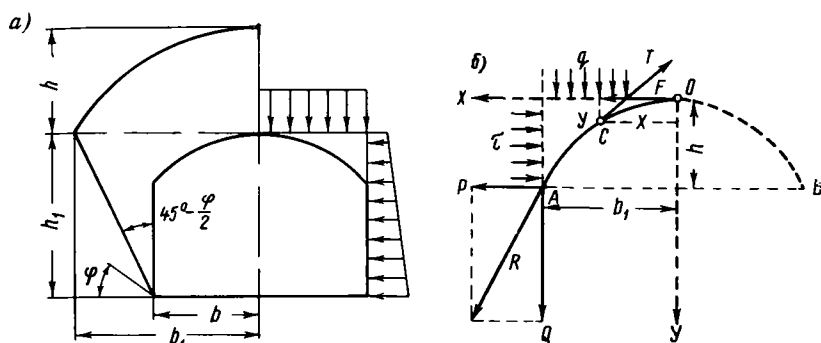


Рис. IV.3. Схема давления породы по М. М. Протодяконову

ходимо знать верхний предел возможного активного давления горных пород.

Фактически действующая нагрузка на крепь не может быть установлена при помощи теории предельного равновесия или методами теории упругости, так как упругие перемещения ничтожно малы по сравнению с податливостью крепи. Для определения давления на крепь необходимо решение упруго-пластической задачи, поскольку только этим способом можно определить давление на крепь с учетом ее значительной способности к деформированию.

Опытные исследования горного давления дают наиболее достоверные данные, но требуют наличия готовой пройденной штольной выработки и экстраполяции выводов до полного сечения тоннеля. Последнее не всегда правомерно, так как массив может не представлять однородной среды.

Необходимо отметить трудность создания единой гипотезы, отображающей действительно картину явлений в горных породах и их воздействия на крепь. Для решения этой весьма важной проблемы в СССР ведут комплексную разработку вопроса по трем направлениям: средствами математического анализа; лабораторно-экспериментальным путем и производственными опытами.

Наиболее распространенная в проектно-производственной практике гипотеза проф. М. М. Протодяконова построена на том предположении, что все горные породы рассматриваются как тела до известной степени несвязные, к которым применимы законы сыпучих тел. В характерный для сыпучих тел коэффициент трения введено дополнение — связь между частицами — и получен так называемый кажущийся коэффициент трения, или коэффициент крепости:

$$f = \frac{f'N + C}{N}, \quad (IV.5)$$

где f' — коэффициент внутреннего трения сыпучего тела;
 N — сжимающая сила;
 C — сила сцепления частиц.

Согласно гипотезе проф. М. М. Протодяконова на кровлю выработки давит порода своим весом в объеме так называемого свода давления, имеющего высоту h и ширину $2b_1$ (рис. IV.3, а). При проведении подземной выработки вначале начинается обрушение породы в кровле, а затем и в боках выработки. По мере дальнейшего развития разрушения породы над кровлей образуется свод, а в боках — наклонные плоскости, что и принимают для расчета. Величину расчетного пролета свода давления определяют на основе теории сыпучего тела, т. е. принимают угол наклона плоскостей обрушения к вертикали равным $45^\circ - \frac{\varphi}{2}$, и отсюда расчетный пролет свода (см. рис. IV.3, а)

$$2b_1 = 2b + 2h_t \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right),$$

соответственно полупролет

$$b_1 = b + h_t \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right),$$

где φ — угол внутреннего трения породы.

Проф. М. М. Протодяконов рассматривает условия равновесия разгружающего свода AOB пролетом $2b_1$ (рис. IV.3, б), образовавшегося над выработкой. Рассмотрим силы, действующие на произвольную часть свода CO . В точке O действует реакция F правой части свода; посередине горизонтальной проекции — равнодействующая qx внешних сил, где q — интенсивность давления столба породы высотой H (т. е. $q = \gamma H$); в точке C — реакция T нижней части свода. Составим сумму моментов действующих сил относительно точки C :

$$qx \frac{x}{2} - Fy = 0$$

$$\text{или } q \frac{x^2}{2} = Fy; \quad y = \frac{q}{2F} x^2.$$

Таким образом, свод имеет очертание параболы.

Сила R — касательная к кривой в точке A (см. рис. IV.3, б) — представляет собой давление на опору, горизонтальная составляющая этой силы P сдвигает частицы породы, а вертикальная составляющая Q прижимает к опоре. Сдвигу частиц на опоре препятствует возникающее трение, зависящее от величины силы Q и кажущегося коэффициента трения f , учитывающего сцепление между частицами. Для обеспечения свода от сдвига и, следовательно, от разрушения необходимо, чтобы $P \leq Qf$, так как $Q = qb_1$ и $P = F$. Приведенное выражение может быть представлено в виде

$$F \leq qb_1 f,$$

что характеризует некоторый запас устойчивости свода. При $F < qb_1 f$ запас можно представить как сумму горизонтальных сдви-

гающих усилий τ , действующих на вертикальную проекцию полу-свода h_1 , т. е. τh_1 . Тогда

$$F + \tau h_1 = q b_1 f.$$

Подставляя в уравнение параболы найденное значение F , получаем для точки A

$$\frac{q b_1^2}{2} = (q b_1 f - \tau h_1) h_1;$$

откуда

$$\tau = q b_1 \frac{2 f h_1 - b_1}{2 h_1^2}.$$

Для обеспечения наибольшей устойчивости свода необходимо иметь максимальное значение запаса τ ; из этого условия определяем высоту свода h_1 , беря первую производную по h_1 и приравнивая ее нулю:

$$\frac{d\tau}{dh_1} = q b_1 \frac{b_1 - h_1 f}{h_1^3} = 0.$$

Так как $\frac{q b_1}{h_1^3} \neq 0$, то необходимо, чтобы $b_1 - h_1 f = 0$; откуда

$$h_1 = \frac{b_1}{f}. \quad (\text{IV.6})$$

Вторая производная меньше нуля:

$$\frac{d^2\tau}{dh_1^2} = -\frac{q f^4}{b_1^2} < 0.$$

Следовательно, имеет место максимум.

Подставляем найденное значение h_1 в формулу для τ :

$$\tau = \frac{q f^2}{2}.$$

После подстановки значения h_1 и τ в формулу для определения F получаем:

$$F = q b_1 f - \frac{q b_1 f}{2} = \frac{q b_1 f}{2},$$

т. е. для уравнивания горизонтального распора свода достаточно половины возникающей силы трения.

Уравнение кривой свода при этих условиях будет:

$$\frac{q x^2}{2} = \frac{q b_1 f}{2} y$$

или

$$y = \frac{x^2}{b_1 f}. \quad (\text{IV.7})$$

Ввиду того, что форма свода определена из условий его равновесия, на крепь будет давить только часть породы, находящаяся внутри свода, давление же вышележащих пород воспринимает сам свод без передачи на крепь. Давление на крепь (на погонную единицу длины выработки) может быть определено как произведение объемного веса породы на площадь, ограниченную параболой обрушения, т. е.

$$P = \frac{2}{3} \gamma b_1 h_1 = \frac{4}{3} \gamma b_1 h_1.$$

После подстановки в это выражение значения h_1 будем иметь:

$$P = \frac{4}{3} \gamma \frac{b_1^2}{f}. \quad (\text{IV.8})$$

Для подтверждения выводов, данных проф. М. М. Протодьяконовым, им проведен ряд опытов на моделях. Кроме того, другими исследователями (проф. Н. Н. Давиденков) впоследствии проведены опытные измерения горного давления в производственных масштабах.

Все эти опыты подтвердили теоретические выводы проф. М. М. Протодьяконова как для сыпучих тел, так и для тел со связью между частицами.

Опыты показали, что тела со связью представляют собой более общий случай, чем сыпучие; происходящие в них явления тождественны и имеют лишь количественное различие, зависящее от величины коэффициента трения, который в телах со связью выражает совместность действия трения и связи между частицами. Давление на крепь в этом случае равно разности между весом выпадающих частиц и силами сцепления.

Для практических расчетов обычно принимают давление на крепь равным весу породы в объеме свода давления, высоту которого h_1 определяют как частное от деления величины полупролета свода b_1 на коэффициент крепости породы f .

Величину коэффициента крепости пород можно выразить: для сыпучих и связных пород

$$f = \operatorname{tg} \varphi; \quad (\text{IV.9})$$

для скальных пород

$$f \approx 0,01 R, \quad (\text{IV.10})$$

где R — предел прочности на сжатие кубика породы.

Расчетные значения коэффициента крепости пород по М. М. Протодьяконову приведены в табл. IV.1. При пользовании этой таблицей необходимо относить каждую породу к той или иной категории не только по одному ее наименованию, но и по физическому состоянию с сопоставлением по крепости с другими породами. Разрушенные породы следует относить к более низким категориям, чем породы в плотном состоянии, помещенные в таблице.

Таблица IV.1

Категория	Степень крепости породы	Породы	Объемный вес массива, кг/м³	Предел прочности при сжатии, кг/см²	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	2800—3000	2000	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитные породы, кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Самые крепкие песчаники и известняки	2600—2700	1500	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитные породы, очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат	2500—2600	1000	10
IIIa	»	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники, крепкий мрамор, доломит. Колчеданы	2500	800	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник	2400	600	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	2300	500	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец. Некрепкие песчаники, известняк. Мягкий конгломерат	2400—2500	400	4
Va	»	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	2400—2600	300	3
VIa	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, гипс, мерзлый грунт. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька и хрящ. Каменистый грунт	2200—2600	От 150 до 200	2
VII	Мягкие	Глина (плотная). Крепкий нанос. Глинистый грунт	2000—2200	—	1,0
VIIa	»	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	1800—2000	—	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля. Торф, мягкий суглинок, сырой песок	1600—1800	—	0,6
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля	1400—1600	—	0,5
X	Плывучие	Плывуны, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	—	—	0,3

Применимость гипотезы проф. М. М. Протодяконова ограничивается глубиной заложения, при которой не может образоваться замкнутый свод давления, т. е. должно быть соблюдено условие:

$$H \geq 2 \frac{b_1}{f}. \quad (\text{IV.11})$$

Боковое горное давление или горизонтальное воздействие e горного массива на стенки выработки может быть определено, в зависимости от состояния массива, одним из следующих способов:

1) в породах, подчиняющихся законам сыпучих тел, боковое давление породы на глубине y

$$e_y = \gamma y \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right); \quad (\text{IV.12})$$

2) в сплошных упругих породах

$$e_y = \gamma y \frac{\mu}{1 - \mu}. \quad (\text{IV.13})$$

Соответственно получаем расчетные формулы для определения величины бокового горного давления на временные и постоянные крепи (обделки) тоннелей:

а) в случае образования разгружающего свода имеем (рис. IV.4, а)

$$\left. \begin{aligned} e_1 &= \gamma y_1 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right); \\ e_2 &= \gamma y_2 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right); \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.14})$$

б) в случае оседания столба породы (рис. IV.4, б)

$$\left. \begin{aligned} e_1 &= (\gamma_1 y_1 + \gamma_2 y_2 + \dots + \gamma_n y_n) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right); \\ e_2 &= (\gamma_1 y_1 + \gamma_2 y_2 + \dots + \gamma_n y_n^1) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right); \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.15})$$

в) в глинистых породах, подверженных набуханию,

$$\left. \begin{aligned} e_1 &= (\gamma_1 y_1 + \gamma_2 y_2 + \dots + \gamma_n y_n) \frac{\mu}{1 - \mu}; \\ e_2 &= (\gamma_1 y_1 + \gamma_2 y_2 + \dots + \gamma_n y_n') \frac{\mu}{1 - \mu}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.16})$$

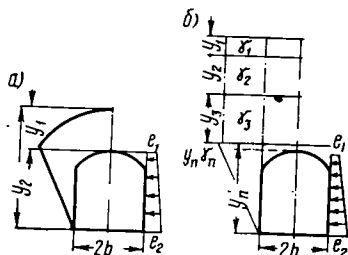


Рис. IV.4. Эпюры бокового давления;
а — при сводообразовании; б — при оседании столба

При сравнительно небольших расстояниях от подошвы стен преобладает активное боковое давление, смещающее частицы породы в направлении к оси выработки. Очевидно, на некоторой глубине x_0 активное давление и пассивный отпор находятся в равновесии, т. е. $p_a = p_p$, что может быть выражено следующим равенством:

Вертикальное давление оказывает сила

$$N = T \sin \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (\text{IV.21})$$

эквивалентная нагрузке $\frac{N}{a}$, равномерно распределенной по верхней поверхности призмы выпирания.

Лабораторно-экспериментальные методы определения горного давления

Правильность положенных в основу расчета предположений может быть проверена на моделях в лабораторных условиях следующими тремя основными методами: методом измерения деформации сеток, оптическим поляризационным и центробежного моделирования.

Первый метод основан на применении плоской модели, разделенной на квадраты; к ней прикладывают усилия, вызывающие деформацию сетки. Сетка, сфотографированная до и после деформации, дает возможность измерить смещения в изучаемых направлениях и, следовательно, вычислить нормальные напряжения.

Оптический поляризационный метод основан на применении прибора — поляризатора и анализатора. Сильный электрический свет, поляризуясь в первой части прибора (поляризатор), проходит во вторую (анализатор) через помещенную на пути следования пучка света прозрачную плоскую модель, подвергаемую нагрузке. Эту модель изготовляют из материала (целлулоид, желатин, бакелит, виалит), позволяющего достаточно хорошо выявить картину напряжений в поляризованном свете, который попадает на хроматическую фотографическую пластинку, что дает изображение в различных тонах.

В зависимости от величины возникающих в отдельных местах модели напряжений получают разнообразные фигуры, позволяющие судить о величине и распределении этих напряжений. Цветную картину напряжений можно расшифровать при помощи эталона из того же материала, подвергая его для сравнения влиянию определенной нагрузки, дающей тот же цвет в поляризованных лучах. Кроме фотографирования, применяют измерение по отдельным точкам модели при помощи компаратора и строят графики разности главных нормальных напряжений по телу модели. У нас в СССР такие опыты впервые проводили под руководством акад. Ф. Ю. Левинсон-Лессинга.

Исследование деформаций в моделях при их малых масштабах, позволяющих выявить действие собственного веса, стало возможным с применением центробежного способа, основанного на использовании вращающегося коромысла с установленными на концах его уравновешенными моделями сооружения. Так как напряжения в моделях получают меньшими против действительных пропорционально уменьшенных линейных размеров модели, то для ото-

бражения физико-механических свойств испытуемых материалов заменяют силы тяжести соответственно подобранными силами инерции. Напряжения в моделях измеряют акустическим способом. Метод центробежного моделирования предложен в СССР проф. Г. И. Покровским и проф. Н. Н. Давиденковым и был впервые применен московским Метростроем.

Определение величины горного давления в производственных условиях значительно отличается от лабораторного опыта как своей обстановкой, так и количественной стороной и требует многочисленных повторных экспериментов.

Существует довольно много различных способов измерения деформации горных пород и величины горного давления. Одна группа этих способов основана на использовании силы трения и неупругих явлений в работе материалов и потому не может обеспечить требуемую точность (например, измерение по излому крепи, по деформации деревянных градуированных прокладок, по смятию медных опорных цилиндров между стальными плитами и т. п.). Другая группа способов основана на использовании упругой деформации. К таким способам относится: акустический (или струнный) метод проф. Н. Н. Давиденкова, широко примененный на ряде тоннельных строителей и основанный на определении давления по упругим деформациям изгиба крепи; применение металлической трубчатой стойки акад. А. Н. Динника с измерением упругого укорочения ее; применение струнного стоечного динамометра инж. Д. Д. Головачева; применение так называемых мессдоз и тензодатчиков, помещаемых между элементами крепей в теле, а также на поверхности обделки и изменяющих свои электрические или электромагнитные свойства под действием сил горного давления.

Струнный, или акустический, способ проф. Н. Н. Давиденкова основан на использовании свойства стальной струны, входящей в часть измерительного прибора, однозначно менять частоту собственных колебаний под влиянием действующих в струне напряжений.

Измерительную струну укрепляют на испытуемом элементе и при увеличении натяжения ее под действием растяжения испытуемого элемента повышается частота собственных колебаний (высота тона), а при ослаблении ее натяжения под действием сжатия — снижается.

Измерением частоты колебаний струны при двух состояниях элемента — нагруженном N_1 и после нагружения N_2 — можно математическим путем определить переданную на струну деформацию элемента, а следовательно, и изменение нагрузки. Прибором, используемым для измерения частоты колебаний струны, служит генератор-частотомер с электромагнитным возбудителем, располагаемым около струны.

Применительно к штольневым выработкам струнный способ основан на измерении напряжения в растянутом волокне верхняка,

подвергнутого изгибу, а также напряжения в стойке. На основании полученных N_1 и N_2 определяют напряжение по формуле

$$\sigma = 4l^2\rho(N_1 + N_2)(N_1 - N_2) \frac{E}{E_0}, \quad (\text{IV.22})$$

где l — длина струны;

ρ — плотность струны;

E — модуль упругости материала испытуемого элемента;

E_0 — модуль упругости стали.

Принимая нагрузку распределенной на испытуемый верхняяк штольни по параболическому закону, ее интенсивность

$$q = \frac{16W\sigma_n}{5b}. \quad (\text{IV.23})$$

Нагрузка на единицу площади кровли

$$p = \frac{16W\sigma_n}{5bc}, \quad (\text{IV.24})$$

где b — половина расчетного пролета верхняка;

c — расстояние между осями крепи вдоль штольни.

Для определения горного давления, передаваемого через стойку крепи, применяют струнный динамометр типа СТ (стойечный), предложенный Д. Д. Головачевым. Этот прибор представляет собой полый стальной цилиндр со струной, натянутой по его оси. Сжатие стойки вызывает ослабление струны и понижение частоты ее колебаний. Величину усилия в стойке определяют по графику.

Для определения контактных давлений по контуру постоянной конструкции (обделки) применяют датчики давления (месдозы), действующие на основе тех или иных физических принципов. Наиболее распространены струнные месдозы конструкции ЦНИИС (рис. IV.6), предназначенные для измерения нормальных составляющих давлений на обделку до 15 кг/см^2 . Месдоза состоит из герметической стальной коробки 1 с мембраной 2. Прогиб мембраны под действием измеряемого давления вызывает изменение напряжения струны 4. Ввод проводов помещен в съемном днище 5. Давление определяют с точностью $20\text{--}25 \text{ Г/см}^2$ по изменению частоты колебаний струны, преобразуемых в электрические. Такие месдозы используют в монолитных и сборных обделках как инвентарные. Одновременно с определением контактных давлений необходимо измерять напряжения и деформации обделок, а также исследовать физико-механические свойства горных пород. Обобщение натурных данных позволяет корректировать величину предварительно принятых нагрузок.

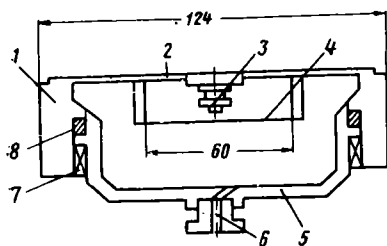


Рис. IV.6. Месдоза ЦНИИС:

1 — коробка; 2 — мембрана; 3 — электромагнит; 4 — струна; 5 — днище; 6 — ввод; 7 — стяжное кольцо; 8 — резиновое уплотнение

Выводы

Горное давление, будучи главной нагрузкой, действующей на обделку, при детальном проектировании требует возможно более точного определения опытным путем.

По эмпирическим формулам горное давление можно определять лишь для стадии проектного задания, принимая эту нагрузку равномерно распределенной по горизонтальной проекции свода. В особых случаях нужно учитывать давление, равное весу столба породы над выработкой (участки мелкого заложения тоннелей, порталные участки), несимметричное давление на косогорных участках, наклонное давление вдоль оси тоннеля в порталных участках и, наконец, давление в подошве тоннеля, главным образом, на участках, расположенных в глинах. В последнем случае проведение опытных исследований обязательно. Учет бокового давления не ведет к увеличению запаса прочности обделки, поэтому его вводят в расчет лишь при наличии опытных данных в породах с незначительной упругой сопротивляемостью.

Таким образом, решения, основанные на рабочих гипотезах, могут быть удовлетворительными для определенных условий. Их основной недостаток — отсутствие общности, что чрезвычайно сужает область их применения. Теория сопротивления материалов не пригодна для определения величины горного давления. Разработка вопросов горного давления должна проводиться на основе современных способов решения задач механики сплошной среды.

Методы теории упругости, позволяющие получить картину действующих в массиве напряжений, можно использовать для определения нагрузки на крепь только в породах прочных и нетрещиноватых. Методы теории предельного равновесия могут быть использованы при расчетах давления на жесткую крепь в породах, которые по своим механическим свойствам являются сыпучей средой.

Решение упруго-пластической задачи о взаимодействии крепи и горных пород позволит уточнить существующие методы определения давления на податливую крепь, а применение точных математических методов механики сплошной среды к задачам теории горного давления позволит получить ряд новых результатов, представляющих как теоретический, так и практический интерес.

§ 21. РАСЧЕТ МОНОЛИТНЫХ ОБДЕЛОК ПОДКОВООБРАЗНОГО ОЧЕРТАНИЯ

Общие положения

Обделка тоннелей — основная конструкция, служащая для восприятия всех внешних силовых воздействий и для предохранения выработки от обрушений, — должна быть проверена на прочность при наиболее невыгодных сочетаниях нагрузок и воздействий. Распределение напряжений в породе, прилегающей к выработке,

зависит от ряда причин и в том числе от формы очертания самой выработки.

В крепких и весьма устойчивых породах, допускающих оставление выработки вовсе без рабочей обделки или лишь с легкой торкретной облицовкой, предохраняющей от поверхностного разрушения, выработке обычно придают очертание подъемистого свода коробового очертания. В условиях крепких пород, обладающих значительной упругой сопротивляемостью, обделки обычно рассчитывают с учетом упругого отпора; в этом случае должно быть обеспечено плотное примыкание обделки к породе качественным бетонированием и последующим нагнетанием цементного раствора за обделку.

В породах, требующих искусственного крепления выработки, очертание поперечного сечения тоннеля зависит от величины и направления преимущественно действующих нагрузок. Задачу правильного качественного и количественного их определения следует отнести к наиболее важным и сложным проблемам тоннельного строительства.

Основные сочетания нагрузок состоят из постоянных и временных нагрузок, дополнительные сочетания — из постоянных нагрузок основных сочетаний и временных, возникающих в период строительства. В состав особых сочетаний входят постоянные и временные нагрузки основных сочетаний с добавлением особого воздействия.

Обделку рассчитывают на основные сочетания нагрузок, на другие сочетания лишь проверяют с введением коэффициентов 0,9 для дополнительных сочетаний и 0,8 для особых. К постоянным нагрузкам, действующим на обделку тоннелей, следует отнести давление горных пород, собственный вес обделки, гидростатическое давление, а к временным — давление от колонны автомобилей, давление раствора при его нагнетании за обделку. Данные по горному давлению, в зависимости от стадии проектирования, могут быть приняты соответственно на основе гипотез, опытных исследований в направляющих ходах и выработках полного профиля.

Собственный вес конструкции определяют по заданным размерам ее сечений.

Для проверки деформативности и трещиноватости обделки тоннелей нужно принимать наименее выгодное сочетание указанных нагрузок в строительном и эксплуатационном случаях. В первом случае нужно учитывать нагрузки, возможные только в период постройки тоннеля, т. е. все, кроме давления от колонны автомобилей. Во втором случае — нагрузки, действующие при эксплуатации, т. е. все, кроме давления раствора. При последовательном сооружении обделок, когда какая-либо часть конструкции работает некоторое время самостоятельно, необходимо производить соответствующую расчетную проверку. Пределы прочности при сжатии и растяжении должны удовлетворять нормам проектирования соответствующих бетонных конструкций.

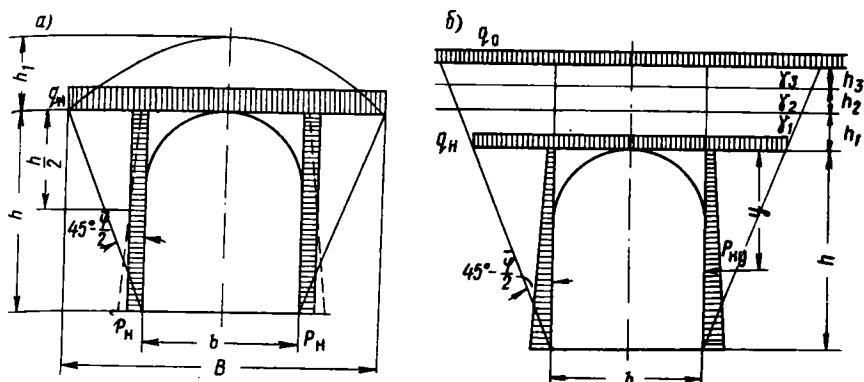


Рис. IV.7. Схема для определения горного давления

Величину нормативного вертикального горного давления при сводообразовании определяют согласно СНиП (рис. IV.7, а)

$$q_n = \gamma h_1 = \gamma \frac{B}{2f}, \quad (IV.25)$$

где $B = 2b_1$ — пролет свода давления;
 γ — объемный вес породы;

Остальные обозначения прежние.

При заложении тоннеля ниже уровня подземных вод взвешивание в воде для пород с открытыми порами следует учитывать по формуле

$$\gamma_b = \frac{\gamma_0 - 1}{1 + \epsilon}, \quad (IV.26)$$

где γ_b — объемный вес породы с учетом взвешивающего действия воды;
 γ_0 — удельный вес породы;
 ϵ — коэффициент пористости.

Величину нормативного бокового давления можно определять как равномерно распределенного для сечения, находящегося на середине высоты обделки,

$$p_n = \left(q_n + \gamma \frac{h}{2} \right) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (IV.27)$$

Если тоннель расположен в пластичных породах, коэффициент бокового давления нужно принимать по формуле

$$\zeta = \frac{\mu_0}{1 - \mu_0}, \quad (IV.28)$$

где μ_0 — коэффициент поперечной деформации породы.

В породах крепостью $f > 2$ боковое горное давление невелико и им можно пренебречь в запас прочности конструкции.

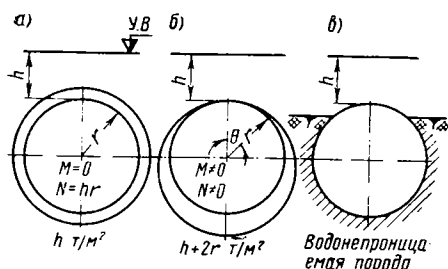


Рис. IV.8. Схема гидростатической нагрузки на обделку кругового очертания

можную дополнительную нагрузку q_0 на поверхности (рис. IV.7, б)

$$q_n = q_0 + \sum \gamma_i h_i. \quad (IV.29)$$

Нормативное боковое горное давление в сечении на глубине y от шельги свода может быть определено по выражению

$$p_{ny} = (q_0 + q_y) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (IV.30)$$

Нагрузки на обделки кругового очертания определяют по тем же принципам.

Пролет нарушенной зоны может быть определен геометрически

$$B = D \left[1 + 2 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) \right], \quad (IV.31)$$

где D — наружный диаметр обделки.

Среднее значение нормативного горизонтального давления

$$p_n = (q_n + \gamma r) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (IV.32)$$

Нормативное гидростатическое давление зависит от положения изолированной обделки относительно уровня (свободного или напорного) подземных вод. Так, радиальная равномерно распределенная составляющая нагрузки от веса столба воды высотой h , расположенного выше замкового сечения обделки (рис. IV.8, а), вызывает центральное сжатие

$$N = hr. \quad (IV.33)$$

Вторая составляющая нагрузки с законом изменения $r(1 - \cos \theta)$, где θ — полярная координата, вызывает нормальную силу и изгибающие моменты (рис. IV.8, б). Наиболее неблагоприятен случай заложения тоннеля в среде водонепроницаемых пород, когда вес находящегося выше столба воды высотой h не создает гидростатического эффекта, а лишь увеличивает вертикальную нагрузку (рис. IV.8, в).

Необходимо учитывать, что гидростатическое давление увеличивает нормальные силы и несколько уменьшает величину изгибающих моментов, так как оказывает взвешивающий эффект на породу, что облегчает работу сечений обделки на растяжение.

Временную нагрузку внутри тоннеля учитывают лишь в случае движения транспортных единиц (автомобильная нагрузка Н-30 или колесная нагрузка НК-80) по перекрытию над нижним вентиляционным каналом. Во всех остальных случаях влияние этой нагрузки на усилия в верхней части обделки очень мало, а в нижней нагрузке непосредственно (или через обратный свод) воспринимает горная порода.

Нормативные строительные нагрузки принимают в соответствии с параметрами реально используемого оборудования.

Расчетные нагрузки получают умножением нормативных нагрузок на дифференцированные коэффициенты перегрузки n , нормируемые СНиП (табл. IV.2). К расчету принимают значение коэффициента, создающего менее благоприятные условия работы.

Величина и распределение внешних активных нагрузок, как правило, не зависят от деформаций обделок тоннелей. Реактивный (упругий или пассивный) отпор связан с перемещением обделки в сторону породы. Это выражается в том, что внешние силы (контактные напряжения), приложенные к контуру обделки, и внутренние усилия (моменты, нормальные и поперечные силы) находятся в прямой зависимости от жесткости обделки — чем больше жесткость обделки, тем больше величины внутренних усилий, особенно моментов.

Горное давление можно рассматривать как полное контактное давление по контуру обделки без разделения на активное и пассивное, но при этом указанная зависимость сохранится.

Расчет обделок тоннелей ведут методами строительной механики с заменой влияния породы на обделку действием активных

Таблица IV.2

Вид воздействия	Коэффициент перегрузки n	Вид воздействия	Коэффициент перегрузки n
Вертикальное горное давление:		Собственный вес:	
при сводообразовании	1,5	монолитные обделки	1,2
от веса всего столба породы	1,1 (0,9)	сборные обделки	1,1
Боковое горное давление	0,8 (1,2)	Временные нагрузки:	
Гидростатическое давление	1,1 (0,9)	строительная	1,3
		автомобильная Н-30	1,4
		(основное сочетание) ¹	
		колесная НК-80 (основное сочетание)	1,1

¹ Необходимо вводить коэффициент динамичности 1,3.

(горное давление) и пассивных (упругий отпор) сил. При этом горную породу принято рассматривать с достаточной для практических целей точностью как тело, имеющее линейную зависимость между сжимающими напряжениями и деформациями. При таком допущении вопрос распределения напряжений в породах можно решать методами теории упругости.

Расчетные величины упругого отпора породы на обделку тоннеля связаны с физико-механическими свойствами породы и зависят от модуля нормальной упругости E образца породы и коэффициента поперечной деформации μ_0 .

Для определения упругих деформаций пород при проектировании подземных сооружений применяют метод местных деформаций, а также метод общих деформаций упругой среды. Приоритет в разработке этих двух методов принадлежит советским ученым.

Метод местных деформаций основан на гипотезе, предполагающей пропорциональность удельного давления p в какой-либо точке основания местной осадке y породы в той же точке, т. е.

$$p = ky, \quad (\text{IV.34})$$

где k — коэффициент упругого сжатия породы, кг/см^3 ;
 y — величина осадки, см .

Такое допущение неточно отражает соотношение между давлением и осадкой, так как в действительности деформация сооружения происходит совместно со всей массой породы и, кроме того, величина коэффициента k зависит не только от механических свойств породы, но и от целого ряда других факторов (размеров, формы и жесткости конструкции, нагрузки). Однако такое допущение обладает ясностью расчетной схемы, а при соответствующих исходных предпосылках обеспечивает достаточную точность расчета, для чего целесообразно использовать не табличные значения коэффициента k , а полученные по одному из известных методов.

Проф. С. С. Давыдов и в дальнейшем проф. Н. И. Безухов предложили в 1934—1936 гг. рассматривать тоннельную обделку с жесткими стенками как статически неопределимую систему, работающую в упругой среде. В 1936 г. аналогичное теоретическое решение было разработано Метропроектом. В 1940 г. доц. Г. Г. Зурабовым и О. Е. Бугаевой предложен и разработан метод расчета упругих тоннельных обделок подковообразного очертания (без жестких стен) с учетом однозначного отпора по контуру обделки. Расчет обделок кругового очертания разработан Метропроектом (Б. П. Бодров, Л. И. Горелик и др.) и развит доц. С. Н. Наумовым и в дальнейшем канд. техн. наук С. А. Орловым и др.

Второй метод основан на работах проф. Н. М. Герсевича, доказавшего возможность применения методов теории упругости к определению напряжений и деформаций в грунте, и проф. Б. Н. Жемочкина, предложившего метод решения задач теории упругости способом строительной механики. Этот метод для обделок с жесткими стенками, разработанный проф. С. С. Давыдовым, а для кольцевых обделок — канд. техн. наук С. А. Орловым, позволяет решать

задачу расчета конструкций подземных сооружений без использования коэффициента упругой деформации.

В настоящее время расчет конструкций подземных сооружений по второму методу пока еще отличается значительной сложностью, громоздкостью и условностью. Ввиду этого, а также ввиду общего приближенного характера решения задачи расчет по первому методу сохранил свое значение и его можно применять при наличии уточненных значений коэффициента k .

К наиболее простым способам экспериментального определения коэффициента упругого отпора можно отнести способ штампов, при котором внутри выработки, на ее диаметрально противоположных сторонах, устанавливают жесткие штампы (стальные плиты площадью $F_{ш}$), распираемые гидравлическими домкратами. Увеличение расстояния между площадками опирания штампов Δd при определенном давлении σ на штампы позволяет установить величину коэффициента упругого отпора $k_{ш}$ по формуле

$$k_{ш} = 2 \frac{\sigma}{\Delta d} . \quad (IV.35)$$

Увеличению площади передачи нагрузки до величины F соответствует уменьшение коэффициента упругого отпора до величины k , т. е.

$$k = k_{ш} \sqrt{\frac{F_{ш}}{F}} . \quad (IV.36)$$

Величины коэффициентов упругого отпора зависят также от места приложения нагрузки — в пределах высоты стен или их подошвы. В последнем случае значение k больше.

Более точно величину коэффициента упругого отпора с учетом действия бокового активного давления породы можно определить по методике ЦНИИС (рис. IV.9); для чего в верхней половине обделки кругового очертания используют два измерительных элемента, в наружной полости которых помещен пластичный битум. Нагнетанием дополнительного количества битума увеличивают нагрузку на обделку, измеряют приращения горизонтального диаметра Δd и давления нагнетания $\Delta \sigma$ и определяют коэффициент k_d по формуле

$$k_d = 2 \frac{\Delta \sigma}{\Delta d} . \quad (IV.37)$$

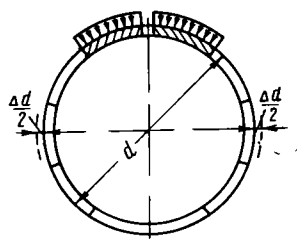


Рис. IV.9. Схема к экспериментальному определению упругого отпора породы по методике ЦНИИС

Для перевода коэффициента для выработки другого диаметра D служит зависимость

$$k_D = k_d \frac{d}{D} . \quad (\text{IV.38})$$

В случае обделок некругового очертания вместо D в формулу следует подставить среднее значение пролета выработки.

В настоящее время коэффициенты упругого отпора в натуральных условиях измеряют специальными наиболее совершенными приборами — прессиометрами.

Кроме радиального отпора по поверхности обделки действуют силы трения и сцепления.

Силы трения зависят от интенсивности отпора породы:

$$\tau = \mu \sigma ,$$

где μ — коэффициент трения между обделкой и породой.

Силы сцепления зависят от состава прилегающих к обделке пород и степени неровности выработки.

Обычно, эти касательные усилия, действующие между обделкой и породой, в расчетах не учитывают в запас прочности конструкции, так как они лишь несколько улучшают статическую работу конструкции. Большее значение имеют силы сцепления в скальных породах, разрабатываемых взрывным способом. В равной степени учет сил трения целесообразен при проверке конструкции на действие строительных нагрузок.

Рациональное очертание обделки тоннелей выбирают на основе сравнения технических и экономических показателей вариантов ее. Техническая сторона вопроса характеризует обеспечение свода, как основной и наиболее напряженной части обделки, благоприятными для материала условиями работы. Этим условиям можно достигнуть выбором очертания свода, при котором действующие в его сечениях изгибающие моменты от заданной внешней нагрузки будут минимальными или будут отсутствовать. Такое очертание соответствует кривой давления от действующих на свод нагрузок. Экономическая сторона вопроса обеспечивается отсутствием излишней площади выработки, а также перерасхода материалов, зависящих от очертания обделки.

Практикой проектирования тоннелей установлены следующие характерные типы очертаний элементов обделок:

- 1) подъемистый свод — при преобладающем вертикальном горном давлении;
- 2) выпуклые в сторону горного массива стенки — при значительном боковом горном давлении;
- 3) обратный свод — при значительном боковом и направленном снизу давлении.

Размеры поперечного сечения, характер и величины действующих нагрузок, а также качество горных пород определяют конструктивные решения и их расчетные схемы, при этом возможно

большое количество вариантных решений. При выборе расчетной схемы обделки необходимо исходить из рассмотрения ее работы как конструкции с учетом взаимосвязи отдельных элементов и окружающей среды; надо стремиться к наиболее простому решению, не идущему, однако, в ущерб действительной игре сил и деформаций в сооружении.

Во всех случаях проектирования обделок большое значение имеет экономическое обоснование принимаемой конструкции. Оценкой служат два измерителя: наименьшие объемы обделки и выработки. Требование наименьшего объема оказало свое влияние на установление современного типа обделок — без жестких массивных стенок, применяемых только при слабых породах и в некоторых частных случаях постройки тоннелей больших поперечных сечений,

Расчеты конструкций подземных сооружений целесообразно разделить на две группы, определяемые видом взаимодействия породы и обделки:

1-я группа — в неустойчивых породах, в которых активное и пассивное давления приблизительно равны между собою, нагрузка на конструкцию почти не зависит от деформации сооружения. Несущую способность конструкции определяют в этом случае свойствами ее материалов и размерами сечения;

2-я группа — при наличии связи между давлением породы на обделку и ее деформациями. Расчет ведут не только на активную нагрузку, но также учитывают дополнительные сопротивления вследствие упругих деформаций конструкции и окружающей породы.

Очевидно, что более жесткие конструкции, к которым относятся монолитные обделки, сами оказывают значительное сопротивление, не вызывая сколько-нибудь существенного отпора породы. В гибких конструкциях, к которым могут быть отнесены железобетонные конструкции рамного типа и кругового очертания, а также металлические конструкции из тубингов, увеличивают несущую способность за счет упругой среды окружающей тоннель породы.

Поскольку тоннели относятся к наиболее дорогим искусственным сооружениям, главным образом, вследствие значительной стоимости их обделок, то снижение стоимости последних предопределяет и снижение общей стоимости сооружения тоннелей. Снизить стоимость можно правильным использованием строительных материалов с точки зрения наиболее полной реализации их свойств. Например, для бетона, хорошо работающего лишь на сжатие, очевидно, проектирование и сооружение из этого материала обделок должно быть таким, чтобы в них преобладали сжимающие нормальные силы, а не изгибающие моменты.

В общем виде задача о рациональном использовании материала в обделках может быть в принципе решена лишь при достоверной оценке статической работы обделок. Это обстоятельно требует знания действительных условий работы обделок, их правильной оценки и выбора соответствующих методов расчета. В качестве исход-

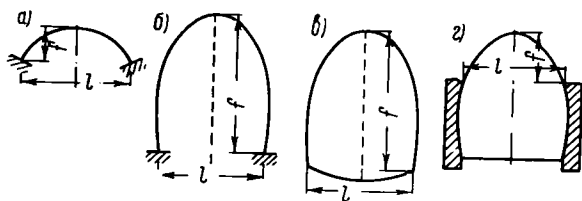


Рис. IV.10. Типовые
схемы конструкции
обделок:
 l и f — расчетные про-
лет и стрела подъема

ных предпосылок для установления таких методов расчета целесообразно использовать как непосредственные наблюдения за фактическим состоянием обделок в тоннелях, так и результаты специальных экспериментальных исследований на стендах.

В состав расчета обделок тоннелей входят три основные части:

- 1) определение действующих нагрузок;
- 2) обоснование и составление расчетной схемы, определение внутренних усилий в конструкциях;
- 3) проверка сечений.

Как известно, для установления нагрузок от горного давления могут быть два направления: натурные наблюдения и теоретические расчеты. Первые являются основными, но требуют наличия готовых выработок, что не всегда возможно.

Упругий отпор породы значительно облегчает работу конструкции благодаря увеличению нормальных сил и уменьшению изгибающих моментов. Поэтому учет упругого отпора в расчетной схеме дает возможность более рационального проектирования обделки, материал которой плохо работает на растяжение. Задачу расчета конструкции можно свести к расчету свода на упругих опорах в предположении линейной зависимости между деформациями и упругим отпором пород.

Расчет тоннельных обделок находится в тесной связи с состоянием и развитием соприкасающихся отраслей инженерных знаний (строительной механики, механики грунтов, геологии и др.), но он требует учета особенностей, свойственных подземным сооружениям.

Наиболее характерными типами конструкций обделок и соответственно расчетных схем 2-й группы могут быть следующие:

1) пологий свод, опертый в бока выработки (рис. IV.10, а), который применяют при заложении тоннеля в прочных, нетрещиноватых породах. Расчетная схема такой обделки представляет собою упругий свод с упруго защемленными в породу пятнами;

2) подъемистый свод с пятнами, заглубленными в подошву выработки (рис. IV.10, б), который применяют при заложении однополосных тоннелей в слабых породах и двухполосных в породах средней крепости. Расчетная схема в этом случае может быть в виде упругого подъемистого свода, упруго защемленного пятнами в породу на уровне подошвы выработки;

3) замкнутая конструкция обделки (рис. IV.10, в), которую применяют в однополосных и двухполосных тоннелях, возводимых в слабых породах, оказывающих значительное боковое давление и

давление, направленное снизу. Расчетная схема такой обделки может быть в виде упругого подъемистого свода, упруго защемленного в обратный свод, лежащий на упругом основании;

4) свод, опертый в массивные стены (рис. IV.10, г), применяют иногда в двухполосных тоннелях, возводимых в слабых породах. Соответствующая этому типу обделки расчетная схема представляет собою упругий свод с упруго защемленными в абсолютно жесткие стены пятами.

Расчет обделки в виде пологого свода

Обделку в виде пологого бесшарнирного свода, являющегося трижды статически неопределимой системой обычно рассчитывают методом сил с использованием условий симметрии конструкции и внешних сил.

Основная система симметричного свода после условного рассечения в замке представляет собою две криволинейные консоли (рис. IV.11, а). Влияние отброшенных в месте разреза связей заменяют двумя равными и противоположно направленными лишними неизвестными: X_1 — моментами, X_2 — нормальными и X_3 — перерезывающими силами¹. Ввиду симметрии нагрузки $X_3=0$. Канонические уравнения деформации для свода с упруго защемленными пятами имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} X_1 \delta_{11} + X_2 \delta_{12} + \Delta_{1p} + \Delta_{1\beta} + \Delta_{1\Delta} &= 0; \\ X_1 \delta_{21} + X_2 \delta_{22} + \Delta_{2p} + \Delta_{2\beta} + \Delta_{2\Delta} &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (IV.39)$$

где $\Delta_{1\beta}$ и $\Delta_{2\beta}$ — взаимный угол поворота и взаимное горизонтальное перемещение концов жестких консолей, вызванные поворотом пята на угол β ;

$\Delta_{1\Delta}$ и $\Delta_{2\Delta}$ — аналогичные перемещения, вызванные горизонтальным смещением пята на величину Δ .

Для определения перемещений можно воспользоваться обобщенной формулой Мора.

Ввиду того что своды тоннельных обделок обычно представляют

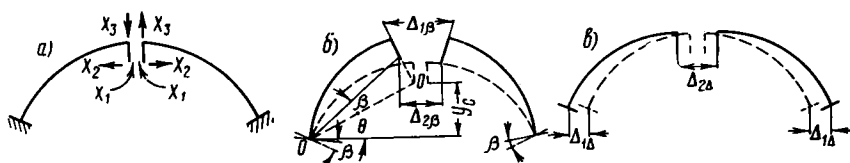
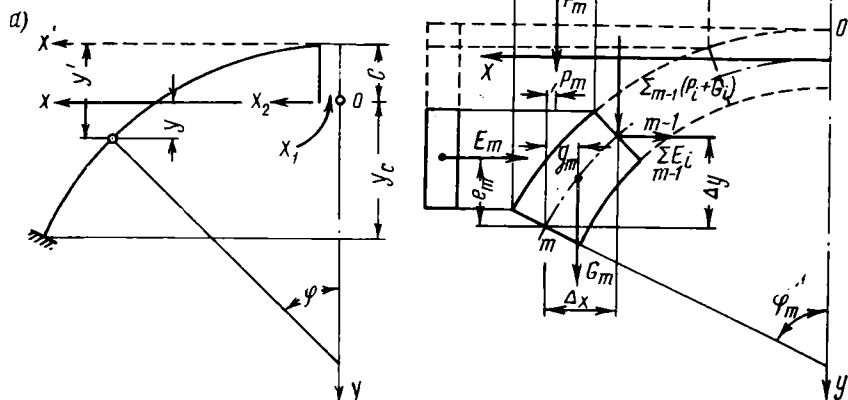


Рис. IV.11. Расчетные схемы пологого свода:

а — основная система; б — поворот пята; в — горизонтальные перемещения пята

¹ Переносом неизвестных в упругий центр при соответствующем подборе длин выносных консолей побочные перемещения обращаются в нуль, а уравнения деформации полностью разделяются.

Рис. IV.12. Схемы нагрузок на клинья полусвода и единичных воздействий



собирующей брусом малой кривизны, расчет пологих сводов можно вести по двучленной формуле

$$\delta_{ik} = \int_0^s \frac{\bar{M}_i \bar{M}_k}{EI} ds + \int_0^s \frac{\bar{N}_i \bar{N}_k}{EF} ds, \quad (IV.40)$$

выражающей перемещение любой точки i от действия силы, равной единице и приложенной к точке k . Здесь \bar{M}_i и \bar{N}_i — изгибающий момент и нормальная сила в любом сечении основной системы от нагрузки моментом $X_1=1$, а \bar{M}_k и \bar{N}_k — то же, от нагрузки силой $X_k=1$.

Перемещения $\Delta_{1\beta}$ и $\Delta_{2\beta}$, вызванные поворотом пят на угол β (рис. IV.11, б) и входящие в канонические уравнения, могут быть определены по формулам

$$\left. \begin{aligned} \Delta_{1\beta} &= 2\beta; \\ \Delta_{2\beta} &= 2\beta \bar{O}a \sin \theta = 2\beta y_c, \end{aligned} \right\} \quad (IV.41)$$

где y_c — расстояние центра пяты от упругого центра.

Перемещения $\Delta_{1\Delta}$ и $\Delta_{2\Delta}$, вызванные смещением пят на величину Δ (рис. IV.11, в), равны

$$\Delta_{1\Delta} = 0; \quad \Delta_{2\Delta} = 2\Delta.$$

После подстановки найденных для полусвода значений $\Delta_{1\beta}$; $\Delta_{2\beta}$; $\Delta_{1\Delta}$; $\Delta_{2\Delta}$ и учета симметрии системы и нагрузки каноническим уравнениям можно придать окончательный вид:

$$\left. \begin{aligned} X_1 \delta_{11} + X_2 \delta_{12} + \Delta_{1\beta} + \beta &= 0; \\ X_1 \delta_{21} + X_2 \delta_{22} + \beta y_c + \Delta &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (IV.42)$$

Из рис. IV.12, а следует:

$$\begin{aligned}\bar{M}_1 &= 1; & \bar{N}_1 &= 0; \\ \bar{M}_2 &= 1y; & \bar{N}_2 &= 1 \cos \varphi.\end{aligned}$$

Перемещения для полусвода вычисляют по формулам:

$$\left. \begin{aligned}\delta_{11} &= \int_0^{s/2} \frac{ds}{EI}; \\ \delta_{12} &= \delta_{21} = \int_0^{s/2} \frac{y ds}{EI}; \\ d_{22} &= \int_0^{s/2} \frac{y^2 ds}{EI} + \int_0^{s/2} \frac{\cos^2 \varphi ds}{EF}; \\ \Delta_{1p} &= \int_0^{s/2} \frac{M_p ds}{EI}; \\ \Delta_{2p} &= \int_0^{s/2} \frac{M_p y ds}{EI} + \int_0^{s/2} \frac{N_p \cos \varphi ds}{EF}.\end{aligned}\right\} \quad (IV.43)$$

Через M_p и N_p обозначены изгибающий момент и нормальная сила в любом сечении основной системы от внешней нагрузки.

Ввиду того, что закон изменения сечений свода не является простым, обычно интегрирование заменяют суммированием, для чего свод разбивают на клинья и ведут все вычисления для каждого сечения свода с записью в табличной форме. Для приближенного интегрирования используют формулу Симпсона, пригодную для четного числа клиньев, на которые разбит полусвод (обычно на 8—10):

$$\int A ds \approx \frac{\Delta s}{3} [A_0 + 4(A_1 + A_3 + \dots + A_{n-1}) + 2(A_2 + A_4 + \dots + A_{n-2}) + A_n], \quad (IV.44)$$

где Δs — длина клина;

A_n — подинтегральная функция в n -ом шве между клиньями (например,

$$\frac{M_l M_k}{EI_m}).$$

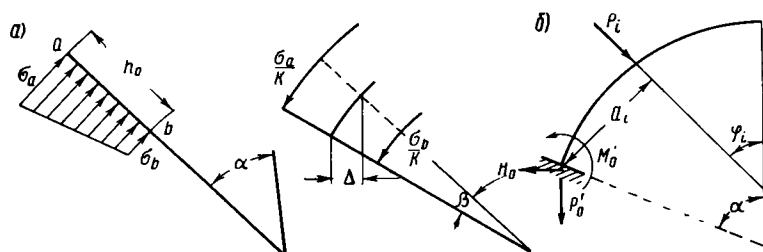


Рис. IV.13. Упругие перемещения пяты свода и единичные воздействия на полусвод

При расчете на вертикальные и горизонтальные нагрузки внутренние усилия в швах между клиньями (рис. IV.12, б) определяют по формулам:

$$\left. \begin{aligned} M_{mp} &= M_{(m-1)p} - \left[P_m p_m + E_m e_m + G_m g_m + \right. \\ &\quad \left. + \Delta X \sum_1^{m-1} (P_i + G_i) + \Delta y \sum_1^{m-1} E_i \right]; \\ N_{mp} &= \sum_1^m (P_i + G_i) \sin \varphi_m - \sum_1^m E_i \cos \varphi_m. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.45})$$

Упругие перемещения пяты свода β и Δ находят, рассматривая деформации породы под пятой (рис. IV.13, а). Обозначая через σ_a и σ_b напряжения в крайних точках пяты, а через h_0 — толщину сечения, имеем

$$\beta = \frac{\sigma_a - \sigma_b}{h_0 k}; \quad \Delta = \frac{\sigma_a + \sigma_b}{2k} \cos \alpha, \quad (\text{IV.46})$$

где k — коэффициент упругого отпора породы;
 α — угол наклона пятового сечения к вертикали.

Краевые напряжения σ_a и σ_b , будучи выражены через нормальную силу N_0 и момент M_0 , могут быть представлены в виде:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_a &= \frac{N_0}{1h_0} + \frac{6M_0}{1h_0^2}; \\ \sigma_b &= \frac{N_0}{1h_0} - \frac{6M_0}{1h_0^2}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.47})$$

После подстановки этих выражений в предыдущие получаем

$$\left. \begin{aligned} \beta &= \frac{12M_0}{h^3k} = \frac{M_0}{I_0k}; \\ \Delta &= \frac{N_0}{h_0k} \cos \alpha. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.48})$$

Для определения изгибающего момента и нормальной силы в пяте свода служат формулы:

$$\left. \begin{aligned} M_0 &= M'_0 + X_1 + X_2 y_c; \\ N_0 &= N'_0 + X_2 \cos \alpha. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.49})$$

Здесь через M_0^1 и N_0^1 обозначены изгибающий момент и нормальная сила от внешней нагрузки, действующей на рассматриваемый полусвод в основной системе (рис. IV.13, б):

$$\left. \begin{aligned} M'_0 &= \sum P_i a_i; \\ N'_0 &= H'_0 \cos \alpha + P_0 \sin \alpha; \\ H'_0 &= \sum P_i \sin \varphi_i; \\ P_0 &= \sum P_i \cos \varphi_i. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.50})$$

Окончательные выражения для β и Δ можно получить подстановкой в их общие формулы найденных значений M_0 и N_0 , т. е.

$$\left. \begin{aligned} \beta &= (M'_0 + X_1 + X_2 y_c) \frac{1}{I_0 k}; \\ \Delta &= (N'_0 + X_2 \cos \alpha) \frac{\cos \alpha}{h_0 k}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.51})$$

При вертикальной нагрузке величина H_0^1 обращается в нуль.

После определения X_1 и X_2 решением канонических уравнений могут быть найдены величины изгибающих моментов и нормальных сил по формулам:

$$\left. \begin{aligned} M &= M_p + X_1 + X_2 y; \\ N &= N_p + X_2 \cos \varphi. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.52})$$

Правило знаков: момент положителен при растяжении внутреннего волокна, а нормальная сила — при сжатии в сечении свода.

Сечения проверяем на действие найденных моментов и нормальных сил.

Правильность расчета необходимо проверять, используя положение о том, что суммарный угол поворота сечения в замке должен быть равен нулю, т. е. что

$$\int_0^{s/2} \frac{M ds}{EI} + \beta = 0, \quad (\text{IV.53})$$

где M — изгибающий момент в сечениях свода;
 β — упругий угол поворота пяты.

Расчет обделки в виде подъемистого свода ¹

Расчет обделки в виде подъемистого свода обычно ведут с учетом упругого отпора породы и сил трения, возникающих по боковым поверхностям обделки. Это справедливо при условии обеспечения плотного примыкания обделки к породе.

Под действием вертикальной нагрузки верхний участок свода (рис. IV.14, а) смещается внутрь выработки, а боковые участки — наружу. Благодаря этому и возникают упругий отпор, а также силы трения, учитываемые только в пределах участков обделки, имеющих перемещение δ в сторону породы. Очертание эпюры упругого отпора (рис. IV.14 б) может быть определено тремя характерными точками: верхней и нижней нулевыми точками и точкой, имеющей наибольшую ординату отпора $k\delta_h$, где k — коэффициент упругого отпора породы, а δ_h — наибольшая величина перемещения. Верхнюю нулевую точку принимают на границе так называемой зоны отлипания, т. е. там, где ординаты упругого отпора начинают получать отрицательное значение. Положение этой точки с достаточной степенью точности может быть предварительно принято на пересечении радиуса, проведенного под углом $\psi_0 = 45^\circ$ к вертикали, с нейтральной осью свода. Нижнюю нулевую точку принимают в пяте свода, так как последняя не получает горизонтального смещения ввиду значительной величины сил трения в подошве обделки.

Положение точки с наибольшей ординатой эпюры отпора определяют по следующим признакам: 1) на высоте h_1 , соответствующей наибольшему пролету обделки, но не более $\frac{H'}{3}$ от верхней нулевой точки (здесь H' — длина эпюры отпора); 2) по месту сопряжения прямых боковых участков внутреннего контура обделки с его криволинейной частью.

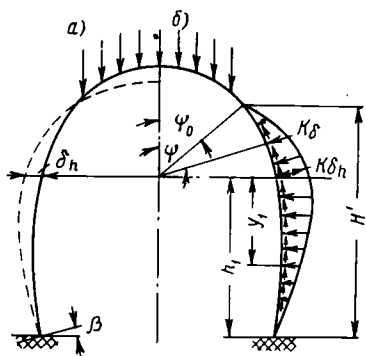


Рис. IV.14. Расчетные схемы подъемистого свода

¹ Предложен и разработан доц. Г. Г. Зурабовым и О. Е. Бугасвой.

Величину ординаты δ_h определяют расчетом (см. ниже). В случае получения отрицательной величины расчет обделки необходимо вести без учета упругого отпора.

Канонические уравнения деформации для подъемистого свода с упруго защемленными в породе пятнами при симметричной нагрузке и при отсутствии горизонтального смещения пят имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} X_1 \delta_{11} + \Delta_{1p} + \beta &= 0; \\ X_2 \delta_{22} + \Delta_{2p} + \beta y_c &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (IV.54)$$

После замены угла β через углы поворота пят от внешней нагрузки β_p момента $X_1=1$ (β_1) и силы $X_2=1$ (β_2) и подстановки его развернутого значения в виде

$$\beta = \beta_p + X_1 \beta_1 + X_2 \beta_2 \quad (IV.55)$$

с заменой величины β_2 через $\beta_1 y_c$ получают следующие уравнения:

$$\left. \begin{aligned} X_1 (\delta_{11} + \beta_1) + X_2 y_c \beta_1 + \Delta_{1p} + \beta_p &= 0; \\ X_1 y_c \beta_1 + X_2 (\delta_{22} + y_c^2 \beta_1) + \Delta_{2p} + y_c \beta_p &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (IV.56)$$

откуда и определяют неизвестные X_1 и X_2 . Входящие в эти уравнения перемещения δ_{11} , δ_{22} , Δ_{1p} , Δ_{2p} берут по одночленной формуле:

$$\left. \begin{aligned} \delta_{11} &= \int_0^{s/2} \frac{ds}{EI}; \quad \Delta_{1p} = \int_0^{s/2} \frac{M_p ds}{EI}; \\ \delta_{22} &= \int_0^{s/2} \frac{y^2 ds}{EI}; \quad \Delta_{2p} = \int_0^{s/2} \frac{M_p y ds}{EI}. \end{aligned} \right\} \quad (IV.57)$$

Углы поворота пят свода согласно формуле (IV.48) могут быть выражены:

$$\beta = \frac{M_0}{I_0 k_1}; \quad (IV.58)$$

при $X_1=1$; $M_0=1$ имеем

$$\beta_1 = \frac{1}{I_0 k_1};$$

при действии внешней нагрузки —

$$\beta_p = \frac{M'_0}{I_0 k_1},$$

где M'_0 — изгибающий момент в пяте основной системы;

k_1 — коэффициент упругого отпора породы в подошве обделки.

Во всех перемещениях, зависящих от нагрузок Δ_{1p} , Δ_{2p} и β_p , должны быть учтены силы отпора и трения, выраженные через δ_h .

Очертание эпюры отпора можно принять из двух плавных кривых, сопрягающихся в точке с ординатой $k\delta_h$.

Уравнение верхней ветви эпюры (см. рис. IV.14, а)

$$k\delta = k\delta_h \left(1 - \frac{\cos^2 \psi}{\cos^2 \psi_0} \right), \quad (\text{IV.59})$$

где $k\delta$ — интенсивность отпора в сечении, наклоненном под углом ψ к вертикали;
 ψ_0 — угол наклона к вертикали сечения с нулевой ординатой.

Уравнение нижней ветви эпюры:

$$k\delta = k\delta_h \left(1 - \frac{y_1^2}{h_1^2} \right), \quad (\text{IV.60})$$

где y_1 — расстояние до сечения с максимальной ординатой $k\delta_h$;
 h_1 — расстояние от пяты свода до того же сечения.

Все ординаты эпюры отпора и, следовательно, силы трения выражены через δ_h .

По закону независимости действия сил и закону пропорциональности перемещение δ_h может быть представлено так:

$$\delta_h = \delta_{hp} + X_1 \delta_{h1} + X_2 \delta_{h2} + \delta_{h\beta}; \quad (\text{IV.61})$$

здесь δ_{hp} , δ_{h1} , δ_{h2} — перемещения точки h под действием внешней нагрузки и сил $X_1 = 1$ и $X_2 = 1$:

$$\left. \begin{aligned} \delta_{hp} &= \int_0^{s_1} \frac{M_p y_1 ds}{EI}; \\ \delta_{h1} &= \int_0^{s_1} \frac{y_1 ds}{EI}; \\ \delta_{h2} &= \int_0^{s_1} \frac{y y_1 ds}{EI}, \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.62})$$

где s_1 — длина осевой линии обделки от пяты до сечения с ординатой $k\delta_h$.

Перемещение $\delta_{h\beta}$, вызванное поворотом пяты на угол β , равно

$$\delta_{h\beta} = \beta \bar{a} h \sin \theta, \quad (\text{IV.63})$$

где θ — угол между направлением нормали в точке h и прямой ah , соединяющей эту точку с центром тяжести a пяты.

После определения перемещения δ_h по формуле (IV.61) находят окончательные значения X_1 и X_2 , а также величины M и N в сечениях обделки.

Расчет проверяют так же, как и в случае пологого свода.

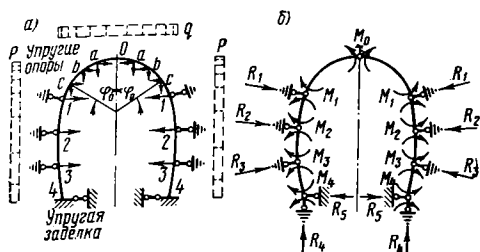


Рис. IV.15. Расчетная схема обделки с введением упругих опор и основная система

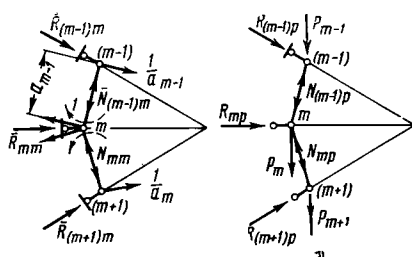


Рис. IV.16. Схема усилий в основной системе

Для удобства расчета и контроля можно рассчитать заданную систему сначала на действие активной внешней нагрузки, а затем на действие отпора и трения¹.

В рассмотренном методе расчета исходят из заданной формы эпюры упругого отпора; более правильно — ее выявлять в процессе расчета.

Наибольшее распространение получил метод расчета, предложенный в Метропроекте. Он основан на преобразовании заданной системы в расчетную с заменой плавного очертания нейтральной оси обделки ломаным, непрерывного изменения жесткости обделки — ступенчатым, активных нагрузок — сосредоточенными усилиями и упругой среды — отдельными упругими опорами, приложенными в вершинах вписанного многоугольника, показанного на рис. IV.15, а.

Протяжение безотпорной зоны (центральный угол $2\psi_0 \cong \cong 90 \div 150^\circ$) предварительно задают в соответствии с опытом проектирования обделок в аналогичных условиях. Истинное положение нулевой точки в эпюре отпора уточняют последующим расчетом.

В качестве основной системы метода сил принимают шарнирную цепь (рис. IV.15, б), получаемую в результате введения шарниров в местах проложения упругих опор и в замковом сечении обделки.

За лишние неизвестные принимают парные изгибающие моменты в симметричных шарнирах.

Неизвестные определяют решением канонических уравнений, имеющих вид

$$\sum M_k \delta_{ik} + \Delta_{ip} = 0, \quad (IV.64)$$

где δ_{ik} и Δ_{ip} — перемещения системы по направлению неизвестных M_i от действия парных моментов, приложенных в точках k , и от нагрузок.

¹ Предложение доц. С. Н. Наумова.

Развернутая формула для определения перемещений основной системы с учетом изгиба, обжатия стержней и осадки упругих опор имеет вид

$$\delta_{ik} = \int \frac{\bar{M}_i \bar{M}_k}{EI_m} ds + \sum \frac{\bar{N}_i \bar{N}_k}{EF_m} a_m + \sum \frac{\bar{R}_i \bar{R}_k}{D}, \quad (\text{IV.65})$$

где \bar{M}_i и \bar{N}_i — изгибающие моменты и нормальные силы в основной системе от действия парных единичных моментов, приложенных в точках i ;

\bar{M}_k и \bar{N}_k — то же, от действия парных единичных моментов, приложенных в точках k ;

I_m , F_m , a_m — соответственно момент инерции, площадь сечения и длина m -го стержня;

\bar{R}_i и \bar{R}_k — усилия в опоре основной системы от действия парных единичных моментов, приложенных соответственно в точках i и k ;

$D = kbs_m$ — характеристика жесткости опоры шириной b и длиной s_m ;
 k — коэффициент упругого отпора породы (может быть переменным по длине контура обделки).

Для определения перемещений Δ_{1p} от действия нагрузок необходимо в формуле (IV.65) заменить усилия \bar{M}_k , \bar{N}_k и \bar{R}_k усилиями в основной системе M_p , N_p и R_p .

Усилия в основной системе от единичных моментов и нагрузки определяют последовательным вырезанием углов многоугольника и рассмотрением их равновесия. Моменты представляют в виде пары сил (рис. IV.16). Усилия в элементах основной системы удобно представлять в виде эпюр на развертке полуоси обделки (рис. IV.17).

Для проверки правильности вычисления усилий в основной системе от единичных моментов прикладывают последние сразу по направлению всех неизвестных. Равенство нулю нормальных сил и реакции опор служит подтверждением этого обстоятельства.

Суммирование усилий всех единичных состояний должно обеспечить следующие равенства:

$$\sum \bar{M}_{mk} = 1; \sum \bar{N}_{mk} = 0; \sum \bar{R}_{mk} = 0. \quad (\text{IV.66})$$

Для определения правильности определения усилий в основной системе от действия нагрузок вырезают отдельные части системы и проектируют на оси координат соответствующие усилия.

Правильность вычисления перемещений основной системы контролируют определением перемещений δ_{ss} и Δ_{sp} из следующих равенств:

$$\left. \begin{aligned} \delta_{ss} &= \sum \frac{a_m}{EI_m} = \sum \delta_{ik}; \\ \delta_{sp} &= \sum \frac{\omega_{mp}}{EI_m} = \sum \Delta_{1p}, \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.67})$$

где ω_{mp} — площадь эпюры моментов от нагрузки на стержне основной системы.

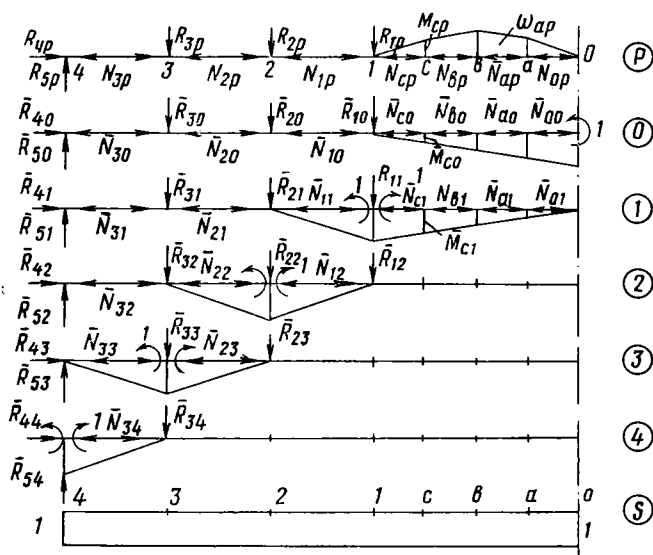


Рис. IV.17. Эпюры усилий в основной системе

Решением канонических уравнений находят изгибающие моменты в местах упругих опор и в замковом сечении. Моменты в сечениях трехшарнирной арки, нормальные силы в стержнях и реакции опор получают суммированием усилий в основной системе от нагрузок и моментов в шарнирах:

$$\left. \begin{aligned} M_m &= M_{mp} + \sum M_n \bar{M}_{mn}; \\ N_m &= N_{mp} + \sum M_n \bar{N}_{mn}; \\ R_m &= R_{mp} + \sum M_n \bar{R}_{mn}. \end{aligned} \right\} \quad (IV.68)$$

В пределах длин постели каждой упругой опоры интенсивность отпора породы постоянна (рис. IV.18)

$$\sigma_m = \frac{R_m}{s_m}.$$

Расчетная эпюра отпора (см. рис. IV.18, а) имеет ступенчатый характер. Действительную эпюру (см. рис. IV.18, б) можно получить плавным сопряжением средних точек каждой частной эпюры с графически уточненной величиной угла безотпорной зоны. Окончательные значения нормальных сил равны полусуммам нормальных сил в примыкающих к вершинам многоугольника стержнях.

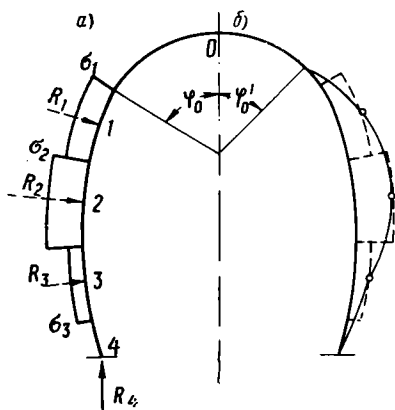


Рис. IV.18. Схема реакций опор и эпюры упругого отпора

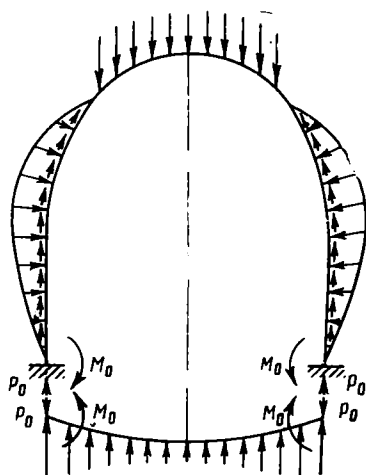


Рис. IV.19. Расчетная схема замкнутой обделки

Проверке подлежит взаимный угол поворота стержней, сходящихся в замковом сечении,

$$\int \frac{M ds}{EI_m} + M_{\pi} \bar{\gamma}_{\pi} = 0, \quad (\text{IV.69})$$

где

$$\bar{\gamma}_{\pi} = \frac{1}{k_{\pi} I_{\pi}} \quad \text{— угол поворота пяты под действием единичного момента;}$$

$$I_{\pi} = \frac{bh_{\pi}^3}{12} \quad \text{— момент инерции подошвы стены.}$$

Также требуется проверка равновесия отдельных частей обделки.

Расчет обделки замкнутой конструкции

При расчете обделки замкнутой конструкции ее условно расчленяют на упругий подъемистый свод проектного очертания и обратный свод; верхний свод рассматривают как упруго защемленный в нижний, лежащий на упругом основании (рис. IV.19). Исключение представляет способ определения углов поворота пят, которые находят как углы поворота концевых сечений обратного свода, нагруженного силами и моментами, передаваемыми верхним сводом и нагрузкой от подвижного состава. При определении углов поворота можно рассматривать обратный свод малой кривизны как балку, тогда как при определении усилий влияние кривизны свода обязательно учитывают.

Дифференциальное уравнение изогнутой оси балки, лежащей на упругом основании, имеет вид:

$$EI \frac{d^2 y}{dx^2} = M. \quad (IV.70)$$

Интенсивность реакции основания

$$EI \frac{d^4 y}{dx^4} = \frac{d^2 M}{dx^2} = q_x. \quad (IV.71)$$

Реакция основания пропорциональна прогибу

$$q_x = -kby,$$

где k — коэффициент упругого отпора породы;
 b — ширина балки.

После подстановки имеем

$$EI \frac{d^4 y}{dx^4} + kby = 0 \quad (IV.72)$$

или

$$\frac{d^4 y}{dx^4} + \alpha^4 y = 0, \quad (IV.73)$$

где

$$\alpha = \sqrt[4]{\frac{kb}{4EI}}.$$

Общий интеграл этого линейного дифференциального уравнения четвертого порядка имеет вид:

$$y = e^{-\alpha x} (C_1 \sin \alpha x + C_2 \cos \alpha x) + e^{\alpha x} (C_3 \sin \alpha x + C_4 \cos \alpha x). \quad (IV.74)$$

Произвольные постоянные более просто можно определить методом начальных условий, дающим возможность пользоваться таблицами¹.

Для определения усилий в обделке замкнутой конструкции целесообразно применение метода Метропроекта с заменой упругой среды упругими опорами на всем контуре взаимодействия обделки и породы.

Рассмотренные расчетные схемы справедливы при условии бетонирования обделки одновременно по всему контуру.

Расчет обделки с монолитными стенами

При расчете обделки с монолитными стенами, возводимыми после сооружения свода, ее расчленяют на упругий свод, упруго защемленный в стены, и на жесткие стены.

¹ В. П. Волков и др. Тоннели. Т. I. М., Трансжелдориздат, 1945. (Приложение).

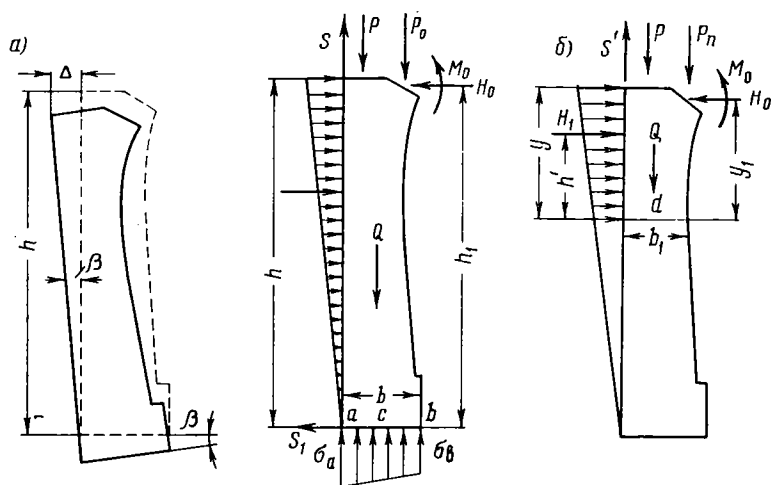


Рис. IV.20. Расчетные схемы:
а — всей монолитной стены; б — любого сечения ее

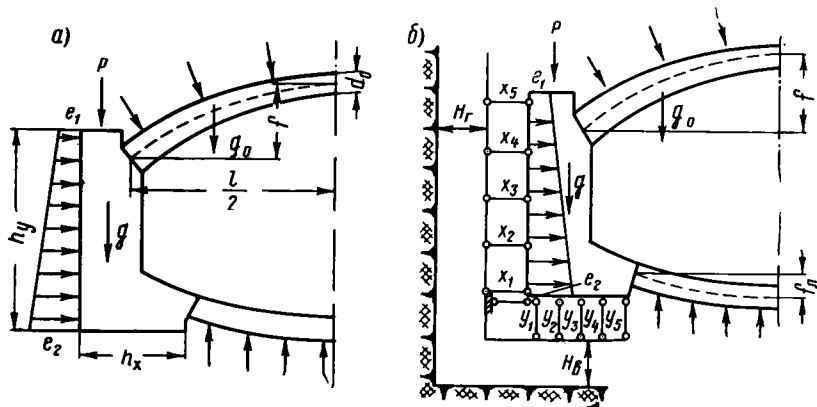


Рис. IV.21. Расчетные схемы по С. С. Давыдову

Пренебрегая собственными деформациями стен ввиду их жесткости, учитывают только перемещения, вызванные поворотом стен (рис. IV. 20). Можно воспользоваться приведенными выше уравнениями деформаций для пологого свода. Горизонтальное смещение Δ пяты свода может быть выражено через угол поворота β стены относительно ее наружного нижнего ребра и ее высоту h .

При жестких и упругих стенах (по П. Л. Пастернаку) может быть применен метод расчета, предложенный С. Н. Наумовым¹.

¹ Тоннели и метрополитены. Под ред. В. П. Волкова. М., Транспорт, 1964, стр. 113.

Расчет обделок с монолитными стенами может быть выполнен по методу, построенному на теории общих деформаций и предложенному С. С. Давыдовым. По этому методу боковые стены рассматривают лежащими на упругом слое мощностью H , а при его большей величине — на упругом полупространстве. Таким образом, обделку рассматривают как упругую монолитную систему в линейно деформируемой среде, характеристиками которой являются модуль продольной деформации E_0 и коэффициент поперечного расширения μ_0 .

В состав конструкции входят (рис. IV.21, а): упругий свод, жесткие (или упругие) стены и обратный свод (или плоский лоток для твердых пород). Внешними нагрузками, действующими на тоннельный свод, принимают вертикальное и боковое горное давление. Нагрузка на стены — горизонтальные составляющие объемных сил, существовавшие до проходки выработки. Эти силы ограничивают деформации свода под действием его распора. Некоторое смещение пят свода возможно лишь в том случае, когда действие распора будет превышать горизонтальные составляющие объемных сил. Это допущение приводит к значительному искусственному повышению несущей способности тоннельного свода вследствие защемления его пят.

Общее решение задачи расчета такой конструкции может быть найдено с учетом упругого отпора в пределах стен и совместной работы отдельных частей конструкции.

Под действием нагрузок на обделку с жесткими стенами произойдет поворот стены на некоторый угол β , для определения которого необходимо проанализировать условия равновесия стены (рис. IV.21, б), которая лежит на упругом слое неодинаковой мощности H_r — сбоку и H_b — снизу. За пределами этого слоя находится массив породы, не участвующий в совместной работе со стеной. Толщина упругого слоя H_b принята равной такой глубине от подошвы стены, на которой возникают напряжения, превосходящие на 20% бытовые, т. е. $\sigma_n = 1,2 \sigma_b$.

Для нахождения величины H_r необходимы специальные вычисления¹.

По предложению проф. Б. Н. Жемочкина влияние упругой среды на обделку заменено сосредоточенными воздействиями пяти опорных стержней с эквивалентными упругими свойствами. Влияние упругой среды расчленено на две независимые системы, для которых составлены две группы уравнений деформации. Каждая из них содержит пять неизвестных усилий в стержнях и неизвестные начальные параметры. Дополнительно введено необходимое число уравнений статики. Решив эти уравнения, находят искомые усилия M и N в теле конструкции и по подошве стен и по ним подбирают сечения.

¹ С. С. Давыдов. Расчет и проектирование подземных конструкций. М., Стройиздат, 1950.

Расчет на упругих опорах может быть выполнен по теории местных деформаций при условии определения коэффициента упругой деформации через физико-механические характеристики породы — упругие, постоянные, т. е.

$$k = \frac{1}{H_n} \cdot \frac{E_0}{1 - \mu_0}. \quad (\text{IV.75})$$

Для более полного представления о работе монолитной конструкции обделки под нагрузкой, о ее действительной несущей способности и деформативности необходим учет пластических свойств бетона. Эти свойства проявляются особенно заметно при медленном нарастании нагрузки, что характерно для монолитных обделок, воспринимающих непрерывно увеличивающееся горное давление по мере проходки.

Приспособляемость конструкции к действующим нагрузкам может быть объяснением долговечности подземных сооружений, образование трещин в которых сопровождается местными пластическими деформациями материала, возникновением углов перелома упругой оси и значительным уменьшением жесткости. Интенсивность деформаций возрастает при увеличении эксцентриситета приложения нормальной силы.

Изучение и учет такого приспособления ведет к более экономным решениям, основанным на учете реальной природы явлений.

Наличие пластических деформаций в отдельных сечениях и последовательное появление трещин от замка к пятам не означает, что несущая способность конструкции исчерпана. Это связано лишь с изменением схемы работы конструкции, которая становится статически определимой и нечувствительной к деформациям опор. К подобному состоянию обделки могут привести микротрещины в неармированных бетонных конструкциях, являющиеся действительной причиной уменьшения моментов в сечениях. Более полное выявление всех этих обстоятельств возможно лишь расчетом по предельным состояниям, основанным на последовательном изучении стадий работы конструкции под действием возрастающей нагрузки. Монолитные бетонные обделки, обладающие сравнительно большой жесткостью, могут быть рассчитаны по двум предельным состояниям: по образованию и раскрытию трещин и по несущей способности, так как исчерпание последней наступает раньше вступления конструкции в третье предельное состояние (по деформациям). Предельное состояние в отдельных наиболее напряженных сечениях конструкции определяет ее общее предельное состояние.

Вследствие небольшой прочности бетона на растяжение в монолитных обделках обычно наиболее напряжено замковое сечение, где относительный эксцентриситет нормальной силы $\frac{e_0}{h}$ достигает

максимального значения. Образованию трещин предшествует работа обделки как упругой системы с ограниченными областями пластических деформаций лишь в растянутых зонах. При достижении

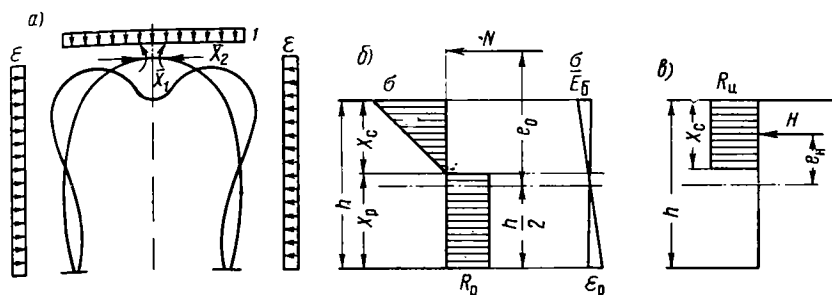


Рис. IV.22. Схемы к расчету обделки по предельным состояниям

нормальной силой в замке предельного значения $N_{\text{пред}}$ возникает хрупкий излом. Расчетом нужно выявлять интенсивность нагрузки $q_{\text{пред}}$, при которой наступает данное предельное состояние.

Такую предельную нагрузку можно определить из выражения

$$q_{\text{пред}} = \frac{N_{\text{пред}}}{\bar{X}_2}, \quad (\text{IV.76})$$

где \bar{X}_2 — значение нормальной силы в замковом сечении бесшарнирной обделки от единичной вертикальной и ей соответствующей горизонтальной нагрузки ε (рис. IV.22, а), равной отношению расчетных нагрузок:

$$\varepsilon = \frac{p}{q}; \quad (\text{IV.77})$$

$N_{\text{пред}}$ — предельное значение нормальной силы при эксцентриситете $e_0 = \frac{\bar{X}_1}{\bar{X}_2}$ в замковом сечении.

Трещина возникает, когда относительная деформация растянутой грани сечения достигает величины предельной растяжимости бетона.

Моменту трещинообразования в прямоугольном внецентренно сжатом сечении соответствует определенное распределение напряжений и деформаций (рис. IV.22, б)

$$N_{\text{пред}} = mtbhR_p, \quad (\text{IV.78})$$

где

$$t = \frac{C(4-C)}{\theta-2C}; \quad \theta = \frac{6e_0}{h} - 1; \quad C = \frac{X_p}{h}.$$

После возникновения трещины в замковом сечении обделки нормальная сила переместится внутрь сечения и уравнивается сжимающими напряжениями R_n , равномерно распределенными по площадке смятия (рис. IV.22, в). Эксцентриситет нормальной силы и

соответствующий ему момент в замковом сечении могут быть определены из выражений:

$$e_n = \frac{h}{2} \left(1 - \frac{H}{mbhR_n} \right); \quad (IV.79)$$

$$M_n = He_n. \quad (IV.80)$$

Вследствие возникновения трещины в замковом сечении обделка начинает работать как одношарнирная. Дальнейшее развитие явлений при нарастании нагрузки проходит по следующей схеме. Возникают пластические шарниры в симметрично расположенных сечениях с превращением верхней части свода в статически определенную трехшарнирную арку. Возрастанию нагрузки и нормальной силы соответствует увеличение площадки смятия и уменьшение эксцентриситета. При относительной величине последнего $e_n = 0,225 h_n$ возникает хрупкое разрушение опорных сечений арки и конструкции в целом. В замковом сечении возможны наступление предельного состояния и хрупкий излом в случае, если величина эксцентриситета в других сечениях $e_n < 0,225 h_n$. Хрупкому разрушению сечений соответствует нормальная сила

$$N_{\text{пред}} = 0,55mbhR_n. \quad (IV.81)$$

Обычно расчет по предельным состояниям ведут по нагрузке трещинообразования [формула (IV.78)], при которой трещина в замковом сечении достигает предельного раскрытия (0,2 мм) раньше, чем возникает хрупкий излом.

Проверка прочности сечений

Прочность принятых сечений бетонной обделки необходимо проверять по несущей способности в соответствии с указаниями СНиП II-V.1-62. Расчетные сопротивления бетона основных марок, применяемых для тоннельных обделок, с учетом коэффициента условий работы, равного 0,9, приведены в табл. IV.3.

Таблица IV.3

Вид напряженного состояния	Обозначения	Марка бетона		
		200	250	300
		Расчетные сопротивления бетона, кг/см^2		
Сжатие осевое (призменная прочность)	$R_{\text{пр}}$	70	95	115
Сжатие при изгибе	$R_{\text{и}}$	90	115	140
Растяжение	$R_{\text{р}}$	6,4	8,1	9,5

Примечание. При расчете элементов, бетонируемых в вертикальном положении, вводят коэффициент условий работы $m=0,85$.

При малых эксцентриситетах ($e_0 < 0,225 h$) нормальной силы сечение бетонных обделок сжато; соответствующее значение предельного сжимающего усилия определяют по формуле

$$N_{\pi} = m R_{\pi p} \frac{b h^2}{h + 2e_0}, \quad (IV.82)$$

где m — коэффициент условий работы, учитывающий отклонения расчетной схемы от действительной ($m=0,9$).

При больших эксцентриситетах ($e_0 \geq 0,225 h$) нормальной силы возникают растягивающие напряжения. Предельное сжимающее усилие определяют с учетом сопротивления растянутой зоны

$$N_{\pi} = \frac{1,75 m b h R_p}{6 \frac{e_0}{h} - 1}. \quad (IV.83)$$

Введением множителя 1,75 учитывают повышение несущей способности сечения за счет развития пластических деформаций.

При отсутствии гидростатического давления и воздействия агрессивной среды расчет может быть проведен без учета сопротивления растянутой зоны бетона:

$$N_{\pi} = m R_{\pi} b (h - 2e_0). \quad (IV.84)$$

В этом случае ограничивают величину эксцентриситета нормальной силы; должно быть $e_0 \leq 0,45 h$.

В случае, если $N > N_{\pi}$, необходимо усилить конструкцию одним из следующих способов: повышением марки бетона, армированием растянутой зоны сечения, увеличением его высоты или изменением очертания свода. Наиболее целесообразно применение последнего способа с целью приближения очертания оси обделки к кривой давления, что обычно требует увеличения подъемистости свода и уменьшения радиуса его кривизны в замке. Допускаемый эксцентриситет нормальной силы определяют из формулы (IV.83)

$$|e_0| = \frac{h}{6} \left(\frac{1,75 m b h R_p}{N} + 1 \right). \quad (IV.85)$$

В случае, если $N < N_{\pi}$, целесообразно уменьшить высоту сечения, определяемую по формуле (IV.82) или (IV.83).

§ 22. РАСЧЕТ СБОРНЫХ ЧУГУННЫХ ОБДЕЛОК КРУГОВОГО ОЧЕРТАНИЯ

Предварительный подбор размеров сечения обделки

Наибольшее распространение в тоннелестроении имеют металлические и железобетонные обделки, составленные из взаимозаменяемых элементов — соответственно тюбингов и блоков. Внутренний диаметр такой обделки задают с учетом назначения тоннеля и

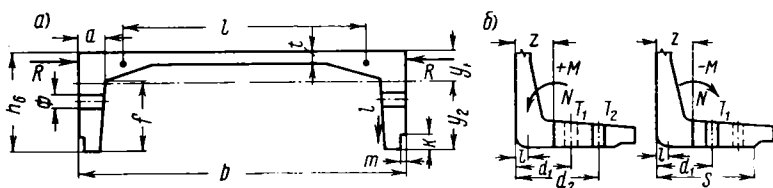


Рис. IV.23. Схемы к расчету тьюбинга

установленных габаритов. Сечения элементов обделки предварительно назначают по аналогии с существующими тоннелями и проверяют расчетом на действие наиболее невыгодного сочетания нагрузок.

Для предварительного назначения размеров сечения тьюбинга можно пользоваться данными табл. IV.4.

Оболочку тьюбинга (рис. IV.23, а) рассчитывают на внешнее давление породы и воды, как балку с заделанными концами и пролетом, равным расстоянию между центрами тяжести опорных утолщений.

Сжимающие напряжения от изгиба и от давления щитовых домкратов суммируют.

Суммарное сжимающее напряжение в сечении определяют по формуле

$$\sigma_1 = \frac{R}{t} + \frac{pl^2}{2t^2}, \quad (\text{IV.86})$$

где p — интенсивность внешней нагрузки;
 R — давление щитовых домкратов на 1 пог. м кольца;
 t — расчетная толщина оболочки тьюбинга.

Т а б л и ц а IV.4

Элементы сечения тьюбинга	Практические размеры
Ширина кольца b , см	60—100
Высота борта h_6 :	
в глинистых породах	0,02D
в водоносных породах	0,03D
Толщина бортов по условиям жесткости, см	$a \geq 0,3f = 5$
Уклон внутренней грани i	$\frac{1}{30} - \frac{1}{15}$
Гидроизоляция канавка	$m = 5; k = 32$
Болтовое отверстие	$d + (3 \div 4)$

П р и м е ч а н и е. Условные обозначения: D — внутренний диаметр обделки; $f = h_6 - a$; d — диаметр болта, равный обычно 20—40 мм.

При определении растягивающих напряжений давление щитовых домкратов не учитывают и тогда

$$\sigma_2 = -\frac{pl^2}{2t^2}, \quad (\text{IV.87})$$

здесь принимают большее из значений t .

После подбора сечения тьюбинга и определения действующих усилий проверяют напряжения по формулам:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 &= \frac{N}{F} \pm \frac{My_1}{I}; \\ \sigma_2 &= \frac{N}{F} \mp \frac{My_2}{I}, \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.88})$$

где M и N — усилия, действующие в кольце обделки шириною b ;

F — площадь поперечного сечения;

I — момент инерции (нетто) сечения относительно нейтральной осн.

Усилия и напряжения в болтах определяют следующим образом. Растягивающие усилия T_1 и T_2 в болтах (рис. IV.23, б) определяют в зависимости от знака действующего момента по формулам:

$$\left. \begin{aligned} T_1 &= \frac{M - N(s - z)}{s - d_1}; \\ T_2 &= \frac{M - N(z - l)}{(d_1 - l)^2 + (d_2 - l)^2} (d_2 - l). \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.89})$$

По найденным T_1 и T_2 находят напряжение в болтах

$$\sigma = \frac{4T}{m\pi d^2}, \quad (\text{IV.90})$$

где m — число болтов в ряду;

d — рабочий диаметр болта.

Статический расчет обделки выполняют с учетом особенностей применяемого метода производства работ. В монтажной стадии обделка подвергается действию собственного веса G и усилий P от вспомогательных устройств (рис. IV.24). Предварительно можно определить вес 1 пог. м обделки в тоннах по эмпирическим формулам: $G = 0,22 D^2$ — для глинистых пород; $G = 0,30 D^2$ — для устойчивых водоносных пород; $G = 0,35 D^2$ — для плавунных пород, где D — наружный диаметр обделки, м.

Стадии работы обделки

При сборке кольца от нижнего элемента к верхнему без применения каких-либо поддерживающих приспособлений и при расположении кольца на лотковой части оболочки щита или на породе (рис. IV.24, б) необходимо проверять напряжения в обделке от монтажных нагрузок. На заданные нагрузки обделку рассчитыва-

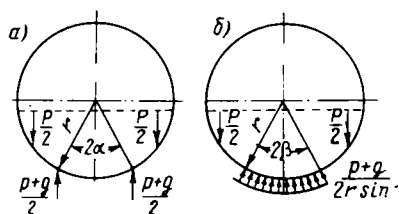


Рис. IV.24. Схемы опирания кольца обделки в монтажной стадии. Пунктиром показана стяжка

ют обычными методами строительной механики. Усилия, возникающие в наиболее напряженном (замковом) сечении, определяют по формулам:

$$\left. \begin{aligned} M &= -\frac{gr}{2\pi \sin \alpha} [\alpha(1 + \cos \alpha) - 1,5 \cos \alpha]; \\ N &= \frac{g}{2\pi \sin \alpha} [0,5 \sin \alpha - \alpha \cos \alpha], \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.91})$$

где g — вес 1 пог. м обделки.

При опирании кольца на рельсы, утопленные в бетонное основание опережающей штольни (рис. IV.24, а), что применяют в случаях, требующих особо высокой точности монтажных работ, расчетные схемы соответственно видоизменяют. Длину дуги опирания, зависящую от диаметра обделки и качества пород, обычно принимают равной длине нижнего элемента обделки, что соответствует центральному углу $2\alpha = 25^\circ \div 40^\circ$.

Так как влияние веса вспомогательного оборудования может быть значительным и вызывающим в первых кольцах обделки дополнительные изгибающие моменты, необходимо ограничивать деформативность колец постановкой монтажных стяжек в виде стальных стержней диаметром 45—50 мм с нарезанными концами, снабженными натяжной гайкой. Этой цели служат ряд дополнительных мер, как-то: снижение веса вспомогательного оборудования и его передача непосредственно на лотковую часть обделки, своевременное нагнетание на обделку и т. п.

В рабочей стадии обделка сохраняет напряженное состояние от монтажных нагрузок вследствие нагнетания раствора и, кроме того, в ней возникают дополнительные усилия от горного и гидростатического давлений, а также от веса внутренней конструкции тоннеля (проезжая часть) и временных нагрузок от обращающегося в тоннеле транспорта. Рассчитать обделку в рабочей стадии необходимо на действие нагрузок эксплуатационной стадии и полученные усилия просуммировать с усилиями от монтажных нагрузок. При монтаже элементов обделки с использованием поддерживающих устройств в виде кружал или выдвижных балок и на период нагнетания и твердения раствора, обделка в монтажной стадии не работает. Собственный вес обделки в этом случае нужно суммировать в рабочей стадии с вертикальной нагрузкой.

Таблица IV.5

Роль нагрузки	Пределы применимости формул, выраженные углом φ	Расчетные формулы для усилий от симметричной нагрузки в произвольном сечении обделки		Величина реакции породы
		M	N	
Собственный вес обделки	$0 - \pi$	$gr^2(1 - 0,5 \cos \varphi - \varphi \sin \varphi)$	$gr(\varphi \sin \varphi - 0,5 \cos \varphi)$	3,14g
Вертикальное давление породы	$0 - \frac{\pi}{2}$	$qr^2(0,193 + 0,106 \cos \varphi - 0,5 \sin^2 \varphi)$	$qr(\sin^2 \varphi - 0,106 \cos \varphi)$	q
Вертикальная реакция породы	$\frac{\pi}{2} - \pi$	$qr^2(0,693 + 0,103 \cos \varphi - \sin \varphi)$	$qr(\sin \varphi - 0,106 \cos \varphi)$	q
	$0 - \frac{\pi}{2}$	$kr^2(0,057 - 0,106 \cos \varphi)$	$0,103 kr \cos \varphi$	—
	$\frac{\pi}{2} - \pi$	$kr^2(-0,443 + \sin \varphi - 0,106 \cos \varphi - 0,5 \sin^2 \varphi)$	$kr(\sin^2 \varphi - \sin \varphi + 0,106 \cos \varphi)$	—
Давление воды	$0 - \pi$	$-r^3(0,5 - 0,25 \cos \varphi - 0,5 \varphi \sin \varphi)$	$r^2(1 - 0,25 \cos \varphi - 0,5 \varphi \sin \varphi) + hr$	-1,57r
Горизонтальное равномерное давление породы	$0 - \pi$	$p_1 r^2(0,25 - 0,5 \cos^2 \varphi)$	$p_1 r \cos^2 \varphi$	—
Горизонтальное давление породы по треугольнику	$0 - \pi$	$p_2 r^2(0,25 \sin^2 \varphi + 0,083 \cos^3 \varphi - 0,063 \cos \varphi - 0,125)$	$p_2 r \cos \varphi(0,063 + 0,5 \cos \varphi - 0,25 \cos^2 \varphi)$	—

Примечание. В последней (правой) графе приведены значения вертикальной реакции породы, равномерно распределенной по горизонтальной проекции кольца, необходимой для обеспечения его равновесия.

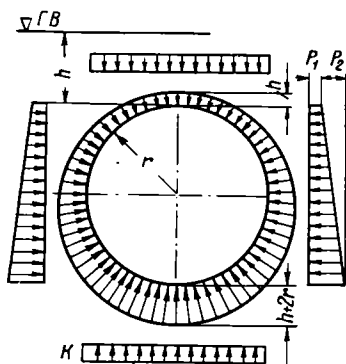


Рис. IV.25. Расчетная схема обделки как свободно деформируемого кольца

Расчет обделки как свободно деформируемого кольца

В слабых неустойчивых породах (илах, пльвунах, водонасыщенных супесях) тоннельная обделка может быть рассчитана как свободно деформируемое кольцо, находящееся под действием внешних сил и уравновешивающих реакций породы.

Имеется ряд методов расчета, по-разному учитывающих неопределенность характера распределения реакций породы. Обычно вертикальные реакции принимают равномерно распределенными по горизонтальной проекции кольца; при заданных взаимно уравновешивающихся нагрузках (рис. IV.25) усилия в обделке могут быть определены по расчетным формулам, приведенным в табл. IV.5.

усилия в обделке могут быть определены по расчетным формулам, приведенным в табл. IV.5.

Расчет обделки как кольца в упругой среде

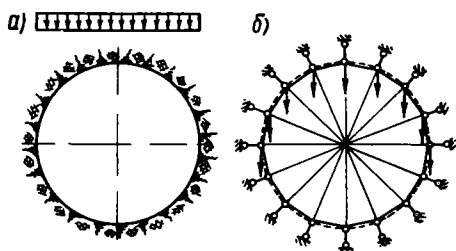
При заложении тоннелей в крепких породах между обделкой кругового очертания и упругой средой возникают контактные напряжения благодаря нагнетанию цементных растворов или обжатию обделки в породе. В этих условиях деформации тоннельной конструкции под влиянием внешних нагрузок вызовут соответствующие деформации породы, в которой возникают упругие реакции. Величины и характер распределения этих реакций по контуру обделки могут быть определены так же, как и для обделок подковообразного очертания.

Расчет обделки как кольца в упругой среде представляет сложную задачу, впервые решенную советскими специалистами. Предложено несколько способов, основанных на теории местных деформаций (способ рядов Фурье, дифференциальный способ и др.). Эти сложные способы дают возможность полного и точного представления о работе в упругой среде кольцевой обделки с непрерывной упругой осью и могут быть основой для приближенных способов расчета. К числу приближенных может быть отнесен универсальный способ Метропроекта (см. § 21). Применительно к обделкам кругового очертания этот способ имеет некоторые особенности.

Сущность приближенного метода Метропроекта заключается в замене криволинейного очертания обделки ломаными и принятии всех силовых воздействий (активных и пассивных) сосредоточенными в вершинах вписанного многоугольника (рис. IV.26), что является условным допущением. Для обеспечения достаточной для практических целей точности необходимо принять шестнадцати-

Рис. IV.26. Схемы усилий в обделке:

a — действительная (кольцо в упругой среде); *б* — расчетная (упругие опоры)



угольник (рис. IV.27). При этом действие упругой среды на протяжении стороны многоугольника заменяют упругой опорой с эквивалентными упругими свойствами. Направление сил пассивного отпора среды принято совпадающим с направлением радиуса кривой, а при учете сил трения — с отклонением упругих опор на угол β .

В расчетах приняты следующие обозначения (см. рис. IV.27, *a*):

- P_n — сосредоточенная вертикальная сила от внешней нагрузки в точке n ;
- Q_n — сосредоточенная горизонтальная сила от внешней нагрузки в точке n ;
- N_n — нормальная сила в элементе многоугольника между точками n и $n+1$;
- R_n — реакция упругой опоры в точке n ;
- M_n — изгибающий момент в сечении n ;
- N_n^0 , R_n^0 и M_n^0 — соответствующие усилия в основной системе;
- a — длина стороны многоугольника;
- φ — внутренний угол, соответствующий стороне многоугольника;
- α_n — внутренний угол, измеренный от вертикали до радиуса, проведенного в точку n ;
- b — ширина кольца обделки.

Рассчитывая по методу сил, в качестве основной системы принимают шарнирную цепь, получаемую в результате исключения стержней с нулевыми усилиями и введения шарниров в местах уп-

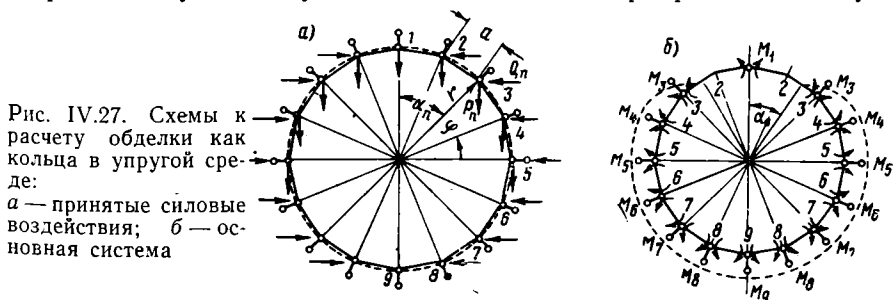


Рис. IV.27. Схемы к расчету обделки как кольца в упругой среде:

a — принятые силовые воздействия; *б* — основная система

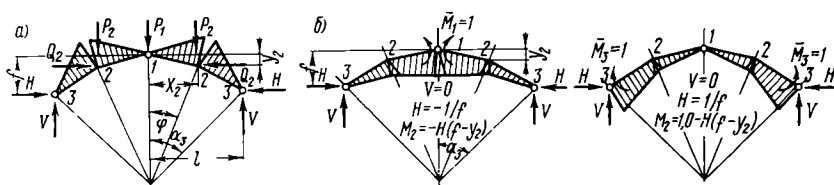


Рис. IV.28. Схема действия усилий на трехшарнирную арку

ругих опор и в верхней точке кольца (см. рис. IV.26, б). В качестве лишних неизвестных принимают парные моменты в симметричных точках. Неизвестные определяют решением системы канонических уравнений. Для нахождения значений коэффициентов этих уравнений, представляющих собою перемещения основной системы, нужно предварительно найти усилия в основной системе от действия внешней нагрузки и единичных моментов по направлению лишних неизвестных.

Верхнюю часть рассчитывают как трехшарнирную арку; действие ее на шарнирную цепь представлено распором H и вертикальным давлением V . Действие внешней нагрузки (рис. IV.28, а):

$$\left. \begin{aligned} V &= 0,5P_1 + P_2; \\ H &= \frac{1}{f} (Vl - P_2x_2 - Q_2y_2); \\ f &= r(1 - \cos \alpha_3); \quad l = r \sin \alpha_3; \\ N_1 &= (H + Q_2) \cos \frac{\varphi}{2} + 0,5P_1 \sin \frac{\alpha}{2}; \\ N_2 &= H \cos \left(\alpha_3 - \frac{\varphi}{2} \right) + V \sin \left(\alpha_3 - \frac{\varphi}{2} \right); \\ M_2 &= V(l - x_2) - H(f - y_2). \end{aligned} \right\} \quad (IV.92)$$

Действие единичных моментов (рис. IV.28, б):

$$\left. \begin{aligned} N_1 &= H \cos \frac{\varphi}{2}; \\ N_2 &= H \cos \left(\alpha_3 - \frac{\varphi}{2} \right). \end{aligned} \right\} \quad (IV.93)$$

Усилия в шарнирной цепи в общем случае определяют последовательным вырезанием узлов. Условия равновесия n -го узла шарнирной цепи основной системы под действием внешних нагрузок и

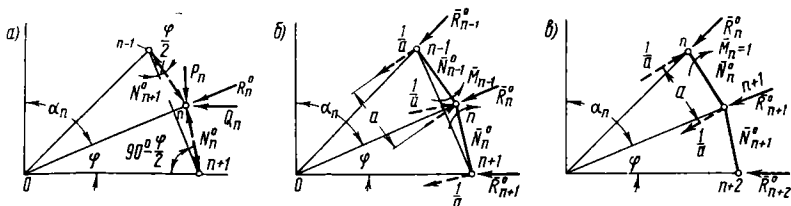


Рис. IV.29. Схема действия на узел шарнирной цепи

единичных моментов по направлениям лишних неизвестных могут дать следующее (рис. IV.29).

Действие внешней нагрузки (см. рис. IV.29, а):

$$\left. \begin{aligned} N_n^0 &= N_{n-1}^0 + P_n \frac{\sin \alpha_n}{\cos \frac{\varphi}{2}} - Q_n \frac{\cos \alpha_n}{\cos \frac{\varphi}{2}}; \\ R_n^0 &= (N_{n-1}^0 + N_n^0) \sin \frac{\varphi}{2} - P_n \cos \alpha_n - Q_n \sin \alpha_n. \end{aligned} \right\} \quad (IV.94)$$

Действие единичных моментов (см. рис. IV.29, б): единичный момент, приложенный к n -й опоре, вызывает по концам примыкающих стержней поперечные силы, равные

$$\frac{1}{a} = \frac{1}{2r \sin \frac{\varphi}{2}};$$

раскладывая их на направления искомых усилий, имеем

$$\left. \begin{aligned} \bar{R}_{n-1}^0 &= \bar{R}_{n+1}^0 = -\frac{1}{r \sin \varphi}; \\ \bar{R}_n^0 &= \frac{2 \cos \varphi}{r \sin \varphi}; \\ \bar{N}_{n-1}^0 &= \bar{N}_n^0 = -\frac{1}{2r \cos \frac{\varphi}{2}}. \end{aligned} \right\} \quad (IV.95)$$

Усилия в остальных элементах основной системы равны нулю. Единичный момент, приложенный в опорной точке трехшарнирной арки, вызывает в последней распор H . Поэтому усилия в элементах шарнирной цепи от действия этого момента определяют суммиро-

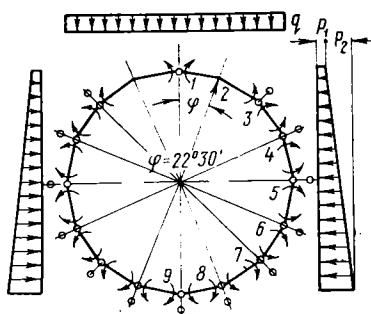


Рис. IV.30. Усилия в основной системе 16-угольника

ванием усилий от распора и от поперечных сил по концам стержня (см. рис. IV.29, б):

$$\left. \begin{aligned} \bar{N}_n^0 &= \frac{1}{2r \cos \frac{\varphi}{2}}; \quad \bar{N}_{n+1}^0 = \bar{N}_i^0 = \frac{1}{r \cos \frac{\varphi}{2}}; \\ \bar{R}_n^0 &= \frac{1}{r \sin \varphi}; \quad \bar{R}_{n+1}^0 = \frac{3 \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}}{2r} - \frac{\cos \frac{\varphi}{2}}{2r \sin \frac{\varphi}{2}}; \\ \bar{R}_{n+2}^0 &= \bar{R}_i^0 = \frac{2 \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}}{r}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.96})$$

Для частного случая обделки кругового очертания, замененной 16-угольником с 13 упругими опорами (рис. IV.30), усилия в основной системе от различных нагрузок могут быть получены по таблицам¹. При учете сил трения между породой и обделкой упругие опоры должны быть повернуты на некоторый угол. Усилия в основной системе от различных нагрузок могут быть получены также по таблицам. В породах плавунных или илистых расчет проводят без учета сил трения; в устойчивых, песчаных, глинистых, скальных — с обязательным учетом.

Перемещения определяют в основной системе по единой формуле с учетом стержневого характера системы:

$$\delta_{mn} = \int \frac{\bar{M}_m \bar{M}_n}{EI} ds + \sum \bar{N}_m \bar{N}_n \frac{a}{EF}. \quad (\text{IV.97})$$

Выражение $\frac{a}{EF}$ представляет собой деформацию от единичной силы стержня длиной a и площадью F .

¹ Тоннели. Под общей ред. В. П. Волкова. Т. 1. М., Трансжелдориздат, 1945.

Согласно формуле Винклера, деформация упругой опоры от единичной силы

$$\bar{\Delta} = \frac{n}{k} = \frac{1}{kab} = \frac{1}{D}, \quad (\text{IV.98})$$

где D — характеристика жесткости упругой опоры, равная kab .

После подстановки в первоначальную формулу (IV.97) окончательно имеем:

$$\delta_{mn} = \int \frac{\bar{M}_m \bar{M}_n}{EI} ds + \sum \frac{\bar{N}_m \bar{N}_n}{EF} a + \sum \frac{\bar{R}_m \bar{R}_n}{D}. \quad (\text{IV.99})$$

Коэффициенты канонических уравнений определяют сопряжением эпюр единичных и силовых состояний системы.

После определения неизвестных моментов суммированием усилий в основной системе от действия нагрузки и найденных моментов находят окончательные значения опорных реакций и нормальных сил:

$$R_n = R_{np}^0 + \sum M_i \bar{R}_{ni}^0; \quad N_n = N_{np}^0 + \sum M_i \bar{N}_{ni}^0. \quad (\text{IV.100})$$

Целесообразно проводить расчет в табличной форме и систематически следить за ходом вычислений. Для контроля правильности вычислений необходимо проверять равновесие отдельных частей обделки, а также определять нулевые перемещения. В замкнутом контуре следует убедиться в равенстве нулю приведенной площади расчетной эпюры моментов.

§ 23. РАСЧЕТ СБОРНЫХ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ОБДЕЛОК КРУГОВОГО ОЧЕРТАНИЯ

Общие вопросы расчета

Деформативность сборных обделок зависит от двух факторов: деформативности сопряжений элементов обделки и самих элементов. Решающее значение имеет первый фактор и поэтому при расчетах обделок необходимо полнее учитывать особенности конструкции, расположение и количество стыков элементов обделок. В конструктивном отношении сборные обделки и сопряжения их элементов имеют много разнообразных решений (см. § 17).

Как известно, в тоннелестроении применяют обделки из тюбингов и блоков.

Продольные стыки могут быть плоскими, цилиндрическими, с прокладками и без прокладок, со связями и без связей растяжения, омоноличенными и др. Поперечные (кольцевые) сопряжения также могут быть различными — без связей и со связями, простого и фигурного очертания.

Расположение замкового элемента может быть верхним и нижним, продольные стыки без перевязки в смежных кольцах и с перевязкой от $1/3$ до $1/2$ длины элемента (обычно кратно шагу болтовых отверстий в кольцевых швах). Количество элементов в кольце обделки может быть до тридцати.

Следует особо отметить, что статическая работа сборной железобетонной обделки зависит также и от способа монтажных работ, влияющего на ее несущую способность, жесткость и трещиностойчивость. Главным и решающим является обеспечение проектного положения элементов обделки и геометрической неизменяемости колец в монтажный период.

Статическая работа обделки зависит и от способа ее гидроизоляции. Здесь существенное значение имеют разного рода прокладки и покрытия торцов блоков. Прокладки обладают большей податливостью, чем бетон, а покрытия уменьшают силы трения в стыках, в результате чего увеличиваются угловые и линейные деформации стыков блоков с последующим перераспределением в них нормальных и касательных напряжений. Вследствие изменения сил трения в стыках может значительно измениться напряженное состояние обделки. В равной степени может отразиться на статической работе обделки характер покрытия гидроизоляционными материалами наружной поверхности элементов обделки.

Чеканка швов в зависимости от места выполнения этой работы (вслед за монтажом или после контрольного нагнетания), так же как и нагнетание за обделку цементно-песчаного раствора, могут по-разному влиять на статическую работу обделки. Первичное нагнетание для заполнения пустот и обеспечения равномерного отпора окружающей породы выполняют до начала воздействия горного давления; контрольное нагнетание обычно осуществляют под большим давлением после проявления горного давления, что может вызвать в обделке образование дополнительных сжимающих или растягивающих напряжений. Учет влияния этого фактора затруднителен.

Нагнетание раствора можно использовать как средство равномерного обжатия обделки (предварительного напряжения).

Приведенные факторы, в той или иной степени влияющие на статическую работу сборных железобетонных обделок, свидетельствуют о трудности проведения исчерпывающей их классификации. С достаточным для практических целей приближением можно выделить следующие основные группы сборных обделок:

- 1) из мелких¹ (крупных) элементов с центрированными продольными стыками;
- 2) то же, с начальными зазорами в стыках;
- 3) из блоков и железобетонных тюбингов с плоскими торцами без начальных зазоров в стыках;
- 4) то же, с начальными зазорами в продольных стыках, заполненных цементно-песчаным раствором;
- 5) из железобетонных тюбингов с начальными зазорами и связями растяжения в продольных стыках;
- 6) из блоков с омоноличенными продольными стыками;

¹ Мелким называют элемент таких размеров, при которых можно не учитывать его гибкости.

7) из блоков с неодинаковыми сопряжениями торцов в продольных стыках.

Статическая работа обделки в монтажной стадии отлична от статической работы в эксплуатационной стадии. Деформации обделки в монтажной стадии имеют наибольшие значения, так как не встречают сопротивления окружающей среды, а в эксплуатационной стадии они ограничены.

Фактическое состояние обделки в монтажной стадии в значительной степени оказывает влияние на ее последующую статическую работу.

Важное значение для статической работы обделки в монтажной стадии имеют условия ее опирания на породу.

В случае наличия в основании специальной подготовки на растворе, или из других материалов, опирание колец в расчетной схеме может быть принято по дуге окружности.

Наиболее невыгоден случай опирания в одной точке, что и следует принимать при учете возможных отклонений от проектного очертания подготовки.

При любом способе опирания обделке должны быть обеспечены условия геометрической неизменяемости и статической определенности, что гарантирует четкость расчетной схемы обделки.

Натурными наблюдениями за состоянием обделок проверяют исходные данные, принимаемые при проектировании обделок, и степень соответствия обделок требованиям нормативных документов (СНиП, ТУ и др.).

С этой целью необходимы наблюдения за повреждением обделок (трещины и сколы), выявление первопричины дефектов обделок (начальные зазоры в стыках элементов, пустоты за обделками, общие деформации обделок, контактные давления между обделкой и породой и пр.).

Для определения несущей способности и трещиностойкости стыков сборных обделок при различных значениях эксцентриситета нормальной силы и для установления зависимостей угловых и линейных деформаций стыков от величины внутренних усилий в обделках необходимы исследования статической работы стыков. В этих целях успешно применяют различные методы экспериментальных исследований на образцах блоков, расположенных как в горизонтальном, так и вертикальном положении, а также на арках, составленных из блоков криволинейного или ломаного очертания.

Результаты таких испытаний обрабатывают методами математической статистики с предварительным их приведением к единой (проектной) марке бетона.

Для обделок с начальными зазорами характерно то, что при сравнительно малых общих деформациях их статическая работа мало зависит от податливости основания и жесткости самих блоков.

Таким образом, статические расчеты сборных обделок необходимо проводить с учетом сборности конструкции.

Расчет обделки на линейно-деформируемом основании

Рассматривая горную породу как линейно-деформируемую среду, простирающуюся беспредельно во все стороны от тоннеля, и принимая в расчетной схеме глубину заложения тоннеля равной бесконечности, правомерно аппроксимировать задачу нахождения деформаций основания заменой пространства с вырезом плоскостью с отверстием. Эта задача решена С. А. Орловым применительно к отверстию кругового очертания. Последовательность решения: определение напряжений в плоскости от действия нагрузки, приложенной к контуру отверстия, затем — нахождение перемещений по контуру отверстия, после чего — определение усилий в обделке без использования гипотезы Винклера.

Конечные значения напряжений в плоскости от действия радиальной и касательной нагрузок представлены соответственными формулами.

Также найдены выражения для перемещений по контуру кругового отверстия в плоскости от радиальной и касательной нагрузок. Формулы перемещений позволяют в общем виде установить зависимости между нагрузкой и перемещениями по контуру кругового отверстия в плоскости. Пользуясь ими, можно определить перемещения от действия любой нагрузки, приложенной к контуру отверстия.

Для этой цели необходимо разложить заданную нагрузку в тригонометрические ряды:

$$\left. \begin{aligned} q &= \sum_{n=0}^{\infty} a_n \cos n\theta; \\ t &= \sum_{n=1}^{\infty} c_n \sin n\theta \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.101})$$

и подставить коэффициенты этих рядов в формулы перемещений.

Нагрузки $a_i \cos \theta$ и $c_i \sin \theta$ вызывают по контуру отверстия только касательные перемещения.

В случае приложения радиально-направленной равномерной нагрузки q по всему контуру напряжения и перемещения по всей плоскости (ввиду симметрии системы и нагрузки относительно центра отверстия) не зависят от полярного угла θ (рис. IV.31).

После разложения нагрузки в ряд Фурье, имеем

$$a_0 = q; \quad a_n = 0 \quad (\text{при } 1 < n < \infty)$$

по формулам С. А. Орлова

$$U = \frac{1 + \mu}{E} r a_0; \quad V = 0.$$

Так как по гипотезе Винклера $U = \frac{q}{k} = \frac{a_0}{k}$, то $k = \frac{E}{r(1 + \mu)}$, что полностью совпадает с формулой академика Б. Г. Галеркина.

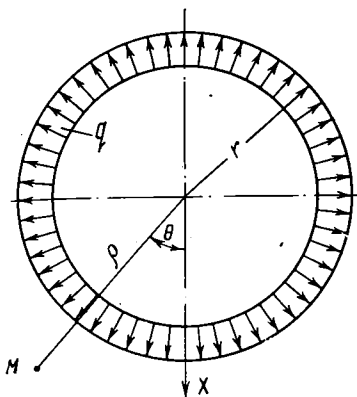


Рис. IV.31. Схема расположения радиальной нагрузки

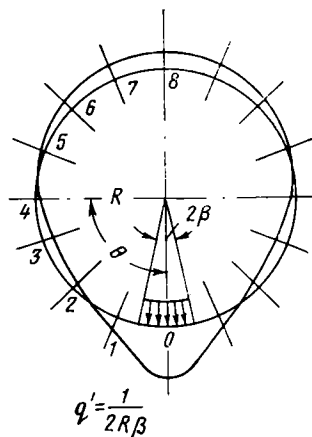


Рис. IV.32. Схема условной линии влияния

Если к контуру приложена радиальная равномерно-распределенная по дуге $2r\beta$ нагрузка $q' = \frac{1}{2r\beta}$ (рис. IV.32), то эпюры перемещений можно рассматривать как условные линии влияния перемещения для точки контура k (ввиду симметрии системы относительно центра отверстия):

$$\left. \begin{aligned} U &= \frac{1+\mu}{\pi E} \left\{ \frac{1}{2} + \frac{1}{\beta} \sum_{n=2}^{\infty} \frac{2[n+\mu(n+1)]+1}{n(n^2-1)} \sin n\beta + \cos n\theta \right\}; \\ V &= \frac{1+\mu}{\pi E} \left[\frac{\sin n\beta}{2\beta} \sin \theta - \frac{1}{\beta} \times \right. \\ &\quad \left. \times \sum_{n=2}^{\infty} \frac{(n+2)-2\mu(n+1)}{n(n^2-1)} \sin n\beta \sin n\theta \right]. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.102})$$

Подобным же способом можно учесть силы трения между конструкцией и материалом плоскости, так как $t_i = f q_i$ (где t_i — касательные напряжения, а q_i — радиальные; f — коэффициент трения). Обозначив через R_α равнодействующую полных напряжений в точках m , имеем

$$q_i = \frac{R_\alpha}{2r\beta} \cos \varphi; \quad t_i = \frac{R_\alpha}{2r\beta} \sin \varphi; \quad \varphi = \arctg f.$$

Эти значения подставим в формулы перемещений.

Для статического расчета обделок тоннелей наибольшее значение имеют радиальные перемещения по контуру отверстия, как определяющие деформации обделок в основной стадии их работы или, что то же, осадки основания. Касательные перемещения используют только при определении направления действия сил трения обделки по породе. Последнее в каждой точке обделки зависит от направления касательного перемещения этой точки относительно деформированного основания.

Величину осадок основания определяют в зависимости от размеров элементов обделки, а также от способов их взаимного сопряжения. В методах расчета обделок, состоящих из крупных элементов с плоскими стыками без начальных зазоров, величины осадки основания используют при определении внутренних усилий в обделке, и поэтому их вносят в формулы для определения перемещений основной системы. При расчете обделок, имеющих в своем составе мелкие элементы с центрированными стыками, или с начальными зазорами в стыках, осадки основания учитывают при определении конечных деформаций обделки в основной стадии ее работы, т. е. только в конце расчета.

Способ определения осадок основания зависит от того, в какой форме представлена эпюра реакции основания — аналитической или графической. Например, в первом случае, т. е. когда $q = F_1(\theta)$ и $t = F_2(\theta)$, то для этой цели нужно разложить эти функции в тригонометрические ряды и подставить в формулы радиальных перемещений коэффициенты рядов a_n и c_n :

$$\left. \begin{aligned} a_0 &= \frac{1}{2\pi} \int_{-\pi}^{+\pi} F_1(\theta) d\theta; \\ a_n &= \frac{1}{\pi} \int_{-\pi}^{+\pi} F_1(\theta) \cos \theta d\theta \quad (\text{при } 1 < n < \infty); \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.103})$$

$$c_n = \frac{1}{\pi} \int_{-\pi}^{+\pi} F_2(\theta) \sin \theta d\theta \quad (\text{при } 1 < n < \infty). \quad (\text{IV.104})$$

Во втором случае необходимо эпюру реакций также представить в виде тригонометрических рядов и коэффициенты подставить в основные формулы.

При ступенчатом очертании заданной эпюры реакции основания осадки основания от действия радиальных составляющих опорных реакций по рекомендации С. А. Орлова можно определять по условным линиям влияния. Ординаты η_i условной линии влияния радиальных перемещений для расчета обделок различных диаметров определяют по формуле

$$\gamma_{li} = \frac{1}{E} \left[D_0 + \frac{1}{\beta} \sum_{n=2}^{\infty} D_n \sin n\zeta \cos n\theta \right], \quad (\text{IV.105})$$

где

$$D_0 = \frac{1+\mu}{2\tau}; \quad D_n = \frac{1+\mu}{\tau n(n^2-1)} \{2[n-\mu(n-1)]+1\}. \quad (\text{IV.106})$$

Эти коэффициенты (D_0 и D_n), зависящие только от порядкового номера члена ряда n и коэффициента μ породы, приведены автором¹ в табличной форме. Основной характеристикой горной породы, существенно влияющей на осадки основания, является модуль упругости породы (E); влияние коэффициента Пуассона μ невелико.

Усилия в обделке от заданной активной нагрузки можно определить по зависимости между реакциями и деформациями основания, пользуясь любым методом строительной механики.

Наиболее удобный метод расчета сборных обделок — метод сил с заменой криволинейного очертания оси обделки ломаным и заменой всех распределенных нагрузок на обделку сосредоточенными силами, приложенными в точках перелома оси обделки (см. § 21). К главным особенностям метода относится способ определения радиальных перемещений. Для определения этих перемещений или осадок основания опор в основной системе можно использовать условные линии влияния. Так, для расположения опор по схеме (рис. IV.33) при $m=13$

[illegible]

где η_i — ордината условной линии влияния при $\theta = 2i\beta$.

Радиальные перемещения, увеличенные в E раз для $\beta = 11^\circ 15'$ и $\mu = 0,3$, имеют следующие значения:

θ	0	22°30'	45°	67°30'	90°	112°30'	135°	157°30'	180°
$r_{=EU}$	+1,43	+0,34	-0,09	-0,21	-0,13	+0,06	+0,28	+0,44	+0,50

Осадки опор при $m=13$ можно записать в табличной форме (табл. IV.6). Все коэффициенты таблицы (кроме нижней строки и правого столбца) симметричны относительно главной диагонали, а коэффициенты нижней строки в два раза больше соответствующих коэффициентов правого столбца. Аналогичные таблицы могут

¹ С. А. Орлов. Методы статического расчета сборных железобетонных обделок тоннелей. М., Госстройиздат, 1961.

Таблица IV.6

Точка по порядку	Множители — реакции опор, приложенные в точках						
	1	2	3	4	5	6	7
1	$\gamma_0 + \gamma_{12}$	$\gamma_1 + \gamma_{11}$	$\gamma_2 + \gamma_{10}$	$\gamma_3 + \gamma_9$	$\gamma_4 + \gamma_8$	$\gamma_5 + \gamma_7$	γ_6
2	$\gamma_1 + \gamma_{11}$	$\gamma_0 + \gamma_{10}$	$\gamma_1 + \gamma_9$	$\gamma_2 + \gamma_8$	$\gamma_3 + \gamma_7$	$\gamma_4 + \gamma_6$	γ_5
3	$\gamma_2 + \gamma_{10}$	$\gamma_1 + \gamma_9$	$\gamma_0 + \gamma_8$	$\gamma_1 + \gamma_7$	$\gamma_2 + \gamma_6$	$\gamma_3 + \gamma_5$	γ_4
4	$\gamma_3 + \gamma_9$	$\gamma_2 + \gamma_8$	$\gamma_1 + \gamma_7$	$\gamma_0 + \gamma_6$	$\gamma_1 + \gamma_5$	$\gamma_2 + \gamma_4$	γ_3
5	$\gamma_4 + \gamma_8$	$\gamma_3 + \gamma_7$	$\gamma_2 + \gamma_6$	$\gamma_1 + \gamma_5$	$\gamma_0 + \gamma_4$	$\gamma_1 + \gamma_3$	γ_2
6	$\gamma_5 + \gamma_7$	$\gamma_4 + \gamma_6$	$\gamma_3 + \gamma_5$	$\gamma_2 + \gamma_4$	$\gamma_1 + \gamma_3$	$\gamma_0 + \gamma_2$	γ_1
7	$2\gamma_6$	$2\gamma_5$	$2\gamma_4$	$2\gamma_3$	$2\gamma_2$	$2\gamma_1$	γ_0

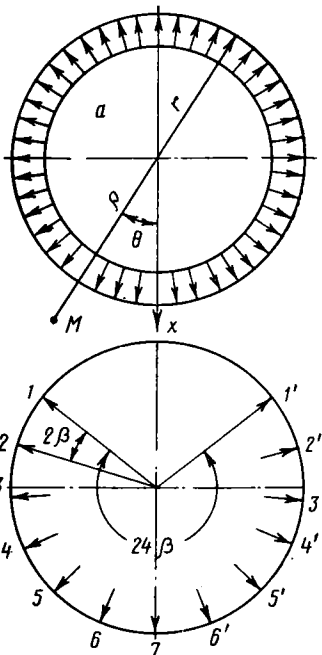


Рис. IV.33. Схема расположения равнодействующих реакций основания при $m=13$

быть составлены для любых значений: m , μ , β . При помощи таких таблиц можно определить осадки основания от любых силовых воздействий и, в том числе, от действия лишних неизвестных в основной системе (обычно — изгибающих моментов). Предварительно необходимо от каждого воздействия определить реакции опор.

Расчет отделки с плоскими стыками без начальных зазоров

Обделки с плоскими продольными стыками могут быть осуществлены только в случае принятия мер по принудительному уплотнению начальных зазоров (например, обжатие обделки тем или иным способом и обработка торцов¹).

Угол поворота деформированной оси обделки в месте расположения плоского стыка зависит от величины нормальной силы и эксцентриситета. Внутренние усилия в этих обделках необходимо определять с учетом по-

¹ Указанные меры следует рассматривать как рекомендуемые.

датливости стыков, т. е. их угловых и линейных деформаций. Кроме того, следует вводить в расчет характеристики податливости основания и модуль упругости бетона, а также учитывать влияние пластических деформаций бетона и раскрытия трещин.

Для расчета может быть применен метод сил с заменой криволинейного очертания оси обделки ломаным, а распределенных нагрузок — сосредоточенными силами, приложенными в вершинах вписанного многоугольника (см. § 22). Размещение точек перелома оси необходимо увязывать с местами расположения стыков, в которых могут возникнуть угловые деформации, а также с границами эпюры реакций основания. Положение нулевых точек эпюры устанавливают способом последовательных приближений.

Канонические уравнения деформаций имеют вид:

$$\sum M_i \delta_{ik} + \Delta_{ip} = \varphi_i, \quad (\text{IV.108})$$

где φ_i — угловое перемещение в стыке элементов обделки, расположенном в точке перелома оси i .

Физический смысл уравнений состоит в том, что сумма угловых перемещений в основной системе по направлению каждого лишнего неизвестного должна быть равна действительному угловому перемещению по направлению этого неизвестного.

Усилия в основной системе от действия внешней нагрузки и единичных лишних неизвестных определяют так же, как и в способе Метропроекта. Перемещения в основной системе определяют по развернутой формуле

$$\delta_{ik} = \int \frac{\bar{M}_i M_k}{E_0 J} ds + \sum \frac{\bar{N}_i N_k}{E_0 F} \Delta s + \sum \bar{U} R_k + \sum \bar{\lambda}_i N_k, \quad (\text{IV.109})$$

где E_0 — модуль упругости материала обделки, определяемый экспериментально;
 \bar{U}_i — осадка опор в основной системе от действия единичных изгибающих моментов приложенных в точках i ;
 R_k — реакция опор в основной системе от действия единичных изгибающих моментов, приложенных в точках k ;
 $\bar{\lambda}_i$ — приведенная линейная деформация стыка i от действия единичных моментов, приложенных в точках перелома оси.

Так как линейная деформация стыка зависит от величины нормальной силы и ее эксцентриситета, необходимо прибегнуть к методу последовательных приближений.

Для каждого приближения принимают

$$\bar{\lambda}_i = \frac{\bar{N}_i}{N_i} \lambda_i, \quad (\text{IV.110})$$

где N_i — нормальная сила в стыке, расположенном в точке i перелома оси от действия на обделку расчетной нагрузки.

Угловые деформации зависят от величины нормальных сил в стыках и их эксцентриситетов. Эти деформации необходимо учи-

тивать только в безотпорном участке обделки (т. е. в одном-двух уравнениях) и определять также по методу последовательных приближений, принимая для первого приближения половины значений углов поворота в обделке с центрированными стыками. Для последующих приближений углов поворота используют готовые графики, составленные С. А. Орловым. Полученные в результате значения нормальных сил в стыках элементов обделки не должны превышать несущую способность стыков, установленную экспериментально.

Во избежание взаимного радиального смещения торцов блоков на поперечные силы накладывают ограничения

$$Q_i \leq f_{\tau} N_i, \quad (\text{IV.111})$$

где f_{τ} — коэффициент трения в стыках.

Влияние угловых деформаций стыков на статическую работу обделки зависит от размеров элементов обделки и расположения стыков.

Расчет обделки с центрированными стыками

Центрированными стыками называют такие сопряжения торцов блоков, в которых изгибающие моменты, отнесенные к оси обделки, теоретически равны нулю. Это допущение возможно при стыках цилиндрической формы или с податливыми прокладками.

Так как технология изготовления элементов обделок не обеспечивает требуемой точности их размеров, то практически в цилиндрических стыках возникают моменты, примерно равные

$$M = \pm 0,1 N h, \quad (\text{IV.112})$$

где N — нормальная сила в стыке;
 h — толщина блока.

При расчете обделок с центрированными стыками эти моменты следует учитывать в качестве дополнительной внешней нагрузки.

Так как статическая работа обделки, составленной из жестких блоков с заданным распределением реакции по длине каждого блока, мало зависит от податливости основания, то расчет ведут по условиям равновесия каждого блока без замены их криволинейного очертания ломаными:

$$\sum X = 0; \sum Y = 0; \sum M = 0. \quad (\text{IV.113})$$

При симметричном расположении нагрузки и стыков относительно вертикальной оси поперечные силы в стыках, расположенных на этой оси, равны нулю.

В качестве неизвестных обычно принимают равнодействующие реакций основания — R_i в пределах каждого блока обделки; эпюра реакций имеет ступенчатый вид (рис. IV.34, а). За неизвестные можно также принять ординаты эпюры реакций в стыках блоков; в этом случае эпюра реакции будет непрерывной. Положение точек

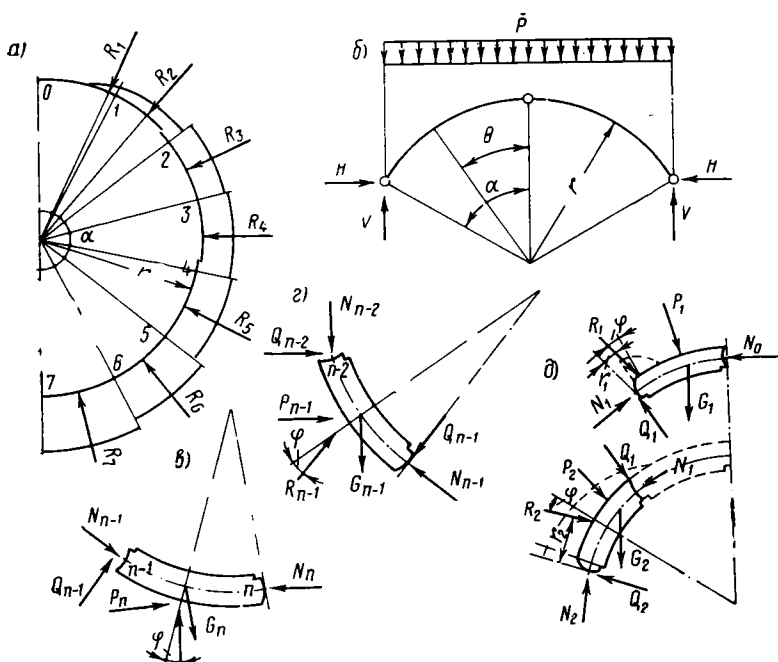


Рис. IV.34. Схемы к расчету обделки с центрированными стыками

с нулевыми реакциями устанавливают методом последовательных приближений.

В расчетах можно пренебречь влиянием реакций в пределах верхнего блока. В этом случае усилия в верхней трехшарнирной арке можно определять независимо от работы нижней части обделки.

При круговом очертании оси усилия нагрузки p , равномерно распределенной по горизонтальной проекции (рис. IV.34, б), будут: вертикальная реакция V на опоре

$$V = pr \sin \alpha; \quad (\text{IV.114})$$

распор

$$H = pr \cos^2 \frac{\alpha}{2}; \quad (\text{IV.115})$$

изгибающий момент в любом сечении

$$M_\theta = p \frac{r^2}{2} [(\cos \theta - 1)(\cos \theta - \cos \alpha)]; \quad (\text{IV.116})$$

нормальная сила

$$N_\theta = H \cos \theta + pr \sin^2 \theta; \quad (\text{IV.117})$$

наибольший отрицательный изгибающий момент, действующий под углом θ к вертикальной оси

$$M = -p \frac{r^2}{8} (1 - \cos \alpha)^2; \quad (\text{IV.118})$$

нормальная сила в том же сечении

$$N = pr, \quad (\text{IV.119})$$

где α — центральный угол элемента обделки;
 r — радиус оси обделки.

Рассматриваем последовательно равновесие каждого блока, начиная с нижнего — n (рис. IV.34, в), где приложены к блоку силы: активная нагрузка — P_n , собственный вес — G_n , нормальные силы на торцах блока — N_n и N_{n-1} , поперечная сила Q_{n-1} (здесь $Q_n = 0$), равнодействующая реакций основания — R_n . Из этих сил нужно определять N_n ; N_{n-1} ; Q_{n-1} и R_n .

Так как количество неизвестных превышает количество условий равновесия статики, то при решении уравнений все неизвестные выражают через R_n (или N_n). Затем рассматривают условия равновесия блока $n-1$ (рис. IV.34, г). Неизвестные силы, подлежащие определению, будут N_{n-2} ; Q_{n-2} и R_{n-1} ; их также выражают через R_n (или N_n).

Для каждого последующего блока (за исключением двух последних) условия равновесия рассматривают аналогично, и выражают неизвестные через R_n (или N_n). Условия равновесия двух последних блоков с индексом 2 и 1 рассматривают совместно. При этом вводят величину плеча равнодействующей реакции основания r_1 для первого блока, определяемую графически, и r_2 — для второго блока (рис. IV.34, д).

Вследствие симметрии системы $Q_0 = 0$.

При совместном рассмотрении равновесия двух блоков 1 и 2 будет шесть уравнений при шести неизвестных: N_0 ; N_1 ; Q_1 ; R_2 ; r_2 и R_n (или N_n), входящих в выражения N_2 и Q_2 . Из решения этих уравнений находят численные значения всех неизвестных и, в том числе, R_n (или N_n).

Поскольку все неизвестные усилия в стыках блоков выражены через R_n (или N_n), то и они могут быть найдены последовательным решением, в том числе и равнодействующие реакции основания R_n . Отсюда могут быть определены распределенные реакции основания:

$$q_n = \frac{R_n}{2r_n^3}, \quad (\text{IV.120})$$

где r_n — наружный радиус обделки.

По известным усилиям в стыках, реакциям и нагрузке определяют усилия M , N и Q в самих блоках с построением эпюр изгибающих моментов, нормальных и поперечных сил. Полученные в

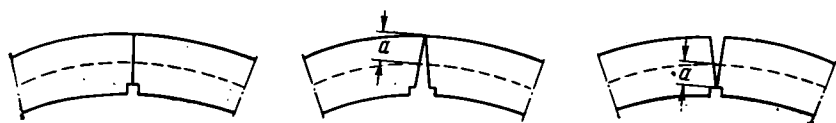


Рис. IV.35. Сопряжения блоков при плоских стыках

результате расчета реакции основания должны быть положительными в пределах каждого блока. При несоблюдении этого необходимо изменить точку приложения реакции.

Для предварительных расчетов можно не учитывать реакции основания в пределах первого блока, а в пределах второго блока нужно принимать их заданными (равномерными или неравномерными). Расчет в этом случае может быть проведен, начиная с верхнего блока.

Если в стыках обделки не предусматривают конструктивных мероприятий против радиального относительного смещения торцов блоков (шпонки, вкладыши и т. п.), то должно быть соблюдено условие $Q_i \leq fN_i$, где f — коэффициент трения по торцам блоков.

Расчет обделки с начальными зазорами в стыках

Продольные (радиальные) стыки элементов тоннельной обделки с плоскими торцами фактически всегда имеют начальные зазоры. Исключением могут быть случаи принудительного закрытия зазоров предварительным обжатием колец или тщательной обработкой торцовых частей. То и другое, очевидно, относится к специальным мероприятиям.

В обычных условиях причины образования начальных зазоров — неточность размеров элементов обделки и отсутствие приспособлений, предотвращающих неправильность положения элементов обделки при их укладке и геометрическую изменяемость колец обделки до включения их в совместную работу с породой. В некоторой степени причиной образования зазоров могут быть конструктивные связи между кольцами.

Сущность явлений, происходящих в продольных стыках с начальными зазорами, может быть пояснена следующим образом.

При наличии зазора с внешней или внутренней стороны обделки (рис. IV.35) передача усилия в стыках происходит не по всей плоскости торцов, а лишь по линиям соприкосновения граней. От этого будет зависеть направление действия изгибающего момента (оно будет положительным при расположении зазоров с внутренней стороны и отрицательным — при расположении с наружной):

$$M = \pm Ne_0, \quad (\text{IV.121})$$

здесь N — нормальная сила в стыке;

e_0 — эксцентриситет приложения нормальной силы относительно оси обделки.

Отсюда следует, что в обделке кругового очертания с начальными зазорами в стыках изгибающие моменты возникают также и под действием равномерной нагрузки.

Величина эксцентриситета e_0 зависит от величины напряжений и их распределения по площадкам смятия, что, вообще говоря, может быть весьма различным. В результате появления большой величины эксцентриситетов может быть скалывание бетона в углах блоков.

В расчетах принимают наиболее неблагоприятные условия работы обделки.

Этому удовлетворяют следующие допущения:

1) очертание эпюры нормальных напряжений по площадке смятия прямоугольное;

2) величина нормальных напряжений по площадке смятия равна нормативному сопротивлению бетона сжатию при изгибе (R_n^H) с учетом коэффициента однородности бетона (k_6).

При этих условиях наибольшая величина эксцентриситета будет

$$e_0 = d - \frac{N k_6}{2b R_n^H}, \quad (\text{IV.122})$$

где d — расстояние от оси блока до точки поворота (см. рис. IV.35);

b — ширина кольца тоннельной обделки.

Второй член этого выражения представляет половину ширины площадки смятия.

Так как напряженное состояние конструкции обделки с начальными зазорами зависит от их расположения, то при расчете необходимо исходить из наиболее невыгодных сочетаний в расположении зазоров, при котором несущая способность обделки будет минимальной. Решающее значение имеет расположение зазоров в стыках свода, а не в нижней части контура обделки.

При этом необходимо иметь в виду реальную возможность образования зазоров в конструкции в невыгодном для определения несущей способности состоянии, а также возможность ограничения величины этих зазоров конструктивными и производственными мероприятиями.

Обделка с начальными зазорами представляет многос шарнирную кинематическую геометрически изменяемую систему.

Усилия в такой обделке могут быть определены так же, как и в обделке с центрированными стыками, т. е. по условиям статического равновесия каждого из блоков в отдельности, к торцам которых приложены изгибающие моменты:

$$M = \pm N \left(d - \frac{N k_6}{2b R_n^H} \right). \quad (\text{IV.123})$$

В предварительных расчетах величину эксцентриситета нормальных сил в стыках можно определить по формуле

$$e_0 = d - \frac{N_{\text{ц}} k_6}{2bR_{\text{и}}^{\text{н}}}, \quad (\text{IV.124})$$

а изгибающий момент в стыке

$$M = \pm N_{\text{ц}} \left[d - \frac{N_{\text{ц}} k_6}{2bR_{\text{и}}^{\text{н}}} \right], \quad (\text{IV.125})$$

где $N_{\text{ц}}$ — нормальная сила в центрированном стыке той же обделки.

Так как в обделках с плоскими стыками начальные зазоры обычно расположены с внутренней и наружной сторон, необходимо такие обделки рассчитывать по огибающим эпюрам усилий. Вначале следует определить усилия в обделке с центрированными стыками и построить эпюру изгибающих моментов — $M_{\text{ц}}$. Затем по формуле (IV.125) определить положительные и отрицательные изгибающие моменты в стыках и по ним построить соответствующие эпюры. Моменты в промежуточных точках между стыками могут быть найдены по линейной интерполяции. Суммированием полученных трех эпюр получают огибающую эпюру, т. е.

$$M = M_{\text{ц}} + \left[M_i + (M_{i+1} - M_i) \frac{a}{l} \right], \quad (\text{IV.126})$$

где M_i и M_{i+1} — изгибающие моменты в стыках i и $i+1$, определяемые по формуле (IV.125);

a — расстояние от исследуемого сечения до стыка i ;

l — расстояние между стыками i и $i+1$.

Расчет обделки из крупных блоков

Статическая работа обделки из крупных блоков при различных конструкциях продольных стыков — плоских, центрированных и с начальными зазорами, — существенно зависит от распределения реакций основания по длине блоков. Вследствие этого необходимо обделку рассчитывать с учетом податливости основания, жесткости блоков и ее уменьшения за счет пластических деформаций бетона и раскрытия трещин. В расчетной схеме такой обделки круговое очертание оси заменяют ломаным, а все распределенные нагрузки представляют в виде сосредоточенных сил, приложенных в вершинах вписанного многоугольника. Точки перелома оси обделки, расположенные в стыках блоков, считают шарнирными.

Методика расчета аналогична рассмотренной выше.

Расчет обделки по предельным состояниям

При расчете сборной (из блоков) обделки кругового очертания как замкнутого упругого кольца принимают, что раскрытия стыков не происходит и, следовательно, жесткость сечений будет постоянной.

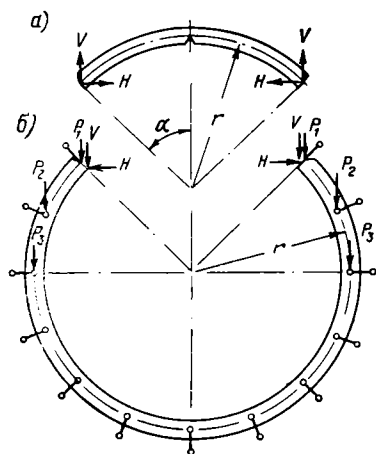


Рис. IV.36. Расчетная схема обделки

Такое допущение обосновано только в том случае, когда давление по всему периметру обделки равномерно и направлено радиально. В действительности же внешнее давление (горное и гидростатическое) распределено неравномерно, что приводит к внецентренному сжатию в стыках блоков и, как результат этого, к раскрытию стыков и возникновению местных пластических деформаций.

В местах раскрытия стыков обделки на ее круговой оси образуются переломы, где возникают односторонние пластические шарниры, положение которых смещается к сжатой грани сечения.

Усилия в швах переломов могут быть определены, исходя из условий работы пластических шарниров в

предельных состояниях. При достижении какого-либо из известных (см. § 22) предельных состояний конструкция либо теряет способность сопротивляться внешним воздействиям, либо создает опасность нарушения габаритов, либо, наконец, приводит к водопроницаемости обделки и коррозии арматуры.

Деформации в тоннельных обделках существенно зависят от величины отпора пород, окружающих тоннель. Поэтому величины деформаций и раскрытий швов обделки в таких породах, как глина, мергель, слабые известняки и т. п., достигают предельных состояний при нагрузках, меньших, чем расчетные по несущей способности; что и лимитирует предельную величину нагрузки.

Усилия в швах перелома определяют из предельных условий работы пластических шарниров, несущая способность которых зависит от величины углов перелома оси обделки и в конечном счете от совместных деформаций обделки и породы. Применительно к тоннельной обделке из блоков коэффициент условий работы должен отражать влияние пластических деформаций на работу обделки, начальные деформации обделки и раскрытия стыков блоков, а также концентрацию напряжения на поверхностях контакта последних. В равной степени должно быть учтено влияние нагнетаемого за обделку цементного раствора, способы ведения гидроизоляционных работ и пр.

Переходя к непосредственному рассмотрению метода расчета, необходимо отметить, что при расчете тоннельной обделки по предельным состояниям с учетом отпора породы и переломов оси в пластических шарнирах нельзя применять принцип независимости действия сил. Это объясняется тем, что при различных сочетаниях нагрузок в обделке возникают швы перелома и границы отпора

породы также в различных сочетаниях. Обделку нужно рассчитывать на одновременное действие всех нагрузок, а не последовательно. При этом можно предварительно исходить из системы швов перелома и границ отпора, соответствующих действию нагрузки преобладающего вида (например, вертикального горного давления).

При одностороннем горном давлении (рис. IV.36), действующем непосредственно на определенную часть обделки, ее деформация происходит за счет сжатия и изгиба с образованием переломов оси. Расчетная схема этой части соответствует своду с тремя односторонними пластическими шарнирами в швах перелома (см. рис. IV.36, а). Статическая схема другой части обделки, опирающейся на сплошное упругое основание, соответствует криволинейной балке на однозначно упругом основании (см. рис. IV.36, б). Правильность расчетной схемы (число и места расположения пластических шарниров, граница отпора породы) устанавливают методом последовательных приближений.

Так как в статической работе блочной обделки решающее значение имеет работа стыков, а общая устойчивость конструкции зависит от упругих деформаций породы, то для получения расчетных характеристик таких обделок необходимо достаточное количество опытного материала на основе экспериментальных работ.

Обычно, раскрытие швов происходит в замковом сечении, а затем — в стыках, симметрично расположенных относительно вертикальной оси под углом α . В соответствии с этим и ведут расчет, в результате которого уточняют первоначально принятую расчетную схему.

Стыки блоков в швах перелома оси рассчитывают по смятию как сжатых сечений кладки из бетонных блоков

$$N \leq \mu R_{cm} F_{cm}, \quad (IV.127)$$

где N — расчетная нагрузка (нормальная сила), приложенная к рассматриваемой части сечения;

μ — коэффициент, принимаемый равным 1,0 при равномерном распределении нагрузки на площади смятия и 0,75 при неравномерном;

F_{cm} — площадь смятия;

R_{cm} — расчетное сопротивление бетона при местном сжатии, определяемое по формуле

$$R_{cm} = R_{пр} \sqrt[3]{\frac{F}{F_{cm}}}; \quad (IV.128)$$

F — расчетная площадь сечения, определяемая по указаниям п. 6—12 СНиП II-B. 1-62.

Расчетное усилие в пластическом шарнире достигает наибольшего значения при величине эксцентриситета

$$e \geq 0,225h, \quad (IV.129)$$

при котором происходит хрупкое разрушение в швах перелома оси, где нормальная сила достигает предельного значения.

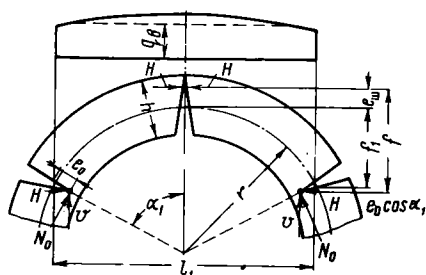


Рис. IV.37. Расчетная схема обделки (по предельным состояниям)

Величину разрушающей нагрузки определяет работа свода, а деформации — условия работы нижней части обделки. Несущая способность обделки из армированных бетонных блоков зависит как от общих деформаций системы, оцениваемых расчетом, так и от местных деформаций у пластических шарниров, требующих экспериментальных данных. Неучет последних приводит к некоторому завышению расчетных величин усилий

Под действием одностороннего горного давления в обделке, состоящей из крупных блоков (4—5 блоков в кольце), в общем случае могут образоваться пластические шарниры в теле блока.

Для случая образования в своде трех пластических шарниров в предположении симметрии конструкции и распределенной нагрузки относительно вертикальной оси величину нагрузки принимают по первому предельному состоянию конструкции, а положение швов перелома и направление их раскрытия считают известными из предварительных расчетов (рис. IV.37).

Стыки блоков в швах переломов рассчитывают согласно указанной выше методике. Для расчета обделки к заданным величинам относят: геометрические размеры конструкции; жесткость сечения свода; места образования пластических шарниров и направления раскрытия швов. Задача расчета обделки по первому предельному состоянию — найти предельное сочетание нагрузок и соответствующих деформаций в том пластическом шарнире, где имеет место наибольшее значение нормальной силы при величине эксцентриситета, удовлетворяющей условию $e > 0,225 h$. Таким шарниром принят пятовый.

Из рассмотрения условий равновесия полусвода под действием внешних нагрузок и внутренних усилий определяют искомые значения нормальной силы H в замковом сечении и ее эксцентриситета e_H в сечении под углом α к вертикали и соответствующего значения эксцентриситета e_α и, наконец, предельной нагрузки q , уточняемой по методу последовательных приближений. Определяя минимальное значение предельной нагрузки, такой расчет необходимо проводить для различных значений угла α .

В статическом расчете нижней части тоннельной обделки кругового очертания, являющейся опорной для свода с тремя пластическими шарнирами, необходимо определять напряжения и деформации из условия совместной работы обделки и упругого основания. Деформации основания оказывают влияние на величины деформаций свода углов поворота в швах перелома оси. Расчет

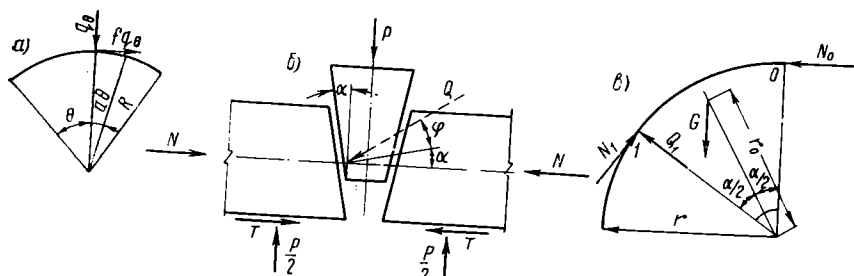


Рис. IV.38. Схемы к расчету предварительно напряженной обделки

опорной части в виде криволинейной балки на упругом основании приближенно может быть выполнен как стержневой системы ломаного очертания (см. § 22).

Принципы расчета предварительно напряженных обделок

В предварительно напрягаемой обделке величина обжатия снижается из-за сил трения по обделке по мере удаления от точки приложения нагрузки.

Введем обозначения:

N_0 — усилие обжатия в месте приложения нагрузки;

N_θ — усилие обжатия в сечении с полярной координатой θ ;

q_θ — отпор породы на обделку в том же сечении;

f — коэффициент трения обделки по породе;

R — радиус обделки.

Изменение усилия на элементарном участке $Rd\theta$ (рис. IV.38, а) можно оценить:

$$-dN_\theta = f q_\theta R d\theta;$$

приближенно

$$q_\theta = \frac{N_\theta}{R}. \quad (\text{IV.130})$$

Подставляя это в предыдущее выражение, имеем

$$-dN_\theta = f \frac{N_\theta}{R} R d\theta = f N_\theta d\theta,$$

откуда

$$\frac{dN_\theta}{N_\theta} = -f d\theta.$$

После интегрирования получим: $\ln N_\theta = -f\theta + C$. При $\theta=0$; $N_\theta=N_0$ имеем $\ln N_0 = C$. Следовательно, $\ln N_\theta = \ln N_0 - f\theta$ или $\ln \frac{N_\theta}{N_0} = -f\theta$. Откуда $\frac{N_\theta}{N_0} = e^{-f\theta}$.

Таким образом:

$$N_0 = N_0 e^{-f\theta}. \quad (\text{IV.131})$$

Полученное выражение позволяет определить потери предварительного напряжения (обжатия) из-за сил трения по обделке.

Клиновые блоки, применяемые для обжатия обделок, могут иметь симметричную и несимметричную формы. Усилия домкратов, необходимые для вдавливания клиновых блоков для получения требуемой величины нормальной силы, определяют аналитически по условиям равновесия (рис. IV.38, б). При симметричном блоке с двумя наклонными торцами имеем:

$$\left. \begin{aligned} \frac{P}{2} &= Q \sin(\alpha + \varphi); \\ N + T &= Q \cos(\alpha + \varphi), \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.132})$$

где P — усилие, необходимое для вдавливания клинового блока;
 N — нормальная сила в кольце;
 Q — сила, действующая на смежные блоки при вдавливании;
 $T = f \frac{P}{2}$ — сила трения по кольцевому стыку;
 $f = \operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент трения;
 α — угол наклона продольных торцов клинового блока;
 $\operatorname{tg} \alpha = i$ — уклон продольных торцов.

После подстановки T и исключения Q , имеем:

$$P \left[\frac{1}{2 \operatorname{tg}(\alpha + \varphi)} - \frac{P}{2} \right] = N$$

или

$$P = \frac{2(i + f)}{1 + f(2i + f)} N. \quad (\text{IV.133})$$

При этом необходимо соблюдать условие самоторможения, т. е. $i \leq f$.

Изгибающие моменты от предварительного напряжения могут быть настолько значительными, что ликвидируется весь эффект предварительного напряжения с уменьшением несущей способности обделки. Величина такого дополнительного изгибающего момента может быть определена из соотношения

$$M = N \left(d - \frac{N k_6}{2b R_n^H} \right), \quad (\text{IV.134})$$

где N — нормальная сила от предварительного напряжения;
 d — расстояние от оси обделки до края блока (или соответственно до чека-ночной канавки);
 k_6 — коэффициент однородности бетона;
 R_n^H — нормативное сопротивление бетона сжатию при изгибе;
 b — ширина кольца обделки.

Очевидно, надо принимать те или иные конструктивные мероприятия для предотвращения изгибающих моментов при обжатии обделки. К таким конструктивным мероприятиям можно отнести устройство цилиндрических стыков или стыков с податливыми прокладками. Можно определить разность радиусов ΔR наружного контура обделки и выработки по формуле

$$\Delta R = N_n \left[\frac{1 + \mu}{E} + \frac{R}{E_0 h} + \frac{n}{2\pi} \bar{\lambda} \right] + U_0, \quad (\text{IV.135})$$

где N_n — среднее значение нормальной силы в обделке от предварительного напряжения, отнесенной к единице длины тоннеля;

μ — коэффициент Пуассона породы;

R — наружный радиус обделки;

n — число стыков блоков в кольце;

$\bar{\lambda}$ — линейная деформация стыка блоков от действия единичной нормальной силы;

E — модуль упругости породы;

E_0 — модуль упругости бетона блоков;

h — толщина блоков;

U_0 — радиальное перемещение контура выработки, вызванное обжатием его неровностей.

Первый член этой формулы представляет радиальные перемещения по контуру выработки, вызванные деформациями породы,

$$U_n = \frac{1 + \mu}{E} N_n, \quad (\text{IV.136})$$

второй член — изменение радиуса обделки от осевого сжатия блоков

$$U_6 = \frac{R}{E_0 h} N_n, \quad (\text{IV.137})$$

третий член — деформацию радиуса обделки, вызванную линейными деформациями стыков при обжатии обделки,

$$U_c = \frac{n}{2\pi} \bar{\lambda} N_n. \quad (\text{IV.138})$$

Величина вдавливания клиновидных блоков

$$l = \frac{\pi}{mi} (U_n + U_6 + U_c), \quad (\text{IV.139})$$

где m — число клиновидных блоков;

i — уклон граней клиновидных блоков.

Суммарные напряжения в блоках от горного давления и предварительного обжатия не должны превышать расчетного сопротивления бетона при сжатии и растяжении. Для рассматриваемой конструкции обделки характерно то, что некоторое увеличение обжатия сверх расчетного улучшает ее статическую работу и повышает водонепроницаемость.

Расчетная величина обжатия должна быть обеспечена в сечениях блоков с максимальными изгибающими моментами.

Усилия обжатия обделки в породе можно назначать, исходя из условий, зависящих от конкретных задач. Наиболее целесообразно принимать такие усилия обжатия, при которых заданные на обделку контактные давления сохраняют свою величину на весь период эксплуатации тоннеля. Однако необходимо исходить из условия обеспечения плотного контакта обделки с породой, что зависит от таких факторов, как крепость породы, неровности контура выработки, качество наружной поверхности обделки, точность геометрических размеров обделки и выработки. Ввиду трудности точного учета всех этих факторов необходимо определять минимальное и максимальное усилия обжатия. Первое находят, исходя из предпосылки, что растягивающие напряжения в бетонной и железобетонной обделках равны нулю, а второе — что максимальное сжимающее напряжение в обделке равно расчетному сопротивлению материала сжатию.

Минимальное усилие обжатия должно обеспечить примыкание элементов обделки к породе; для этого необходимо, чтобы нормальная сила в шельге от обжатия кольца превысила нормальную силу от собственного веса обделки. При расположении клинового устройства в замке величина необходимого усилия обжатия (рис. IV.38, в) будет наименьшей

$$N_0 = \left(\alpha \operatorname{ctg} \frac{\alpha}{2} - 1 \right) G, \quad (\text{IV.140})$$

где N_0 — нормальная сила от обжатия кольца в шельге;

α — центральный угол между вертикальной осью кольца и направлением на первый стык;

G — вес блока.

Далее (см. рис. IV.38, в)

$$\left. \begin{aligned} r_0 &= 2 \frac{r}{z} \sin \frac{\alpha}{2}; \\ N_1 &= N_0 \cos \alpha + G \sin \alpha; \\ Q_1 &= -N_0 \sin \alpha + G \cos \alpha. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.141})$$

В запас прочности можно принять горное давление P таким же, как и на необжатые обделки, и представить в виде суммы

$$P = P_0 + P_\lambda, \quad (\text{IV.142})$$

где P_0 — давление на обделку, вызванное ее обжатием в породе;

P_λ — дополнительное давление, возникшее после обжатия.

Усилия в обделке от двух составляющих давлений следует определять раздельно. Величину и распределение давления P_0 необходимо устанавливать в зависимости от места приложения сил обжатия. Выбор расчетных схем, учитывающих оба давления (P_0

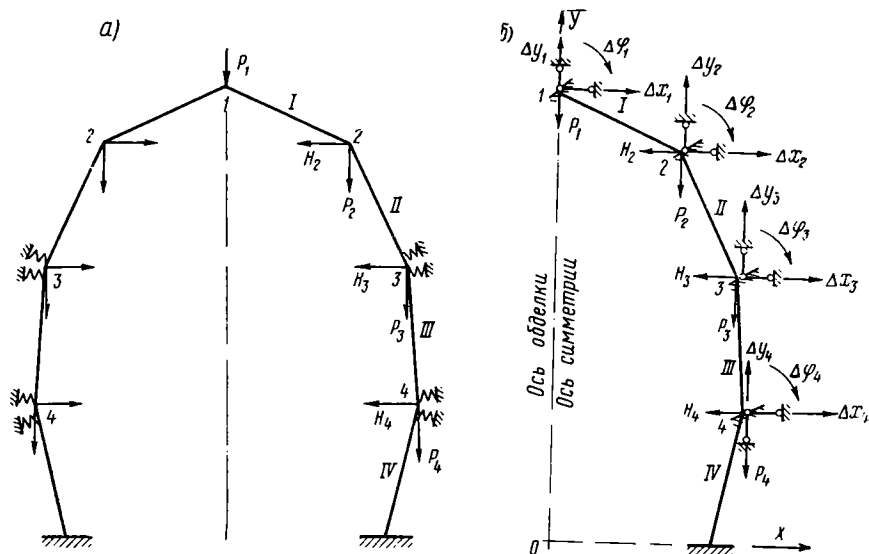


Рис. IV.39. Расчетная и основная системы подковообразной обделки

и P_d), зависит от особенностей конструкции обделки; в частности, при шарнирных связях усилия можно определять только по условиям равновесия при заданном распределении реакций основания в пределах каждого блока. Реакции основания в пределах верхних (не прижатых) элементов учитывать не следует. Давление P_d можно принимать вертикальным и равномерно распределенным. Влияние поперечных сил в месте обжатия очень мало ($\leq 10\%$).

§ 24. РАСЧЕТ ТОННЕЛЬНЫХ ОБДЕЛОК ПО МЕТОДУ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ПРИ ПОМОЩИ ЭЦВМ¹

При расчете статически неопределимых систем на ЭЦВМ наиболее трудно поддается механизации процесс получения коэффициентов канонических уравнений. Метод перемещений более удобен по сравнению с методом сил. Единичные эпюры по методу перемещений стандартны и для получения коэффициентов канонических уравнений не требуется перемножения матриц высокого порядка. Стандартность эпюр позволяет построить стандартные программы (СП), используя которые легко составить программы для расчета подковообразных, круговых обделок и даже для более сложных конструкций. При этом программирование для конкретного типа конструкции будет сведено к минимуму. Недостаток метода перемещений — количество неизвестных примерно в 3 раза больше, чем

¹ Параграф написан канд. техн. наук Н. Н. Шапошниковым.

по методу сил. Но это не существенно и легко преодолимо, если использовать ленточную структуру матрицы системы канонических уравнений или сложную основную систему.

Рассмотрим применение метода перемещений на примере расчетной схемы (рис. IV.39, а) подковообразной обделки. Основную систему (рис. IV.39, б) ввиду симметрии можно изобразить для половины обделки (пружины, имитирующие работу грунта, на рисунке не показаны).

Основную систему получаем из расчетной схемы наложением связей в узлах. На рис. IV.39, б узлы обозначены арабскими цифрами, а элементы — римскими. В каждом из узлов наложено по три связи: одна препятствует повороту, вторая — горизонтальному перемещению, а третья — вертикальному. Рядом со связями показаны перемещения $\Delta\varphi$, Δx , Δy . Для того чтобы расчетная схема и основная система работали одинаково, необходимо сообщить связям такие перемещения, при которых усилия в этих связях оказались бы равными нулю. Величины этих перемещений отыскивают из системы канонических уравнений. Для рассматриваемой системы таких уравнений должно быть 12.

Обозначая $\Delta\varphi_1 = z_1$, $\Delta x_1 = z_2$,

$$\Delta y_1 = z_3, \Delta\varphi_2 = z_4,$$

$$\Delta x_2 = z_5, \Delta y_2 = z_6,$$

выпишем три канонических уравнения, относящиеся к верхней точке 1:

$$\left. \begin{aligned} \vec{r}_{11}\vec{z}_1 + \vec{r}_{12}\vec{z}_2 + \vec{r}_{13}\vec{z}_3 + \vec{r}_{14}\vec{z}_4 + \vec{r}_{15}\vec{z}_5 + \vec{r}_{16}\vec{z}_6 &= 0, \\ \vec{r}_{21}\vec{z}_1 + \vec{r}_{22}\vec{z}_2 + \vec{r}_{23}\vec{z}_3 + \vec{r}_{24}\vec{z}_4 + \vec{r}_{25}\vec{z}_5 + \vec{r}_{26}\vec{z}_6 &= 0, \\ \vec{r}_{31}\vec{z}_1 + \vec{r}_{32}\vec{z}_2 + \vec{r}_{33}\vec{z}_3 + \vec{r}_{34}\vec{z}_4 + \vec{r}_{35}\vec{z}_5 + \vec{r}_{36}\vec{z}_6 + P &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.143})$$

Первое уравнение «отрицает» момент в точке 1, второе — горизонтальную реакцию и третье — вертикальную. Первые три сомножителя при z_1, z_2, z_3 во всех трех уравнениях являются реакциями в точке 1 от единичных перемещений в той же точке. Аналогично вторые три сомножителя являются реакциями в точке 1 от перемещений точки 2. В последнем уравнении имеется грузовой член, равный силе P , остальные грузовые члены равны нулю, так как в точке 1 не приложено ни момента, ни горизонтальной силы.

Аналогично могут быть составлены канонические уравнения для узлов 2, 3, 4. Однако при составлении уравнений для узла 2 (и для 3) следует учесть влияние на этот узел перемещений точек 1, 2, 3. Очевидно, в уравнение для узла 2 войдет 9 неизвестных. Наиболее удобно для записи всех уравнений воспользоваться матричной символикой, которая позволяет более компактно и наглядно записать всю систему уравнений; эта запись облегчит в после-

дующем программирование. Запишем первоначально только первые три уравнения в матричной форме

$$R_{11}\vec{Z}_1 + R_{12}\vec{Z}_2 + \vec{R}_{1p} = 0,$$

где

$$R_{11} = \begin{vmatrix} r_{11} & r_{12} & r_{13} \\ r_{21} & r_{22} & r_{23} \\ r_{31} & r_{32} & r_{33} \end{vmatrix} \quad R_{12} = \begin{vmatrix} r_{14} & r_{15} & r_{16} \\ r_{24} & r_{25} & r_{26} \\ r_{34} & r_{35} & r_{36} \end{vmatrix}$$

$$\vec{Z}_1 = \begin{vmatrix} z_1 \\ z_2 \\ z_3 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} \Delta\varphi_1 \\ \Delta x_1 \\ \Delta y_1 \end{vmatrix} \quad \vec{Z}_2 = \begin{vmatrix} z_4 \\ z_5 \\ z_6 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} \Delta\varphi_2 \\ \Delta x_2 \\ \Delta y_2 \end{vmatrix} \quad \vec{R}_{1p} = \begin{vmatrix} 0 \\ 0 \\ p \end{vmatrix}$$

Вся система канонических уравнений в матричной форме будет иметь вид

$$\left. \begin{aligned} R_{11}\vec{Z}_1 + R_{12}\vec{Z}_2 + \vec{R}_{1p} &= 0; \\ R_{21}\vec{Z}_1 + R_{22}\vec{Z}_2 + R_{23}\vec{Z}_3 + \vec{R}_{2p} &= 0; \\ R_{32}\vec{Z}_2 + R_{33}\vec{Z}_3 + R_{34}\vec{Z}_4 + \vec{R}_{3p} &= 0; \\ R_{43}\vec{Z}_3 + R_{44}\vec{Z}_4 + \vec{R}_{4p} &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{IV.144})$$

Систему (IV.144) можно записать короче: $R\vec{Z} + \vec{R}_p = 0$,

где

$$R = \begin{vmatrix} R_{11} & R_{12} & 0 & 0 \\ R_{21} & R_{22} & R_{23} & 0 \\ 0 & R_{32} & R_{33} & R_{34} \\ 0 & 0 & R_{43} & R_{44} \end{vmatrix} \quad \vec{Z} = \begin{vmatrix} \vec{Z}_1 \\ \vec{Z}_2 \\ \vec{Z}_3 \\ \vec{Z}_4 \end{vmatrix} \quad \vec{R}_p = \begin{vmatrix} \vec{R}_{1p} \\ \vec{R}_{2p} \\ \vec{R}_{3p} \\ \vec{R}_{4p} \end{vmatrix}$$

Обратим внимание на то, что R — квазиматрица, так как ее элементами являются матрицы R_{ih} . Аналогично \vec{Z} , \vec{R}_p — квазивекторы.

Перейдем далее к выводу формул для матриц реакций R_{ij} . Возьмем стержень с двумя пружинками по его концам (рис. IV.40). Систему координат ξ, η , связанную со стержнем, будем называть локальной системой координат. Направим первоначально связи, пре-

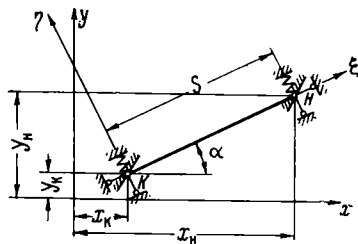


Рис. IV.40. Схема стержня

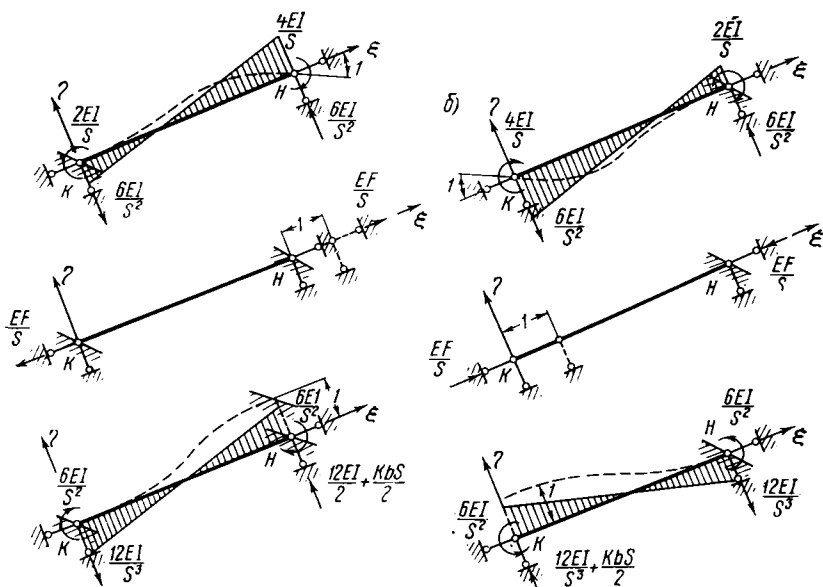


Рис. IV.41. Единичные перемещения:
а — в точке H ; б — в точке K

пятствующим перемещениям концов вдоль осей ξ , η . Эти связи будем называть в дальнейшем локальными связями. Правый конец стержня обозначим буквой H (начало), левый K (конец).

Три единичных перемещения в точке H (т. е. $\Delta\varphi=1$; $\Delta x=1$; $\Delta y=1$) показаны на рис. IV.41. Первое перемещение — единичный угол поворота в точке H ; при этом воздействии возникает эпюра моментов, ордината которой справа равна $\frac{4EI}{S}$, а слева $\frac{2EI}{S}$. Имея

эти ординаты, легко получить реакции в локальных связях. Второе единичное воздействие в точке H — единичное перемещение вдоль оси ξ ; при этом перемещении в стержне возникает только нормальная сила, для вычисления которой воспользуемся формулой $\Delta l = \frac{Nl}{EF}$. В нашем случае $\Delta l=1$, тогда $N = \frac{EF}{l}$. Наконец, третьим

единичным перемещением будет перемещение вдоль оси η , равное 1. Это воздействие, а также эпюра моментов, возникающая в стержне, представлены на рис. IV.41, а (пружины по концам стержня не показаны). Эти пружины не будут работать в случае первых двух единичных воздействий, а при единичном смещении вдоль оси η в правой пружине будет возникать реакция. Так как каждая пружина имитирует работу упругого отпора, собранного с половины длины стержня, то реакция пружины будет $\frac{kbs}{2}$, где b — ширина обделки.

Построим матрицы реакций в локальных связях.

Введем обозначения для этих матриц:

R'_{HH} — матрица реакций, возникающих в точке H от единичных смещений точки H .

R'_{KH} — матрица реакций, возникающих в точке K от единичных смещений в точке H .

Здесь и в дальнейшем значок «прим» у буквы будет указывать на то, что речь идет о локальных осях.

Элементами матриц являются реакции, возникающие в локальных связях при единичных смещениях точки H (см. рис. IV.41, а). Реактивные силы будем считать положительными, если их направление совпадает с положительным направлением осей ξ , η , а реактивный момент, если он направлен по часовой стрелке.

Итак

$$R'_{HH} = \begin{vmatrix} \frac{4EI}{S} & 0 & \frac{6EI}{S^2} \\ 0 & \frac{EF}{S} & 0 \\ \frac{6EI}{S^2} & 0 & \frac{12EI}{S^3} + \frac{kbs}{2} \end{vmatrix}$$

Первым столбцом матрицы R'_{HH} являются: реактивный момент в точке H и реактивные силы, возникающие в той же точке от единичного угла поворота в точке H , вторым столбцом — то же, от единичного смещения точки H вдоль оси ξ , третьим — от единичного смещения вдоль оси η . Аналогично используя реакции в точке K от единичных смещений в точке H , можно построить матрицу R'_{KH} . Задавая единичные смещения в точке K (см. рис. IV.41, б), можно построить матрицы реакций, возникающих в точках H и K от единичных смещений в точке K (R'_{KH} , R'_{KK}).

Приведем матрицы реакций в локальных связях:

$$R'_{HH} = \begin{vmatrix} \frac{4EI}{S} & 0 & \frac{6EI}{S^2} \\ 0 & \frac{EF}{S} & 0 \\ \frac{6EI}{S^2} & 0 & \frac{12EI}{S^3} + \frac{kbs}{2} \end{vmatrix} \quad R'_{HK} = \begin{vmatrix} \frac{2EI}{S} & 0 & -\frac{6EI}{S^2} \\ 0 & -\frac{EF}{S} & 0 \\ \frac{6EI}{S^2} & 0 & -\frac{12EI}{S^3} \end{vmatrix} \quad (IV.145)$$

$$R'_{KH} = \begin{vmatrix} \frac{2EI}{S} & 0 & \frac{6EI}{S^2} \\ 0 & -\frac{EF}{S} & 0 \\ -\frac{6EI}{S^2} & 0 & -\frac{12EI}{S^3} \end{vmatrix} \quad R'_{KK} = \begin{vmatrix} \frac{4EI}{S} & 0 & -\frac{6EI}{S^2} \\ 0 & \frac{EF}{S} & 0 \\ -\frac{6EI}{S^2} & 0 & \frac{12EI}{S^3} + \frac{kbs}{2} \end{vmatrix}$$

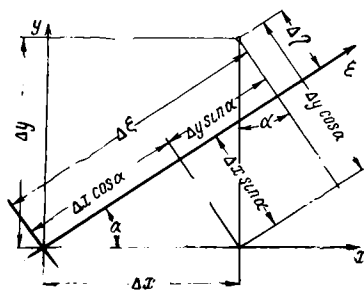


Рис. IV.42. Схема для перехода от локальных связей

Для составления системы канонических уравнений необходимо иметь матрицы реакций в связях, направленных вдоль осей x, y (см. рис. IV.39). Нами же получены реакции в локальных связях (когда связи направлены вдоль и поперек стержня).

Теперь необходимо перейти от локальных связей к связям, направленным вдоль осей x, y .

Выпишем зависимость между перемещениями при повороте осей (рис. IV.42):

$$\begin{aligned}\Delta \xi &= \Delta x \cos \alpha + \Delta y \sin \alpha, \\ \Delta \eta &= -\Delta x \sin \alpha + \Delta y \cos \alpha.\end{aligned}$$

Учитывая эту зависимость, легко записать связь между векторами перемещений при повороте осей

$$\vec{z}' = C \vec{z} \quad (\text{IV.146})$$

$$C = \begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & \cos \alpha & \sin \alpha \\ 0 & -\sin \alpha & \cos \alpha \end{bmatrix}$$

где \vec{z}' — вектор перемещений в локальных осях ξ, η ;
 \vec{z} — вектор перемещений в осях x, y .

Запишем матрицу C через координаты точек H и K (см. рис. IV.40).

$$C = \begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & \frac{x_H - x_K}{\sqrt{(x_H - x_K)^2 + (y_H - y_K)^2}} & \frac{y_H - y_K}{\sqrt{(x_H - x_K)^2 + (y_H - y_K)^2}} \\ 0 & \frac{y_K - y_H}{\sqrt{(x_H - x_K)^2 + (y_H - y_K)^2}} & \frac{x_H - x_K}{\sqrt{(x_H - x_K)^2 + (y_H - y_K)^2}} \end{bmatrix} \quad (\text{IV.147})$$

Наоборот, при переходе от осей ξ, η к осям x, y будем иметь:

$$\vec{z} = C^{-1} \vec{z}', \quad (\text{IV.148})$$

где $C^{-1} = C^T$;

C^T — матрица транспонирования к матрице C (так как $C C^T = E$).

Если R' — матрица реакций в локальных осях, а \vec{R}' — вектор реакций в локальных осях, то $\vec{R}' = R' \vec{z}$ или, учитывая зависимости (IV.146), имеем

$$\vec{R}' = R' C \vec{z}. \quad (\text{IV.149})$$

Для того чтобы получить вектор реакций в осях x, y (\vec{R}), необходимо спроектировать вектор \vec{R}' на оси x, y , т. е. перейти от осей ξ, η к осям x, y . Но этот переход, как следует из равенства, осуществлялся при помощи матрицы C^T .

Итак: $\vec{R} = C^T \vec{R}'$.

Умножая равенство (IV.149) на C^T , получим

$$C^T \vec{R}' = C^T R' C \vec{z}$$

или $\vec{R} = R \vec{z}$, здесь $R = C^T R' C$. (IV.150)

Таким образом, при переходе от осей ξ, η к осям x, y матрицы реакций преобразуются по формуле (IV.150); окончательно матрицы реакций будут иметь вид:

$$\begin{vmatrix} R_{nn} & R_{nk} \\ R_{kn} & R_{kk} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} C^T R'_{nn} C & C^T R'_{nk} C \\ C^T R'_{kn} C & C^T R'_{kk} C \end{vmatrix} \quad (\text{IV.151})$$

Имея эти формулы, легко можно построить квазиматрицу R системы канонических уравнений (IV.144). Квазиматрицу R будем строить по стержням (см. рис. IV.39).

Для каждого стержня I, II, III, IV по формуле (IV.151) построим матричный блок

$$\begin{vmatrix} R_{nn} & R_{nk} \\ R_{kn} & R_{kk} \end{vmatrix}$$

Например, для стержней I и II эти блоки будут иметь вид

$$B_I = \begin{vmatrix} R_{11} & R_{12} \\ R_{21} & R_{22}^I \end{vmatrix} \quad B_{II} = \begin{vmatrix} R_2^{II} & R_{23} \\ R_{32} & R_{33} \end{vmatrix}$$

Здесь R_{22}^I — матрица единичных реакций в точке 2 за счет деформации стержня I;

R_{22}^{II} — то же, в точке 2 за счет деформации стержня II.

Окончательно матрица реакций будет

$$R_{22} = R_{22}^I + R_{22}^{II}.$$

Таким образом, при формировании системы канонических уравнений необходимо складывать члены, стоящие по главной диагонали у соседних блоков. Окончательно квазиматрица R будет иметь вид:

$$R = \left\| \begin{array}{c|c|c|c|c} & & 0 & 0 & 0 \\ \hline & B_I & & & \\ \hline & & B_{II} & & \\ \hline 0 & & & & 0 \\ \hline 0 & 0 & B_{III} & & \\ \hline 0 & 0 & 0 & B_{IV} & \end{array} \right\|$$

Для получения блоков B можно составить стандартную программу. Матрицы, входящие в блоки B , вычисляются по формуле (IV.151). Исходной информацией для СП будут жесткость стержня на изгиб и растяжение, жесткость пружин и координаты начала и конца стержня (для получения матрицы C). Квазиматрица R имеет ленточную структуру, поэтому в целях экономии памяти машины выгодно не обращаться к матрице K , а пользоваться специальными программами для ленточных систем. При использовании этих программ в памяти машины необходимо хранить только блоки, отличные от нуля. При высоких порядках систем линейных уравнений и ограниченной оперативной памяти машины это соображение имеет большое практическое значение. Для тоннельных конструкций более сложного очертания ленточность матрицы R нарушается и в этом случае выгодно использовать сложную основную систему.

Итак, после решения системы канонических уравнений получим квазивектор перемещений $\vec{z} = -B^{-1}R_p$, координатами которого будут векторы перемещений крайних точек стержней:

$$\vec{z} = \left\| \begin{array}{c} \vec{z}_1 \\ \vec{z}_2 \\ \vec{z}_3 \\ \vec{z}_4 \end{array} \right\|, \quad \text{где} \quad \vec{z}_1 = \left\| \begin{array}{c} \Delta \varphi_1 \\ \Delta x_1 \\ \Delta y_1 \end{array} \right\|, \quad \text{и так далее.}$$

Имея перемещения концов (\vec{z}_n, \vec{z}_k) , легко можно вычислить внутренние силы в стержне.

Выразим перемещения концов стержня в локальной системе координат:

$$\vec{z}'_n = C \vec{z}_n; \quad \vec{z}'_k = C \vec{z}_k.$$

Далее, умножая матрицы реакций в локальных связях R'_{nn} , R'_{nk} , R'_{kn} , R'_{kk} [см. формулы (IV.145)] на величины смещений концов стержня (\vec{z}'_n, \vec{z}'_k) , получим реакции в связях, направленных вдоль и поперек стержня; очевидно, эти реакции и будут численно равны внутренним силам, действующим по концам стержня:

$$\begin{Bmatrix} M_n \\ N_n \\ Q_n \end{Bmatrix} = R'_{nn} \vec{z}'_n + R'_{nk} \vec{z}'_k; \quad \begin{Bmatrix} M_k \\ N_k \\ Q_k \end{Bmatrix} = R'_{kn} \vec{z}'_n + R'_{kk} \vec{z}'_k.$$

Так как стержни загружены только по концам, то

$$N_n = -N_k; \quad Q_n = -Q_k.$$

Изложенный алгоритм может быть использован для расчета как замкнутых, так и разомкнутых обделок. Добавляя к соответствующим матрицам реакций реакции, учитывающие упругость заделки пят, легко учесть податливость последних.

§ 25. РАСЧЕТ КОНСТРУКЦИЙ ТОННЕЛЕЙ, ВОЗВОДИМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

При расчете конструкций тоннелей, возводимых открытым способом, учитывают возможные самые неблагоприятные сочетания нагрузок и воздействий в строительный и эксплуатационный периоды — основные, дополнительные и особые (см. § 21). К факторам, определяющим величины нагрузок, относят: глубину заложения тоннеля, геологические и гидрогеологические условия, способ производства работ.

Нормативные нагрузки и воздействия включают:

- 1) давление грунта и воды;
- 2) давление от сооружений, расположенных в пределах призмы обрушения;
- 3) давление от сооружений, находящихся над тоннелем;
- 4) собственный вес конструкций;
- 5) подвижную нагрузку на поверхности земли;
- 6) подвижную нагрузку на лотках-фундаментах.

Горизонтальное давление грунта на конструкцию тоннелей малого заложения определяют по формулам давления на подпорные стены. Так же учитывают давление грунтовых вод, свободный горизонт которых полностью восстанавливается после прекращения водопонижения. В случае расположения горизонта

грунтовых вод выше рассматриваемого уровня земли необходимо при определении давления грунта учитывать взвешивающее влияние воды, т. е. принимать значения объемного веса и угла внутреннего трения грунта, погруженного в воду. Грунт на перекрытиях создает вертикальную нагрузку своим весом (см. § 20). При подсчете его необходимо учитывать возможную планировку улиц или площадей города и принимать наибольшую отметку поверхности. Объемный вес грунта засыпки обычно принимают равным $1,8 \text{ т/м}^3$. Эту величину можно принимать также для учета веса дорожного покрытия, подземных сооружений, гидроизоляции с защитным слоем и т. д.

Давление от сооружений, расположенных в пределах призмы обрушения, определяют, исходя из предположения, что давление в грунте распространяется под углом 30° или 45° к вертикали в зависимости от наименее благоприятного нагружения рассматриваемого элемента. Поэтому от ближайшей к тоннелю грани фундамента сооружения проводят плоскость под углом 30° (или 45°) к вертикали и от линии пересечения этой плоскости с поверхностью стены к давлению грунта начинают прибавлять давление от веса сооружения приведением его к эквивалентной высоте столба грунта. Таким образом, необходимо иметь следующие исходные данные:

- 1) давление на 1 пог. м основания под фундаментом здания;
- 2) глубину заложения фундамента;
- 3) расстояние от обреза фундамента до бровки котлована.

При определении бокового давления по формулам для сыпучих грунтов необходимо учитывать трение, возникающее между стеной и грунтом.

Давление от сооружений, находящихся над тоннелем, будучи вертикальным, может передаваться как непосредственно перекрытию, так и стенам тоннеля.

При непосредственном опирании подошвы фундамента сооружений на конструкцию тоннеля нагрузку на 1 м^2 определяют по площади фундаментов и по действительному их давлению для рассматриваемого случая.

Собственный вес конструкций определяют предварительным назначением размеров и подсчетом веса их элементов. При этом вес 1 м^3 обычно принимают для вибрированного бетона — $2,4 \text{ т}$, а для вибрированного железобетона — $2,5 \text{ т}$.

Подвижную нагрузку на поверхности земли непосредственно над перекрытием или в пределах призмы обрушения при высоте засыпки от $0,7$ до 3 м , а также коэффициенты перегрузки и коэффициенты динамичности принимают по СНиП Д.7-62, нормативную нагрузку автомобильную — по схеме Н-30 и колесную — по схеме НК-80.

Интенсивность временной нагрузки, передаваемой на лотки-фундаменты, принимают равной $0,75 \text{ т/м}^2$. В случае работы лотка-фундамента как балки при пересечении тоннеля с дюкерами, под-

земными переходами и т. д. необходимо учитывать подвижную нагрузку от колонн автомобилей, проходящих по тоннелю.

Нагрузка на 1 пог. м длины тоннеля складывается из нагрузок:

- 1) на перекрытие (вес засыпки, собственный вес, вес воды и временная нагрузка);
- 2) на стены от бокового давления грунта;
- 3) на фундаментную плиту тоннеля.

Расчет ведут по методу предельных состояний, с учетом самых неблагоприятных условий работы конструкции в строительный и эксплуатационный периоды.

Временную вертикальную подвижную нагрузку принимают с динамическим коэффициентом. При расчете на устойчивость динамический коэффициент не вводят.

Значения коэффициентов условий работ и коэффициента однородности принимают по СН 365-67, равно как и величины допускаемых деформаций при расчете по второму предельному состоянию. Расчет по третьему предельному состоянию проверяют величины предельного раскрытия трещин в период эксплуатации для элементов конструкций из обычного железобетона и на стойкость против образования трещин для конструкций из предварительно напряженного железобетона. Коэффициенты перегрузки и динамические коэффициенты при расчетах по второму и третьему предельным состояниям не учитывают.

Все расчеты выполняют в соответствии с СН 365-67.

СТРОИТЕЛЬСТВО ТОННЕЛЕЙ



ГЛАВА V

РАЗРАБОТКА И УБОРКА ПОРОДЫ

§ 26. РАЗРАБОТКА ПОРОДЫ МЕХАНИЧЕСКИМИ ИНСТРУМЕНТАМИ

Способ разработки и уборки породы, а также необходимые машины и инструменты выбирают с учетом характера ее залегания и свойств.

Вследствие неоднородности состава, строения и сложения горных пород (см. § 1), также неоднородны их физические свойства — объемный и удельный веса, пористость, плотность, трещиноватость и другие свойства.

Механические свойства горных пород (упругость, пластичность, твердость, абразивность) находятся в зависимости от строения и минералогического состава пород.

Для более полной оценки сопротивляемости горных пород внешним воздействиям служат показатели их разрабатываемости: крепость, буримость, взрываемость и дробимость. Крепость — это сопротивление породы различным механическим воздействиям (сжатию, удару и т. п.); буримость — сопротивляемость ее разрушению в процессе бурения (показатель определяют длиной шпура, пробуренного в единицу чистого времени бурения стандартным перфоратором); взрываемость — сопротивляемость разрушению породы взрывом, определяемая количеством взрывчатого вещества, необходимого для разрушения единичного объема породы или удельным расходом взрывчатых веществ (ВВ); дробимость — сопротивление породы разрушению дроблением, определяемое удельным расходом энергии.

Для количественной оценки свойств пород в целях правильного подбора проходческих инструментов и нормирования подземных работ принята единая для Советского Союза классификация (СНиП, часть IV), в основу которой положена буримость пород (табл. V.1).

Как правило, породы разрабатывают механизированными инструментами, машинами и взрывным способом. Ручные инструменты применимы лишь на подчистке и подборке профиля выработки, а

также в мягких и неустойчивых породах, где по условиям крепления забоя необходимо удаление породы небольшими частями. Современная техника тоннелестроения располагает целым рядом комбинированных проходческих машин для разработки и погрузки пород на транспортные средства.

К числу высокопроизводительных способов разработки пород следует отнести гидромеханический способ, нашедший широкое применение в различных отраслях строительства. Этот способ перспективен и для тоннелестроения.

Для разработки пород до III категории (по классификации СНиП) можно применять пневматическую лопату, работающую по принципу отбойного молотка. В качестве рабочих инструментов для механического воздействия на горные породы (рытье, взламывание, разрыхление) служат лопатообразные лезвия — наконечники. Лопата со слабоогнутой лопастью удобна для разработки вязких и плотных глин, с плоской — для сланцев и, наконец, с узкой — для слаботрещинчатых пород. Основное назначение пневматической лопаты — отделение кусков породы от целика. Вес лопаты без наконечника 8,6 кг, расход воздуха 0,8—1,0 м³/мин при давлении 5,5 атм.

Для разработки пород III и IV категорий применяют преимущественно отбойные молотки¹ пневматического действия. К их достоинствам относятся: простота обращения, малые эксплуатационные расходы, использование отработанного воздуха для вентиля-

Таблица V.1

Категория классификации	Коэффициент крепости f	Время чистого бурения 1 жипу-ра бурильным молотком ОМ-506, мин	Способ разработки	Категория классификации	Коэффициент крепости f	Время чистого бурения 1 жипу-ра бурильным молотком ОМ-505, мин	Способ разработки
I	0,3	—	Ручной	V	1,5—2	3,7—4,9	Буровзрывной способ
II	0,5	—	Ручные пневматические инструменты	VI	3	4,9—6,6	То же
			То же	VII	4	6,6—8,9	»
III	0,6—0,8	—	Ручные пневматические инструменты и буровзрывной способ	VIII	5—8	8,9—12,1	»
IV	1	До 3,7		IX	10	12,1—16,5	»
				X	15	16,5—22	»
				XI	20	22 и более	»

¹ Подробные данные по отбойным молоткам приведены в курсах строительного производства.

ции и низкая стоимость. Наибольшее распространение имеют легкие отбойные молотки весом 8 и 10,6 кг при расходе воздуха 1 м³/мин.

Для успешной работы отбойным молотком, основанной на передовых принципах труда, необходимы:

- 1) безупречное знание рабочим конструкции молотка;
- 2) правильное использование свойств горной породы;
- 3) персональное закрепление молотка;
- 4) умелый подбор формы пик и качественная заправка и закалка их.

Основное назначение отбойного молотка — отделение кусков породы разными приемами в зависимости от свойств пород: в слабых скальных — как механическим клином, в вязких — как ломом с отвалом породы в сторону.

Эффективный способ проходки — работа спаренными отбойными молотками, при которой двое рабочих одновременно направляют усилия своих молотков под углом 45° к плоскости забоя, помогая друг другу и отламывая породу более крупными кусками. Скорость проходки при таком способе значительно повышается.

Требуемый для приведения в действие пневматических инструментов сжатый воздух давлением в 5—8 атм вырабатывают на передвижных и стационарных компрессорных станциях. Первые, обычно небольшой производительности (6—9 м³/мин), применяют лишь при малых объемах работ. Вторые монтируют из нескольких компрессоров требуемой производительности с установкой всей станции, т. е. компрессоров, двигателей, воздухохранилищ и систем охлаждения, на специальных фундаментах.

Компрессорная станция работает по следующей схеме: атмосферный воздух пропускают через фильтр в компрессор, где его сжимают до требуемого давления; затем воздух поступает через промежуточный и концевой холодильники (кроме одноступенчатого компрессора) в воздухохранилище и оттуда к местам потребления по разводящей сети воздухопроводов, на которых устанавливают водо- и маслоотделители.

Производительность компрессорной станции P_k (в м³/мин) определяют по формуле

$$P_k = (v_p + v_n) k_b k_0, \quad (V.1)$$

где v_p — общий расход воздуха пневматическими инструментами и машинами;

v_n — потери воздуха в соединениях;

k_b — коэффициент, учитывающий разрежение воздуха на высоте свыше 1 км над уровнем моря и равный 1,15—1,60;

k_0 — коэффициент одновременности работы пневматических устройств, равный 1—0,55.

Компрессоры требуемой производительности и давления подбирают по типам и маркам. Расход охлаждающей воды принимают в среднем 4,0—4,5 л на 1 м³ всасываемого воздуха.

Способы бурения

При постройке тоннелей породы IV и высших категорий (по классификации СНиП) разрабатывают буровзрывным способом.

Поскольку эффективность отделения горных пород от массива зависит от их физико-механических свойств и производительности средств разрушения, то и способы бурения, конструкцию бурильных машин и бурового инструмента, так же как и всех расчетных данных взрывных работ, выбирают в зависимости от всех этих параметров.

Для бурения шпуров применяют вращательный, ударно-поворотный и вращательно-ударный способы бурения. При вращательном бурении породу непрерывно разрушают по площади забоя шпура под воздействием осевого усилия (давления) и вращения резца. Этот способ бурения применим в условиях мягких и средней крепости пород, используя ручные или колонковые бурильные машины вращательного действия.

Эффективность бурения зависит от предела прочности породы на сжатие, так как осевое усилие должно обеспечить раздавливание и смятие породы под резцом и его внедрение на определенную глубину. При этом основное разрушение породы происходит за счет скалывания.

Разрушение породы при ударно-поворотном бурении происходит вследствие периодически наносимых ударов по буру с определенной частотой и поворачивания буровой штанги в интервалах между ударами. Такой способ бурения применяют в крепких породах, используя бурильные машины ударно-поворотного действия. К факторам, определяющим эффективность бурения, относятся: энергия удара, частота нанесения ударов и величина удельного угла поворота.

Для разрушения породы необходимо, чтобы контактные напряжения под лезвием инструмента превосходили предел прочности буримой породы.

Вращательно-ударное бурение, применяемое в породах различной крепости, включает элементы первых двух способов бурения. Под действием ударной нагрузки специальных бурильных машин лезвие бура внедряют в породу и образуют вруб; при одновременном вращательном движении происходит скалывание породы, расположенной рядом с врубом.

Бурильные машины

Современные бурильные машины, применяемые для бурения шпуров и скважин на подземных работах, подразделяют по роду энергии, области применения, а также по способам подачи исполнительного органа работы и установки машины. Бурильные маши-

ны основаны на применении ручных с механической подачей и колонковых сверл или перфораторов при электрическом, пневматическом и гидравлическом приводе, механической или гидравлической подаче и способе установки машины на колонке, автоподатчике или специальной буровой каретке.

Для вращательного бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости $f=1\div 6$ (по СНиП. I—VII) применяют ручные электросверла и ручные электросверла с принудительной подачей. К их достоинствам следует отнести высокую маневренность при переходе от бурения к другим операциям проходческого цикла и безопасность применения. Ручные электросверла отечественного производства имеют марки СЭР-19м и ЭР-(14, 15, 18)Д; мощность электродвигателей 1,0—1,4 кВт, напряжение тока 127 в при весе сверла 12,0—18,0 кг. Ручные электросверла с принудительной подачей имеют марки СПР-2, ЭРП-20 и ЭРП-18Д; мощность электродвигателей 1,0—1,4 кВт при напряжении тока 127 в и весе сверла 20—22 кг.

Для бурения шпуров в породах средней крепости и крепких широко применяют колонковые сверла — электробуры с механической подачей марок СЭК-1, ЭБК-2м, ЭБК-5 и с гидравлической подачей ЭСП-4 и ЭБГ с мощностью электродвигателя 2,7—4,8 кВт при напряжении тока 127—380 в и весе установки 105—120 кг.

Более перспективны машины длинноходовые и с гидроподачей усилием в 1000—1200 кг для бурения в породах с коэффициентом крепости до $f=12$ (по СНиП, IX); все эти машины обеспечивают возможность бурения шпура на полную длину с одной установки.

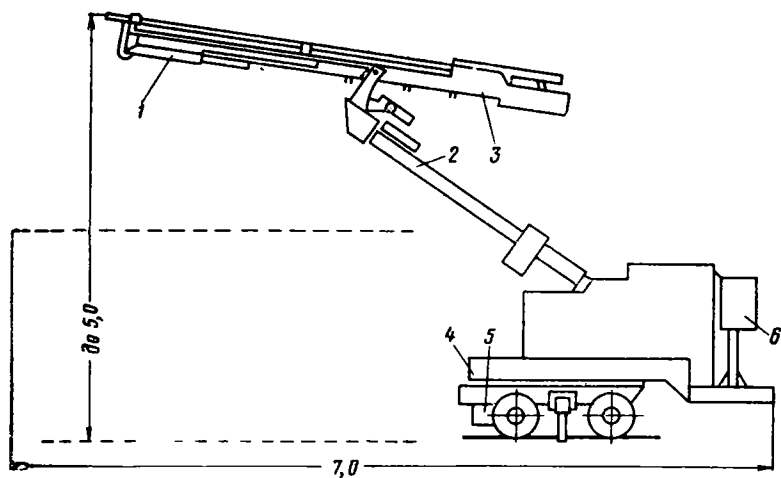


Рис. V.1. Самоходная бурильная установка БУА-2:

1 — бурильные машины; 2 — манипуляторы; 3 — верхние тележки; 4 — станина;
5 — привод; 6 — гидронасосная станция

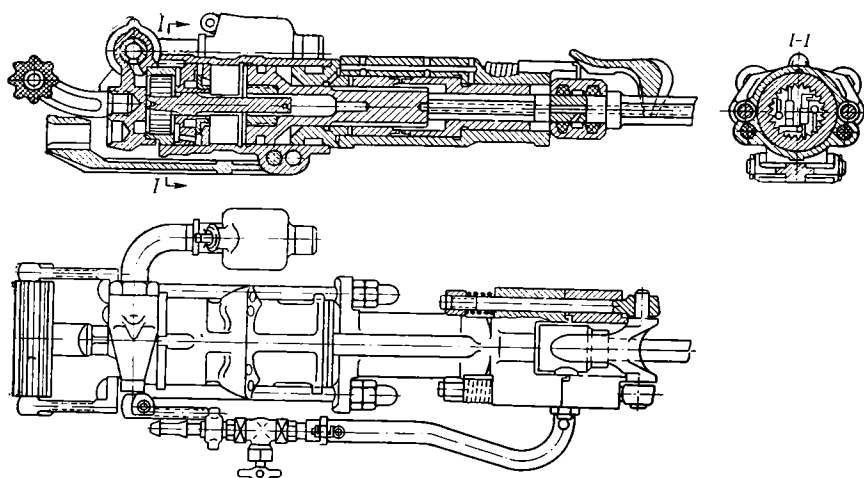


Рис. V.2. Перфоратор ПР-24ЛУ с боковой промывкой

Отечественные заводы изготавливают электробурь марки ЭДП-14, ЭДП-20, ЭБР-2 и БУА-2.

Наибольший интерес представляет самоходная бурильная установка БУА-2 (рис. V.1) для обурирования забоев и шпуров при штанговой крепи и проходке тоннелей больших поперечных сечений.

Главная особенность БУА-2 — применение гидропривода, обеспечивающего изменение режимов бурения и эффективного использования установки в породах различной крепости (до $f=12$ по СНиП. IX).

Бурильные машины ударно-поворотного действия или пневматические перфораторы (бурильные молотки) предназначены для бурения шпуров и скважин как в крепких, так и в очень крепких породах.

Перфораторы классифицируют:

1) по частоте ударов — на обычные (до 2000 ударов в минуту) и высокочастотные (более 2000 ударов в минуту);

2) по способу применения — на ручные, колонковые и телескопные;

3) по весу — на легкие (до 18 кг), средние (20—25 кг) и тяжелые (более 30 кг);

4) по способу очистки шпура — с осевой промывкой, с боковой промывкой, с отсосом пыли.

Для перфораторов применяют пневматические двигатели (поршневые, одноцилиндровые, двустороннего действия) с механизмом поворота бура и устройством для удаления выбуренной породы.

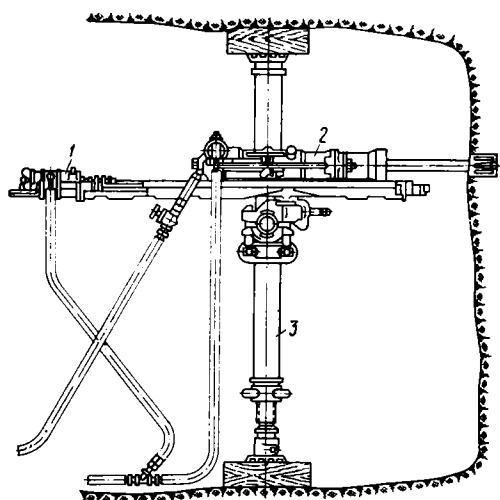


Рис. V.3. Колонковая буровая машина КС-50 с пневмоподачиком:

1 — пневмоподачик; 2 — перфоратор; 3 — винтовая колонка

Выпускаемые промышленностью шесть моделей ручных перфораторов имеют технические параметры (работа удара, частота удара, крутящий момент, расчетное усилие подачи и расход воздуха), позволяющие выбрать модель с учетом физико-механических свойств обуриваемых пород.

Отечественная промышленность выпускает современные перфораторы марок ПР-12, ПР-19, ПР-18л, ПР-22, ПР-24 ЛУ с расходом сжатого воздуха 2—3,5 м³/мин, частотой ударов 1800—2600 в минуту, расчетным усилием подачи 55—115 кГ и весом 12,5—30,0 кГ.

Наиболее удачен перфоратор ПР-24ЛУ (рис. V.2). Это в принципе пневматический поршневой двигатель, состоящий из цилиндра, ствола и буродержателя. Внутри поршня размещено воздухо-распределительное устройство.

Рабочий орган перфоратора — поршень-ударник, который наносит удар по хвостовику бура. Пуск перфоратора в работу осуществляют поворотом пусковой рукояти.

Для уменьшения влияния вибрации при работе высокочастотных перфораторов применяют специальные виброгасящие устройства.

Колонковые перфораторы устанавливают на распорных колонках или буровых каретках. Современные перфораторы этого типа марок КЦМ-4, ПК-60 и КС-50 (рис. V.3) будут также заменены на перфораторы марок ПК-(3, 5, 9) весом 30—60 кГ, числом ударов в минуту 2300—2600 (против 1350—1800 ударов в минуту в существующих), с длиной хода подачи 2400—3000 мм и усилием подачи 300—600 кГ.

Телескопные перфораторы применяют для бурения шпуров, направленных вверх. В состав буровой машины этого типа входит

собственно перфоратор с поршневым пневматическим податчиком и виброзащитным устройством.

Перфораторы марок ПТ-29, ПТ-36 и другие будут заменены новыми, более совершенными и долговечными машинами марок ПТ-(2, 3, 5) весом 26-47 кг, частотой удара 2300—2600 в минуту и рабочим давлением воздуха 5 атм.

Для бурильных машин вращательно-ударного действия характерно независимое вращение буровой штанги с большим моментом вращения, сопровождаемое статическим давлением на забой и нанесением ударов по буру.

Для этой цели в общем корпусе машины сконструированы вращатель и ударный механизм.

Наибольшее распространение в Советском Союзе имеет пневмоприводная машина марки БУ-1, имеющая показатели: энергия удара 5 кгм, частота ударов — 4000 в минуту, скорость вращения буровой штанги — 130 об/мин, крутящий момент — 25 кгм, усилие подачи — 1100 кг, диаметр коронки — 40—46 мм и диаметр штанги — 30—32 мм.

Установки для бурения

Шпурь бурят с использованием пневмоподдержек, т. е. установочно-подающих приспособлений, облегчающих труд рабочих и повышающих его производительность. В настоящее время применяют пневмоподдержки марок П-17ЛА, П-18ЛА (рис. V.4), кото-

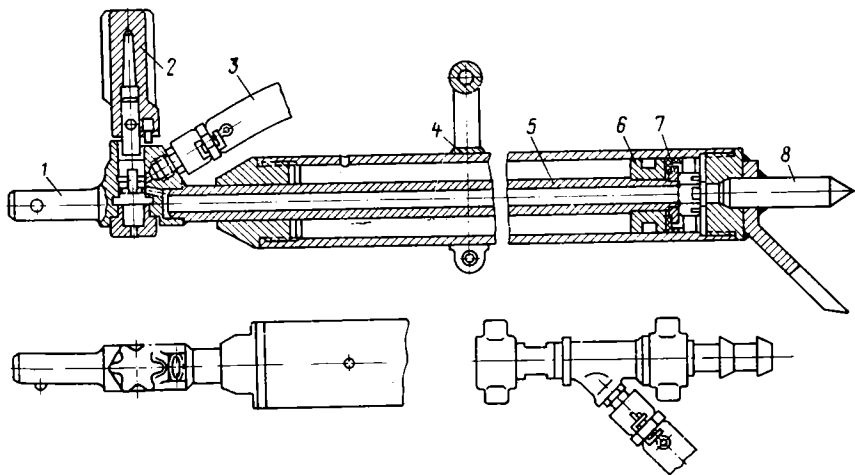


Рис. V.4. Пневматическая поддержка П-18ЛА:

1 — головка для присоединения вилки перфоратора; 2 — редукционный кран; 3 — рукав для подачи сжатого воздуха; 4 — рукоятка; 5 — шток; 6 — поршень; 7 — уплотнение; 8 — лопатка с вилкой для упора

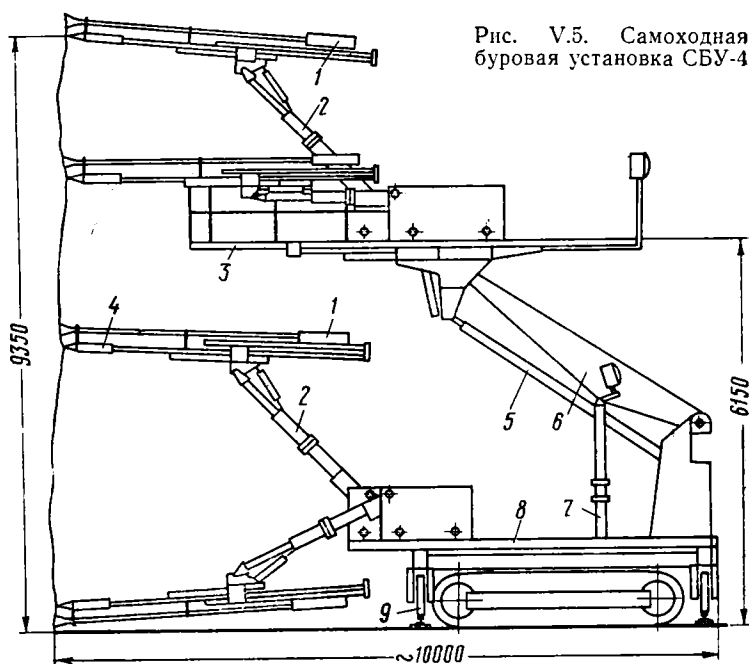


Рис. V.5. Самоходная буровая установка СБУ-4

рые будут в дальнейшем заменены пневмоподдержками марок П-18 и П-13, имеющими более высокие эксплуатационные показатели.

Вследствие большого веса бурильных машин и значительных усилий подачи, а также необходимости полной механизации и автоматизации процесса бурения, их обычно помещают на специальные буровые установки, в виде самоходных буровых кареток и буровых рам, или съемных манипуляторов, монтируемых на корпусе погрузочных машин. Первые обычно применяют только в выработках больших поперечных сечений; здесь наиболее удобны буровые каретки на пневмоколесном и гусеничном ходу, оснащенные несколькими вращательно-ударными машинами. Вторые имеют широкое распространение при выработках небольших сечений; развитие таких установок направлено на создание буропогрузочных машин, оснащенных несъемными гидропроводными манипуляторами.

Буровая установка (буровая каретка) представляет комплексный агрегат, предназначенный для бурения шпуров, перемещения бурильных машин во время бурения в двух плоскостях при неподвижной ходовой части и для перемещения по выработкам. Буровые каретки имеют манипуляторы нескольких типов: стреловидные, колонкообразные, радиальные и комбинированные. Ходовые части

кареток могут быть на колесно-рельсовом, пневмоколесном и на гусеничном ходу.

Из большого количества отечественных буровых установок наибольший интерес для тоннелестроения представляет самоходная буровая установка СБУ-4 (рис. V.5), имеющая четыре машины 1 вращательно-ударного действия с пневмоколонками 2 на двух рабочих площадках 8. Верхней площадке можно придать требуемое положение при помощи стрелы 6, тяги 5 и двух гидравлических цилиндров 7. Устойчивость машины во время бурения обеспечивают четыре гидравлических упора 9. Каждая бурильная машина опирается на забой двумя гидравлическими домкратами 4. Верхние машины имеют дополнительную площадку 3, обладающую большой маневренностью и используемую для обделки кровли, установки штанговой крепи и заряжания шпуров. Установленная мощность двигателей — 39,4 кВт, производительность установки — 48—36 м/ч, усилие подачи автоподатчика 1100 кг. Наибольшие размеры обуриваемого забоя: высота — 12 м, ширина — 8 м.

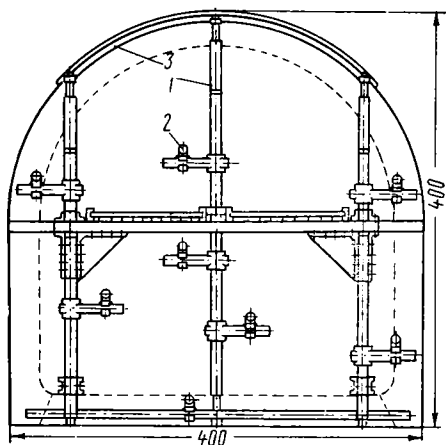


Рис. V.6. Буровая рама:

1 — колонки; 2 — перфораторы; 3 — подъемный козырек

Буровые рамы (рис. V.6) представляют собой тяжелые стальные многоярусные тележки, на которых смонтированы постоянные и съемные колонки. Эти устройства позволяют осуществлять обуривание забоя в скальных породах при помощи тяжелых колонковых бурильных машин с одновременной автоматической подачей бура. Конструктивные формы и размеры буровых рам зависят от размеров поперечного сечения сооружаемого тоннеля, числа и расположения перфораторов, а также транспортных устройств, применяемых для проходки. В особых случаях конструкции рам делают в виде двух независимых тележек: внутренней — для разработки ядра и наружной — для окончательной доработки поперечного сечения тоннеля.

При безрельсовом транспорте буровую раму помещают на автомашине и обуривают последовательно обе половины забоя (рис. V.7).

Автоматическая подача бурильных машин, установленных на колонках или на буровых каретках и рамах, имеет ряд важных преимуществ перед ручной подачей, а именно:

1) создает возможность одновременной работы бурильщика на нескольких перфораторах;

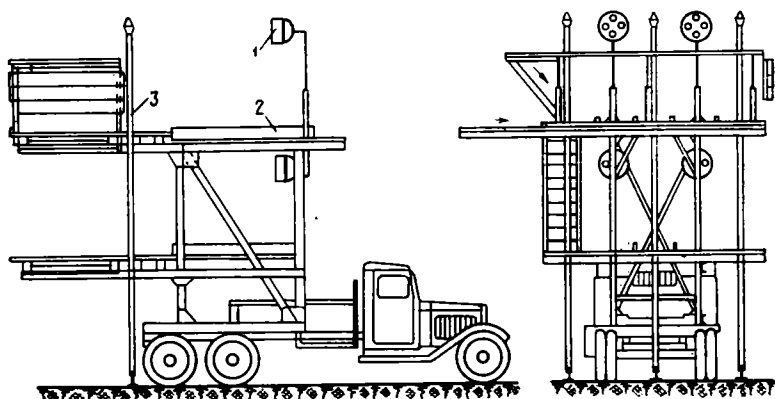


Рис. V.7. Буровая рама на автомобиле:

1 — прожектор; 2 — рабочие платформы; 3 — пневматические колонки

- 2) предотвращает искривления и перекосы шпуров;
- 3) обеспечивает равномерность подачи бура;
- 4) значительно увеличивает скорость бурения.

Существует целый ряд типов автоподатчиков, из которых наибольшее применение нашли пневматические (рис. V.8) как с подвижным цилиндром, так и с подвижным поршнем. Основное достоинство бурения с применением автоподатчиков — облегчение труда бурильщика и повышение производительности бурения на 15—20%.

Манипуляторы (марок МБМ-2 и МБМ-5) позволяют устанавливать на погрузочные машины колонковые электросверла или перфораторы, которые на забой подают автоподатчиками. Такие манипуляторы нужно устанавливать съемными приспособлениями на погрузочную машину перед каждым циклом бурения с последующим креплением бурильных машин с автоподатчиками.

К более прочным, жестким и удобным в работе приспособлениям следует отнести несъемные манипуляторы марок МН-1 и МН-2 (рис. V.9, а), рассчитанных на бурение шпуров с усилием подачи до 1500 кг. Длина стрелы

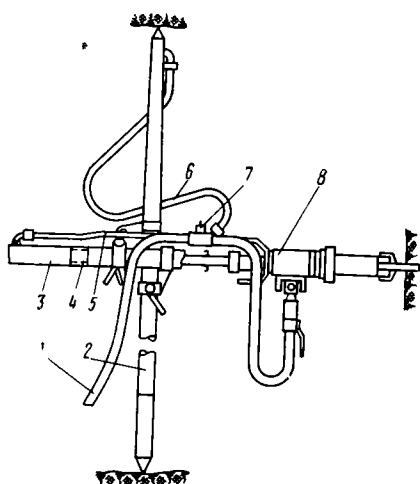


Рис. V.8. Автоподатчик:

1 — воздухопровод; 2 — колонка; 3 — автоподатчик; 4 — поршень автоподатчика; 5 — шланг автоподатчика; 6 — шланг колонки; 7 — воздухораспределительный аппарат; 8 — перфоратор

манипулятора 2,3 м и скорость ее подъема 1 м/сек. Площадь обруиваемого забоя 8—16 м². Главное преимущество несъемных манипуляторов — возможность их легкого вывода из рабочего положения и быстрого приступа к использованию погрузочной машины по прямому назначению.

Используя погрузочную машину как базу для установки двух бурильных машин вращательно-ударного действия в конструкции навесной установки УБН-1 (рис. V.9, б), можно сократить длительность трудоемких и продолжительных проходческих операций.

Буровой инструмент

При вращательном бурении сверлами буровой инструмент состоит из витой буровой штанги и двухперого резца, армированного пластинками твердого сплава. При усилиях подачи, больших 500 кг, применяют промывку.

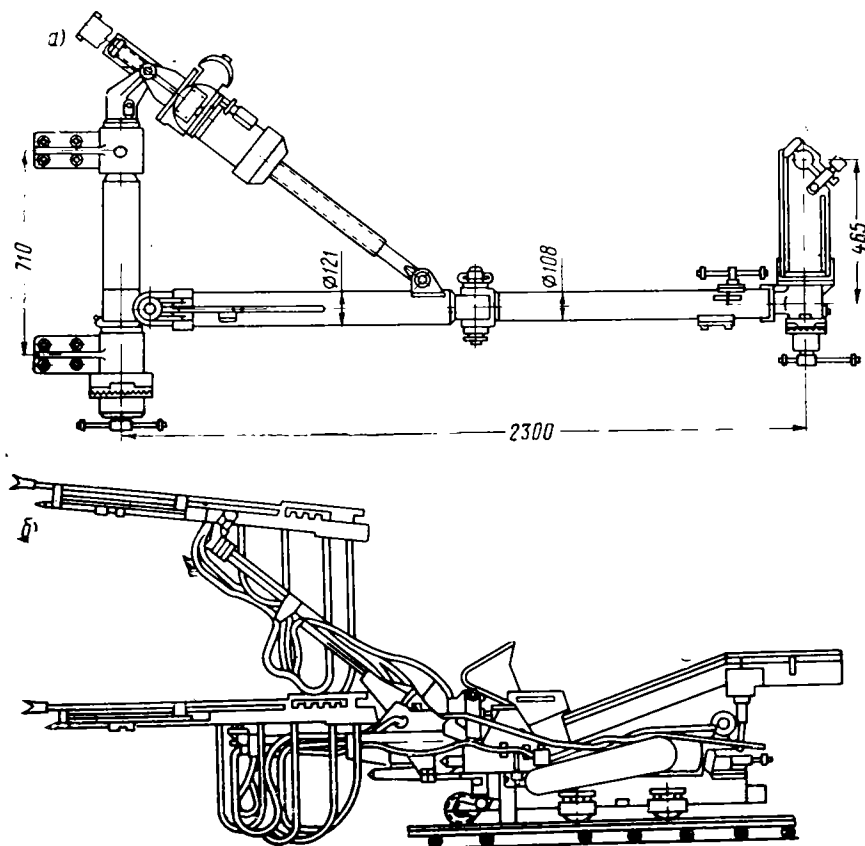


Рис. V.9. Несъемный манипулятор МН-2 и навесная бурильная установка УБН-1

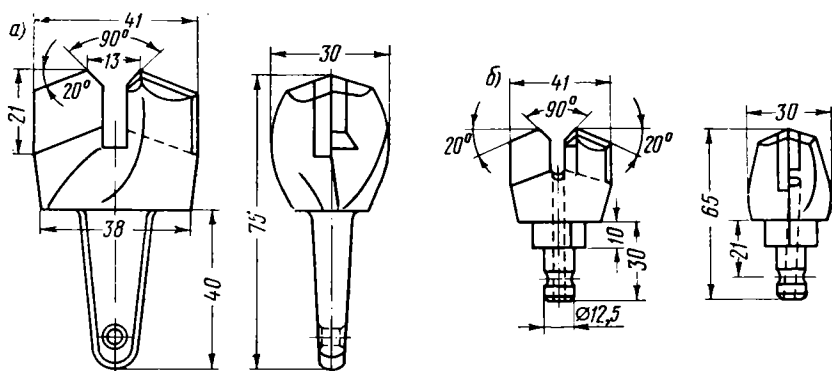


Рис. V.10. Съемные буровые резцы

Съемные буровые резцы для породы имеют две разновидности: марки РП-7 (рис. V.10, а) для сухого бурения с выдачей буровой мелочи витой спиральной штангой и марки РП-7ЦБ (рис. V.10, б) для бурения с промывкой (с цилиндрическими и пустотелыми хвостовиками).

Для вращательного бурения крепких пород с усилиями подачи более 1500 кГ применяют резцы крупного скола (рис. V.11), имеющие опережающее 1 и периферийные 2 лезвия, вмонтированные в корпус 3. Рабочие плоскости армированы пластинками твердого сплава. Резец соединен со штангой на резьбе и имеет отверстие для подачи воды в шпур.

При вращательно-ударном бурении применяют, главным образом, съемные буровые коронки, оснащенные пластинками твердого сплава ВК (вольфрам-кобальт). Коронки изготовляют двух типов: долотчатые и крестовые диаметром 28—52 мм для бурения шпуров в породах средней крепости и крепких. Съемные долотчатые коронки марок КДА (рис. V.12, а) и КДБ (рис. V.12, б) и крестовые марок ККА (рис. V.12, в) и ККБ (рис. V.12, г) армируют пластинками из сплава ВК или из сплава ВК15. Для промывки

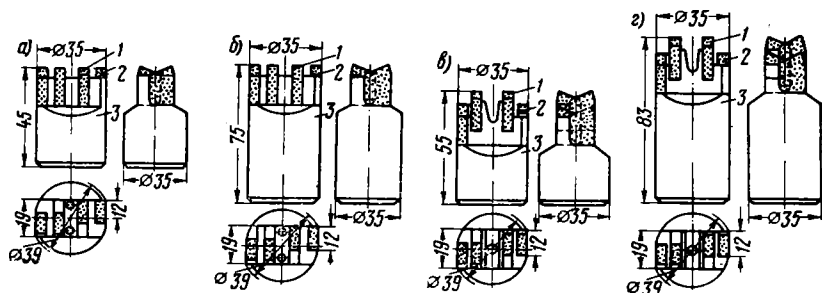


Рис. V.11. Буровые резцы крупного скола

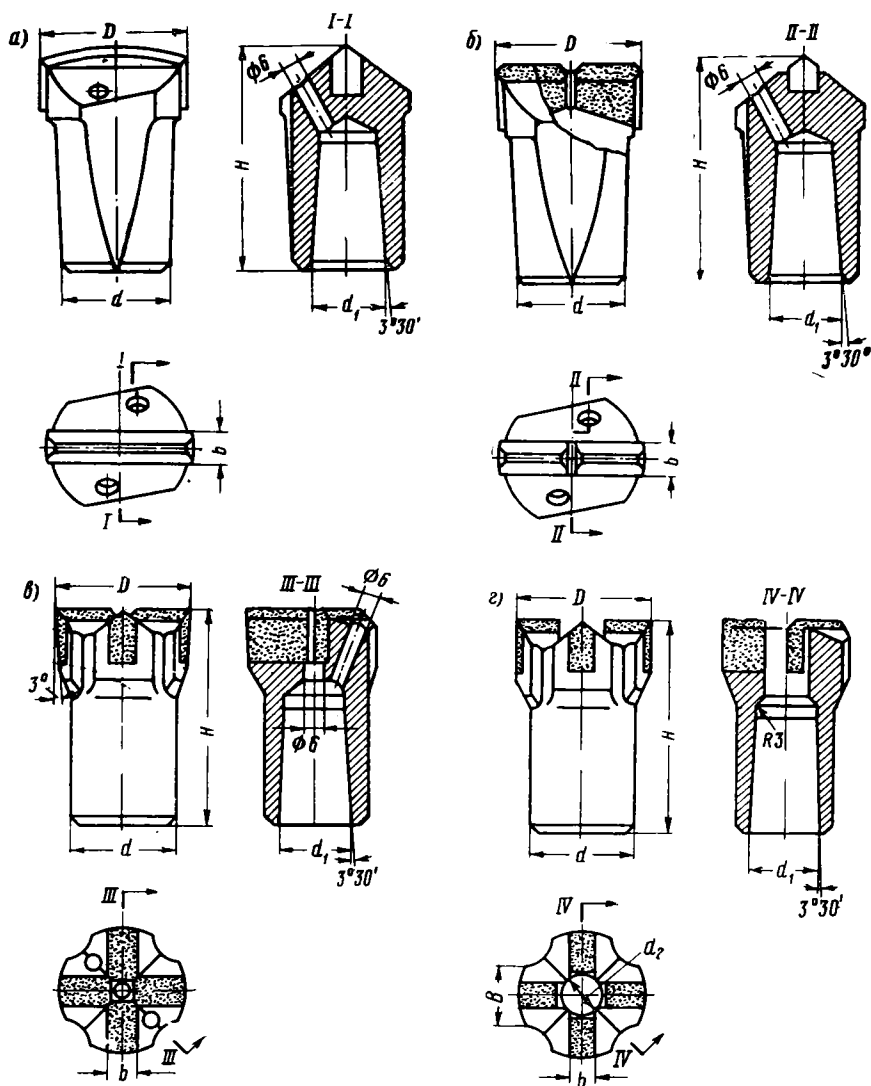


Рис. V.12. Коронки долотчатые и крестовые

шпуров коронки всех типов снабжают центральными или боковыми отверстиями диаметром соответственно 14—6 мм. Съемные коронки соединяют со штангами при помощи конуса с углом наклона его образующей $3^{\circ}30'$.

Конструкции коронок удовлетворяют требованиям прочности, надежности и удобства применения, поскольку их основные параметры, угол приострения и износостойкость подобраны с учетом

оптимальных режимов разрушения породы при известных данных по углу поворота бура и энергии удара.

Для изготовления буровой стали применяют легированные марки 19ХГТ, 30ХГТ и др. Буровую сталь выпускают в виде отрезков длиной 6—8 м шестигранного (диаметром 22—25 мм) или круглого (диаметром 32 мм) сечения с центральным осевым каналом диаметром 6—9 мм. Первую используют для легких и средних буровых машин, а вторую — для колонковых.

Взрывчатые вещества

При взрывных работах в подземных условиях необходимо соблюдать ряд специфических требований, главным образом по технике безопасности.

При выборе ВВ следует исходить из условия, чтобы они при взрыве выделяли минимальное количество ядовитых газов (не более 50 л на 1 кг), считая по окиси углерода, и были безопасны в обращении. Кроме того, в выработках, опасных по выделению газа, необходимо применять только предохранительные (антигризутные) взрывчатые вещества.

Среди взрывчатых веществ наиболее распространены аммиачноселитренные аммониты, представляющие собой механические смеси аммиачной селитры с такими ВВ, как тротил, динитронафталин и т. п., к которым добавляют горючие составы (древесную муку), диафталиты, гранулиты, детониты и др. (ГОСТ 9073—64).

Аммониты обладают хорошим метательным действием и сравнительно слабым бризантным; они не взрываются от удара или трения, слабо поддаются зажиганию огнем. Кроме этого, аммониты обладают еще целым рядом положительных качеств, делающих этот вид ВВ наиболее пригодным для работы в подземных условиях. К таким качествам следует отнести: способность сохранять свою химическую стойкость и взрывные свойства в течение длительного времени и вне зависимости от изменений температуры. Недостаток их — гигроскопичность и слеживаемость. Предельно допустимое содержание влаги при употреблении аммонитов — 0,5%.

Для успешного применения и хорошего эффекта при взрывании аммонитов необходимо хранить их в сухом помещении, употреблять только в порошкообразном состоянии, взрывать сильным детонатором и изолировать при взрыве плотной забойкой. Применением прессованных (скальных) аммонитов (плотностью от 1,50 до 1,60 г/см³) достигают увеличения к. п. д. шнура на 20—30%, уменьшения расхода бурения на 18—20% и улучшения степени дробления породы. Аммониты выпускают в виде патронов в гильзах диаметром 24, 28, 32, 36, 40 и 45 мм и весом 100, 150, 200 и 300 г.

К числу взрывчатых веществ, применяемых в опасных по газу выработках, относят антигризутный аммонит АП-4ЖВ, АП-5ЖВ, ПЖВ-20 и др. Реже применяют водостойчивый аммонал ВА-2 и труднозамерзающий динамит 62%.

Средства взрывания

В зависимости от горнотехнических условий применяют три способа взрывания: огневой, электрический и при помощи детонирующего шнура. К средствам взрывания при подземных работах относят капсюль-детонатор (рис. V.13, в), электродетонатор (рис. V.13, г), огнепроводный и детонирующий шнуры.

Принадлежности взрывания при огневом способе — зажигательные свечи или зажигательные патрончики, отрезки огнепроводного шнура, а при электрическом способе — электропровода, рубильники, взрывные машинки и измерительные приборы.

Капсюль-детонатор (см. рис. V.13, в) представляет собой металлическую или бумажную гильзу, открытую с одного конца и наполненную до половины сильнодействующим ВВ (азид свинца, тетрил, гремучая ртуть). Взрывание происходит от огня, подводимого огнепроводным шнуром, нормально горящим со скоростью 1 см/сек и медленно горящим — $0,5 \text{ см/сек}$ с допустимым по правилам безопасности отклонением в пределах $\pm 10\%$.

В горно-тоннельных работах в зависимости от степени влажности породы применяют несколько сортов огнепроводного шнура, отличающихся по изоляции. Для работы в сухих местах необходим шнур асфальтированный (ОША), в сырых местах — двойной асфальтированный (ОШАЛ), а в воде — пластикатный (ОШП) со-

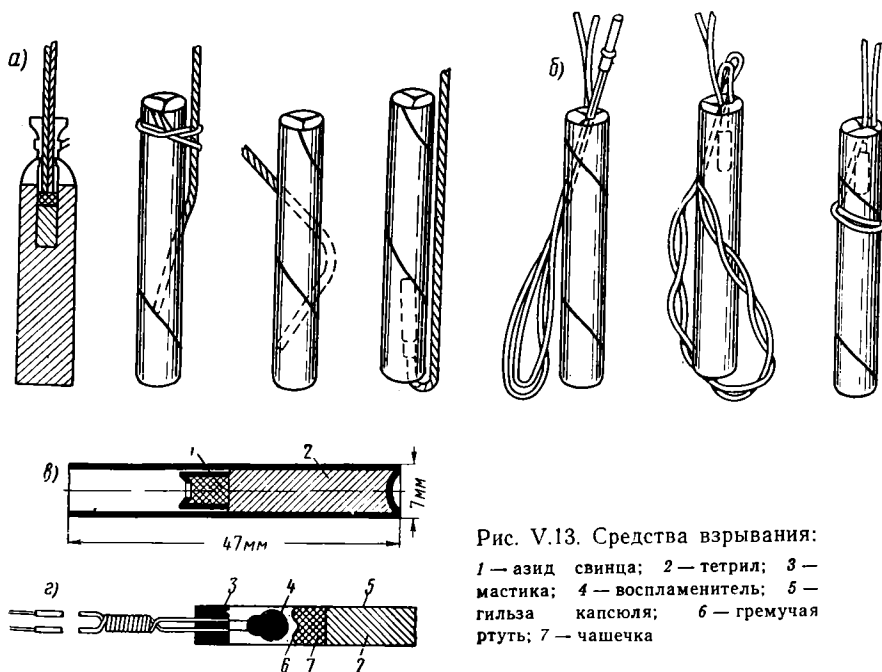


Рис. V.13. Средства взрывания:

1 — азид свинца; 2 — тетрил; 3 — мастика; 4 — воспламенитель; 5 — гильза капсюля; 6 — гремучая ртуть; 7 — чашечка

скоростью горения 1 см/сек. Применяют тлеющий фитиль для зажигания огнепроводного шнура. Скорость тления 0,5—1,0 см/мин.

Взрывные и электрические характеристики электродетонаторов зависят от диаметра и материала мостика накаливания и прилегающего к нему легковоспламеняющегося состава (см. рис. V.13, в, г). Детонирующий шнур красный, горящий со скоростью 7000 см/сек, или желтый — 4500—6000 см/сек — применяют для одновременного взрывания серии зарядов, так как он практически мгновенно передает огонь от одного конца шнура к другому.

Из капсюлей и отрезков огнепроводного или детонирующего шнура в специальном помещении вне зоны взрывных работ готовят зажигательные трубки, которые вкладывают в патрон-боевик по одному из способов, приведенных на рис. V.13, а и б. При электрическом взрывании вместо зажигательной трубки к патрону-боевику присоединяют согласно рис. V.13, в и г электродетонатор с концами проводов. Для одновременного взрывания шнуров электрическим способом применяют электродетонаторы замедленного действия с замедлением в 2, 4, 6 и 8 сек. Короткозамедленное взрывание, осуществляемое при помощи электродетонаторов ЭДКЗ с пятью ступенями замедления по 25 мсек, позволяет взрывать весь комплект шнуров одновременно отдельными сериями замедления. При этом снижается сейсмическое действие взрыва и, что особенно важно, становится возможным управление энергией взрыва.

В качестве источника тока при электрическом взрывании используют осветительную сеть или взрывные машинки. В первом случае ток включают при помощи двухполюсного рубильника, гарантирующего от случайных взрывов. Сила тока в сети должна быть не более 4а, а напряжение 110—120 в. Взрывная машинка представляет собой небольшую динамомашину постоянного тока, приводимую в действие от пружины. Серийно выпускают индукторные конденсаторные машинки ВМК-1/35 и ВМК-1/100. Принцип их работы состоит в мгновенном разряде на электровзрывную цепь энергии, запасенной конденсаторами-накопителями, заряжаемыми через выпрямители от индуктора.

С 1964 г. серийно выпускают конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100 с испытателем взрывной цепи. В этом приборе во взрывную цепь подают гарантированный импульс. Кроме этого, существуют аккумуляторные (ВМА-50/100 и ВМА-60/300) и с батареями (БКВМ-1/10 и БКВМ-1/50) ¹.

Параметры буровзрывных работ

Правильно выбранный удельный расход ВВ, обеспечивающий разрушение 1 м³ обуренной породы, имеет решающее значение для оптимальных условий проходки за цикл и качества оконтуривания выработки. Величина удельного расхода (заряда) зависит от таких

¹ В знаменателе приведено число одновременно взрываемых детонаторов.

факторов, как трещиноватость и коэффициент крепости породы, площадь сечения выработки, род ВВ, длина и диаметр заряда, а также способ заряжания.

Величина удельного расхода q_0 (в $\text{кг}/\text{м}^3$) может быть определена по эмпирическим формулам, предложенным рядом авторов. Наиболее приемлема формула Н. М. Покровского

$$q_0 = q_1 S e_n v, \quad (\text{V.2})$$

где q_1 — коэффициент, учитывающий свойства пород;

S — площадь поперечного сечения выработки;

e_n — коэффициент, учитывающий строение пород;

v — коэффициент, характеризующий изменение удельного расхода ВВ в зависимости от числа свободных поверхностей и сечения выработки.

Для выработок сечением более 20 м^2 в породах с коэффициентом крепости $f \leq 16$ удельный расход может быть определен по формуле ЦНИИСа

$$q_0 = \left(0,3 \sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}} \right) c k e \psi \omega, \quad (\text{V.3})$$

где c — коэффициент, учитывающий влияние диаметра заряда, равный 1,1; 1,0; 0,95; 0,92 и 0,80 соответственно для патронов диаметром 32, 36, 40, 42 и 45 мм;

e — коэффициент относительного расхода ВВ (для прессованных аммонитов 1,00—1,02);

ψ — коэффициент плотности заряжания, принимаемый при зарядании порошкообразным ВВ, пластичными патронами и обычными патронами соответственно — 1,0; 1,05 и 1,10;

ω — коэффициент, учитывающий трещиноватость и характер напластования пород;

k — коэффициент, учитывающий влияние глубины шпура и принимаемый равным единице для шпуров глубиной $l_n = 1,5 \div 3,0 \text{ м}$ в породах с соответствующими значениями коэффициента крепости f ;

f	16—10	10—8	8—4	4
$l_n, \text{ м}$	1,5	2,0	2,5	3,0

Для шпуров другой глубины этот коэффициент определяют по формуле

$$k = 1 + 0,1 (l - l_n),$$

где $(l - l_n)$ — абсолютное значение разности глубин, м.

Для коэффициента ω могут быть приняты следующие значения с учетом горногеологической характеристики пород в забое:

Монолитные изверженные породы	1,10—1,15
Нетрещиноватые породы:	
пласты, перпендикулярные к оси тоннеля	1,0
пласты, параллельные оси тоннеля	0,95
Слаботрещиноватые породы (до двух трещин на 1 м^2)	0,90
Трещиноватые породы (2—5 трещин на 1 м^2)	0,85—0,90
Сильнотрещиноватые породы (более пяти трещин на 1 м^2)	0,75—0,85

При двух открытых поверхностях забоя значение удельного заряда, полученное по формуле (V.3), умножают на 0,6.

Расход ВВ на разрушение породы отбойными шпурами равен:

$$Q = q_0 S l_k, \quad (V.4)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;
 l_k — глубина комплекта отбойных шпуров, м .

Полученное количество ВВ должно быть размещено в шпурах таким образом, чтобы не менее 20% длины шпура было занято инертной массой — забойкой.

Количество шпуров, нужное для размещения расхода ВВ, равного Q , определяют по формуле

$$N = \frac{Q}{l_k \bar{\gamma}} = \frac{q_0 S}{\bar{\gamma}}. \quad (V.5)$$

Здесь $\bar{\gamma}$ — вес ВВ (кг), приходящегося на 1 *пог. м* шпура с учетом степени его заполнения;

$$\bar{\gamma} = 0,001 k_3 p \Delta V, \quad (V.6)$$

где p — коэффициент уплотнения заряда, принимаемый для аммонитов равным 1,0;

Δ — плотность ВВ в патронах, г/см^3 ;

V — объем 1 *пог. м* цилиндрического (колонкового) заряда, $\text{см}^3/\text{м}$;

k_3 — коэффициент заполнения шпура;

f	1—1,5	2—3	4—6	7—9	10—14	15—20
k_3	0,3—0,5	0,5—0,6	0,55—0,65	0,65—0,70	0,70—0,75	0,75—0,80

При ВВ в патронах по 0,2 кг , имеющих длину l_n (в м)

$$\bar{\gamma} = \frac{0,2 k_3 p}{l_n}. \quad (V.7)$$

Непредохранительные ВВ выпускают в патронах весом 200 и 300 г . Поэтому заряд составляют из патронов с точностью до 100 г , значение $\bar{\gamma}$ нужно уточнять после определения глубины комплекта шпуров и, следовательно, длины заряда.

Вес заряда отбойного шпура

$$q_{от} = \bar{\gamma} l_k. \quad (V.8)$$

Вес заряда врубового шпура, работающего в условиях большого зажима породы, принимают на 15—20% больше. Поэтому фактический расход ВВ несколько превышает определенный по формуле (V.4).

От диаметра шпурового заряда зависят концентрация заряда ВВ в шпуре, скорость детонации и расстояние ее передачи, скорость бурения и трудоемкость работ, качество оконтуривания выработки и пр.

Взрывные характеристики ВВ также зависят от диаметра зарядов. Диаметр заряда, при котором возможна устойчивая дето-

нация, называют критическим, а при котором скорость детонации достигает максимального значения — предельным. Для аммиачноселитренных ВВ критический диаметр — 24—28 мм и предельный — 50—60 мм; современные ВВ применяют в патронах, диаметр которых имеет размер, больший критического, но значительно меньший предельного.

Под конструкцией заряда следует понимать форму заряда и зарядной камеры, соотношение объемов камеры и заряда, место инициирования заряда и др.

Для управления энергией взрыва с целью получения заданного объема разрушения массива при минимальных затратах труда и взрывчатых материалов необходимо конструктивно правильно размещать заряд ВВ в шпуре с учетом сопротивления среды разрушению. Теоретически обоснована и практически подтверждена целесообразность рассредоточения зарядов по длине шпура с оставлением между ними воздушных промежутков для увеличения полезного использования энергии взрыва. Воздушные промежутки увеличивают коэффициент использования шпура (к. и. ш.), т. е. отношение длины использованной части шпура к его полной длине, на 5—10% и снижает расход ВВ до 20%.

Особое значение рассредоточенные заряды приобретают в оконтуривающих шпурах для обеспечения точного оконтуривания проектного сечения выработки.

Метод гладкого взрывания предназначен для уменьшения размеров переборов породы (до 5—10 см), снижения расхода бетона на заполнение этих переборов (в 1,5—2,5 раза) и сокращения затрат на погрузочно-транспортные работы (на 5—7%) при одновременном снижении стоимости сооружения (на 20—40%). Физический смысл этого метода заключается в более равномерном распределении энергии взрыва вследствие применения специальной конструкции зарядов контурных шпуров, в результате значительно снижается разрушающее глубинное действие зарядов, а контуру выработки обеспечивается очертание, близкое к проектному. Последний фактор имеет большое производственное значение, так как при сравнительно ровной поверхности выработки возможно применение арочно-штанговой крепи и сборных железобетонных обделок при отсутствии опасности вывалов и отслоений породы.

Технологическая схема буровзрывных работ включает тщательную разметку шпуров в забое с использованием специальных шаблонов или оптического способа при помощи проекционного аппарата.

Для эффективного применения метода большое значение имеет образование вруба и равномерное расположение контурных шпуров по периметру выработки. Вруб образуют из нескольких (2—3) пар клиновых шпуров и промежуточных шпуров, пробуриваемых нормально к плоскости забоя на глубину, определяемую по условиям цикла работ (3 м).

Контурные шпуров располагают равномерно на расстоянии a и возможно ближе к проектному очертанию, но не более 10 см. Величину a определяют по формуле

$$a = mW,$$

где m — коэффициент сближения, равный для крепких пород 0,8—0,9 и для трещиноватых 1,1—1,2;

W — линия наименьшего сопротивления (ЛНС).

При заряджении шпуров патроны располагают в определенном порядке (рис. V.14), причем оставшуюся часть шпура заполняют забойкой из глины с песком. На основании экспериментальных исследований установлено, что с удалением патрона боевика от устья шпура возрастают коэффициент использования шпура, эффективность общего результата взрывания и дробления отбитой породы. Поэтому наиболее часто боевой патрон располагают у дна шпура, что дает наибольший эффект взрыва, одновременность взрыва всех патронов в шпуре и обеспечивает безопасность при заряджании. Но при этом необходимо применять воспламенение нетлеющим огнепроводным шнуром или электрическим способом.

При большой глубине шпуров применяют так называемые ярусные заряды, при которых взрывчатое вещество, закладываемое в каждый шпур, делят на несколько секций, разобщаемых плотной забойкой для предотвращения детонации. Отдельные секции заряда взрывают последовательно, начиная от устья шпура. Достоинства способа — уменьшение расхода ВВ на 25—35%, более равномерное дробление породы и увеличение к. п. д. взрыва шпуров; к недостаткам — сложность выполнения заряда и трудность контроля за правильностью чередования взрывов отдельных секций.

Особенность конструкции зарядов контурных шпуров — рассредоточение зарядов для уменьшения концентрации ВВ на единицу длины шпура. Для этой цели применяют деревянные прокладки обычно прямоугольного сечения $1,5 \times 1,5$ см с длиной от 3 до 30 см в зависимости от крепости породы и способа инициирования рассредоточенных зарядов; длина прокладок не должна препятствовать передаче детонации. Заряды бывают следующих видов:

1) в крепких монолитных породах (рис. V.15, а) в донной части шпура помещают два патрона 1 и 2 (боевик) ВВ повышенной бризантности, а остальные патроны 3 ВВ пониженной бризантности отделяют друг от друга прокладками 4 в виде брусочков сечением 15×15 мм. При весе патронов 100 г концентрация ВВ по длине шпура достигает 0,5—0,7 кг/м;

2) в крепких породах при глубоких шпурах и в средних породах (рис. V.15, б) в донной части шпура тоже помещают

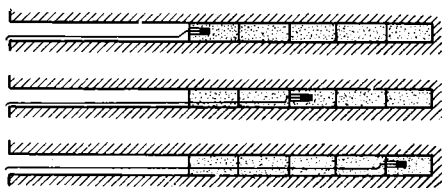


Рис. V.14. Порядок расположения патронов в шпурах

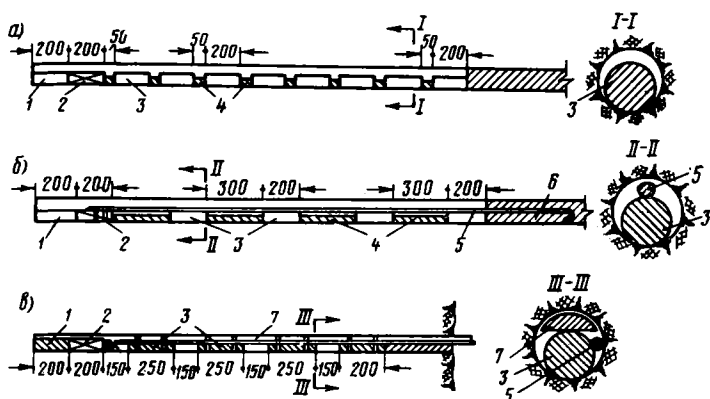


Рис. V.15. Конструкции заряда контурного шнура

два патрона 1 и 2 (боевик) ВВ повышенной бризантности и рассредоточенные патроны 3 ВВ пониженной бризантности с прокладками 4 большей длины сечением 15×15 мм. Для передачи детонации применяют отрезок 5 детонирующего шнура, закрепляемый одним концом на патроне 2, а другим в устье шнура после натяжения и заполнения забивочным материалом — 6; концентрация ВВ — $0,35-0,5$ кг/м;

3) в смешанных крепких породах (рис. V.15, в) в донной части шнура помещают два патрона 1 и 2 (боевик) большего диаметра (32—36 мм), к которым прикрепляют отрезок 5 детонирующего шнура, выпускаемый за пределы устья шнура. Рассредоточенные заряды состоят из патронов 3 низкобризантного ВВ уменьшенного диаметра (25—28 мм). Эти патроны монтируют на деревянном стержне 7 полукруглого сечения. После окончания забойки к шнуру прикрепляют электродетонатор короткозамедленного действия, заглубляемый в шнур.

Для усиления эффекта гладкого взрывания необходимо обеспечивать одновременность действия всех зарядов контурных шнуров.

От правильно выбранной схемы расположения шнуров во многом зависит качество взрыва и оконтуривания выработки, степень безопасности и эффективности ведения буровзрывных работ, удобство и скорость бурения. При выборе схемы необходимо учитывать физико-механические свойства и геологические условия взрывааемых и окружающих выработку пород, тип применяемых бурильных машин и бурового инструмента, тип ВВ и средств взрывания, а также заданную величину продвижения забоя за взрыв.

При ведении взрывных работ необходимо обеспечивать условия рационального расположения шнуров:

- 1) точное оконтуривание выработки;
- 2) минимальный расход взрывчатых веществ на 1 м³ породы;
- 3) полный и равномерный отрыв породы по всему забою;

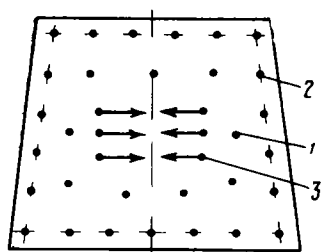


Рис. V.16. Схема расположения шпуров в забое

4) равномерное дробление породы и ее отброс взрывом на расстояние 1,5—2,0 м;

5) создание дополнительных плоскостей.

По характеру работы шпуры (рис. V.16) разделяют на врубовые 3 и отбойные 1 и 2. Врубовые шпуры предназначены для образования первоначального вруба вырыванием некоторого объема породы из забоя и для получения дополнительной свободной плоскости; отбойные служат для разрушения основной массы породы.

Их разделяют на вспомогательные 1, служащие для расширения первоначального вруба и облегчения работы последующих рядов отбойных шпуров, и контурные 2 для разрушения породы по контуру выработки и придания ей требуемой формы поперечного сечения.

При введении горных выработок применяют несколько типовых комплектов шпуров с врубами различных типов (рис. V.17). Врубы обычно подразделяют на две основные группы: 1) врубы, образуемые шпурами, наклоненными по отношению к горизонтальной и вертикальной осям выработки (центральные, клиновые, верхний, нижний, боковой и др.); 2) врубы, образуемые шпурами, перпендикулярными забою или параллельными горизонтальной оси выработки (призматический, щелевой, комбинированные и др.).

Центральный (пирамидальный) вруб (см. рис. V.17, а) применяют в крепких нетрещиноватых породах; врубовые шпуры образуют трех- или четырехгранную пирамиду в центральной части забоя. Вертикальный и горизонтальный клиновые врубы применяют в однородных породах с вертикальным и соответственно горизонтальным расположением трещин; врубовые шпуры образуют в центральной части выработки клин. Верхний и нижний врубы (см. рис. V.17, б) применяют в слоистых трещиноватых породах при проходке выработок вкрест слоев породы, направленных от забоя и соответственно на забой. Боковой вруб (см. рис. V.17, в) применяют в слоистых породах при крутом падении слоев и при проведении выработки параллельно контакту пород; врубовые шпуры образуют вертикальный ряд с направлением их вкрест слоев. Все эти схемы расположения врубовых шпуров являются типовыми для наиболее распространенных условий бурения. В каждом отдельном случае возможны изменения, зависящие от местных условий.

Большое количество других схем расположения шпуров нашло применение в практике передовых бурильщиков и проходчиков. К таким схемам относятся, например, призматический, щелевой и комбинированный врубы.

Призматический вруб (см. рис. V.17, *з*) применим в крепких монолитных породах. В этом случае 5—9 шпуров нормального диаметра располагают в центральной части забоя на расстоянии 10—20 см от среднего шпура. Один или два средних шпура не заряжают, они служат механическим врубом для остальных. Величина заходки — около 3 м, с учетом сменной производительности бурения и допустимых размеров незакрепленного пространства. Щелевой вруб (см. рис. V.17, *д*) применяют в тех же условиях, что и призматический, но шпуры размещают по вертикальной или горизонтальной оси поперечного сечения выработки на расстоянии 15—20 см друг от друга; их заряжают через один. Комбинированный вруб (см. рис. V.17, *е*) — это сочетание пирамидального и призматического врубов; его применяют в весьма крепких породах.

Наиболее рациональную схему расположения шпуров обычно устанавливают на основе проведения пробных взрывов по опытным схемам. Врубы первой группы применяют для пород почти любой крепости и обеспечивают эффективное использование зарядов отбойных и оконтуривающих шпуров; к некоторым недостаткам их относят большой разброс отбитой породы, вызывающий нарушения крепи и выработки, а также ограничение глубины врубовых шпуров и, следовательно, величины продвигания за взрыв. Врубы второй группы обеспечивают возможность образования врубовой полости заданной глубины независимо от сечения выработки при достаточно простой схеме расположения шпуров; к недостаткам их можно отнести необходимость бурения дополнительных незаряжаемых шпуров.

Рассмотрим способ расчета взрывных работ на примере клинового вруба. Установлено, что наиболее эффективны (к. п. д. — 0,9) и экономичны следующие разновидности клинового вруба:

1) для крепких пород (при $f > 5$) — центрально-клиновой вруб из шести шпуров;

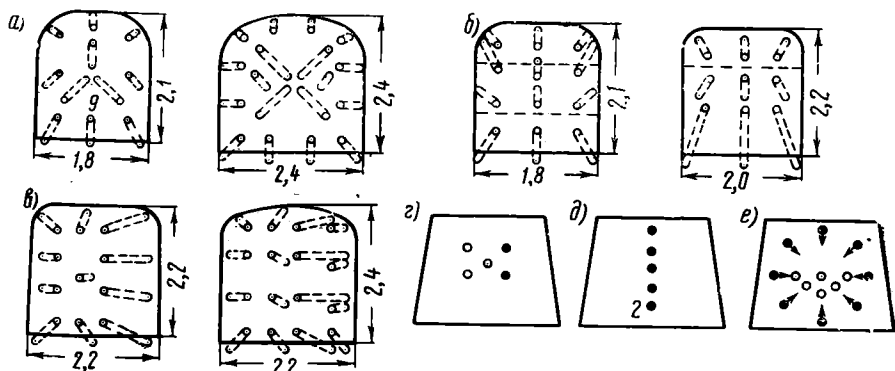


Рис. V.17. Типы врубов

2) для средних пород (при $f < 5$) — центрально-клиновой вруб из четырех шпуров;

3) для более слабых пород — вруб «ножницы» из двух шпуров.

Требуемого для различных пород увеличения веса заряда на единицу объема можно достигнуть тремя способами:

увеличением числа шпуров, но не свыше шести, так как увеличиваются затраты времени и средств;

увеличением диаметра шпуров и зарядов, но не свыше 40 мм, так как снижается скорость бурения;

уменьшением объема вруба (без изменения числа и веса зарядов).

Уменьшить объем вруба можно сокращением расстояния между парами шпуров по вертикали в пределах 0,5—0,2 м и изменением углов наклона врубовых шпуров к поверхности забоя.

Глубина заходки (рис. V.18) зависит от крепости породы и средней ширины забоя D . Из условия возможности заведения в наклонный шпур наиболее длинного бура с хвостовиком и буродержателем (0,2 м) определяют место расположения устья шпура:

$$W = L \sin \alpha,$$

где W — глубина заходки;

L — глубина врубового шпура;

α — угол наклона шпура, град.

Имеем

$$W + b = \frac{D}{2} \operatorname{tg} \alpha$$

$$W = \frac{D}{2} \operatorname{tg} \alpha - (L + 0,2) \sin \alpha,$$

или

$$2W = \frac{D}{2} \operatorname{tg} \alpha - 0,2 \sin \alpha;$$

откуда

$$W = \frac{D}{4} \operatorname{tg} \alpha - 0,1 \sin \alpha; \quad L = \frac{W}{\sin \alpha}; \quad R = \sqrt{L^2 - W^2}.$$

Полученную расчетом величину заходки W корректируют (уменьшают) по местным условиям — по производительности бурения и уборки, а также по условиям устойчивости кровли и боков.

Эмпирические формулы не обеспечивают достаточно правильных результатов. Причина расхождения расчетного и фактического количества шпуров — принятие общего числа шпуров без разделения на врубовые и отбойные, в то время как характер работы их совершенно различен (число свободных поверхностей). Поэтому необходимо числа врубовых и отбойных шпуров подсчитывать раздельно.

При увеличении сечения забоя целесообразно оставлять неизменным число врубовых шпуров (табл. V.2), а изменять число отбойных с введением дополнительных (вспомогательных) рядов.

Количество врубовых шпуров принимают без расчета в соответствии с крепостью породы. Отбойные шпуров необходимо располагать так, чтобы придать выработке проектное очертание, разрушить всю массу породы на глубину вруба, отбросить взорванную породу от забоя. Для этого шпуров нужно располагать строго по контуру выработки по углам и в промежутках. Для обеспечения отброса породы от забоя необходимо увеличить вес ВВ в подошве, уменьшая расстояния между шпурами до 0,8 от нормального. В забоях большого сечения применяют дополнительные шпуров с таким расчетом, чтобы отбойные шпуров были равномерно расположены по всей площади сечения забоя.

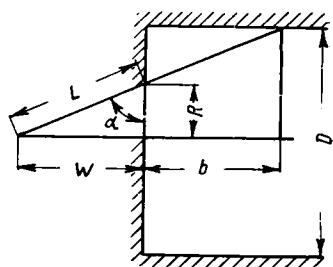


Рис. V.18. Схема к определению глубины заходки

Наиболее целесообразную и эффективную глубину шпуров необходимо выбирать с учетом физико-механических свойств и угла падения пород, сечения выработок, притока воды и др. Это существенно зависит от средств ведения буровзрывных и погрузочных устройств, числа и расположения шпуров, типа, свойства и расхода ВВ, точности оконтуривания сечения выработки и т. д., а также от ряда организационных параметров для обеспечения намеченных скоростей проходки. С увеличением глубины шпуров уменьшаются затраты времени на перестановку бурильного оборудования, зарядание, взрывание и проветривание забоя, а также улучшается использование погрузочных машин. Наиболее правильно устанавливать глубины шпуров и заходки исходя из продолжительности цикла буровзрывных работ с учетом производительности всех операций, входящих в цикл.

Таблица V.2

Коэффициент крепости f	Расстояние между парами шпуров по вертикали, м	Угол наклона шпуров к плоскости забоя, град	Число врубовых шпуров
2—6	0,5	70	4
6—8	0,45	68	4—6
8—10	0,40	65	6
10—13	0,35	63	6
13—16	0,30	60	6
16—18	0,25	58	6
20	0,20	55	6—8

Примечание. Данные таблицы ориентировочные

Глубину комплекта шпуров при проходке сплошным забоем и последовательном выполнении операций цикла можно определить по формуле

$$l_k = \frac{T - \left(\frac{N\bar{t}_3}{n} + t_{np} + t_n + t_0 + t_k \right)}{\frac{N}{mv} + \frac{\eta S k_{пер} \sin \alpha}{P}} \sin \alpha. \quad (V.9)$$

Здесь T — время цикла, обычно принимаемое равным 3, 6, 9 или 12 ч;
 N — число шпуров;
 \bar{t}_3 — время заряжания одного шпура (0,04—0,08 ч);
 t_{np} — время на взрывание и проветривание забоя;
 t_n — время на перемещение оборудования (буровых рам и подмостей, погрузочных машин) и переход от одной операции к другой, принимаемое равным 0,3—0,6 ч;
 t_0 — время оборки контура после взрывания (0,2—0,3 ч);
 t_k — время установки временной крепи, если она не совмещается с бурением на следующую заходку;
 n — число заряжающих;
 m — число бурильных машин, работающих одновременно;
 v — скорость бурения в единицу общего времени, определяемая по нормам;
 S — площадь выработки;
 η — коэффициент использования шпура, равный 0,8—0,9;
 P — производительность погрузки породы;
 α — угол наклона шпуров в плоскости забоя;
 $k_{пер}$ — коэффициент перебора сверх проектного очертания выработки, принимаемый равным 1,10—1,15 при больших и среднего размера выработках и 1,15—1,25 при средних и малого размера выработках (необходимо стремиться к уменьшению перебора до минимума, например, применением гладкого взрывания).

В выработках, проходимых с опережением верхней части, глубину шпуров принимают в соответствии с организационной схемой проходки. При небольшом опережении работы в разных забоях чередуют с совмещением бурения в опережающем забое и уборкой породы. При большем опережении работы в каждом забое организуют независимо и связывают между собой лишь одновременным проведением заряжания, взрывания и проветривания. Глубину шпуров в отстающем забое, взрываемом при двух плоскостях обнажения, принимают равной или в два раза большей глубины шпуров в опережающем забое.

Эффективность забойки зависит от качества применяемого материала. Для забойки используют вяжущие материалы (глина), сыпучие (песок, гравий), жидкие (водяные ампулы). Наиболее распространена забойка из смеси глины с песком, отличающаяся удобством ее ввода в шпуры любого направления. В то же время эффективна забойка из чистого речного крупнозернистого песка, вводимая в шпур пневмозабойником. Водяные ампулы в полиэтиленовых сосудах, заполняемые водой под давлением 0,1—0,2 ат вне шпура, обеспечивают при взрыве распор и высокий коэффициент

трения с рассеиванием в воздухе воды, что способствует улучшению санитарно-гигиенических условий в забое.

Оптимальная длина забойки из песчанно-глинистого материала для шпурового заряда диаметром до 42—45 мм при взрывании в породах при $f \leq 5 \div 6$ составляет 60 см, при $f \geq 8 \div 10$ —50 см. При забойке из песка — соответственно 45 и 35 см.

Организация буровзрывных работ

Процесс производства буровзрывных работ состоит из ряда чередующихся по времени операций, составляющих цикл буровзрывных работ. Такими операциями являются:

- 1) установка бурового инструмента и бурение шпуров;
- 2) заряджание шпуров взрывчатым веществом (забойка) и их взрывание;
- 3) проветривание забоя;
- 4) осмотр и выравнивание контура взорванного пространства;
- 5) уборка и откатка породы от забоя.

Кроме того, в цикл могут входить: укладка откаточных путей, труб, кабелей, крепление выработки, водоотлив, вентиляция, разбивочные и вспомогательные работы. Общая продолжительность выполнения цикла работ зависит от буримости породы, выбора инструмента, распределения рабочей силы, механизации производственных процессов и от степени уплотнения отдельных видов работ. Для скоростной проходки горизонтальных выработок характерна высокая насыщенность забоя бурильными машинами (1,2—1,5 м² площади забоя — на одну машину).

Глубина шпуров обычно колеблется в пределах 1,8—3,3 м, а в отдельных случаях доходит до 3,5—4,0 м с применением прямых врубов. Для наибольшего объема добываемой породы и ее равномерного дробления удельный расход ВВ принимают повышенным.

Окончательному выбору типа вруба для конкретных условий проходки должно предшествовать проведение опытных взрывов.

Для рациональной организации буровзрывных работ за каждым проходчиком (бурильщиком) закрепляют на весь период проходки часть забоя и определенное число шпуров.

Перед заряджанием шпуры очищают от буровой муки для размещения заряда в их наиболее глубокой части. Заряд, состоящий из нескольких патронов ВВ (один из которых — боевик), вводят в шпур при помощи деревянного или пластмассового забойника. Изготовление патронов-боевиков выполняют в забое перед заряджанием.

При отсутствии влаги с торцов патронов удаляют оболочку, а ее боковые поверхности надрезают по спирали для последующего расплющивания патронов (кроме боевика) в шпуре с целью их плотного соприкосновения со стенками шпура. Во влажных условиях место ввода детонатора в патрон изолируют лентой или мастикой и оболочку покрывают тонким слоем тавота или солидола.

При огневом взрывании огнепроводные шнуры зажигает один взрывник в установленной последовательности, а при ширине выработки большей 5 м в зажигании могут участвовать два взрывника. Вначале зажигают контрольный шнур взрывника, сгорающего на 60 сек раньше взрыва первого шнура в забое. Взрывник обязан покинуть забой сразу после сгорания контрольного шнура.

Количество взрываемых за один прием шнуров при одиночном взрывании не должно превышать 16, а при групповом — огнепроводные шнуры объединяют по 6—30 шт. (не более 6 групп) и зажигают при помощи зажигательных патрончиков.

При электрическом взрывании в забое выработки монтируют электровзрывную цепь, состоящую из электродетонаторов, соединительных и магистральных проводов в случае пользования взрывными машинами электродетонаторы соединяют последовательно; при взрывании от сети соединение может быть последовательным, параллельным и смешанным. Смонтированную цепь проверяют перед взрыванием на сопротивление, превышающее расчетное на 10%, и на токопроводимость.

Возможно применение электроогневого взрывания, при котором огнепроводные шнуры объединяют в пучки, концы которых вводят в электрозажигательные патрончики (до 37 шнуров). Пороховой заряд, находящийся на дне патрончика, содержит электровоспламенитель, включаемый в сеть. Электроогневое взрывание позволяет вести контрольный подсчет взрывов и обеспечивает возможность безопасного взрывания.

На взрывные работы допускают лиц, имеющих право на производство таких работ. Перед заряданием шнуров все остальные люди, работающие в забое, должны удалиться в безопасные от действия взрыва места. Подвижные расходные склады взрывчатых веществ должны иметь трехсуточный запас ВВ, но не свыше 300 кг. Расположение складов должно быть не ближе 20 м от ствола шахты и 200 м от места взрывных работ.

Взрывные работы необходимо проводить в строгом соответствии с действующими правилами и инструкциями по технике безопасности.

§ 28. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ И ПОДЗЕМНЫЙ ТРАНСПОРТ

Погрузочные машины

Удаление породы из выработок складывается из следующих операций: погрузка породы в транспортные средства, перемещение по подземным выработкам до места выдачи на поверхность и далее — в отвал. Погрузка породы — весьма трудоемкий процесс в комплексе горно-тоннельных работ, требующий возможно полной механизации. Породу погружают полумеханическим способом при помощи перегружателей, скреперными грузчиками и различными погрузочными машинами. Ручная работа допустима лишь как исключение в особо стесненных условиях.

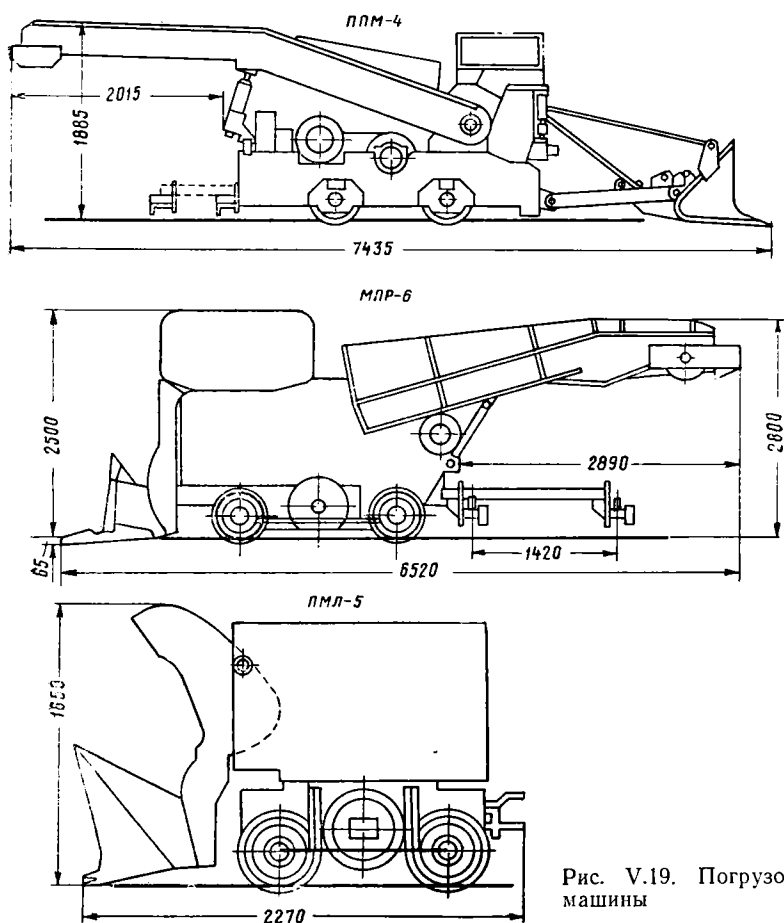


Рис. V.19. Погрузочные машины

Перегрузчиками не обеспечивается полная механизация процесса погрузки, однако в значительной степени облегчается труд рабочего. Наиболее совершенны и производительны погрузочные машины.

Различают три группы погрузочных машин:

1) с забирающим аппаратом, работающим по принципу одноковшового экскаватора, с разгрузкой породы непосредственно в вагонетки;

2) работающие по принципу прерывистого черпания с предварительной подачей породы на транспортер и последующей погрузкой в вагонетки;

3) с непрерывно работающим аппаратом и подачей породы в вагонетки при помощи транспортера.

Погрузочная машина ПМЛ-5 (рис. V.19) — это пневматическая механическая лопата, приспособленная для уборки породы в выработках небольшого поперечного сечения. Эта машина имеет ковш, перебрасывающий породу через ее корпус в вагонетку. Корпус смонтирован на поворотном круге, позволяющем отклонять ковш в обе стороны от оси пути на 30° и, следовательно, увеличивать фронт погрузки. Допустимая крупность кусков породы до 30 см; расчетная производительность 20—30 м³/ч, фактическая — 12—15 м³/ч, мощность двигателей 21 л. с.

К числу машин второй группы принадлежит погрузочная машина ППМ-4 (см. рис. V.19), состоящая из корпуса с продольным транспортером и ковшовым устройством со стрелой, имеющей угол отклонения от продольной оси в обе стороны на 50° . Разгрузочная часть транспортера может быть поднята и опущена от среднего положения на 500 мм, а сам транспортер может быть повернут на угол $\pm 12,5^\circ$. Машину с опущенным ковшом продвигают вперед, врезают в породу и поднимают заполненный ковш вверх с разгрузкой породы в желоб и далее на транспортер. Расчетная производительность ППМ-4 40—45 м³/ч с фронтом погрузки в 4,0 м и установленной мощностью двигателей 18,0 кВт. Машина МПР-6 той же группы (см. рис. V.19) имеет ковшовое устройство без стрелы, которое поворотом передней части корпуса может быть отклонено от продольной оси на $\pm 34^\circ$. Расчетная производительность этой машины 90 м³/ч, фронт погрузки — 3,75 м, общая установленная мощность двигателей — 33 кВт.

Погрузочная машина ПНБ-3К третьей группы (рис. V.20) — машина непрерывного действия с рабочим органом нагребавшего типа; предназначена для погрузки отбитой взрывом породы в любые транспортные средства при минимальных размерах выработок в свету по ширине 3,7 м и высоте 2,5 м. Техническая производительность 180 м³/ч, наибольший размер кусков погружаемой породы 600 мм, угол поворота стрелы конвейера в горизонтальной плоскости $\pm 45^\circ$, установленная мощность электродвигателя 88 кВт.

При проходке горизонтальных выработок сечением от 4,5 м² и больше может быть использована погрузочно-доставочная машина ПДВ-2 (рис. V.21). Погрузочный орган машины работает по принципу верхнего захвата разрыхленной взрывом горной породы кусковатостью до 300 мм, что снижает усилие, необходимое для захвата породы, и уменьшает рабочую высоту машины. Машина маневренна в выработках шириной от 2 м и больше и обеспечивает доставку породы на расстояние до 150 м. Техническая производительность по погрузке 30 м³/ч, по погрузке и доставке на 50 м — 9 м³/ч, общая мощность пневмодвигателей 36 л. с.

В выработках большого поперечного сечения (шириной более 5,5 м) могут быть применены для погрузки породы полноповоротные одноковшовые экскаваторы на гусеничном ходу (рис. V.22); конструкция и размеры их приспособлены для работы в тоннель-

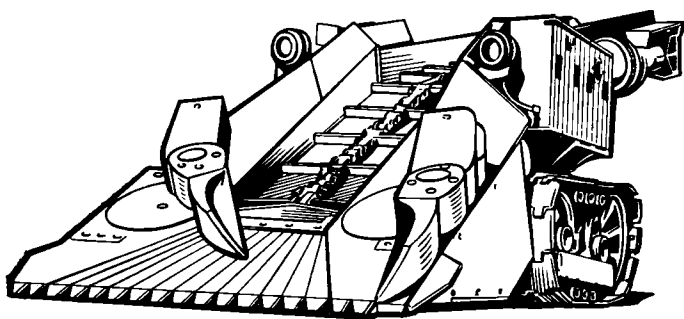


Рис. V.20. Погрузочная машина ПНБ-3К

ных условиях. К основным преимуществам экскаваторов могут быть отнесены: значительный объем ковша (до $0,75—1,0 \text{ м}^3$), высокая маневренность, возможность ведения погрузки без перерыва на два пути в самосвалы при крупности кусков породы до 650 мм . Техническая производительность $90 \text{ м}^3/\text{ч}$, общая мощность двигателей примерно 100 квт .

При проходке выработок шириной более 10 м возможно применение экскаваторов еще большей производительности.

Фактическая производительность P (в $\text{м}^3/\text{ч}$) погрузочной машины в отличие от технической зависит от конкретных условий ее применения и может быть выражена формулой

$$P = \frac{60\varphi}{k \left(\frac{t}{V_2\gamma_2} + \frac{t_1}{V_1\gamma_1} + \frac{t_2}{nV_1\gamma_1} \right)}, \quad (\text{V.10})$$

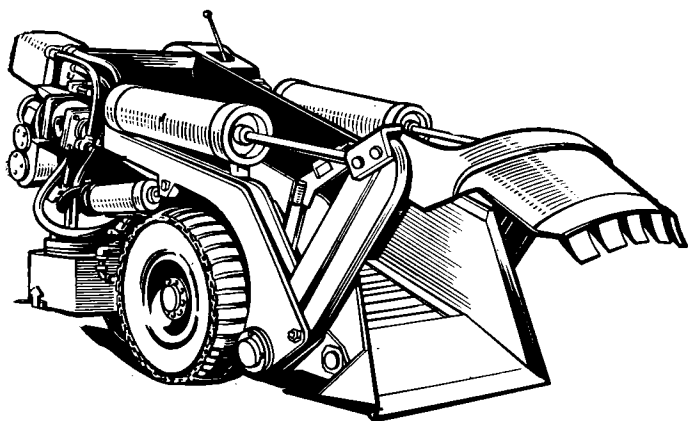


Рис. V.21. Погрузочно-доставочная машина ПДВ-2

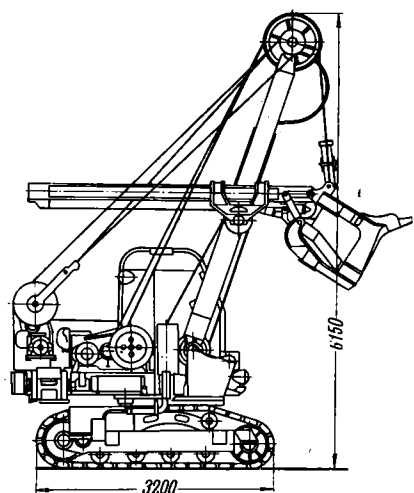


Рис. V.22. Тоннельный экскаватор Э-6514 с прямой лопатой

где φ — коэффициент использования машины, равный 0,80—0,85;
 k — коэффициент разрыхления породы, равный 1,1—2,2;
 t , t_1 и t_2 — продолжительность соответственно: цикла машины, смены груженой вагонетки порожней и груженого состава порожним, мин;
 V_1 и V_2 — объем вагонетки и ковша машины, м^3 ;
 η_1 и η_2 — коэффициенты заполнения вагонетки и ковша машины, равные 0,5—0,8.

Для повышения производительности машины необходимо увеличивать объем вагонетки и уменьшать продолжительность маневровых операций. Последнее может быть достигнуто использованием крупных вагонеток-бункеров,

снабженных транспортерами-питателями, а также применением рациональных маневровых устройств.

Подземный транспорт

В тоннелестроении применяют транспорт рельсовый, безрельсовый и в том числе непрерывный. В состав основных элементов рельсового транспорта входят рельсовый путь, вагонетки и подвижные двигатели.

Основное звено рельсового транспорта — рельсовый путь, от его состояния зависит работа транспорта.

Для электровозной тяги применяют различные рельсы высотой 91 и 95 мм, весом не менее 18 кг/пог. м, длиной звена 8 м и с шириной колеи 600, 750—900 мм, в зависимости от размеров и веса подвижного состава. Рельсы укладывают на деревянные, металлические или железобетонные шпалы при расстоянии между ними от 0,50 до 0,75 м. Радиусы кривых при электровозной откатке назначают не менее 10 м. Для обеспечения маневров подвижного состава необходимо располагать по всей длине тоннеля два узкоколейных пути со съездами через 300—400 м. В случае наличия одного пути через 150—200 м должны быть устроены разминки на длину сцепа подвижного состава. В качестве переводных устройств используют смонтированные на стальных плитах стационарные односторонние и перекрестные съезды, а также переносные устройства, перемещаемые по мере продвижения забоя.

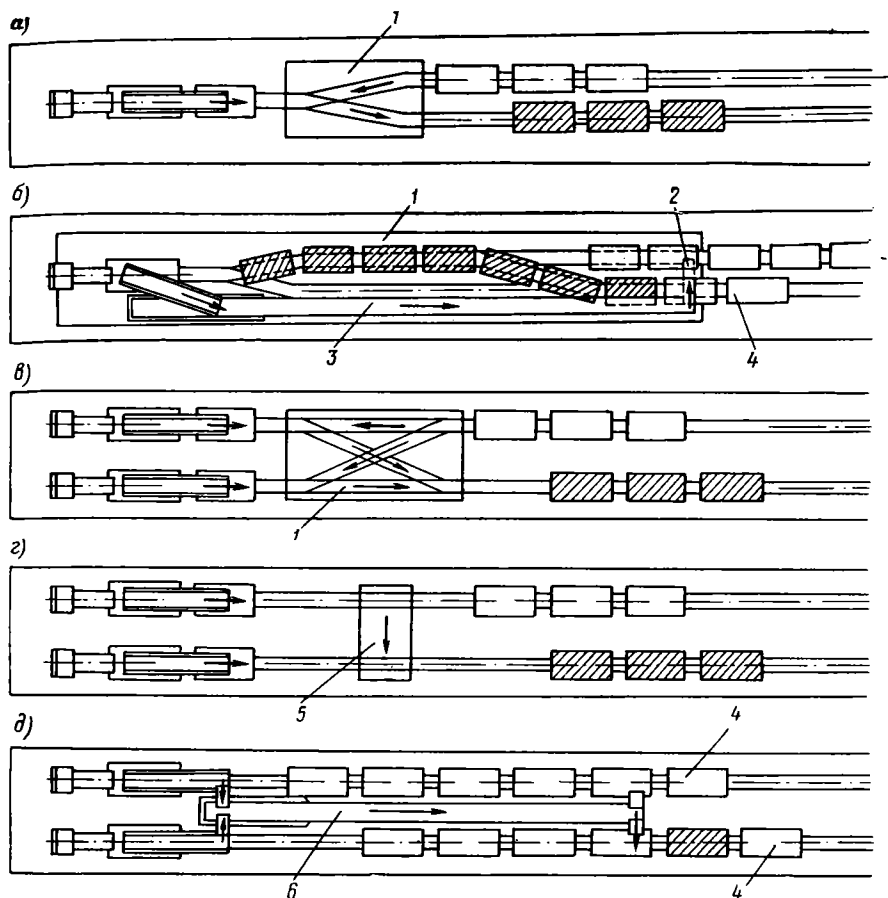


Рис. V.23. Маневровые устройства у забоя:

1 — съезд на стальной плите; 2 — питатель на два пути; 3 — наклонный транспортер; 4 — электровоз; 5 — перестановщик или роликовая стрелка; 6 — центральный транспортер

Для выполнения маневров у забоя применяют специальные устройства. В двухпутных выработках, обслуживаемых одной погрузочной машиной, целесообразны передвижная стальная платформа с симметричным стрелочным переводом (рис. V.23, а) или с боковым транспортером (рис. V.23, б). Боковой транспортер перемещают вслед за забоем с погрузкой на него породы при помощи погрузочной машины и поперечного транспортера-питателя, расположенного при использовании погрузочных машин всех типов (кроме ППМ-4) в прицепленной к машине вагонетке. Порожний состав вагонеток подают на второй путь и по мере нагрузки вытягивают электровозом. В двухпутных выработках с двумя погрузочными машинами целесообразно применять подвижную платформу с пе-

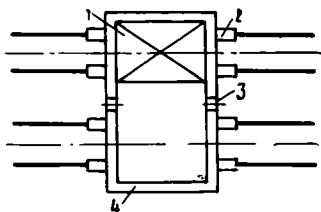


Рис. V.24. Роликовая стрелка:
1 — каретка; 2 — башмак; 3 — шар-
нир; 4 — складная рама

рекестным съездом (рис. V.23, в), перестановщиком вагонеток, или роликовой стрелкой (рис. V.23, г), или с центральным транспортером (рис. V.23, д). Могут быть применены и некоторые другие схемы устройств, например, с использованием механических толкателей, облегчающих труд откатчиков.

Роликовая стрелка (рис. V.24) представляет стальную раму из прокатных профилей, накладываемую на два смежных пути, с легкой кареткой, перемещаемой по ней на роликах. Ра-

му снабжают шарниром, позволяющим придать любой ее половине вертикальное положение для облегчения пропуска груженной вагонетки.

Штольневой перестановщик вагонеток — это монорельс с тельфером, закрепленный поперек выработки. При помощи такого устройства порожнюю вагонету приподнимают и передвигают в сторону для пропуска по рельсовому пути груженого состава.

Для подземного перемещения породы применяют вагонетки такого объема, чтобы обеспечить производительную работу погрузочной машины. В то же время они должны быть легкими, прочными, устойчивыми и маневренными для прохождения по кривым в составе поезда, перемещаемого электровозом. Вагонетки могут иметь различные устройства для разгрузки — опрокидные (рис. V.25, а), саморазгружающиеся (рис. V.25, б) и глухие (рис. V.25, в), требующие применения специальных опрокидывателей. Вагонетки, кроме того, различают по их полезному объему.

Опрокидные и саморазгружающиеся вагонетки имеют сравнительно сложное устройство и требуют непрерывного надзора за их исправностью, глухие имеют наиболее простую и надежную конструкцию.

Для разгрузки глухих вагонеток обычно применяют круговые опрокидыватели (рис. V.25, г), представляющие полый цилиндрический барабан с горизонтальной осью вращения. Вагонетку вводят в опрокидыватель с автоматическим закреплением. При полном обороте опрокидывателя происходит разгрузка вагонетки в бункер.

Для перемещения строительных материалов используют вагонетки разного типа, приспособленные к отдельным видам материалов. Для длинных элементов (леса, досок, шпал, рельсов, труб и т. п.) применяют открытые платформы, снабженные двумя стальными дугообразными поддержками; тяжелые штучные грузы (тубинги, блоки и т. п.) перемещают на низких вагонетках-платформах, снабженных поворотными кругами, и, наконец, для сыпучих и жидких материалов применяют опрокидные сосуды и различные контейнеры.

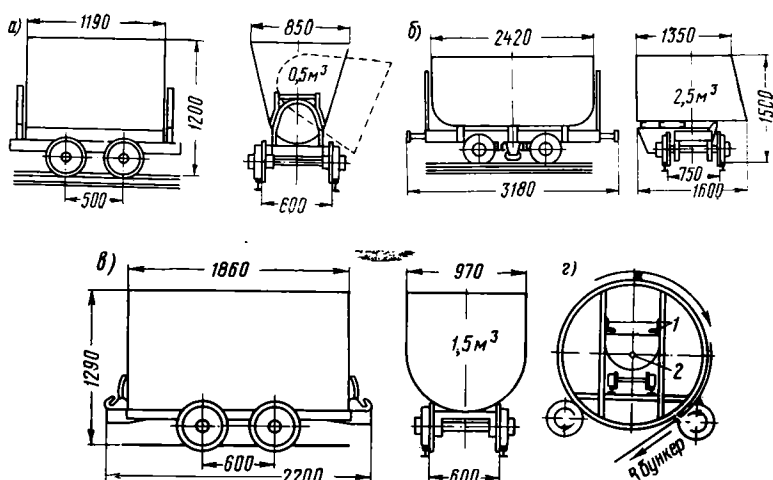


Рис. V.25. Вагонетки и круговой опрокидыватель:

1 — упоры; 2 — центр сцепки

В качестве подвижных двигателей для подземной откатки преимущественно применяют электровозы, которым присвоены условные названия (марки): КР (контактно-рудничный), АРН и АРП (аккумуляторный рудничный нормальный и повышенной надежности), АКР (аккумуляторно-контактные), ККР (контактно-кабельный); все они работают на постоянном токе (табл. V.3).

Контактные электровозы получают энергию от контактного провода, подвешиваемого на высоте не менее 2,2 м от уровня головки рельсов по оси каждого пути и защищаемого деревянным коробом. Контактный провод подвешивают на поперечных растяжках и по мере продвижения забоя наращивают его разматыванием

Таблица V.3

Марка электровоза	Сцепной вес, * т	Ширина колен, мм	Номинальное напряжение, В	Тяговые характеристики		
				номинальная мощность, кВт	скорость при номинальном напряжении, км/ч	тяговое усилие (не менее), кГ
КР и ККР	3	600, 750, 900	250	12	8	500
	7			40		1300
	10			50	11	1700
КР	14	750, 900	250, 550	82	12,5	2400
	20					
АРН	8	600, 750, 900	120	20	6,5	1150
АРП	12	750, 900	160	30	6	1800

* Вес, приходящийся на ведущие оси.

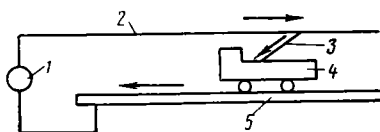


Рис. V.26. Схема питания электроваза электроэнергией:

1 — преобразователь переменного тока в постоянный; 2 — контактный провод; 3 — токоприемник; 4 — электроваз; 5 — рельсы

с кабельного барабана. Обратным проводом для тока служит рельсовая цепь (рис. V.26). Контактные электровазы просты по конструкции, удобны в эксплуатации, компактны, мощны и экономичны. Наиболее целесообразно их применять в готовой части тоннеля, где работы по расширению сечения и устройству обделки закончены.

Аккумуляторные электровазы получают энергию от аккумуляторных батарей, расположенных на раме электроваза. Эти электровазы применяют в штольнях и в местах выработок, где подвешивание контактного провода затруднено. К недостаткам их следует отнести большой вес и громоздкость, а также невозможность использования при работе под сжатым воздухом вследствие выделения газов из аккумуляторов.

Аккумуляторно-контактные электровазы можно эксплуатировать как контактные и как аккумуляторные. Батареи их перезаряжают за счет тока высокого напряжения, получаемого от контактного провода. Контактно-кабельные электровазы снабжены вертикальным барабаном, с которого разматывают кабели при движении электроваза без контактной сети.

При движении на уклонах (8‰ и более) под действием силы тяжести в состав необходимо включать тормозные вагонетки в количестве, определенном по расчету, или второй электроваз, следующий в хвосте состава.

Сила тяги электроваза, определяемая из условия сцепления при трогании с места длиной тормозного пути и мощностью тяговых двигателей, ограничивает вес подвижного состава.

По сцеплению при трогании с места на подъеме вес состава (в т) не должен превышать

$$Q' = \frac{10^6 \psi' P_c}{\omega'_{гр} + i + 110a} - P, \quad (V.11)$$

где ψ' — коэффициент сцепления, равный 0,25;
 $\omega'_{гр}$ — удельное сопротивление груженой вагонетки при трогании (3—9 кГ/т);
 i — подъем пути, ‰;
 P и P_c — полный и сцепной вес электроваза, т;
 a — пусковое ускорение, равное 0,03—0,05 м/сек².

По торможению груженого состава на спуске $i^0/_{00}$ вес состава не должен превышать

$$Q'' = \frac{10^6 \psi'' P_{\tau}}{\omega''_{гр} + i + 110a_{\tau}} - P, \quad (V.12)$$

где P_T — тормозной вес электровоза (обычно $P = P_c = P_T$);

ψ'' — коэффициент сцепления, равный 0,17;

$\omega_{гр}$ — удельное сопротивление груженной вагонетки при движении, равное 6—7 кГ/м;

a_T — тормозное замедление:

$$a_T = \frac{v_T^2}{2S_T}, \quad (V.13)$$

здесь $v_T \leq 10$ км/ч — скорость начала торможения;

$S_T \leq 10$ м — путь торможения при движении на руководящем спуске.

Принятый расчетом вес состава проверяют по нагреванию тяговых двигателей за время рейса.

При проходке выработок большого сечения рационален безрельсовый транспорт, основанный на использовании автомобилей-самосвалов, которые обладают большой грузоподъемностью, мобильностью и производительностью. Могут быть рекомендованы для этой цели следующие новые автомобили-самосвалы, выпускаемые отечественной промышленностью: БелАЗ-540, КрАЗ-222, МАЗ-503 грузоподъемностью соответственно — 27, 10 и 7 т. Кроме этого, серийно выпускают усовершенствованные бортовые автомобили МАЗ-500 и КрАЗ-256 грузоподъемностью 10 т и другие машины. Все эти машины (кроме КрАЗ-222) оборудованы четырехтактными дизельными двигателями, выхлопные газы которых содержат сравнительно небольшое количество вредных примесей.

Для перемещения породы в подземных условиях применяют также думперы, т. е. челночные автомобили-самосвалы с поворотным управлением, с кузовом емкостью 1—6 м³. Они удобны в управлении при движении как вперед, так и назад, что имеет большое значение в сравнительно узких выработках, где затруднен разворот автомобиля. При протяжении тоннельных выработок больше 500 м все автомобили с дизельными или бензиновыми двигателями должны быть оборудованы специальными газоочистителями. Для дизельных двигателей наиболее простая конструкция фильтра основана на принципе мокрой очистки газов химическими растворами и, в частности, на принципе контакта выхлопных газов с 10%-ным раствором двууглекислого натрия. Для бензиновых двигателей используют каталитический нейтрализатор.

Наряду с электровозами для откатки вагонов могут быть использованы дизелевозы. Применение дизелевозов, оборудованных специальными газоочистителями, все же требует усиления вентиляции; однако их достоинство — отсутствие контактной сети и опасности поражения током — обуславливает перспективность откатки этого вида. В отдельных случаях, при отсутствии подвижных двигателей (электровозов и дизелевозов) и преимущественно на коротких участках откатку вагонеток осуществляют также неподвижными двигателями — лебедками, устанавливаемыми в определенных местах подземных выработок.

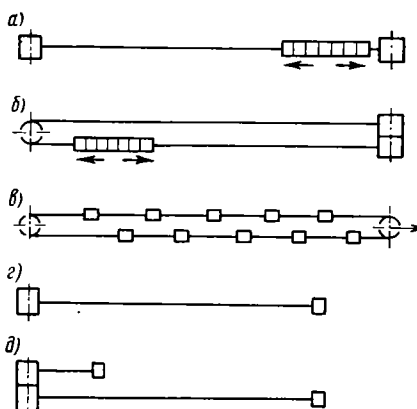


Рис. V.27. Схемы канатной обкатки

Существует откатка двух видов: головным и хвостовым канатами; бесконечным канатом. Выбор откатки того или иного вида зависит от величины грузооборота и протяжения откатки.

Оборудование для канатной откатки состоит из одно- и двухбарабанных лебедок, канатов, роликов и натяжных устройств. Весьма удобны для откатки лебедки, смонтированные на тележке или на колонке. Стальные канаты, служащие для откатки, работают в тяжелых условиях, поэтому необходим правильный выбор

канатов по прочности и надлежащий надзор за их состоянием. Диаметр канатов подбирают по условиям сопротивления тяговым усилиям лебедок.

Откатку головным и хвостовым канатами осуществляют при помощи двух однобарабанных лебедок (рис. V.27, а) с дистанционным управлением, при помощи одной двухбарабанной лебедки (рис. V.27, б), бесконечным канатом (рис. V.27, в); на уклоне применяют одноконцевую (рис. V.27, г) и двухконцевую (рис. V.27, д) виды откаток.

Бесконечный канат при откатке приводят в движение ведущим барабаном тяговой лебедки, установленной в одном конце выработки, а на другом канат проходит через холостой шкив. Для предотвращения скольжения каната по поверхности барабана применяют натяжные устройства.

Вагонетки присоединяют к непрерывно движущемуся канату при помощи особых прицепных устройств. Канаты могут быть расположены как выше вагонеток, так и под ними; в первом случае для поддержания каната применяют конические и зубчатые ролики. Для уменьшения износа каната от истирания используют металлические и деревянные ролики, устанавливаемые между рельсами на взаимном расстоянии 6—10 м.

Перемещать породу можно также при помощи ленточных и скребковых транспортеров.

Их основное преимущество — непрерывность перемещения породы, а также возможность рационального использования узких выработок.

Для сыпучих пород применяют ленты из прорезиненной ткани, а для кусковых пород более удобны и долговечны пластинчатые транспортеры.



ПРОИЗВОДСТВО РАБОТ ПО СООРУЖЕНИЮ ТОННЕЛЕЙ ГОРНЫМ СПОСОБОМ

§ 29. ЭЛЕМЕНТЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И СПОСОБЫ ИХ ПРОХОДКИ

Штольни

Горно-тоннельные работы обычно начинают с проходки штолен, т. е. горизонтальных или наклонных выработок. По своему назначению штольни разделяют на направляющие, транспортные, подходные и дренажные, а по расположению — на верхние, нижние, боковые и центральные. Так как во многих случаях нижнюю штольню сооружают в первую очередь, то она является опережающей все дальнейшие проходческие работы.

Благодаря наличию опережающей штольни проводят уточнение геологических и гидрогеологических данных, обеспечивают водоотлив и используют штольню в качестве основы для расширения выработки, а также для размещения транспортных, водоотливных и вентиляционных средств. В большей степени этим требованиям отвечает нижняя штольня, так как она дает возможность одновременной проходки тоннеля из нескольких забоев. В случае применения верхней опережающей штольни возникает ряд затруднений, связанных с транспортными, проходческими и водоотливными работами, но зато уменьшается стоимость проходки; поэтому данный вариант целесообразен в случаях, не требующих открытия дополнительных забоев, т. е. при сооружении сравнительно небольших тоннелей (до 300 м).

Необходимо строго увязывать величину опережения штольни с геологическими и гидрогеологическими условиями, а также с методами работ по дальнейшему расширению выработки. Не следует допускать длительного использования временных крепей штолен, но в то же время нельзя создавать помех для последующих работ при малой величине опережения. При проходке в крепких устойчивых породах опережение достигает нескольких сотен метров, а в глинистых — нескольких метров (во избежание излома крепей вследствие разбухания глин).

Расположение нижней и верхней штолен в плане совпадает с осью тоннеля; высотное расположение штольни должно обеспечивать пропуск воды по лотку готовой части тоннеля, а верхней штольни — оставление верхнего элемента крепи за пределами наружного очертания обделки. Форму поперечного сечения штолен выбирают прямоугольной и трапециевидной; последняя обеспечивает крепи штольни большую устойчивость и неизменяемость формы при наличии бокового давления породы и более удобна при эксплуатации.

Поперечные размеры штолен устанавливают, исходя из их назначения и условий производства работ, при этом наименьшую

высоту в свету принимают в 1,8 м и наибольшую — 3,5 м. Ширина штольни зависит от габаритных размеров транспортных средств (рис. VI.1). Так, при однопутном движении ширину штольни на уровне верха вагонетки определяют по формуле

$$b_1 = b_0 + c_1 + c_2,$$

где b_0 — ширина вагонетки или подвижного двигателя, равная 0,2—1,25 м;

c_1 — ширина прохода для людей (при ручной откатке 0,6 м, при механической 0,7 м);

c_2 — минимальное расстояние от внутренней поверхности крепей штольни до края вагонетки, принимаемое 0,20—0,30 м.

При двухпутном движении

$$b_2 = 2b_0 + 3c_2.$$

При трапециевидном сечении штольни ширину поверху принимают на 0,5—0,7 м меньше, чем понижу. В породах, оказывающих значительное вертикальное давление, ширину штольни поверху ограничивают 2,5 м. При назначении размеров сечения штольни необходимо предусматривать возможность размещения различного оборудования (труб для воды и сжатого воздуха, вентиляционных коробов, кабелей, осветительной арматуры и т. п.).

Наиболее употребительны крепи штольни следующих типов: неполный дверной оклад (полурама) и полный дверной оклад (рама). Неполный дверной оклад (рис. VI.2, а) применяют в твердых и неразбухающих породах; он представляет собой простейший вид крепи и состоит из верхнего бруса — верхняка и двух стоек. Нижние концы стоек ставят в лунки или на деревянные подкладки. В породах менее твердых и пластичных обязательна укладка нижнего, замыкающего крепь элемента — лежня. В этом случае крепь и носит название полного дверного оклада (рис. VI.2, б).

Все элементы крепи тщательно расклинивают. Элементы дверного оклада соединяют при помощи простых врубок и стальных скоб. Дверные оклады устанавливают на расстоянии 1,0—1,5 м друг от друга и распирают при помощи бревен-коротышей (рошпаны). При сильном давлении это расстояние уменьшают до 0,5 м подведением промежуточных рам, или же дверные оклады устанавливают

сплошь — рядом друг с другом. Диаметр леса для элементов крепи и расстояния между окладами назначают по расчету. В среднем для верхняков и лежней употребляют круглый лес диаметром 20—30 см, для стоек 18—25 см, для распорок 12—15 см. При

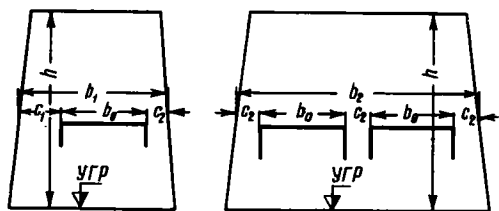


Рис. VI.1. Поперечное сечение штольни

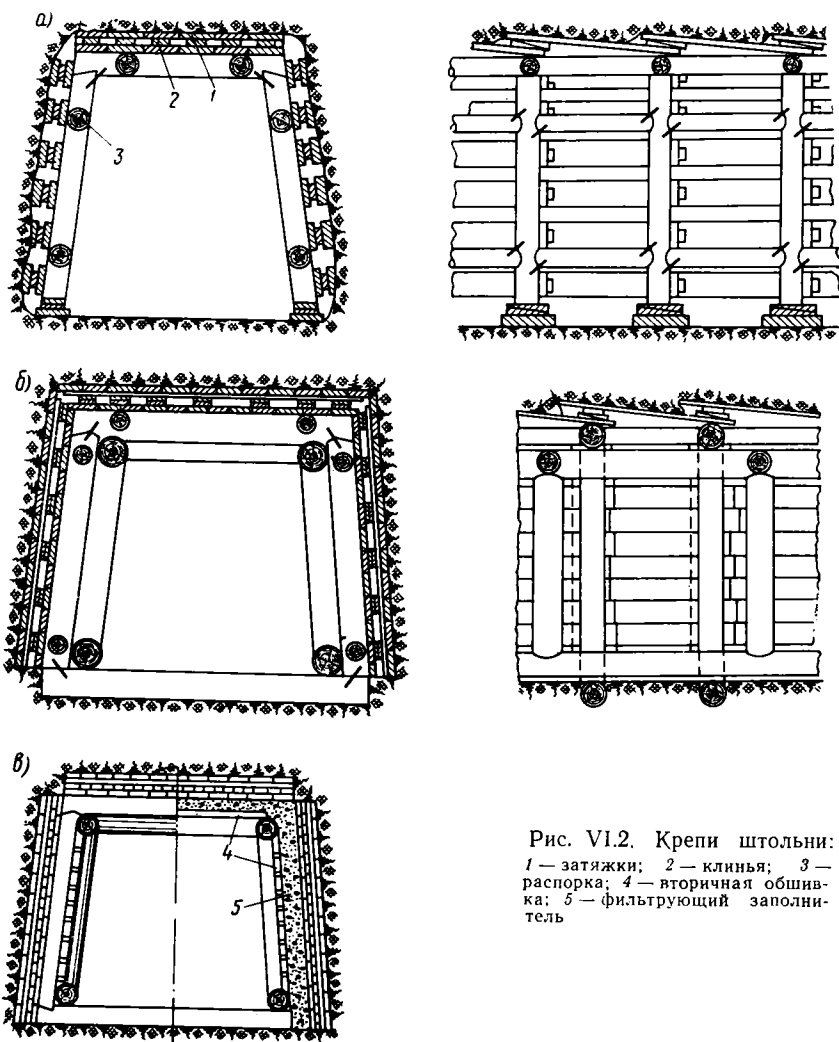


Рис. VI.2. Крепи штольни:
1 — затяжки; 2 — клинья; 3 —
распорка; 4 — вторичная обшив-
ка; 5 — фильтрующий заполни-
тель

очень сильном давлении в качестве дверных накладок применяют рамы из рельсов или двутавровых балок. Промежутки между дверными накладками крепят затяжками из досок толщиной 5—7 см и длиной на 30—40 см больше расстояния между рамами.

На тоннельных работах, главным образом, в штольнях и при расширении профиля, употребляют также временные металлические крепи в виде разборных рам и из железобетонных стандартных элементов.

В неустойчивых породах применяют забивную крепь (марчеваны) из заостренных досок толщиной 5—7 см, забиваемых на-

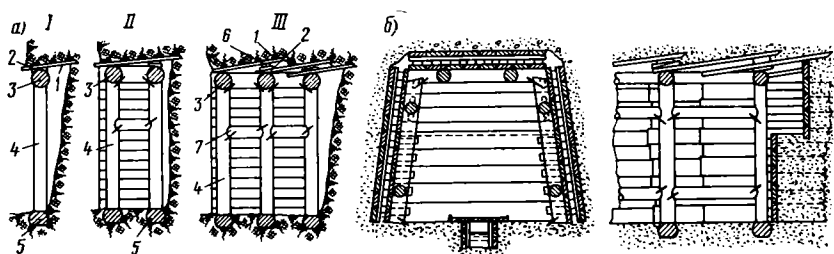


Рис. VI.3. Последовательность (I—III) проходки штольни и проходка в сыпучих породах:

1 — доски; 2 — поперечины; 3 — верхняки; 4 — стойки; 5 — лежни; 6 — клинья; 7 — распорки

клонно в породу по мере проходки. Длину досок принимают на 40—50 см больше расстояний между осями смежных рам. Забивной крепью обеспечивают возможность разработки породы в защищенном пространстве.

Для усиления штольни применяют подхваты (унтерцуг) из длинных бревен-прогонов (лонгарины и бантины) толщиной 27—30 см (см. рис. VI.2, б), помещенных в углах штольни, и наклонных стоек (штендеры) толщиной 20—25 см на взаимном расстоянии между ними в 1,0—1,5 м. Прогоны распирают коротышами толщиной 20—25 см. Все сопряжения крепей осуществляют при помощи врубок в паз и скрепляют скобами. В случае появления воды устраивают вторую опалубку из досок в 5—7 см по прогонам с заполнением пространства между забивной крепью и опалубкой сеном или иным пористым материалом для фильтрования воды (рис. VI.2, в).

Для элементов крепей применяют лес, преимущественно хвойный (сосну, ель, лиственницу и пихту), в возрасте от 40 до 100 лет, а также лиственных пород (дуб) в возрасте от 50 до 150 лет.

Элементы поперечного сечения — затяжки, забивная крепь, верхняки и стойки дверных окладов — рассчитывают как балки на двух опорах, нагруженные сплошной, равномерно распределенной нагрузкой от давления породы. Стойки рассчитывают на совместное действие изгибающего момента от бокового давления породы и нормальной силы от давления верхняка на стойку. При построении грузовой схемы по гипотезе проф. М. М. Протодяконова необходимо учитывать возможность образования разгружающих сводов в зависимости от состояния породы и степени использования штольни при дальнейшем расширении профиля. При небольшой глубине заложения, когда образование разгружающих сводов в породе невозможно, необходимо принимать для расчета полную высоту давящего слоя.

Во всех случаях нагрузку рассматривают как сплошную и равномерно распределенную и рассчитывают по правилам строительной механики.

Проходку штолен ведут следующим способом (рис. VI.3 а). Первоначально устанавливают первый дверной оклад и забивают (или закладывают) в породу заостренные доски (марчеваны) толщиной 5—7 см с опережением забоя выработки на 0,2—0,3 м. Затем разрабатывают породу верхней части забоя и постепенно забивают доски с поддержкой их временными подпорками. После забивки досок на всю ширину под их концы подводят новый дверной оклад; над верхняком его укладывают горизонтальную доску, так называемую поперечину (филата), толщиной 6—8 см, которую плотно прижимают к забивной крепи временными клиньями. После этого постепенно забивают новый ряд досок под некоторым углом (вверх), с заведением их между поперечиной и верхняком; временные клинья заменяют постоянными, более тонкими.

Забой крепят лобовыми досками. В сыпучих и сильно увлажненных породах дощатую крепь располагают горизонтально с опиранием ее на стойки последнего установленного дверного оклада (рис. VI.3 б). Дальнейшую разработку ведут последовательным перемещением сначала забивной, а затем лобовой крепи (по одной доске, начиная с верхней) с выборкой породы небольшими заходками. Каждый этап работы требует соответственного перекрепления. После проходки таким способом на длину, равную расстоянию между рамами штольни, устанавливают очередной дверной оклад, ведя эту работу сверху вниз.

В менее слабых породах лобовую крепь ставят вертикально, заводя ее в верхней половине забоя за горизонтальные поперечины; в нижней части крепь забивают в подошву штольни и опирают свободным концом на поперечину.

Соединительные выработки

Для обеспечения связи между нижней и верхней штольнями с целью перемещения людей, подачи материалов и сбрасывания породы осуществляют вспомогательные вертикальные, наклонные и уступчатые выработки (рис. VI.4).

Короткие вертикальные шахты (фурнели), соединяющие верхнюю штольню с нижней, для сбрасывания породы (см. рис. VI.4, а) устраивают на каждые одно-два кольца и делают квадратного поперечного сечения с длиной стороны 0,7—0,8 м. Разновидность их — ходовые воронки представляют собой вертикальную выработку, разделенную бревенчатой перегородкой на два неравных отделения. Одно из них (размером в плане 1,0×0,7 м) служит для сообщения, а другое — (1,0×0,5 м) для сыпки породы. Проходку таких вертикальных выработок ведут снизу вверх: в скальных породах — взрывным способом без крепи, в мягких — вручную с креплением кровли и боков досками толщиной 7 см.

В местах примыкания вертикальных и горизонтальных выработок предусматривают некоторое расширение для постановки переходной крепи.

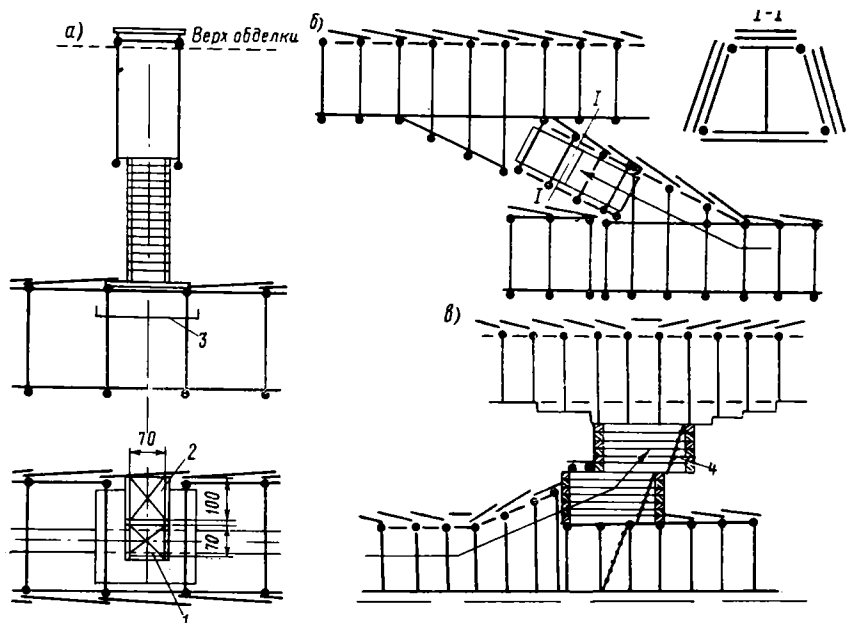


Рис. VI.4. Соединительные выработки:

1 — ходок (фурнель); 2 — людское отделение; 3 — полук над путями; 4 — лестница

Для подачи из нижней штольни в верхнюю штольню крепежного материала применяют соединительные выработки — б р е м с б е р г и.

Наиболее употребительны из них уступчатый в виде наклонной штольни и в виде наклонной плоскости. Уступчатый бремсберг (см. рис. VI.4, в) закрепляют при помощи деревянного бревенчатого сруба. Размеры его определяют графически, нанося на чертеж последовательные положения наиболее длинного элемента крепи — прогона. Этот тип применяют исключительно при вертикальном горном давлении.

Наклонный бремсберг (см. рис. VI.4, б), примыкаемый к стойкам нижнего хода, закрепляют дверными окладами с подхватами. Сечение такой штольни высотой не менее 1,8 м состоит из двух отделений — материального с дощатым полом и людского с лестничными ступенями и перилами; такой тип применяют при боковом давлении пород.

Третий тип — в виде наклонной плоскости применяют в месте примыкания к верхней штольне полностью разработанный участка тоннеля.

Рассмотренные элементы горных выработок служат средством для увеличения фронта работ в продольном направлении при проходке длинных тоннелей.

Раскрытие калотты

Для разработки в поперечном направлении, называемой раскрытием калотты, применяют разные приемы проходческих работ и особые виды крепей. Наиболее распространенные из них — это крепи веерного типа, кружальные и полигональные.

Крепи веерного типа (рис. VI.5) имеют продольные прогоны-лонгарины длиной от 4 до 6,5 м (в особо трудных геологических условиях 2—3 м), при помощи которых одновременно раскрывают и крепят выработку на протяжении так называемого тоннельного кольца. Прогоны поддерживают системой наклонных стоек-штендеров, образующих так называемые тоннельные фермы (4—5 на протяжении кольца) в плоскости поперечного сечения тоннеля. Для непосредственного поддержания кровли выработки служат доски, опираемые на прогоны. Жесткость крепи в продольном и поперечном направлениях обеспечивают при помощи распорок.

Все элементы крепи соединяют между собой при помощи простейших врубок, клиньев и скоб. Профиль расширяют с отставанием на два-три кольца от забоя штольни. Эту работу начинают с подведения под верхняки в углы штольни двух прогонов (лонгарин) диаметрами 22—25 см (рис. VI.6), опираемых на стойки (штендеры) диаметрами 18—22 см. Штендеры ставят на взаимном расстоянии 1,3—1,5 м на деревянные подкладки или непосредственно на породу. Для обеспечения равномерной передачи давления от верхняков на новую крепь, называемую подхватом (унтерцугом), штендеры предварительно обжимают подклиниванием снизу или поперечным смещением нижнего конца ударами. При этом верхний конец стоек снабжают круглой врубкой, а нижний — площадкой. Эти работы ведут одновременно на протяжении нескольких колец (обычно трех). Затем удаляют верхние доски бокового ограждения и забивают (или заводят) в поперечном направлении поверх прогонов защитную дощатую крепь в пределах одного — трех колец в зависимости от метода проходки.

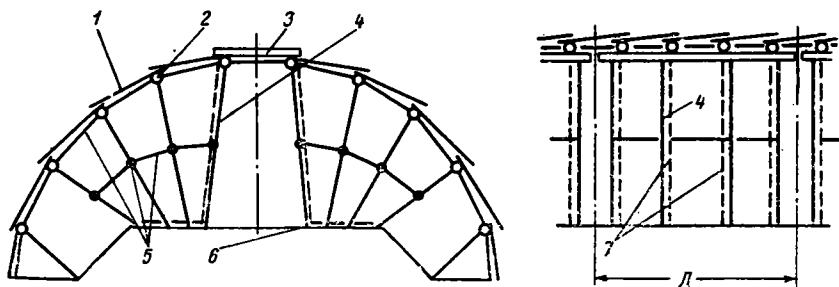


Рис. VI.5. Поперечный и продольный разрезы крепи веерного типа:

1 — доски; 2 — прогон; 3 — верхняк; 4 — стойка подхвата; 5 — распорки; 6 — лунка в породе или подкладка; 7 — снимаемые стойки рамы; D — длина кольца

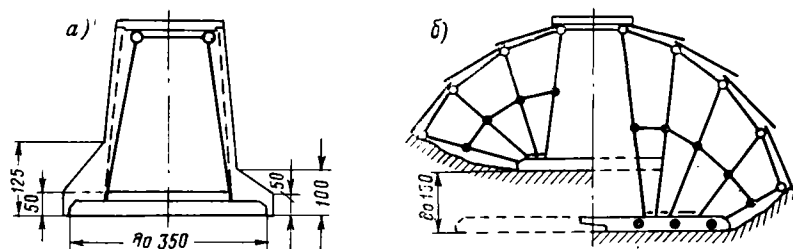


Рис. VI.6. Этапы расширения на калотту:

а — расширение на малую калотту; б — расширение на большую калотту

Разработку породы с постепенным удалением досок и стоек штольневой крепи ведут одновременно с обеих сторон штольни на полезную длину забивной (закладной) доски, т. е. на 1,1—1,3 м. Концы досок обычно углубляют в породу на 20—30 см, после чего под них подводят поперечину (филату) толщиной 5—7 см и следующий прогон. Устанавливаемые при этом поддерживающие стойки размещают в одной поперечной плоскости. Между прогоном и поперечиной забивают утолщенные клинья для возможности последующей забивки между ними нового посада защитной крепи.

При выборе мест расположения прогонов по высоте учитывают их возможные осадки, предусматривая некоторый запас с тем, чтобы соблюсти проектный контур обделки. Как правило, перед бетонированием все деревянные крепи удаляют (за исключением защитных досок). В особых случаях, при неустойчивой кровле прогоны оставляют, для чего их размещают за пределами контура обделки.

В устойчивых твердых породах применяют закладную дощатую крепь, последовательно заводимую за прогоны по мере расширения калотты. Концы досок также расклинивают.

Этот способ раскрытия калотты может иметь несколько разновидностей в зависимости от геологических условий и размеров поперечного сечения выработки. Так, при проходке в крепких породах можно ограничиться одним этапом расширения без понижения уровня пола, в то время как в более мягких породах потребуются двух-, а иногда трехкратное понижение с соответственным укреплением.

§ 30. СООРУЖЕНИЕ ТОННЕЛЕЙ ГОРНЫМ СПОСОБОМ

Общие положения

Основные работы по сооружению тоннеля состоят из предварительной разработки породы и последующего возведения обделки. В зависимости от степени устойчивости и прочности массива применяют ту или иную систему временных крепей, устанавливаемых в определенной последовательности. В весьма крепких породах выработку

обычно оставляют без временной крепи до сооружения постоянной обделки. В крепких скальных породах, устойчивость которых в течение продолжительного периода не вызывает сомнения, временную крепь устанавливают после уборки породы. Этот процесс ведут одновременно с бурением на следующую заходку с использованием буровой тележки или верхней площадки бурильной машины (СБУ-4). В менее крепких породах временную крепь устанавливают после уборки породы, но перед бурением на следующую заходку, а в слабых скальных породах ставят сразу после проветривания и оборки кровли во избежание значительных деформаций кровли и выпадения кусков породы.

Проходку тоннелей в скальных породах в продольном направлении ведут по поточному методу. При этом забой продвигают вперед с учетом степени устойчивости и крепости пород всем сечением или с расчленением на части, что и определяет, по существу, способ проходки тоннеля. Обделку возводят, как правило, в полностью раскрытой выработке. В мягких породах сечение выработки расчленяют на отдельные части и немедленно раскрепляют временной крепью, последовательно заменяемой при дальнейшем расширении выработки. Обделку возводят также по частям.

Тоннелестроение располагает различными видами горных способов возведения тоннелей. Для мягких пород они могут быть объединены в три основные группы:

- 1) способ опертого свода и его разновидности при деревянной и стальной крепи; разработку породы и возведение обделки ведут отдельными частями по направлению от свода к нижней части профиля;

- 2) способ полностью раскрытого сечения, отличающийся тем, что выработку породы ведут от верхней части профиля, а возведение обделки — от нижней;

- 3) способы опорного ядра и разработки по периметру профиля. Здесь разработку породы и сооружение обделки также ведут отдельными частями, но начинают с нижней части профиля и заканчивают в верхней части.

Способ опертого свода

Способ опертого свода применяют в породах, на которые можно безопасно передать давление от пят свода; например, в мергелях, глинах, сухом лёссе, плотных суглинках и скальных породах.

При способе опертого свода сначала разрабатывают верхнюю часть профиля — калотту, затем ведут кладку свода с опиранием его пят временно на породу; после отвердения свода под его защитой разрабатывают нижнюю часть профиля — штрассу с последовательной подводкой стен под пяты свода. Существуют две схемы разработки профиля по этому способу (рис. IV.7).

Одна схема носит название одноштольневой варианта способа опертого свода (см. рис. VI.7, а). Работу по этой схеме начинают

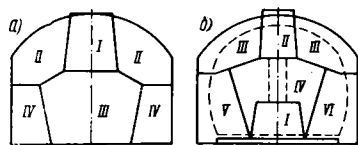


Рис. VI.7. Последовательность (I—VI) работ по способу опертого свода

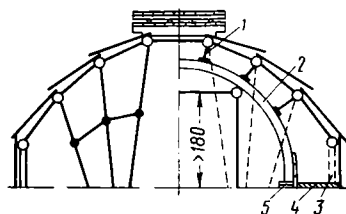


Рис. VI.8. Схема установки кружал:
1 — надкружная распорка; 2 — кружала; 3 — бетонная распорка; 4 — слой бетона; 5 — клинья

с проходки верхнего направляющего хода *I*; затем расширяют калоттный профиль *II—II*. После кладки свода и его отвердения разрабатывают среднюю часть штроссы *III*, затем последовательно боковые части штроссы *IV—IV* и подводят стены под пяты свода. Последним сооружают обратный свод или лоток.

Другая схема носит название двухштольневой варианта способа опертого свода (см. рис. VI.7, б). В этом случае работу начинают с проходки нижней направляющей штольни *I*; после этого проходят верхнюю штольню *II* и затем приступают к расширению калотты *III—III*, производят кладку свода, а после его отвердения разрабатывают среднюю часть штроссы *IV* и затем последовательно боковые *V* и *VI* с возведением стен в шахматном порядке. Обратный свод или лоток сооружают тоже в последнюю очередь.

Конкретную схему разработки профиля выбирают на основании сравнительных экономических и производственных подсчетов, руководствуясь следующими соображениями.

Одноштольневый способ разработки в сравнении с двухштольневым требует меньше строительных затрат, так как проходка штольни представляет наиболее дорогую часть работы. Кроме того, проходку штольни и разработку калотты ведут в ненарушенной зоне, что способствует безопасности работ.

К основным недостаткам одноштольневого способа следует отнести производственные затруднения по совмещению проходческих и транспортных работ. Это затруднение, однако, может быть устранено применением транспортера, помещенного в основании верхней штольни.

При двухштольневом способе верхнюю штольню проходят с отставанием от нижней на 30—35 м. Поэтому работы начинают как со стороны порталов, так и с промежуточных пунктов через вспомогательные вертикальные выработки, что целесообразно при сооружении длинных тоннелей. Ширину нижней штольни выбирают из условия пропуска двух путей, а высоту принимают не менее 1,8 м. Ширину и высоту верхней штольни устанавливают по соображениям удобства проходческих, транспортных и бетонных работ при расширении калотты и кладке свода. Расширение профиля

ведут через одно-два кольца и с оставлением на два кольца от забоя штольни, как правило, без понижения уровня поля.

После разработки калотты (рис. VI.8) подготавливают места для пят свода выравниванием укладкой тощего бетона толщиной 10—15 см. Затем устанавливают кружала, опирая их на вспомогательные стойки. Давление от прогонов передают на кружала посредством коротких отрезков бревен, заводимых между кружалами и прогонами и тщательно заклиниваемых. После установки кружал немедленно приступают к кладке свода симметрично с обеих сторон от пят к замку свода слоями толщиной в 20 см с тщательным уплотнением. По мере бетонирования удаляют мешающий ряд распорок вместе с поддерживаемым ими прогоном.

В соседнем кольце калотту можно разрабатывать не ранее 7 суток после окончания бетонных работ в своде данного кольца.

После выдержки готового свода на кружалах до приобретения проектной прочности его раскружаливают. Затем разрабатывают среднюю часть штроссы одновременно на нескольких кольцах с оставлением у пят свода берм шириной не менее 0,25 м и обеспечением откосов не круче 1:0,1—1:0,5.

Стены подводят (рис. VI.9) в шахматном порядке отдельными столбами, в первую очередь под стыки между смежными кольцами. При этом одновременно возводят от одной трети до половины длины кольца. Пяты свода поддерживают временными стойками (штребелями). Следует отметить, что примыкание стен к пятам свода наиболее трудная и ответственная операция.

Для обеспечения монолитности всей обделки после двухсуточной выдержки бетона нижней части стены верхнюю часть (высотой в 20—40 см) выполняют из тщательно уплотняемой жесткой бетонной смеси (рис. VI.10), а в стыки нагнетают цементный раствор. После того, как на некотором протяжении стены будут подведены под обе пяты свода, устраивают обратный свод, небольшими уча-

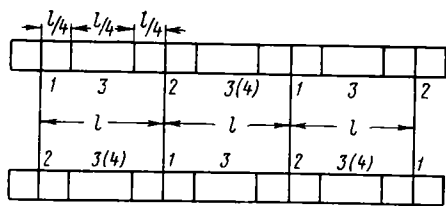


Рис. VI.9. Последовательность (1—4) подведения стен:

1—3 — в крепких породах; 1—4 — то же, в мягких; l — длина кольца

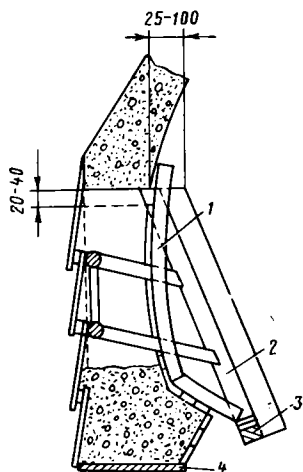


Рис. VI.10. Подведение стен:

1 — лекало; 2 — подкос (штребель); 3 — брус; 4 — слой тощего бетона



Рис. VI.11. Схема расположения подвесных путей:

1 — подвесной потолок;
2 — передвижной бункер

стками с установкой распорок во избежание смещения стен внутрь тоннеля. После кладки нагнетают цементный раствор за обделку.

В особых случаях при недостаточной надежности породы стены подводят в колодцах под стыки смежных колец свода. Дальнейшие работы ведут обычным способом. Особенность одноштольневых способов опертого свода — устройство подвесных путей на всем или на некотором от забоя штроссы протяжении для откатки породы и подачи строительных материалов (рис. VI.11). В первом случае все транспортные работы ведут на повышенном уровне до самого портала, во втором — лишь на головном участке протяженностью 30—40 м, в конце которого устраивают перепад (наклонный или вертикальный). Для упрощения транспортных работ иногда ведут проходку калотты и возводят свод на всем протяжении тоннеля, а затем переходят на разработку нижней части профиля.

Способ полностью раскрытого сечения

Способ полностью раскрытого сечения целесообразен в мягких породах, не оказывающих большого давления на крепи и не требующих для разработки применения взрывчатых веществ. К таким породам могут быть отнесены трещиноватые скальные породы, сланцы, мергели и т. п. Разработку сечения по этому способу ведут по следующей схеме (рис. VI.12).

Сначала проходят нижнюю направляющую штольню I, затем через ходки или от портала разрабатывают верхнюю II, после чего приступают к раскрытию калоттного профиля на малую, среднюю и большую калотты (III—III, IV и V), разрабатывают среднюю часть штроссы VI и боковые ее части VII—VII. Разработанное сечение закрепляют системой временных крепей из тоннельных ферм, поддерживающих прогоны, под защитой которых ведут кладку обделки от подошвы стен к замку по кругам, требующим последовательного перекрепления на них системы прогонов. Подчистку нижней части сечения VIII до проектного очертания и кладку обратного свода ведут в последнюю очередь. Длину колец назначают до 6,5 м.

В продольном направлении проходку нижней штольни начинают из подходной выемки или из вспомогательной выработки и ведут ее на значительном участке (более 50 м). После этого в нескольких местах пробивают вертикальные соединительные ходы, а затем от них, а также от порталов ведут одновременную разработку верхней штольни, устраивая через каждые 50—100 м бремсберги для перемещения строительных материалов, требуемых для расширения

выработки. После проходки верхней штольни на расстоянии трех колец поперек штольни укладывают основные бревенчатые крепи малой калотты (швеллеры) в вырытых для этой цели канавах глубиной 50 см. Дальнейший ход работ аналогичен рассмотренному в способе опертго свода. При этом требуется большая тщательность работ ввиду малой устойчивости породы.

После расширения малой калотты приступают к разработке профиля на большую калотту (рис. VI.13), начиная работу в среднем кольце (из трех), где открывают поперечную канаву на глубину до уровня пят свода и шириной около 1,5 м. В эту канаву укладывают основной элемент тоннельной фермы большой калотты (типовой швеллер). Последующие фермы устанавливают, ведя разработку по обе стороны от первой. Все прогоны перекрепляют на новую систему стоек, опираемых на основные поперечные бревна. В дальнейшем ведут разработку средней и боковых частей штроссы и устанавливают нижнюю часть тоннельных ферм в плоскости верхних; работу ведут в обе стороны прорезного кольца, устанавливая дополнительные прогоны и распорки.

После раскрытия профиля на трех кольцах возводят фундаменты, затем между фермами устанавливают деревянные или стальные лекала и кружала с опалубкой, по которым в дальнейшем ведут кладку обделки одновременно (и симметрично) с обеих сторон от пят к замку.

Непосредственно перед бетонированием нужно перекреплять прогоны на кружала при помощи бревен-коротышей с удалением стоек-подкосов (штендеров). Во время бетонирования нужно последовательно удалять коротыши и прогоны, которые могут быть извлечены после затвердения ранее уложенного бетона (рис. VI.14). В замковой части свода бетонную смесь укладывают особыми приемами для обеспечения высокого качества работ в наиболее ответственной части обделки. Для этого на ширине 1 м изменяют направление работ, укладывая смесь отступающим забоем (рис. VI.15) после некоторого затвердения бетона в предзамковой части и уда-

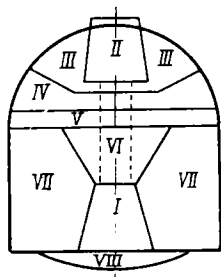


Рис. VI.12. Последовательность (I—VIII) работ по способу полностью раскрытого сечения

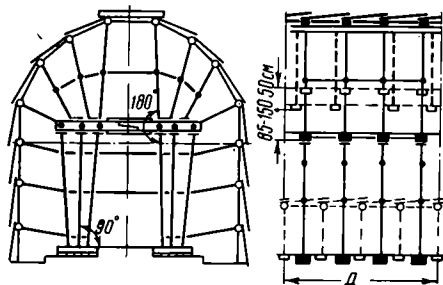


Рис. VI.13. Полная крепь выработки (поперечный и продольный разрезы кольца):

Д — длина кольца

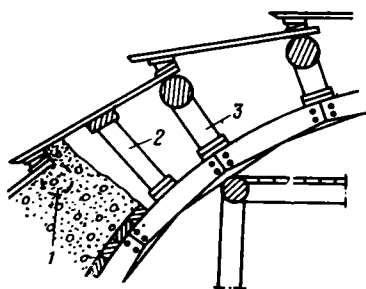


Рис. VI.14. Схема бетонирования свода с удалением крепи:

1 — снятый прогон (пунктир); 2 — вспомогательный коротыш; 3 — надкружальный коротыш

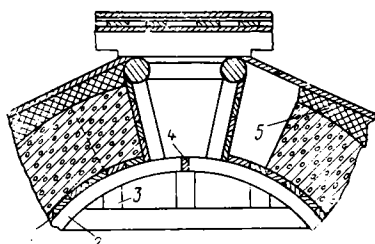


Рис. VI.15. Последовательность укладки бетонной смеси в замке:

1 — опалубка; 2 — кружало; 3 — подкружальные стойки; 4 — распорки; 5 — забутовка

ления двух верхних прогонов. После полного отвердения бетона обделки свод раскружаливают и удаляют кружала и крепи, затем разрабатывают породу в основании тоннельного профиля и сооружают обратный свод.

Главные достоинства способа — быстрота сооружения тоннеля вследствие наличия широкого фронта работ, а также монолитность обделки; недостатки — большой расход леса, малая степень механизации работ и неизбежность просадок крепи (до 30 см), в силу чего в городских условиях этот способ не применяют.

Способ опорного ядра

Способ опорного ядра применяют в сравнительно слабых и водоносных породах, в водоносных мелкозернистых песках, в слабых суглинках, в сильнопластинчатых глинах, а также при сооружении тоннелей больших пролетов в более прочных породах.

Сущность способа опорного ядра (рис. VI.16): сначала проходят две нижние боковые штольни *I—I* в уровне основания стен, после чего в них ведут кладку стен отступающим забоем. После твердения кладки проходят второй ряд штолен *II—II* над первым и возводят в них кладку вышележащих участков стен, а при высоком профиле проходят и третий ряд штолен. К моменту завершения кладки верхних частей стен должна быть пройдена верхняя штольня *III* и разработана калотта *IV—IV* в пределах первого кольца. Затем немедленно приступают к установке кружал и кладке свода с опиранием его пятнами на ранее возведенные стены. Под защитой сооруженной таким образом обделки разрабатывают ядро *V* и подчищают профиль *VI* до проектного очертания, после чего ведут кладку обратного свода. Длину колец назначают от 2 до 3 м.

В зависимости от местных условий проходку нижних штолен начинают или из подходной выработки (шахты), или непосредственно из лобового откоса выработки. Последовательность работ и

размеры поперечного сечения штольни выбирают, исходя из геологического строения пересекаемого горного массива, а также размеров поперечного сечения тоннеля. Обычно ширину штольни назначают по ширине нижней части стен, но не менее чем для однопутного движения. В этом случае после проходки нижней штольни на всю длину сооружаемого участка ведут кладку стен отступающим забоем с постановкой опалубки, поддерживаемой сухой каменной кладкой, которая обеспечивает устойчивость штольневой крепи и ядру, на которое впоследствии будет передано давление при возведении свода.

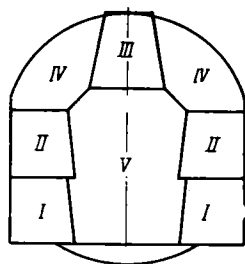


Рис. VI.16. Последовательность (I—V), проходки способом опорного ядра

Разработку калотты и бетонирование свода ведут с интервалами в три кольца, с тем чтобы обеспечить достаточный для твердения бетона срок выдержки. Способ разработки и крепления калотты здесь аналогичен способу опертого свода.

Ядро разрабатывают после снятия опалубки; при этом возможна самая широкая механизация как процесса разработки, так и погрузки породы. В некоторых случаях оказывается возможным разрабатывать ядро небольшими экскаваторами с погрузкой породы непосредственно в автомобили, подводимые со стороны порталов. Разработку породы в нижней части сечения и сооружение обратного свода ведут в последнюю очередь. После окончания всех работ нагнетают раствор за обделку.

Недостатки этого способа — относительно высокая стоимость и малые темпы проходки; достоинство — надежность работ в неустойчивых породах. Такой способ можно применять при относительно твердых породах для разработки тоннелей больших поперечных сечений. Он успешно применялся на постройке тоннелей московского метрополитена.

Контурная и полигональная крепи

Рассмотренные три способа работ основаны на применении деревянных крепей. Для обеспечения надежной кровли крепи должны удовлетворять следующим основным требованиям: обладать пространственной жесткостью и геометрической неизменяемостью, минимальным объемом материала крепи и перебора породы, простотой конструктивных элементов и удобством их установки, возможностью усиления крепи и ее инвентарного использования.

При деревянной крепи эти требования не могут быть полностью удовлетворены, так как вследствие обмятия врубок при многократном перекреплении осадки кровли неизбежны. Кроме того, при забивке дощатой крепи (марчеван), в особенности при раскрытии калотты, требуется излишний перебор породы из-за необходимости

смещения концов досок в сторону выработки после их частичной забивки, так как придать доскам сразу проектное положение практически невозможно.

Для обеспечения проектных размеров поперечного сечения тоннельных сводов положение низа верхняка штольни обычно задают с учетом осадки на 20—30 см выше внешнего контура свода.

Более совершенна и удобна в работе — стальная кружальная и деревянная полигональная крепь. За рубежом широкое применение нашла комбинированная кружальная крепь (рис. VI.17), состоящая из внешней, так называемой проходческой дуги и внутренней — кружальной. Первую обычно делают из старых рудничных рельсов, вторую — из прокатной стали (швеллерной или двутавровой). Обе эти дуги работают совместно благодаря радиальным распоркам между ними из стали или бетона. По внешнему контуру проходческих дуг забивают крепь вдоль тоннеля, чем и избегают перебора породы. Кружальную дугу используют как основную при бетонировании. Таким образом, кружальная крепь может быть использована неоднократно. Свободное пространство в забое обеспечивает удобство работ и их широкую механизацию.

Конструкцию кружальной дуги выполняют из двух или трех элементов, соединяемых накладками на болтах. Для облегчения ее веса применяют подкружальные стойки (деревянные или стальные), примыкающие к дуге при помощи приваренных башмаков. Нижние части дуг и стоек также снабжают опорными башмаками. Неизменяемость крепи обеспечивают затяжками и продольными распорками. Для временной поддержки забиваемых досок используют специальный изогнутый верхняк, поддерживаемый продольными балками, скользящими по кружальным дугам.

По мере разработки и крепления всей калотты ставят очередной комплект дуг и удаляют временный поддерживающий верхняк. Кружальная крепь весьма целесообразна при способе опертго свода, так как позволяет вести проходку сплошным забоем участ-

ками по 1,0—1,2 м без устройства верхней штольни. Благодаря возможности быстрой замены временной крепи на постоянную — бетонную — создаются благоприятные условия для работы крепи в ненарушенном массиве, т. е. при небольшом горном давлении.

Основной недостаток этого способа — ограниченное число забоев — может быть преодолен проходкой нижней опережающей штольни и открытием необходимого числа строительных участков. Таким образом,

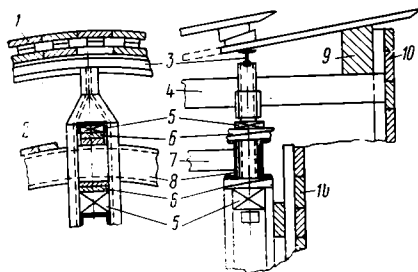


Рис. VI.17. Комбинированная кружальная крепь:

1 — дощатая крепь; 2 — опалубка; 3 — проходческая дуга; 4 — продольный подхват; 5 — прокладки; 6 — клинья; 7 — распорки; 8 — кружальная дуга; 9 — поперечный подхват; 10 — лобовая крепь

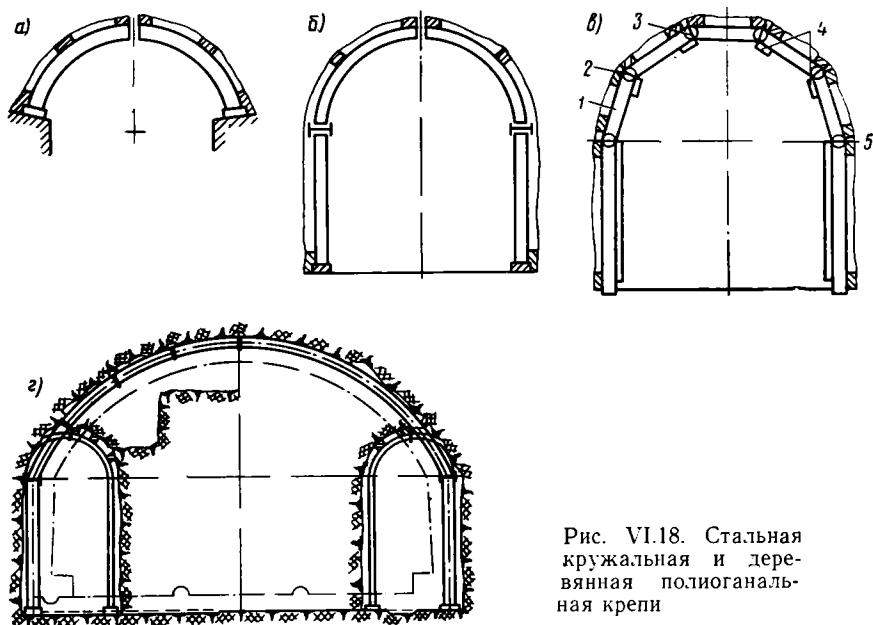


Рис. VI.18. Стальная кружальная и деревянная полиоганальная крепи

кружальную крепь можно успешно применять при проходке как коротких, так и длинных тоннелей.

При проходке в крепких — скальных — породах стальная арочная крепь (рис. VI.18) обеспечивает возможность широкой механизации, а следовательно, увеличения темпов работ и уменьшения их стоимости. Стальную крепь устанавливают по контуру выработки и удаляют непосредственно перед бетонированием. При наличии опасности местных вывалов породы крепь оставляют в теле бетона в качестве жесткой арматуры.

Установка арочной крепи по сравнению с веерной — более простая операция, так как эта крепь обычно состоит из небольшого числа элементов (двутавры, швеллеры), соединяемых на болтах. Простейшей конструкцией является крепь в виде двух полуарок, соединяемых в замковой части и устанавливаемых непосредственно на породу (см. рис. VI.18, а). При необходимости крепить выработку на полный профиль (см. рис. VI.18, б) в конструкцию крепи вводят промежуточные элементы — двутавровые балки, укладываемые под ляды арок после раскрытия калотты, а при последующей разработке нижней части профиля подводят стойки в плоскости арок и скрепляют их с промежуточными балками (рандбалками) на болтах. Роль рандбалок сводится к поддержке арок во время взрывания нижней части. При способе опорного ядра стальную крепь можно применять по схеме, указанной на рис. VI.18, г. Стальная крепь особенно целесообразна в безлесных районах, а также при

проходке тоннелей большого протяжения, где можно эффективно создавать большой фронт бетонных работ.

Полигональная (многоугольная) крепь (см. рис. VI.18, в) представляет собой сочлененную из деревянных элементов (по 1,5—2 м) конструкцию, которую ставят по контуру выработки вслед за разработкой забоя. Эта конструкция должна быть тщательно расклинена в породе во избежание ее геометрической изменчивости. Она состоит из нечетного числа дощатых косяков 1 или брусев, соединенных накладками и болтами. Элементы должны быть тщательно пригнаны по торцам под углом не более 120° , что необходимо по условиям устойчивости системы. Продольную устойчивость обеспечивают постановкой в узлах рамы распорок 2, а иногда дощатых связей (продольных 4, диагональных 5) и анкеров, поддерживающих стойки рам. Во избежание местных обрушений породы устраивают дощатую затяжку по верху рам (сплошную посредине и вразбежку по бокам).

От совместного действия горного давления и отпора породы все элементы крепи подвергаются в основном центральному сжатию, вызванному расклинкой 3. Обычно полигональную крепь возводят в готовой выработке снизу вверх. Исключение составляют случаи проходки в более мягких породах, когда установку крепи начинают с верхнего элемента (в пределах штольни) с последующим подведением остальных. Крепь такого типа по сравнению с веерной обладает целым рядом преимуществ, аналогичных арочной крепи, и может быть использована как инвентарная.

Последовательность ведения работ при арочной, полигональной и штанговой крепях зависит от состояния горных пород. В случае трещиноватости породы и, следовательно, опасности обрушения крепь ставят немедленно после проветривания забоя. В плотных породах возможно некоторое отставание. В исключительно крепких породах (базальт, порфирит) выработку можно оставлять без крепления.

Штанговая (анкерная) крепь

В отличие от контурной крепи (арочной и многоугольной) с обминаемыми под нагрузкой сопряжениями ее элементов, работающих на сжатие, штанговая крепь работает как напрягаемая арматура, превращающая кровлю выработки в породный свод или балку.

Штанговая крепь имеет следующие элементы (рис. VI.19): стальную штангу 3, вводимую в шпур, пробуренный в закрепляемой зоне выработки, головную часть 1, хвостовую часть с резьбой. После надежного закрепления головной части штанги в шпуре на хвостовую надевают стальную шайбу и закручивают гайку 4. Вследствие натяжения штанги (усилие N) достигается обжатие породы на длине головки в пределах плоскостей 2 сдвига, а на остальной части по длине штанги происходит уплотнение отдельных пластов в результате возникающих сил трения (T).

Ввиду отсутствия в штанговой крепи обжимаемых элементов ее жесткость выше, чем у контурной крепи, а закрепляемой породе благодаря натяжению штанг придают повышенные качества по прочности, жесткости и несущей способности. Таким образом, укрепленная кровля выработки становится конструктивным элементом, выдерживающим значительные нагрузки от давления пород, расположенных выше.

Штанговая крепь по сравнению с контурной обладает производственными преимуществами по затратам материалов, расходу времени на перевозку, степени механизации крепежных и проходческих работ, надежности при взрывных работах, обеспечению качества проветривания и увеличению скорости проходки. Штанговая крепь имеет широкое применение в горной промышленности и в тоннелестроении; этому способствуют более высокое качество заделки головной части (зависящее от твердости и устойчивости породы), быстрота установки и натяжения (до развития остаточных деформаций кровли выработки) и отсутствие воды в шпурах (ослабляющей заделку).

Различают штанги (рис. VI.20): стальные с клинощелевыми и с распорными головками и железобетонные.

Стальная штанга с клинощелевой головкой (см. рис. VI.20, а) имеет основную часть — штангу 2 для клина 1 с прорезью в головной части и резьбой на другом конце. Штангу вводят в шпур, превышающий по диаметру штангу на 5—7 мм с частично защемленным в прорези клином, и ударами отбойным молотком по выступающему концу штанги окончательно заклинивают головную часть. Затем надевают шайбу 3 и навинчивают натяжную гайку 4. Этот процесс выполняют пневматическим или гидравлическим ключом, обеспечивающим расчетное натяжение штанги. Для гарантии безопасности к штангам крепят стальную сетку, устраняющую опасность местных выводов породы.

Прочность заделки в стенку шпура проверяют испытанием на выдергивание штанг в производственных условиях и, в необходимых случаях, корректируют предварительно принятые параметры крепи.

К достоинствам клинощелевой штанговой крепи относятся простота ее изготовления и установки, а также сравнительно небольшая стоимость; к недостаткам — ограниченная область применения (в средних по твердости породах), объясняемая тем, что при небольших площадках контакта со стенками шпура усилие натяжения приводит к пластическому течению мягких пород и металла штанги в слишком твердых породах. Кроме этого, к недостаткам относятся: невозможность повторного использования, необходимость высокой точности бурения шпуров и ограничение их длины сред-

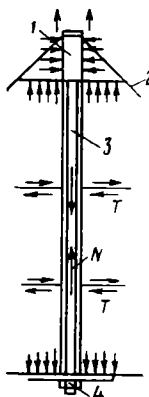


Рис. VI.19. Схема штанговой крепи

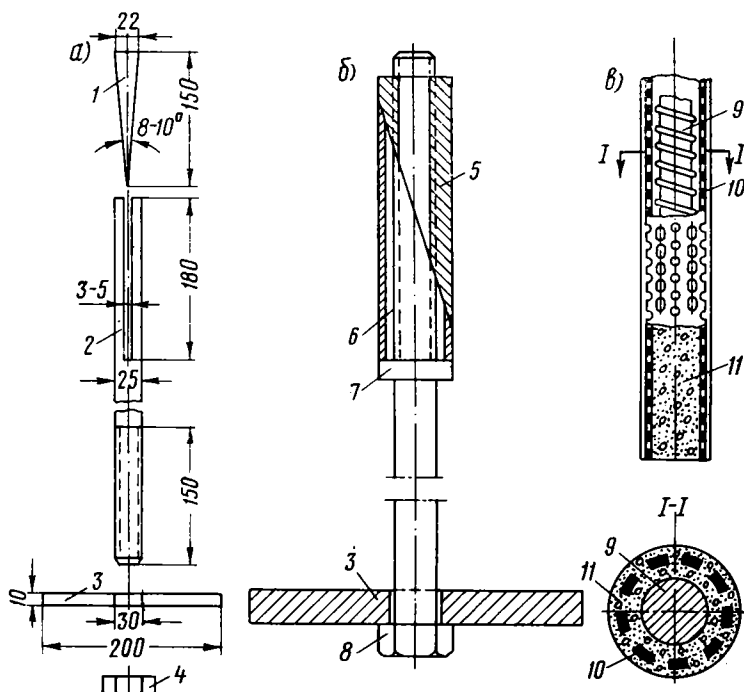


Рис. VI.20. Штанги:

а — стальная с клинощелевой головкой; б — то же, с распорной;
в — железобетонная

ними величинами, при соблюдении которых возможно обеспечить расчетную несущую способность заделки.

Стальные штанги с распорной головкой закрепляют в шпуре с использованием эффекта расширения головки. Конструктивно это выполняют в виде двух клиньев, которым придается относительное смещение (см. рис. VI.20, б). Сущность такого устройства сводится к следующему: нижний клин б с гладким отверстием большего, чем у штанги, диаметра надевают до упора 7 на верхний конец штанги, снабженный резьбой, а затем ввинчивают его в верхний клин 5 с внутренней резьбой до контакта скошенных плоскостей клиньев. Собранный таким способом штангу, снабженную шайбой 3 и болтовой головкой 8, вводят в шпур с последующим ввинчиванием в верхний клин, заклиниваемый в стенку шпура. При этом нижний клин перемещается вдоль штанги и в сторону, чем и обеспечивается увеличение диаметра распорного устройства и его плотное примыкание к стенкам шпура.

Штанговая крепь распорного типа имеет следующие достоинства: возможность неоднократного использования, в связи с чем ее стоимость приближается к стоимости крепи клинощелевого типа;

уменьшение диаметра штанги, неослабленной прорезью; увеличение прочности заделки вследствие большей поверхности распорного устройства. Недостаток — сложность изготовления.

Штанговая крепь обоих рассмотренных типов, будучи незащищенной от действия коррозии, относится к временным средствам ограждения выработки. Долговечной может быть только железобетонная штанговая крепь, защищенная от коррозии плотной цементно-песчаной оболочкой.

Конструкция такой крепи (рис. VI.20, в) может состоять из двух стальных оболочек полуцилиндрической формы с отверстиями 10, связанных проволокой и предварительно заполненных пластичным безусадочным цементно-песчаным раствором 11. Образованную таким способом трубку вводят в шпур и заклинивают. Затем отбойным молотком в трубку забивают стальной стержень периодического профиля 9, которым частично выдавливают раствор за пределы трубки и заполняют им свободное пространство в шпуре. Такая железобетонная штанга может воспринимать также срезающие усилия, возникающие между отдельными пластинами породы. Недостаток крепи — сложность натяжения штанги из-за применения различных по срокам схватывания и твердения растворов.

Другая разновидность штанговой крепи, испытанная на строительстве транспортных тоннелей линии Абакан — Тайшет, представляет более простую конструкцию (рис. VI.21). В шпур вводят сопло стационарного или ручного растворонагнетателя и заполняют цементно-песчаным раствором порциями по 20—30 см глубины шпура. В заполненный раствор шпур забивают стальной стержень периодического профиля (диаметром 16—25 мм) с выступающим концом для крепления сетки или подхвата. Состав цементно-песчаного раствора 1:1 жесткой консистенции (осадка конуса 3—4 см) обеспечивает вступление крепи в работу через 10—12 ч при глиноземистом цементе марки 500 и через 18—20 ч при портландцементе той же марки. Опытом установлено, что такой раствор наиболее активен с добавкой 6% (по весу) хлористого кальция. Штанговая крепь на таком растворе через 2 ч после установки воспринимает нагрузку в 5 т, а через 6 ч — 10 т.

Штанговая крепь всех типов может быть рекомендована для применения в породах средней твердости (глинистые сланцы, песчаник, известняк и т. п.); штанговая крепь с распорной головкой — в твердых породах (неповрежденные изверженные и метаморфические) и полускальных (мергель), железобетонная штанговая

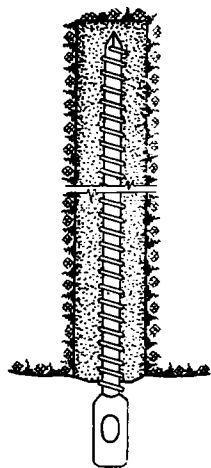


Рис. VI.21.
Набивная
железобетонная
штанга

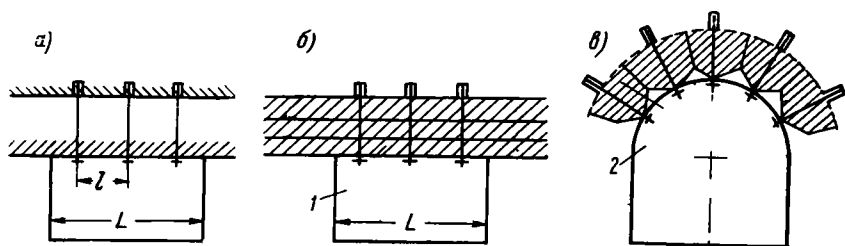


Рис. VI.22. Схемы применения штанговой крепи:

1 — породная балка; 2 — породный свод

крепь — в породах твердых, очень твердых, а также в мягких (глины).

При однородной породе в плоской кровле выработки пролетом L (рис. VI.22, а) применением штанговой крепи с шагом l расчетный пролет изгибаемого пласта уменьшается до величины l . При однородных слоистых породах (рис. VI.22, б) обжатие пластов штанговой крепью обеспечивает совместность работы пластов на изгиб, как монолитной породной балки пролетом L , и придает ей большую жесткость. При креплении выработок сводчатого очертания (рис. VI.22, в) в результате натяжений штанговой крепи образуется породный свод, обеспечивающий надежное ограждение выработки и восприятие больших нагрузок. В случае трещиноватых пород с целью их омоноличивания целесообразно в породный свод нагнетать цементный раствор.

Выбирая параметры штанговой крепи, рекомендуется длину принимать в 0,2—0,25 ширины выработки, а направление штанг нормальным к слоям породы, шаг в поперечных рядах назначать равным 1,0—1,5 м, в продольном — устанавливать, исходя из условия постоянства числа штанг, применяемых за каждый цикл проходки.

Для обеспечения безопасности работ поверхность кровли выработки закрепляют одним из указанных способов:

1) стальной сеткой из проволоки толщиной 2—3 мм и размера-ми клеток 10×10 см, закрепляемой шайбами штанг (рис. VI.23, а), устанавливаемых после предварительного крепления сеток;

2) арочными подхватами в поперечных рядах штанг и деревянной затяжкой (рис. VI.23, б);

3) балочными подхватами в продольных рядах штанг и стальной сеткой (рис. VI.23, в);

4) торкретным слоем, наносимым по сетке или непосредственно по породе (см. рис. VI.23, б).

Надежность заделки штанговой крепи с распорной головкой может быть определена из рассмотрения условий равновесия двух-клинового устройства под действием силы N натяжения штанги и возникающих в стенках шпура и между клиньями реакций (рис.

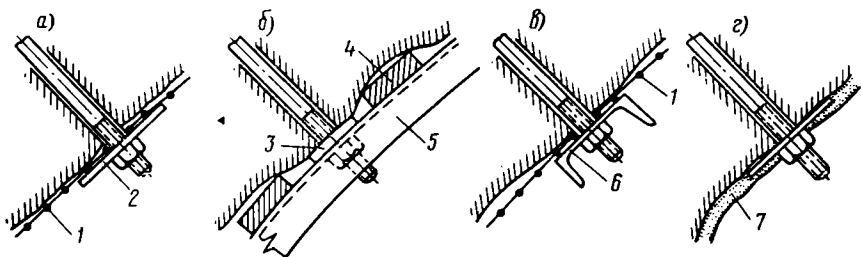


Рис. VI.23. Способы крепления выработки:

1 — стальная сетка; 2 — стальная шайба; 3 — стальная прокладка; 4 — доска; 5 — арка из швеллера; 6 — отрезок швеллера; 7 — слой торкретбетона

VI.24). Сила N , действующая на клин I , уравнивается реакциями S_1 и S_2 , наклоненными к нормальным на площадках соответственно под углами трения φ_n (между головкой и породой) и φ_k (между клиньями).

Величина распора H , передающаяся на стенки шпура, может быть определена из условия равенства нулю суммы горизонтальных проекций всех условий

$$H = \frac{P}{\operatorname{tg}(\alpha + \varphi_k) + \operatorname{tg} \varphi_n}. \quad (\text{VI.1})$$

Сила трения T , противодействующая усилию N ,

$$T = 2H \operatorname{tg} \varphi_n = k_n P,$$

где $k_n = \frac{2 \operatorname{tg} \varphi_n}{\operatorname{tg}(\alpha + \varphi_k) + \operatorname{tg} \varphi_n}$ — коэффициент надежности заделки, имеющий величину больше единицы.

Это соответствует условию

$$\varphi_n > \alpha + \varphi_k. \quad (\text{VI.2})$$

Для увеличения надежности работы штанги необходимо увеличивать угол трения φ_n и уменьшать угол заострения клина α и угол трения φ_k . Кроме этого, во избежание смещения заделки необходимо соблюдать условие, чтобы напряжения смятия не превосходили предела соответствующего перехода породы в пластическое состояние. Обычно натяжение штанги принимают в 3—5 т и контролируют при помощи пневмосбалчивателей с ограниченным крутящим моментом. Несущая способность штанги Q ,

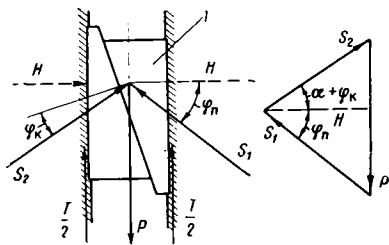


Рис. VI.24. Схема к определению надежности заделки

определяемая ее прочностью на растяжение или прочностью заделки головки, должна быть рассчитана при плоской кровле выработки по весу выпадающего блока породы:

$$Q \geq k\gamma F(l-l_0),$$

где k — коэффициент запаса, обычно принимаемый равным 1;

γ — объемный вес породы;

F — площадь поддерживаемого штангой блока породы;

l и l_0 — соответственно длины всей штанги и ее головки.

При сводчатом очертании выработок проверять сечение штанги на выпадение блока породы не требуется.

Способ сплошного забоя

Способ сплошного забоя (рис. VI.25, а), при котором раскрывают выработку в один прием с установкой в случае необходимости временной крепи, наиболее распространен в устойчивых скальных породах.

В особо сложных случаях с целью геологической разведки пробуривают опережающую скважину диаметром 75—100 мм на глубину в 20—50 м. До уборки взорванной породы при необходимости кровлю закрепляют подхватами, прикрепленными к ранее установленным стальным аркам или рамам полигональной крепи, или штанговой крепью, с использованием площадок буровых устройств.

В целях обеспечения безопасности работ и предотвращения случайных вывалов породы забой ограждают стальной сеткой или вертикальными досками. Сетку натягивают на рамки из стержней диаметром 10—12 мм. В качестве опор для такого ограждения используют раздвижные стальные трубы, располагаемые поперек за-

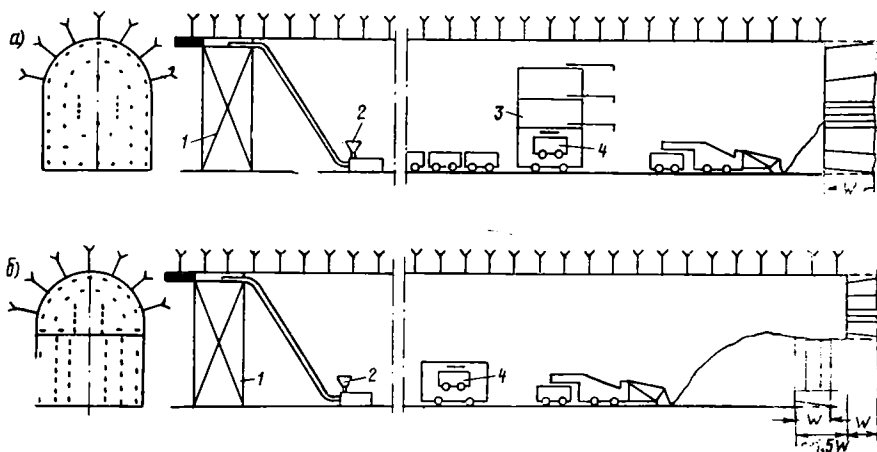


Рис. VI.25. Схемы проходки забоя:

1 — передвижная опалубка; 2 — бетононасос; 3 — буровая рама; 4 — перестановщик

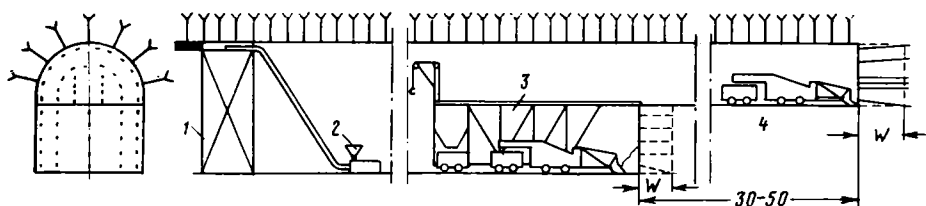


Рис. VI.26. Схема проходки способом нижнего уступа:

1 — передвижная опалубка; 2 — бетононасос; 3 — передвижной помост с бункером; 4 — уступ

боя в 3—4 яруса и поддерживаемые стальными стержнями, вставленными в наклонные шурупы.

Этот способ обладает наиболее простой и четкой организацией работ, обеспечивающей снижение трудоемкости и высокие скорости проходки. Ввиду большой площади сечения могут быть реализованы все преимущества глубоких заходок без повышения расхода ВВ (снижение зажима породы) при условии достаточно высокой механической и энерговооруженности (см. § 27).

Способ ступенчатого забоя

Для совмещения процессов бурения и уборки породы можно применять видоизмененный вариант способа сплошного забоя — способ ступенчатого забоя (рис. VI.25, б), при котором верхняя часть выработки опережает нижнюю на 1—1,5 нормальной величины заходки W . Бурение осуществляют одновременно на двух ступенях при помощи облегченных вспомогательных устройств, а взрывание с некоторым опережением верхней части. Для отброса породы целесообразно использовать силу взрыва. По мере разработки и удаления породы в калотте устанавливают штанговую, полигональную или арочную крепь. При этом способе значительно упрощается организация работ и несколько выше их производительность. Основным недостатком способа ступенчатого забоя — приостановка работы в одной из ступеней неизбежно влечет остановку всех работ.

Способ нижнего уступа

Способ нижнего уступа (рис. VI.26) применяют в породах, требующих крепления кровли перед началом буровых работ в забое. Сущность способа заключается в том, что в первую очередь проходят калотту, а с отставанием на 30—50 м — штроссу. Бурят и взрывают в обеих частях одновременно, что приводит к значительной экономии времени на проветривание. Арочную, полигональную или штанговую крепь устанавливают непосредственно в калотте. При разработке нижнего уступа в зависимости от степени устойчивости стен используют любой из описанных способов.

В случае необходимости ведения взрывных работ в нижнем уступе непосредственно под арочной крепью необходимо использо-

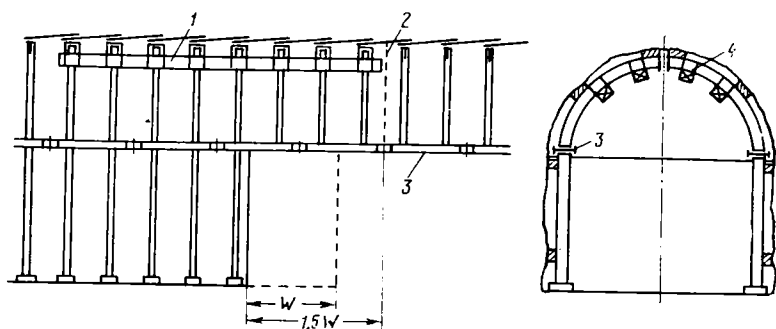


Рис. VI. 27. Поддержка крепи балками-подхватами:

1 — подхват; 2 — забой (при способе ступенчатого забоя); 3 — рандбалка; 4 — хомут

вать дополнительные устройства (подхваты), прикрепляемые к аркам или рамам крепи. Эти подхваты перемещают вперед по мере разработки породы.

Удалять взорванную породу из верхней части наиболее целесообразно транспортером (через бункер в вагонетки), подвешенным к крепям в пределах полностью разработанного профиля. В целях механизации буровых работ целесообразно в калотте применять самоходные бурильные установки, буровые рамы, каретки и манипуляторы (см. главу V). Бетонные работы ведут сразу на полное кольцо на расстоянии в 20—30 м от взрывных работ. В отдельных случаях свод бетонируют до проходки нижнего уступа.

Способ нижнего уступа применим и в крепких скальных породах в выработках большого сечения для уменьшения высоты забоя.

Существенный недостаток способа — сложность организации работ по одновременному взрыванию двух забоев и связанному с этим временному переустройству (каждый раз) транспортных средств.

В двух последних рассмотренных способах (с вариантом) при арочной или полигональной крепи, устанавливаемой в два приема, возможно применение балок-подхватов (рис. VI.27), подвешиваемых к предыдущим аркам или рамам, и рандбалок, служащих опорой для крепи. Во время взрывания нижнего уступа рандбалки не имеют опоры, арки необходимо поддержать выдвижными балками-подхватами, закрепляемыми при помощи разъемных хомутов.

Кроме параллельной системы работ, по которой проходку и бетонирование обделки ведут одновременно на нескольких участках, при проходке выработок большого сечения в крепких скальных породах может быть применена также и последовательная система, при которой штроссу начинают разрабатывать лишь после проходки опережающей калотты и ее закрепления временной крепью или обделкой на всем протяжении тоннеля. Организация работ в этом случае значительно проще ввиду отсутствия необходимости перегрузки породы и согласования одноименных операций в отдельных забоях.

Способ подсводного разреза

Способ подсводного разреза (рис. VI.28) применяют в скальных монолитных породах, почти не требующих временного крепления при высоких сечениях тоннеля. Работу начинают с проходки нижней направляющей штольни *I*, затем в два приема делают сквозные разрезы *II* и *III* до замка свода, после чего разрабатывают калотту *IV*. Следующий этап *V* работ — разработка боковых частей штроссы и кладка обделки, начиная от подошвы стен. В системе крепления штольни предусмотрен прочный настил из пластин или бревен. Для большей прочности крепи подводят подхват под верхняки штольни. В настиле устраивают люки для периодического сбрасывания породы в вагонетки. При необходимости в калоттной части профиля применяют временную крепь, состоящую из системы дверных окладов, опертых нижними концами стоек на прогоны подхвата.

Приведенная последовательность работ благодаря созданию дополнительных плоскостей обеспечивает уменьшение затрат взрывчатых веществ и суммарной длины шпуров, повышение скорости проходки и улучшение экономического эффекта. При разработке породы на участках *II* и *III* бурить шпуров удобно телескопными перфораторами. Способ погрузки вагонеток также весьма рационален благодаря минимальным затратам усилий и весьма интенсивному использованию транспортных средств.

В продольном направлении работы ведут поточным методом одновременно на значительном расстоянии. Вслед за направляющей штольней удаляют потолок и разрабатывают подсводный разрез. В последующих кольцах раскрывают калотту и штроссу и, наконец, устанавливают опалубку и бетонируют.

Способ центральной штольни

Способ центральной штольни (рис. VI.29) применяют в крепких скальных породах и при пролетах тоннеля не менее 5—6 м. В средней части сечения пробивают направляющую штольню, которая служит для дальнейшего расширения профиля. Шпуров располага-

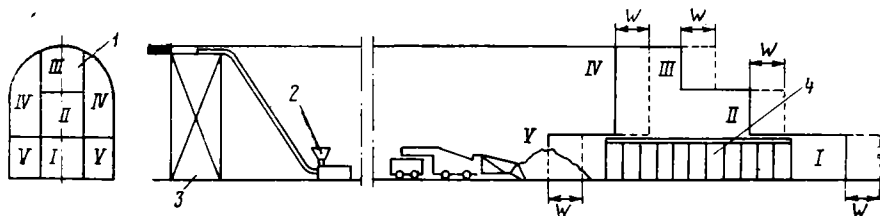


Рис. VI.28. Схема проходки способом подсводного разреза:

I — подсводный разрез; *2* — бетононасос; *3* — передвижная опалубка; *4* — помост для погрузки породы;

I—*V* — последовательность работ

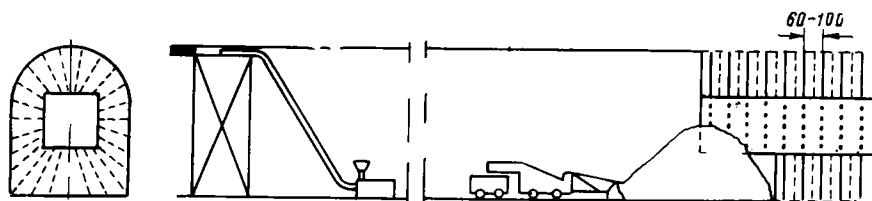


Рис. VI.29. Схема выработки способом центральной штольни

ют в плоскостях поперечного сечения тоннеля. Особенность работы — установка одного или двух колонковых перфораторов в положение, обеспечивающее бурение всего комплекта шпуров с одной установки. Существенным преимуществом являются экономия ВВ и высокие темпы проходки (более 10 м в сутки), в особенности при использовании боковой вспомогательной транспортной штольни, соединяемой с главной выработкой поперечными штольнями через 100—200 м. Вспомогательная штольня обеспечивает бесперебойную уборку породы, позволяет увеличить число дополнительных забоев и может быть использована для размещения вентиляционных труб, кабелей, организации водоотлива, кроме того, применение такой штольни способствует ускорению строительства длинных тоннелей и улучшению их последующей эксплуатации.

Интересен способ центральной штольни, совмещенный со штанговой крепью (рис. VI.30). Кровлю выработки в трещиноватых породах закрепляют штанговой крепью до ее раскрытия, используя центральную штольню и удлиненные радиальные шпуров, выходящие на 2 м за проектный контур выработки. В качестве штанг используют стальные зигзагообразные стержни 4 и 5 диаметром 12 мм с нарезкой на конце для крепления защитной сетки 6. Концы штанг пропускают через каучуковую пробку 3. Армированную зону шпура заполняют под давлением до 15 атм раствором глиноземистого цемента, что обеспечивает надежную связь штанги с по-

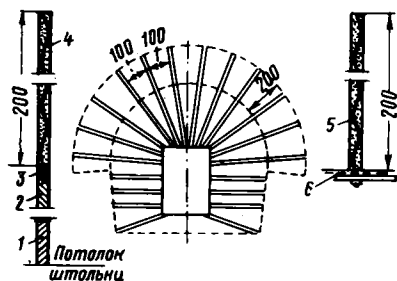


Рис. VI.30. Вариант способа проходки со штанговой крепью

родой и цементацию последней. После затвердения раствора до требуемой прочности в остальную часть шпуров закладывают заряд ВВ 2 с забойкой 1 и проводят взрывание отдельными дисками на участке до 15 м в один прием.

В зависимости от местных условий указанные способы могут быть видоизменены или применены новые с учетом конкретных условий постройки данного тоннеля.

§ 31. ВОЗВЕДЕНИЕ И ГИДРОИЗОЛЯЦИЯ МОНОЛИТНОЙ ТОННЕЛЬНОЙ ОБДЕЛКИ

Общие положения

Из всех рассмотренных материалов для монолитных тоннельных обделок наиболее целесообразным является бетон. Работы по доставке и укладке бетонной смеси можно полностью механизировать, а сам материал позволяет придать сооружению любую из требуемых форм. Но применение бетона требует весьма четкой организации всех процессов бетонного хозяйства в целом; необходим детальный проект общей организации и механизации работ по сооружению обделки с учетом всех исходных данных: состава и объема работ, календарного плана работ, общей длины тоннеля, последовательности работ, расположения мест открытия фронта работ.

Последний фактор существенно влияет на организацию работ, так как для бесперебойного обеспечения бетонной смесью бетонные хозяйства должны быть размещены у всех выходов из тоннеля, т. е. у порталов, штолен, шахт.

В отдельных случаях при хорошей транспортной связи целесообразно объединять и укрупнять бетонные хозяйства и их отдельные устройства.

Последовательность и взаимная увязка работ по проходке тоннеля и сооружению обделки зависят от ряда факторов, из которых главнейшие — инженерно-геологические условия, физические объемы и способы ведения работ.

В тоннелестроении применяют параллельную и последовательную системы организации работ. При параллельной системе работы по проходке и бетонированию совмещают по времени для различных участков тоннеля, при последовательной сначала выполняют проходку на участке большого протяжения (иногда всего тоннеля), а затем на том же участке бетонируют с применением современных средств механизации. Первая система, более распространенная, обеспечивает закономерное чередование тоннелестроительных процессов с наименьшим сроком стояния выработки на временных креплениях, но требует несколько больших материалов и людских ресурсов.

Другую систему применяют как исключение в монолитных скальных породах при небольшой длине и малых размерах поперечного сечения тоннеля, хотя она и имеет некоторые преимущества в части сокращения затрат по энергии, рабочей силе и оборудованию; основной недостаток второй системы — большой срок строительных работ.

Бетонную смесь готовят, как правило, вне тоннеля при расположении бетонозавода у портала или штольни. Благодаря размещению завода обычно на косогорных участках материал подают с использованием силы тяжести по схеме: бункеры — дозаторы — бе-

тономешалки — бункеры — транспортные сосуды. В случае расположения завода на горизонтальном участке подача материалов несколько усложняется из-за необходимости их двукратного подъема и опускания. В редких случаях располагают передвижные бетонные заводы без бункеров и дозаторов непосредственно в тоннеле, что может быть целесообразно при больших поперечных размерах тоннеля и при проходке в крепких скальных породах, которые могут быть использованы в качестве заполнителя.

При наличии в тоннеле большого фронта бетонных работ доставка бетонной смеси наиболее целесообразна насосами или при помощи пневмобетонукладчика.

Чтобы бетонная смесь не расслаивалась во время перегрузки и сотрясений, способ подачи смеси нужно выбирать с учетом того, чтобы этот процесс занимал не более 50 мин при $+20^{\circ}\text{C}$ и 40 мин при более высокой температуре воздуха.

Бетонирование обделок в мягких породах

В обычных условиях ведения горно-тоннельных работ в мягких породах бетонную смесь подают к месту укладки в специальных вагонетках емкостью $0,25\text{ м}^3$. Затем ее выгружают на стальной или деревянный боек и укладывают за опалубку радиальными слоями толщиной 20—30 см с тщательным вибрированием (осадка конуса смеси 5—7 см). Замковую часть свода шириной около 1 м бетонировать в продольном направлении.

Все виды монолитных тоннельных обделок требуют для своего возведения устройства кружал, лекал и опалубки. Это строительное оборудование изготовляют на поверхности, выверяют и собирают в отдельные элементы, удобные для доставки на место работ. Кружала и лекала могут быть стальными и деревянными. Стальные кружала изготовляют из двутавровых или швеллерных балок, составляемых из двух и более частей и соединяемых между собой накладками на болтах, а в отдельных случаях — в виде клепаных или сварных ферм.

Деревянные кружала изготовляют из косяков, вытесанных или выпиленных из досок толщиной от 5 до 7 см и шириной 20—27 см. Косяки соединяют между собой в три слоя со стыками вразбежку. Наружные стыки перекрывают накладками из полосовой стали толщиной 6—8 мм и соединяют болтами диаметром 16—20 мм. Около концов внутренних косяков ставят болты, стягивающие все три слоя досок. Наименьшая ширина косяков 12—15 см. Косяки рассчитывают на изгиб от собственного веса обделки и горного давления. За расчетный пролет принимают длину косяка, причем внутренний слой в расчет не вводят. Кружала располагают вдоль кольца на расстоянии 1,0—1,2 м одно от другого и поддерживают снизу системой стоек. Между прогонами и кружалами, а также в продольном направлении ставят короткие распорки, обеспечивающие геометрическую неизменяемость системы. Элементам кру-

жал дают запас на осадку, составляющий 5—7 см в ключе и уменьшающийся в пятах до нуля.

Для опалубки применяют доски или бруски толщиной 5—7 см и шириной 5—13 см для бетонной кладки сплошь строганные, а для бутовой — вразбежку нестроганные.

В случае применения естественного камня бутовую кладку сводов, выводимую под лопатку с тщательным заполнением швов раствором и расшебенкой, нужно вести с выравниванием отдельными рядами по радиальным плоскостям. Это может быть достигнуто подбором и приколом камня. Наименьшие размеры камней: высота 18 см, ширина 20 см, длина 30 см. Наибольшая толщина внутреннего шва — 6 см.

Предел прочности камня на раздавливание — не менее 300 кг/см². Камень должен быть однородной структуры, без трещин и прослоек посторонних пород, невыветривающийся и морозостойкий. Цементный раствор должен иметь прочность $R_{28} = 90 \text{ кг/см}^2$ при активности цемента 300 кг/см² и составе 1 : 3. Песок должен быть чистым, крепких изверженных пород, с содержанием пылевидных частиц не более 5%, величиной зерен не более 7 мм, не мерзлым. Цементы необходимы с активностью и в количествах, обеспечивающих достаточную прочность и плотность бетона¹. Минимальное содержание цемента в бетоне должно быть не ниже 240 кг на 1 м³ бетона. Цементы применяют обыкновенные и сульфатостойкие, а также с активными (гидравлическими) добавками (при марке бетона не выше 200). Вяжущие нужно выбирать с учетом агрессивности воды — среды, которая может воздействовать на отделку; обычно в сухих выработках применяют портландцемент, в мокрых — пуццолановый портландцемент.

Необходимо также предусматривать меры против вымывания бетона, например, нагнетанием в пустоты за отделкой цементного раствора или битумной эмульсии. В особых случаях при значительном притоке воды можно применять подводное бетонирование. При бетонировании фундаментов и стен допускают использование до 30% бута с расстоянием между отдельными камнями не менее 20 см. Гравий и щебень должны быть промыты и иметь наибольшую крупность зерен 80 мм, засоренность — не более 1%. Прочность каменных материалов должна по меньшей мере в 1,5 раза превышать прочность бетона.

Бетонирование отделок в скальных породах

Наиболее механизированный способ бетонирования возможен при возведении отделок в скальных породах, выработку в которых можно закреплять штанговой или контурной крепью или вовсе оставлять без крепления. В этих случаях бетонную смесь подают и

¹ Технические условия на производство бетонных и железобетонных работ при строительстве тоннелей (ТУ Т10-56, Минтрансстрой).

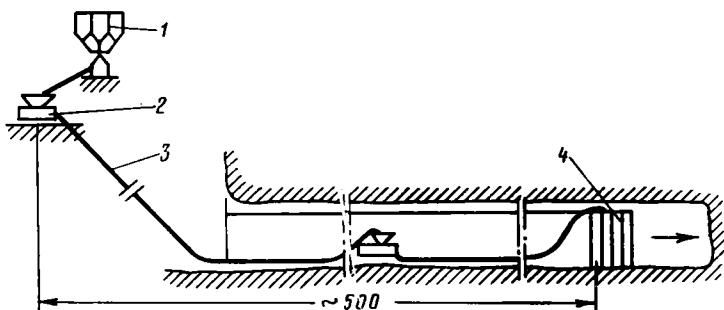


Рис. VI.31. Схема расположения бетононасосов:

1 — бетонозавод; 2 — бетононасосы; 3 — бетоновод; 4 — опалубка

укладывают при помощи бетононасосов и бетоноукладчиков. Бетононасосы используют производительностью 10 и 20 м³/ч. Дальность подачи достигает 250 м при высоте подъема до 30—40 м. Наибольшая возможная дальность подачи при двух последовательно расположенных насосах может быть доведена до 500 м (рис. VI.31).

Таким образом, при длине тоннеля до 1000 м все бетонные работы, включая укладку смеси за опалубку, могут быть выполнены бетононасосом с двух порталов. При больших протяжениях тоннелей применяют комбинированную доставку смеси — в вагонетках от портала до места укладки и далее при помощи бетононасоса или пневмобетоноукладчика. В этих случаях наиболее целесообразно применение стальных подвижных кружал с опалубкой. Смесь пластичной концентрации (осадка конуса 10—12 см) подают по бетоноводу диаметром 150—200 мм.

В современный период развития тоннелестроительной техники монолитные бетонные обделки возводят на базе комплексной механизации. В отечественной практике успешно применяют комплексы двух типов (рис. VI.32).

Первый комплекс (см. рис. VI.32, а) состоит из стальной шарнирно-складывающейся опалубки 5, монтажной тележки 6, тележки 4 с бетоноукладочной машиной, имеющих собственный электрический привод, бетоновозки 3 для перемещения смеси. Монтажная и бетоноукладочная тележки перемещаются по рельсовому пути. Для возможности установки шарнирной опалубки и приведения ее в проектное положение применяют находящиеся на монтажной тележке домкраты: два верхних качающихся домкрата и два горизонтальных, соединенных шарнирно с опалубкой. На той же тележке имеется электрическая двухбарабанная лебедка, необходимая для складывания нижних элементов опалубки. На бетоноукладочной тележке находятся: консольный кран, пневмобетононагнетатель, ресивер, гаситель и бетоновод, расположенные на жесткой выносной стреле.

Опалубка состоит из 10 секций длиной по 2 м, а каждая секция — из шести шарнирно-соединенных элементов. Опалубка может быть сложена до габаритов, меньших внутреннего очертания опалубки, установленной в рабочем положении; это позволяет перемещать сложенный комплект под смежными секциями. Бетонирование ведут на расстоянии от забоя (50 м и более), необходимом для удобного размещения и использования проходческого и бетоноукладочного оборудования.

Весь головной участок тоннеля на этой длине закрепляют анкерной или контурной крепью, оставляющей свободным поперечное сечение тоннеля для расположения буровой рамы 2 и погрузочной машины 1.

Второй комплекс (см. рис. VI.32, б) состоит из сборно-разборной опалубки 6, головного 7 и хвостового 8 перестановщиков, бетоноукладочной установки 4, контейнеров для бетонной смеси, отступающих на достаточное расстояние от забоя и обеспечивающих независимость выполнения всех основных работ. В головной части строящегося тоннеля располагают буровую раму 2 и погрузочную машину 1.

Для обеспечения высокого качества конструкции бетонная смесь должна быть однородной и достаточно подвижной, для этого продолжительность основного перемешивания увеличивают на 15—25%, а до подачи в конструкции смесь дополнительно перемешивают воздухом, подаваемым из передвижных воздухосборников. К месту работ смесь нужно подавать в контейнерах или в передвижных пневмонагнетателях без перегрузки и предохранять ее от термовлажностных колебаний.

Бетонную смесь обычно подают непрерывно при помощи бетононасосов (рис. VI.33, а) и бетононагнетателей (рис. VI.33, б) и, как правило, по двум бетоноводам в обе стены обделки на высоте 2—2,5 м от уровня их пят. После бетонирования нижней части стен переходят такими же участками по высоте до уровня пят свода

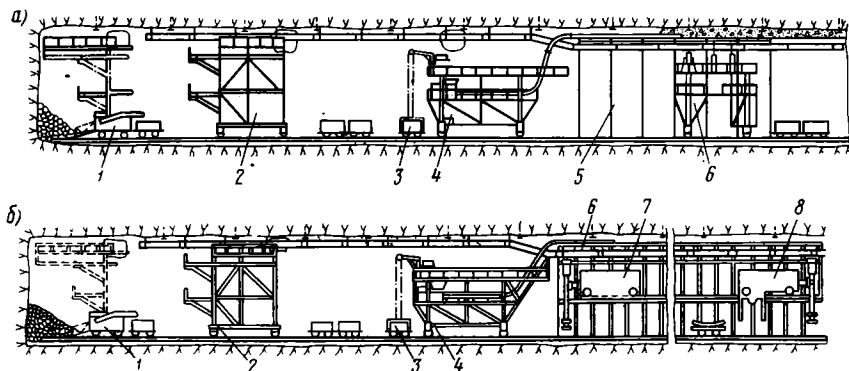


Рис. VI.32. Схемы возведения монолитной обделки

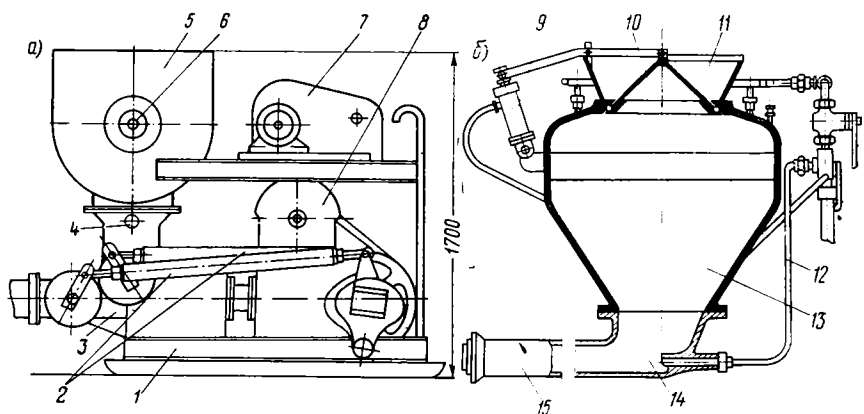


Рис. VI.33. Бетононасос и бетононагнетатель:

1 — рама; 2 — тяги клапанов; 3 — насосная часть; 4 — вал побудителя; 5 — приемный бункер; 6 — вал смесителя; 7 — привод смесителя и побудителя; 8 — главный привод; 9 — пневмоцилиндр; 10 — конусный затвор; 11 — загрузочная воронка; 12 — воздухопровод; 13 — резервуар; 14 — рабочая камера; 15 — бетоновод

с соответственной перестановкой бетоноводов. При бетонировании свода используют один бетоновод, помещаемый в верхней части. При более подъемистых сводах для бетонирования всей обделки можно подавать смесь только по верхнему бетоноводу. Во всех случаях необходимо заглублять устье бетоновода в смесь, что обеспечивает обжатие ее и предотвращает динамическое воздействие на опалубку. Смесь нагнетают в свод до тех пор, пока давление на выходе из бетоновода не достигнет 2 атм, для чего к последнему звену бетоновода подключают сжатый воздух. После этого бетоноукладочную тележку передвигают вместе с бетоноводом примерно на 1 м в сторону забоя. Бетонирование участка тоннеля прекращают, когда смесь в шельге свода будет на расстоянии 0,5 м от торца опалубки.

Выстойку бетона в опалубке нормируют по СНиП (распалубочную прочность бетона принимают в 75% от предела прочности бетона на сжатие; однако экспериментальные данные позволяют снизить до 50%). После выстойки одного участка бетонируют следующий. Длину участка бетонирования устанавливают проектом в соответствии с циклом проходческих работ и производительностью машинного оборудования. В конце последней секции опалубки помещают торцовое ограждение, препятствующее выпуску бетонной смеси.

Поверхности опалубок, соприкасающиеся с бетоном, необходимо тщательно очищать и смазывать для облегчения распалубки. В качестве смазок применяют суспензию водонепроницаемого расширяющегося цемента (ВРЦ) в масле, петролатумкеросиновые составы, известковое молоко и т. п.

Бетоноводы и бетоноукладчики периодически очищают сжатым воздухом и промывают.

Особое внимание нужно обращать на соблюдение правил по технике безопасности, в частности нельзя допускать работы в пространстве между породой и опалубкой, которое может соответствовать закрепленной горной выработке только при условии его крепления в полном соответствии с проектом. Все технологические тележки должны быть оборудованы прочными ограждающими перилами на высоте более 1,5 м. Все рабочие места нужно обеспечить равномерным освещением интенсивностью не менее 50 лк.

Набрызг-бетон

Набрызг-бетон отличается от обычного бетона технологией укладки, повышенным содержанием цемента, более тщательным подбором гранулометрического состава и применением специальных добавок.

Качество приготовляемой смеси и бетонных работ контролируют технический персонал строительного объекта и инспекция по качеству работ. В их обязанность входит также надзор за изготовлением, перемещением и укладкой смеси, за соблюдением проектных размеров конструкции отделки.

Набрызг-бетон наносят на породу (при помощи сжатого воздуха) в виде смеси цемента, заполнителей мелких и крупных фракций, воды, а также ускорителя схватывания и твердения. После быстрого набора прочности полученный таким способом набрызг-бетон становится средством крепления горных выработок. Процесс образования набрызг-бетона происходит последовательно. Вначале к поверхности породы прилипают только более легкие цементные частицы, смоченные водой, затем образуется постепенно возрастающая по толщине пленка, к которой приклеиваются частицы песка и заполнителя более крупных фракций. Во время нанесения сухой смеси происходит послойное равномерное уплотнение материала под действием вылетающей из сопла струи. Это способствует активизации цемента, повышению сцепления, увеличению плотности, прочности и водонепроницаемости.

При помощи набрызг-бетона могут быть выполнены экономически эффективные не только временные, но и постоянные крепи тоннелей. В условиях нарушенных скальных пород его применяют в сочетании со штанговой или арочной крепью. Для увеличения прочности крепи набрызг-бетон наносят в несколько слоев по стальной сетке, закрепленной между стальными арками или штангами.

Через 3—4 ч в непосредственной близости от места бетонирования таким способом можно вести взрывные работы.

К достоинствам набрызг-бетона относится универсальность его применения во многих областях строительства подземных сооружений с целью: быстрого и механизированного закрепления горных выработок, обеспечивающих безопасность работ; усиления крепей в зонах повышенного давления; прекращения осадочных деформаций массива; уплотнения трещиноватых пород; создания водоне-

проницаемых покрытий и уменьшения размеров поперечного сечения выработки.

Затворение сухой смеси водой непосредственно перед ее нанесением позволяет применять быстросхватывающиеся цементы и, следовательно, получать более толстые слои набрызг-бетона. Готовый набрызг-бетон имеет больше цемента, чем исходная сухая смесь, вследствие расслоения смеси при ударе и некоторого отскока заполнителя.

Уменьшение усадочных деформаций набрызг-бетона может быть достигнуто интенсивным увлажнением или покрытием его поверхности водонепроницаемыми пленками из эпоксидной смолы или полиэтилена. Для придания набрызг-бетону внутренней ровной поверхности целесообразно применять при проходке тоннеля метод гладкого взрывания.

Для подземных условий применяют набрызг-бетон марки 300—400, а цемент более высоких марок. Ускорение схватывания и твердения набрызг-бетона обеспечивают специальными цементами либо введением в сухую смесь или в воду затворения специальных добавок-ускорителей.

Применяют быстротвердеющие цементы (БТЦ), у которых $R_3 = 300 \text{ кг/см}^2$ и $R_1 = 240 \text{ кг/см}^2$; глиноземистые цементы, имеющие $R_3 = 300 \text{ кг/см}^2$ и $R_1 = 250 \text{ кг/см}^2$; водонепроницаемые расширяющиеся цементы (ВРЦ) тех же марок и особо быстротвердеющий цемент (ОБТЦ), обладающий $R_3 = 700 \text{ кг/см}^2$ и $R_1 = 300 \text{ кг/см}^2$. При отсутствии указанных цементов используют обычные с добавками-ускорителями.

По технологическим признакам добавки разделяют на жидкие и сухие. Жидкие добавки вместе с водой затворения подают от специального напорного бака, а сухие вводят непосредственно перед использованием сухой смеси, обеспечивая равномерность состава дополнительным перемешиванием. К жидким добавкам относят: хлористый кальций, жидкое стекло, алюминат натрия; к сухим — добавки ОЭС, фтористый натрий.

Хлористый кальций применяют в зимнее время в сочетании с хлористым натрием в количестве, определяемом по местным условиям в зависимости от толщины конструкции и температуры среды при бетонировании сухих поверхностей. Эта добавка обеспечивает начало схватывания через 10—15 мин.

Жидкое стекло, получаемое в результате растворения натриевого или калиевого силиката, применяют как добавку при нанесении набрызг-бетона на фильтрующие поверхности; сроки схватывания — несколько меньшие. Алюминат натрия применяют в виде раствора, добавляемого в воду затворения. Такая добавка в 2—5% от веса цемента снижает начало схватывания до 7—10 мин, повышает сопротивляемость размыву свежих растворов и бетонов, а также уменьшает их водопроницаемость. Добавка ОЭС, разработанная институтом Оргэнергострой, имеет в своем составе тонкомолотые спек алюмината и феррита натрия в определенном соотношении,

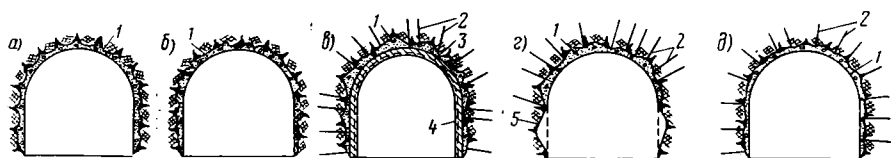


Рис. VI.34. Схемы крепей:

а — выравнивание породы набрызг-бетоном; б — крепь в слоистой породе; в — набрызг-бетон в сочетании со штанговой крепью и сеткой; г — набрызг-бетон в сочетании со штанговой крепью; д — набрызг-бетон в сочетании со штангами (по СНиП);

1 — покрытие из набрызг-бетона; 2 — штанги; 3 — сетка; 4 — второй слой набрызг-бетона; 5 — гладкий скол

вводимый в сухую смесь; применяют в условиях фильтрующих поверхностей.

Введение добавки ОЭС в количестве 3—4% веса цемента обеспечивает конец схватывания 3—5 мин. Фтористый натрий, вводимый в сухую смесь в количестве 1—2% от веса цемента, обеспечивает конец схватывания через 2—3 мин.

Для ускорения процесса схватывания нужно принимать водоцементное отношение 0,4—0,5.

Процесс схватывания и твердения наиболее интенсивен при относительно высоких температурах воздуха и воды затворения. Так, например, температурный перепад от 16 до 10°С замедляет окончание схватывания почти в 2 раза.

Заполнителями для набрызг-бетона служат песок, гравий (или щебень) и естественные гравийно-песчаные смеси. Наибольшая крупность зерен заполнителя — 30 мм и оптимальная влажность — 4—7%.

Крепь из набрызг-бетона, применяемая в сильнотрещиноватых породах средней крепости, обычно по толщине не превышает 15 см, в более крепких породах — 3—5 см и при защитном покрытии от выветривания — 3 см.

Стальные сетки, применяемые в сочетании со штанговой и арочной крепями, имеют проволоку диаметром 4—6 мм с ячейками не менее 100×100 мм.

Для увеличения (примерно на 30—40%) несущей способности такой крепи, ее выполняют в два приема. Сначала непосредственно по породе наносят слой набрызг-бетона не более 5 см, затем устанавливают короткие монтажные анкеры, к которым подвешивают стальную сетку, и наносят новый слой той же толщины.

Крепь из набрызг-бетона (рис. VI.34) в сочетании с сеткой и штангами может быть отнесена к числу основных. Экономическая эффективность применения набрызг-бетонной крепи выражается в снижении стоимости на 25—20% по сравнению с обычной бетонной. При этом имеет большое значение контурное (гладкое) взрывание.

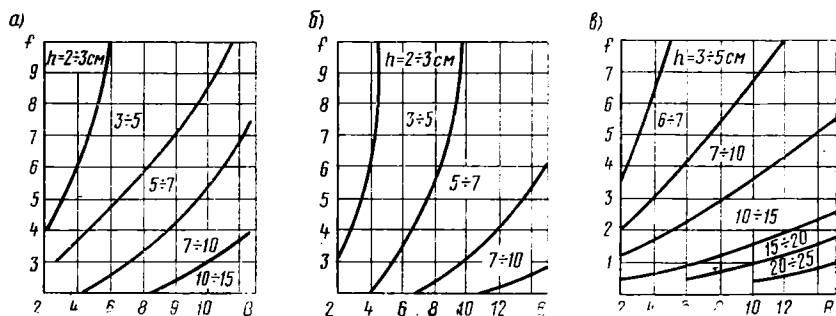


Рис. VI.35. Зависимость толщины покрытия h от коэффициента крепости породы и ширины выработки B (в м) для различных конструкций крепи: a — набрызг-бетон; $б$ — набрызг-бетон в сочетании с арками; $в$ — набрызг-бетон в сочетании со штанговой крепью

Толщину h покрытия из набрызг-бетона можно определить на основе теории изгиба прямоугольных пластин, нагруженных равномерной нагрузкой q , по формуле

$$h = 1,3ka \sqrt{\frac{q}{R_p}}. \quad (\text{VI.4})$$

где 1,3 — коэффициент для учета увеличения горного давления;

a — шаг крепи, равный для набрызг-бетона 1 м;

k — коэффициент, определяемый в зависимости от типа и шага крепи (набрызг-бетон — $k=0,35$; штанги и набрызг-бетон $k=0,25$ при $a=0,8—1,5$ м, арки и набрызг-бетон $k=0,35$ при $a=0,9—1,92$ м);

q — горное давление, Т/м^2 ;

R_p — расчетное сопротивление набрызг-бетона растяжению, равное 11,5; 13,5 и 15,5 кг/см^2 при проектных марках набрызг-бетона соответственно 300, 400 и 500 кг/см^2 .

Для предварительного определения толщины покрытия из набрызг-бетона могут быть использованы графики (рис. VI.35), разработанные Л. Георгиевым.

Постоянные обделки, выполняемые из набрызг-бетона, могут быть рассчитаны как обычные конструкции.

Для нанесения набрызг-бетона применяют специальные машины, подающие при помощи сжатого воздуха сухую смесь по трубам к месту ее затворения водой в конце магистрали и набрызгивающие раствор на покрываемую поверхность. Под непрерывным воздействием струи сжатого воздуха наносимый набрызг-бетон послойно уплотняется и утрамбовывается.

Машины для набрызг-бетона могут быть трех типов по принципу подачи сухой смеси: камерные, со шлюзовым барабаном, шнековые.

В отечественной практике нашли преимущественное применение камерные машины (БМ-60, СБ-66). Машина этого типа (рис. VI.36) состоит из двух камер, имеющих затворы 2 и 4. В верхнюю коническую камеру 3 загружают сухую смесь через воронку 1; в это вре-

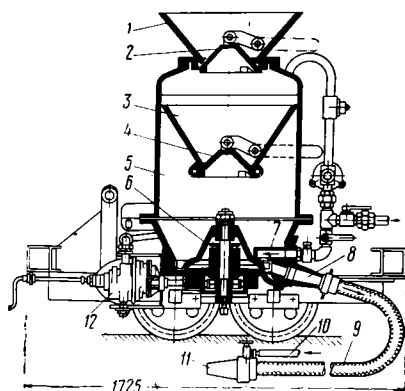


Рис. VI.36. Камерная машина

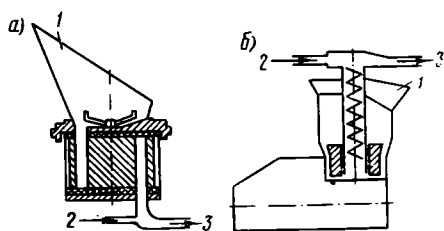


Рис. VI.37. Машины для нанесения набрызг-бетона:

1 — подача сухой смеси; 2 — подвод сжатого воздуха; 3 — подача материала к соплу

мя нижняя камера 5, ранее заполненная смесью, находится под давлением сжатого воздуха. Тарельчатый барабан 6, вращаемый двигателем 12, равномерно распределяет сухую смесь, выдуваемую сжатым воздухом через патрубок 8 в шланг 9 и далее через сопло 11, где происходит затворение смеси водой. Сжатый воздух подают по трубе 7, а воду — по шлангу 10. Для непрерывности действия машины служит верхняя (шлюзовая) камера, отделенная от нижней клапаном, сообщающим обе камеры после выравнивания в них давления сжатого воздуха: при этом смесь заполняет нижнюю камеру, и цикл повторяется. Производительность двухкамерных машин 3—8 м³/ч при расходе сжатого воздуха 8—10 м³/мин.

В машинах со шлюзовым барабаном (рис. VI.37, а) рабочим органом служит вертикальный барабан с цилиндрическими ячейками. Сухую смесь загружают в открытый бункер машины, откуда она поступает в ячейки шлюзового барабана. Порции сухой смеси поступают в рабочую камеру машины под действием собственного веса и струи сжатого воздуха в период совпадения соответствующих выходных отверстий ячеек при вращении барабана. В шнековых машинах (рис. VI.37, б) сухая смесь поступает в открытый бункер, в середине которого находится вертикальная труба с расположенным в ней шнеком. Внизу бункера находятся лопасти, подающие смесь к шнеку; отсюда она поступает в материальный шланг в нагнетательную камеру и далее — струей сжатого воздуха.

Организация работ по нанесению набрызг-бетона зависит от общей организации тоннельных работ, размеров сечения выработки и назначения покрытия (временного или постоянного). Для временного покрытия набрызг-бетон наносят непосредственно за проведением выработки, включая эту операцию в состав проходческого цикла. В случае постоянного покрытия набрызг-бетон наносят с оставанием от забоя. Работы по нанесению набрызг-бетона могут быть совмещены с другими операциями.

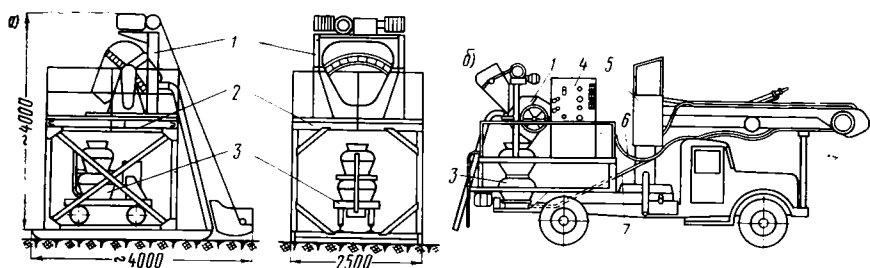


Рис. VI.38. Установки для нанесения набрызг-бетона:

1 — бетономешалка; 2 — передвижная металлическая эстакада; 3 — машина для нанесения набрызг-бетона; 4 — пульт управления; 5 — кабина; 6 — водяной шланг; 7 — материальный шланг

Схема комплекса (рис. VI.38, а) для нанесения набрызг-бетона в тоннелях большого сечения состоит из смесителя (бетономешалки) со скиповым загрузочным ковшом и машины для набрызг-бетона, установленных на двухъярусной эстакаде. Сухую смесь приготавливают на заводе, а в тоннеле ее дополнительно перемешивают с добавкой-ускорителем. Для набрызга на поверхность породы используют передвижные подмости; применяют оборудование (рис. VI.38, б), смонтированное на шасси автомобиля МАЗ-500.

Перспективное направление механизации — применение специальных агрегатов для выполнения всего комплекса работ. Например, применение самоходной тележки на гусеничном ходу с размещенными на ней расходными контейнерами для материалов с дозаторами, баком для воды, смесителем и рабочим органом машины для набрызга раствора с манипулятором для управления соплом.

Работы по нанесению покрытия из набрызг-бетона включают подготовку поверхности, приготовление смеси, набрызг и уход за покрытием. Скальную поверхность обирают и промывают струей воды со сжатым воздухом. Для увеличения сцепления набрызг дают на увлажненную поверхность равномерными слоями толщиной 3—7 см при оптимальном расстоянии сопла в 100—120 см и его кругообразном движении. Каждый последующий слой наносят через 20—30 мин. Оптимальное водоцементное отношение составляет 0,4—0,5. Пластичность материала регулируют соответствующей подачей воды. Оптимальная скорость вылета смеси из сопла 80—120 м/сек. Длину участка бетонирования выбирают такой, чтобы закончить и закрепить выработку в течение смены. Работы ведут снизу вверх, начиная со стен, до замыкания в своде; в первую очередь заполняют все углубления в породе и выравнивают поверхность до навешивания сетки. Как правило, набрызг-бетон наносят в два слоя (до и после армирования) с переменным углом наклона сопла и с использованием специальных насадок различных размеров и формы. Наиболее распространены насадки длиной 200—400 мм и диаметром 50 мм. Уход за набрызг-бетоном заключается

в смачивании покрытий через 6—10 ч после нанесения, в течение трех суток не реже двух раз в сутки.

Производительность работ по нанесению набрызг-бетона бригадой в 5 человек составляет 8—9 м² покрытия в смену.

Требования охраны труда обязывают строго соблюдать как общие указания по технике безопасности, так и специальные — тщательный надзор за состоянием материальных и воздушных труб. Кроме того, сопловщик должен быть обеспечен очками и резиновой спецодеждой. Особая осторожность нужна при работе с добавками-ускорителями, образующими при гидролизе едкие щелочи.

Нагнетание растворов на обделку

Основное назначение нагнетания — заполнение пустот за обделкой с целью: уменьшения деформаций обделки и предупреждения осадок подземных и надземных сооружений, создания равномерного горного давления, возникновения пассивного отпора со стороны породы, улучшения статической работы обделки и повышения ее водонепроницаемости.

Нагнетание, подразделяемое на первичное и контрольное, выполняют последовательно при сооружении всех обделок, за исключением прессованных монолитных, возводимых механизированным способом, когда требуется только контрольное нагнетание. При проходке тоннелей в плавунных и водонасыщенных песчаных средах необходимости в нагнетании, как правило, нет.

Для первичного нагнетания используют цементно-песчаные растворы, состав которых подбирают в зависимости от обводненности обделки. При монолитных необводненных обделках обычный состав раствора 1:2 (по весу) с добавкой, которой может быть одна из следующих: бентонитовая глина (3% от веса цемента) для придания раствору нерасплаиваемости и водонепроницаемости; мылонафт (0,1%) — для уменьшения водопоглощения и усадки раствора; хлористый кальций (2,0%) — для ускорения схватывания раствора и ускорения набора прочности; полимерные добавки (0,3%) с отвердителями — для пластификации раствора и устранения микротрещин. При обводненных обделках состав раствора — 1:2 с добавкой из: алюмината натрия (3%) — для ускорения загустевания раствора; асбеста кризолитового (10%) — для уменьшения распадаемости и повышения водонепроницаемости; хлористого кальция (2%) — для ускорения схватывания.

Контрольное нагнетание проводят цементным молоком с теми же добавками для необводненных условий и с полимерными добавками (1,2%) или хлористым кальцием (2%) — для обводненных.

Цемент для нагнетания подбирают в зависимости от агрессивности воды (активностью 400—500 кг/см²). Песок просеивают через сито с отверстием 5 мм; как исключение, можно применять отходы, получаемые при промывании дробленой породы. Цемент и песок подают к месту работ в закрытых сосудах — контейнерах и приго-

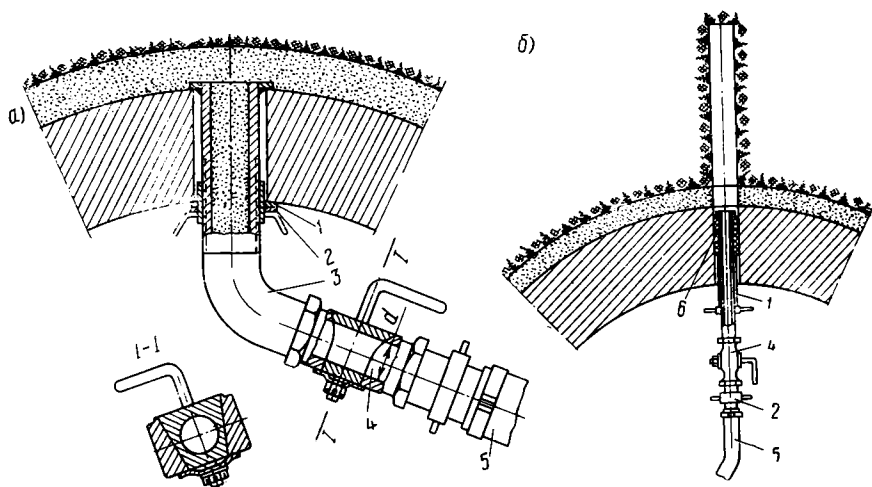


Рис. VI.39. Инъекторы:

1 — прокладка; 2 — муфта; 3 — патрубок; 4 — кран; 5 — шланг; 6 — резиновый уплотнитель

товляют раствор не ранее чем за 30 мин перед нагнетанием. При подаче готового раствора необходимо дополнительное перемешивание.

Загружать смеситель материалами для нагнетания рекомендуется в такой последовательности: сначала воду, ускоритель твердения, отвердитель и полимерную добавку и, наконец, цемент и песок. Смесь перемешивают непрерывно после введения ускорителя до выпуска в нагнетатель.

Для первичного нагнетания применяют пневморастворонагнетатели периодического действия с непрерывным перемешиванием, а для контрольного — растворонасосы и плунжерные насосы механического действия.

Давление первичного нагнетания 4—5 атм, а контрольного — 6—7 атм.

Скважины в обделке для нагнетания раствора могут быть выполнены двумя способами: при возведении монолитной обделки установкой стальных трубок с резьбой на конце, диаметром 40—50 мм и длиной, большей на 5—8 см толщины обделки, или после сооружения обделки бурением скважины того же диаметра. Скважины следует размещать в шахматном порядке. Нагнетаемый раствор подают по резиновым шлангам к инъекторам различной конструкции с пробковыми кранами, имеющими диаметр отверстия одинаковый с диаметром шлага. При наличии трубки инъектор присоединяют к ней на резьбе при помощи муфты (рис. VI.39, а), а при отсутствии трубки — посредством патрубка с резиновым уплотнителем (рис. VI.39, б).

Первичное нагнетание выполняют за стены и свод после распалубки обделки по всему контуру на участке длиной 20—30 м. Последовательность работ (рис. VI.40) должна обеспечивать равномерность распространения раствора за обделкой. Поэтому раствор нагнетают одновременно за обе стены в скважины, расположенные продольными рядами (через один), начиная с нижнего I, III, V, превышающего уровень лотка тоннеля на 1 м. Нагнетание проводят до отказа при давлении 4 ати постепенно в каждую скважину ряда по всей длине участка. По окончании первичного нагнетания за стены нагнетают за свод в скважины, расположенные поперечными кольцевыми рядами (через ряд), начиная с крайнего (I-3, I-5), от пяты к замку на всем протяжении участка.

К работам по контрольному нагнетанию приступают после отвердения раствора первичного нагнетания (не ранее чем через 48 ч) на расстоянии 50 м от забоя. Последовательность выполнения работ по контрольному нагнетанию за стены и свод (в скважины с четными номерами) полностью соответствует циклу первичного нагнетания. Нагнетание в каждую скважину заканчивают при отказе и выдержке в течение 15 мин, под давлением 4 ати.

При сооружении обделки тоннеля по частям (свод стены) соответственно проводят оба цикла нагнетаний.

После окончания работ скважины заполняют раствором на всю их длину, а выступающие концы труб срезают и оштукатуривают.

Качество проведенных работ по нагнетанию растворов контролируют, проверяя отсутствие пустот за обделкой при помощи стального шупа через разбуриваемые скважины, а также нагнетая цементное молоко через дополнительные пробуренные скважины. Работы принимают по акту при удельном водопоглощении не более 0,01 л/мин.

Проведенные работы по каждой скважине в отдельности учитывают на основе журнала работ, эскизов расположения скважин

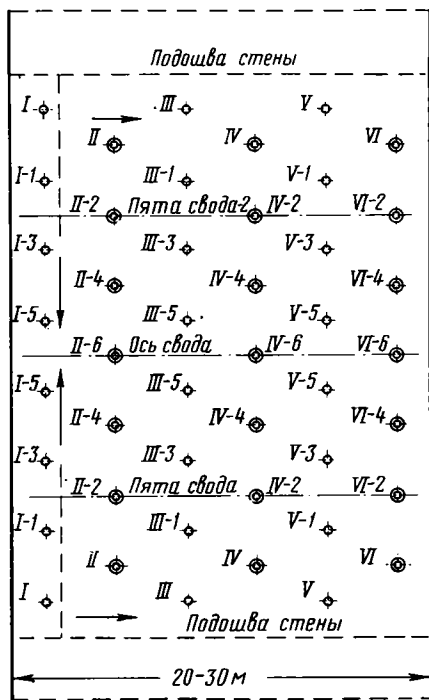


Рис. VI.40. Схема расположения скважин:

I — VI — номера по кольцам;

1—6 — последовательность нагнетания

и описаний процесса нагнетания. В конце работ составляют подробный технический отчет с необходимыми приложениями, характеризующими условия и принятую технологию работ, а также расход материалов.

Так как процесс нагнетания проводят с применением сжатого воздуха, необходимо обеспечивать безопасную эксплуатацию агрегатов, труб и шлангов, для чего их нужно испытать под давлением, превышающим проектное в 1,5 раза. Растворонагнетатели подлежат регистрации в инспекции котлонадзора; ответственность за их состояние несет лицо, назначаемое приказом начальника строительства. Кроме того, необходимо обеспечивать надежность крепления инжекторов в скважинах и плотность закрытия отверстий. Все вспомогательные устройства должны соответствовать проекту и быть приняты по акту технической комиссией. Все рабочие, связанные с нагнетанием, должны иметь удостоверения на право работ, должны быть снабжены очками с небьющимися стеклами, резиновыми перчатками и спецодеждой, а при работах с полимерами — масками-респираторами.

Гидроизоляция монолитных обделок

Для предотвращения доступа воды из окружающих пород в тоннелях применяют конструктивные и производственные меры: возведение водонепроницаемой обделки; создание защитного водонепроницаемого слоя; осушение зоны породы, прилегающей к тоннелю; уплотнение материала обделки. Изоляцией могут служить:

1) водонепроницаемая обделка, являющаяся одновременно и несущей конструкцией и получаемая при металлической обделке из тюбингов и специальных составах бетона;

2) жесткая гидроизоляция в виде разного рода водонепроницаемых штукатурок (торкретштукатурка);

3) оклеечная изоляция¹, устраиваемая наклеиванием на изолируемую поверхность водонепроницаемой эластичной мембраны, состоящей из нескольких слоев рулонных материалов (гидроизола, полиэтиленовой пленки, склобита и пр.). Оклеечную изоляцию наружную применяют при открытом способе работ, а внутреннюю — при закрытом;

4) металлическая изоляция — в виде сплошных металлических листов толщиной 3—4 мм, свариваемых между собою;

5) устраиваемые внутри тоннеля защитные водонепроницаемые зонты из железобетона или асбоцементных плит, покрываемых сверху гибкой изоляцией;

6) дренаж для отвода грунтовых вод из зоны расположения тоннеля, получаемый под подошвой тоннеля укладкой дренажных труб или устройством дренажной штольни;

7) химическое уплотнение бетонной и каменной кладки, препятствующее проникновению воды в тоннель.

¹ Технические условия на производство работ по гидроизоляции тоннелей (ТУ Т9-55, Минтрансстрой).

Для изоляции осадочных швов в любой части отделки может быть рекомендована конструкция мембраны из нескольких слоев рулонного материала в виде встречных складок.

Жесткую торкретштукатурку наносят на внутреннюю поверхность тоннеля при помощи торкретпушки пневматического действия (расход воздуха 3—6 м³/мин, производительность 1—1,5 м³/ч, давление воздуха 3—3,5 атм). Сухую смесь цемента и песка (1 : 1,5) увлажняют при выходе из сопла и под давлением до 4 атм набрызгивают на изолируемую поверхность отделки послойно толщиной по 5—12 мм (с выдержкой каждого слоя до схватывания цемента) и общей толщиной торкрета в 20—40 мм.

Материалом служит цемент активностью более 300 кг/см², обычно безусадочный (ВБЦ), и чистый песок с крупностью зерен до 5 мм. При напорах подземных вод выше 2 атм торкретштукатурку армируют металлической сеткой на анкерах. Штукатурку наносят на увлажненную поверхность; влажность торкрета должна быть поддержана при ВБЦ в течение 3 суток, а при портландцементе — в течение 3 недель. Штукатурка такого вида имеет достаточную прочность и обеспечивает практическую водонепроницаемость отделки. В автомобильно-дорожных тоннелях необходимо предусматривать температурные швы с изоляционными компенсаторами. Внутреннюю оклеечную гидроизоляцию выполняют из рулонных материалов, пропитанных или покрытых водонепроницаемыми составами. Материал наклеивают на поверхность отделки при помощи специальной пластичной массы (ГОСТ 2889—51). В оболочках этого типа рулонный материал является как бы арматурой, а пластичная масса — собственно изоляцией.

Такая оболочка обладает свойством пластичности, т. е. способна следовать за деформацией сооружений без нарушения их целостности при высокой водонепроницаемости, даже при большом гидростатическом давлении. Кроме того, эти материалы химически устойчивы и диэлектричны. Оболочки такого типа нашли широкое применение в СССР, в особенности на строительстве метрополитенов.

При укладке гидроизоляции на отвердевшую сухую чистую и ровную поверхность наносят приклеивающую мастику при рабочей температуре ее не ниже 150° С. Каждое полотнище изоляции промазывают мастикой, тщательно затирая шпателем. Обычно изоляцию укладывают в 3—4 слоя, а внешнюю поверхность ее покрывают стяжкой из цементного раствора (1 : 3). Все стыки полотнищ кладут вразбежку со сдвигом не менее чем на 10—15 см.

При большом напоре воды для поддержания гидроизоляционного слоя сооружают внутреннюю оболочку из железобетона, обычно с двойной арматурой.

В последнее время находят применение новые материалы в виде компаундов эпоксидных смол, наносимых на изолируемую поверхность механизированным способом и обладающих стабильными свойствами в условиях переменной температуры и влажности.



При ведении тоннельных работ для всех мест, где могут находиться люди, необходимы приток свежего воздуха, имеющего (в выработке) по объему не менее 20% кислорода и не более 0,5% углекислого газа, и температура не выше 25° С.

Основное мероприятие в борьбе с вредными газами — усиленное проветривание (вентиляция) выработок, интенсивность которого обеспечивают с учетом количества вредных газов и допустимой их концентрации (табл. VII.1). Расчет производят по основному решающему вредному газу, имея в виду возможность комбинированного отравления, т. е.

усиления токсического действия одних газов в присутствии других (например, в присутствии окислов азота отравляющее действие окиси углерода усиливается).

Для перевода концентрации (нормы) газа K_0 в процентах к объему в весовую K_v и обратно можно воспользоваться зависимостью:

$$K_v = \frac{K_0}{100} \cdot \frac{1000M}{22,4} = \frac{K_0 M}{2,24}, \quad (\text{VII.1})$$

где M — грамм-молекула газа;

22,4 — объем грамм-молекулы любого газа при 0° С и давлении 760 мм рт. ст.

Другая задача проветривания — обеспечить надлежащее климатическое условие в забое и выработках, которое определяется совместным влиянием температуры, влажности и скорости перемещения воздуха.

Количество воздуха Q , определяемое по поступлению вредного газа, подсчитывают по формуле

$$Q = K \Delta G \frac{100}{D - C}, \quad (\text{VII.2})$$

где K — коэффициент запаса, равный 1,1—1,5;

ΔG — ожидаемое поступление данного вредного газа, м³/мин;

D — допустимая концентрация газа, %;

C — нормальное содержание газа в поступающем воздухе (для углекислоты оно равно 0,04%, для других газов — обычно 0), %.

Количество воздуха, необходимое для проветривания выработки после взрывных работ, определяют по условной окиси углерода¹:

$$Q = K \frac{Ab100}{D_1 t}, \quad (\text{VII.3})$$

где A — количество одновременно взрываемых ВВ, кг;

b — количество условной окиси углерода, образующейся при взрывании 1 кг ВВ (принимается равным $0,1 \text{ м}^3/\text{кг}$);

D — допустимая концентрация условной окиси углерода, равная $0,02\%$;

t — время проветривания, мин.

Действие вентиляции после допущения в забой рабочих должно продолжаться не менее 2 ч с расходом воздуха не менее $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ на каждого человека, находящегося в тоннеле. Максимальная скорость воздуха в тоннельных выработках не должна превышать 4 м/сек , в исключительных случаях 6 м/сек , а в специальных вентиляционных каналах 15 м/сек . В действующих выработках она не должна быть меньше $0,15$ — $0,25 \text{ м/сек}$. Для проверки качественного состава воздуха и его распределения необходимо проводить не реже четырех раз в месяц периодические замеры количества воздуха и отбор его проб для анализа.

При проходке тоннелей применяют приточную, вытяжную и приточно-вытяжную (в том числе и реверсивную) системы вентиляции. На организацию проветривания благоприятно сказывается наличие сквозного направляющего хода.

Приточная вентиляция (рис. VII.1, а) — довольно распространенный вид; ее применяют при периодическом проветривании выработок после взрыва, а также для длительного воздухообмена в теплое время. Сильная струя воздуха в забое способствует быстрому его проветриванию, но газы распространяются по всей тоннельной выработке.

Расстояние конца вентиляционной трубы от забоя должно быть не более длины зоны действия свободной струи l , определяемой по формуле

$$l = 0,5 \sqrt{S} \left(1 + \frac{1}{2a} \right), \quad (\text{VII.4})$$

где S — площадь сечения забоя;

a — коэффициент, равный для новых труб $0,06$ или для старых — $0,08$.

При вытяжной вентиляции (рис. VII.1, б), применяемой также при взрывных работах и для общего проветривания в обычных условиях в холодное время, воздух вместе с газами забирается у места работ воздуховодом, находящимся на расстоянии от забоя не более $3 \sqrt{S}$ и не более 10 м , а чистый воздух поступает от порталов или шахт. При такой схеме свежий воздух до подхода к месту

¹ Дифференцированный расчет вентиляции после взрывных работ в зависимости от ее системы см. А. И. Ксенофонтова и А. Ф. Воробаев «Проветривание глухих выработок в шахтах». М., ГОНТИ, 1947.

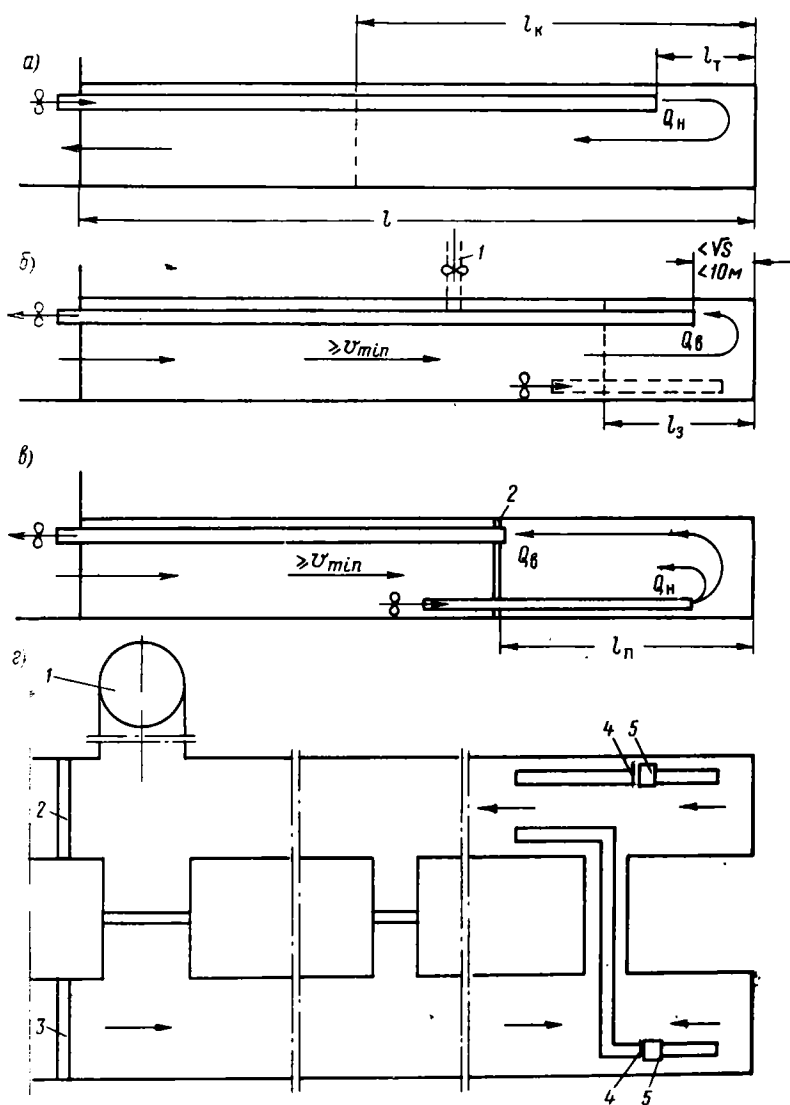


Рис. VII.1. Схемы вентиляции:

1 — ствол шахты; 2 — герметическая перемычка; 3 — герметическая перемычка с вентилятором; 4 — задвижка для регулирования; 5 — вентилятор частичного проветривания

работ сильно загрязняется и, кроме того, часть вредных газов остается в углублениях, пазухах и карманах выработок. Этот недостаток ликвидирует комбинированная система (рис. VII.1, в), предусматривающая применение двух вентиляторов; всасывающего с трубой на всю длину глухой выработки и передвижного нагнетательного с короткой трубой, располагаемого на раме в 30—40 м от забоя.

Эффективна для проветривания забоя после взрыва также и реверсивная система, при которой сначала при опущенном парусе производят вытяжку, а затем на длительный период систему переключают на приток. При наличии сквозного хода комбинированная система может быть осуществлена по схеме проветривания рабочих выработок из основной вентилируемой выработки (рис. VII.1, г). По такой схеме может быть построена и вентиляция верхних выработок из нижней при горном способе работ. Как исключение при проходке без взрывных работ коротких выработок, имеющих выход на поверхность, проветривание можно обеспечить за счет естественной тяги.

Необходимое количество воздуха (в $\text{м}^3/\text{мин}$) для вентилирования выработки после проведения взрывных работ можно определить по формулам:

1) при приточной вентиляции

$$Q_{\text{п}} = \frac{7,8}{t} \sqrt[3]{A (l_{\text{к}} S)^2}, \quad (\text{VII.5})$$

где A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

t — продолжительность вентиляции, мин;

S — площадь сечения забоя, м^2 ;

7,8 — эмпирический коэффициент;

$l_{\text{к}}$ — критическая длина, за пределами которой не влияет взрывание, м;

$$l_{\text{к}} = 450 \frac{A}{S}; \quad (\text{VII.6})$$

2) при вытяжной вентиляции

$$Q_{\text{в}} = \frac{6}{t} \sqrt{AS(75 + A)}; \quad (\text{VII.7})$$

3) при комбинированной вентиляции

$$Q_{\text{к}} = \frac{15,6}{t} \sqrt{Al_{\text{п}} S}, \quad (\text{VII.8})$$

где $l_{\text{п}} < 50 \text{ м}$ — расстояние до перемычки (паруса).

При $l_{\text{п}} \geq 50 \text{ м}$

$$Q_{\text{к}} = \frac{112}{t} \sqrt{AS}. \quad (\text{VII.9})$$

Величину сопротивления движения воздуха (в $\text{кг}/\text{м}^2$ или мм вод. ст.) в выработках (депрессию) определяют по формуле

$$h = \frac{\alpha L P Q^2 m}{F^3}, \quad (\text{VII.10})$$

где L — длина воздуховода, m ;
 F — площадь его поперечного сечения, m^2 ;
 P — его внутренний периметр, m ;
 Q — производительность вентилятора, $m^3/сек$;
 m — коэффициент учета местных сопротивлений в тройниках, отводах, коленах и т. п., обычно равный 1,2—1,3.

$$\alpha = \beta \frac{\gamma}{2g},$$

где β — коэффициент трения;
 γ — стандартный объемный вес воздуха, равный $1,2 \text{ кг}/m^3$;
 g — ускорение силы тяжести, равное $9,81 \text{ м}/сек^2$;

Общий напор равен сумме потерь на всем участке от входа до выхода воздуха. С увеличением длины труб потери довольно быстро растут. Депрессию вентилятора находят как сумму депрессии сети и динамического напора. Динамическую характеристику $h_{дин}$ вентилятора, к. п. д. (η) и режим работы (число оборотов n) находят по универсальным характеристикам вентиляторов (рис. VII.2). По этим характеристикам подбирают вентилятор для заданных условий. Нижняя кривая, исходящая от начала координат, характеризует динамические напоры ($h_{дин}$) при максимальной для данного числа оборотов производительности. Для заданных Q и $h_{ст}$ может быть подобрано несколько вентиляторов, из них необходимо принять наиболее экономичный по затрате мощности. Мощность двигателей N для вентиляторов определяют по формуле

$$N = \frac{QH}{102\eta_v\eta_{пер}}, \quad (VII.11)$$

где η_v и $\eta_{пер}$ — к. п. д. соответственно вентилятора и передачи;
 H — суммарные потери.

В исключительных случаях может быть допущено проветривание выработок сжатым воздухом. Для повышения его эффективности следует концы шлангов оборудовать эжекторами.

При искусственной вентиляции основным оборудованием служат вентиляторы с двигателями и воздуховоды из металлических труб, соединяемых на фланцах. Непосредственно у забоя применяют брезентовые или виниловые трубы.

Для проветривания глухих забоев проходок применяют центробежные вентиляторы низкого и среднего давления, а при наличии основного потока — сочетание осевого и центробежного венти-

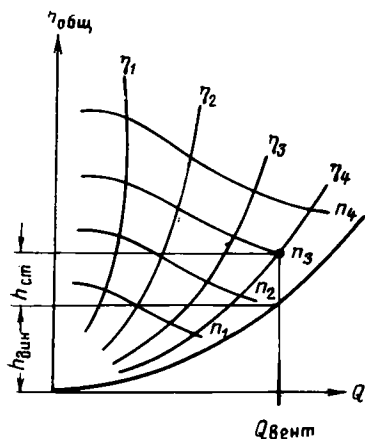


Рис. VII.2. Кривые универсальной характеристики вентиляторов

ляторов. Осевые вентиляторы целесообразны для подачи больших объемов воздуха при невысоких напорах; центробежные — для подачи меньших объемов воздуха с большими напорами. Для проветривания выработок наиболее пригоден вентилятор «Прходка 500-2м» производительностью до $250 \text{ м}^3/\text{мин}$ и напором более 50 мм вод. ст. Параллельной работой вентиляторов увеличивают расход воздуха в сети, а последовательной — напор. В проходках, имеющих два или более выходов на поверхность, используют осевые вентиляторы. Кроме указанных видов проветривания, возможно применение скважин диаметром не менее $500\text{—}600 \text{ мм}$.

При проветривании выработок для предохранения стволов шахт от обмерзания, а также для сушки тоннелей используют осевые вентиляторы с устройством герметических перемычек и вентиляционных дверей.

При отсутствии взрывных работ необходимо подавать в выработку не менее 6 м^3 чистого воздуха на каждого рабочего при наибольшем развитии фронта работ.

§ 33. ВОДООТЛИВ И ВОДООТВОД

При постройке тоннеля нередко требуется обеспечить искусственный водоотлив или естественный водоотвод самотеком. Для организации водоотлива необходимо определить ожидаемую абсолютную водообильность тоннельной выработки (предварительное определение ожидаемого притока воды — см. гл. I).

Более точно приток воды устанавливают только в ходе производства работ. Поэтому при проходке в водообильных породах необходимо иметь известный запас водоотливных средств. По замеренному притоку устанавливают также водоотлив в эксплуатационный период тоннеля. Часовой приток $Q_{\text{ч}}$ определяют по формуле

$$Q_{\text{ч}} = \frac{T_{\text{н}} Q_{\text{н}}}{T_{\text{н}} + T_{\text{з}}}, \quad (\text{VII.12})$$

где $Q_{\text{н}}$ — количество воды, откачанной насосами;

$T_{\text{н}}$ — продолжительность откачки;

$T_{\text{з}}$ — продолжительность заполнения водосборника.

Важная роль в системе водоотлива при производстве работ принадлежит направляющему ходу. При направлении его по подъему воду отводят самотеком по канаве в подошве выработки к portalу или к водосборнику в стволе. Канавы выполняют шириной $40\text{—}60 \text{ см}$ и глубиной $40\text{—}70 \text{ см}$; в слабых породах в них укладывают деревянный лоток, в мягких крепят только стенки, а в скальных оставляют без крепления. При проходке участков тоннеля по скату забои оказываются мокрыми. Для осушения их служит подвижная насосная установка или несколько установок и промежуточные водосборники, откуда воду перекачивают наружу или в центральный водосборник.

Расстояние l между водосборниками вычисляют по формуле

$$l = \frac{h_k}{i_k + i_r}, \quad (\text{VII.13})$$

где i_r и i_k — уклон соответственно выработки и канавы;
 h_k — наибольшая глубина канавы.

При большом притоке воды иногда приходится сооружать для водоотлива самотеком дренажную штольню. Рабочие и резервные насосы основных установок располагают в специальных камерах. Если эти камеры в дальнейшем оставляют для эксплуатации или предназначают для работы на длительный срок, их делают капитальными.

Размеры больших стационарных водосборников определяют в зависимости от часового притока и длительности откачки. Обычно объем водосборника V_b принимают равным $(6 \div 12) Q_{\text{ч}}$.

Для возможности очистки водосборники часто делают сдвоенными, а для отстоя воды устраивают дополнительные резервуары, так называемые помойницы. Для промежуточных установок размеры водосборников обычно небольшие, так что в случае временной приостановки водоотлива допускают частичное затопление выработки.

Передвижные водоотливные установки используют при проходке стволов шахт и выработок с затопленным забоем. В шахтах насосы располагают на подвижной площадке, опускаемой при помощи лебедки. Для этой цели удобны вертикальные центробежные подвесные насосы.

Применяемые в передвижных установках водоотливные средства должны быть пригодны для перекачки жидкостей, содержащих большое количество ила и грязи. Такими средствами служат центробежные электрические насосы, а также пневматические и паровые поршневые насосы. Наиболее удобны для очистки и ремонта электрические насосы, получившие широкое распространение.

Часто для подвижных установок в тоннельных выработках применяют насосы производительностью $60\text{--}120 \text{ м}^3/\text{ч}$ при напоре $15\text{--}20 \text{ м вод. ст.}$ и с электродвигателями закрытого типа с короткозамкнутым ротором. В центральных и стационарных установках применяют преимущественно центробежные насосы. Их расчет (подбор) производится по данным, приведенным в специальной литературе.

Стационарные и большие рабочие установки для простоты обслуживания могут быть оборудованы дистанционным и автоматическим управлением при помощи реле-уровня.

Если имеется опасность прорыва поверхностных и подземных вод, необходимы отвод поверхностных водоемов или меры для уменьшения фильтрации (искусственное закрепление русла, проходка под сжатым воздухом и др.), опережающее бурение в забое или сооружение водонепроницаемых перемычек и экранов.

§ 34. ОСВЕЩЕНИЕ ВЫРАБОТОК ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ РАБОТ

Безопасность работ и производительность труда во многом зависят от освещенности рабочих мест (более 30 лк) и откаточных путей (более 15 лк). Поэтому при сооружении тоннелей все выработки должны быть обеспечены электрическим освещением. Для установления мощности ламп и их расположения в выработках необходимо руководствоваться действующими нормами и правилами техники безопасности, согласно которым напряжение в сети освещения должно быть принято для тоннелей:

- 1) сухих с бетонной обделкой — 36 в;
- 2) сырых с бетонной обделкой, а также для не расчekanенных тоннелей с металлической обделкой и вообще на металлических устройствах (щитах, тележках и пр.) — 12 в;
- 3) сухих с бетонной обделкой и для тоннелей с расчekanенной металлической обделкой — 220 или 127 в с изолированным нейтральным приводом.

Напряжение для всех переносных ламп должно быть 12 в. Осветительную сеть в подземных выработках нужно выполнять из изолированного провода для напряжения 500 в и рудничной арматуры с питанием через сухие понизительные трансформаторы, установленные в выработках. Помимо основного, необходимо предусматривать и аварийное освещение в стволе шахты, в околоточном дворе, во всех подземных камерах и складах, а также в местах пересечения выработок и тоннеля. Аварийное освещение всегда должно быть в подготовленном состоянии и включаться автоматически. Питание сети этого освещения должно проводиться отдельными фидерами и резервироваться от независимого источника тока.

В выработках большой высоты (более 4 м) применяют прожекторы с матовыми стеклами с обязательным заземлением их корпуса, а также аварийное освещение от аккумуляторной батареи. Для обеспечения надежности работы осветительной сети ежеквартально замеряют сопротивление в электропроводке.



ГЛАВА VIII

ТОННЕЛЬНЫЕ ЩИТЫ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ МОНТАЖА ОБДЕЛКИ

§ 35. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ЩИТАХ

Щитовой способ сооружения тоннелей, являясь наиболее эффективным и индустриальным, получил в СССР широкое развитие на строительстве целого ряда метрополитенов и нетранспортных тоннелей (гидротехнических, коммунальных и пр.). Этот способ должен найти еще большее применение и совершенствование, главным образом при проходке в мягких и неустойчивых породах. Особенность щитового способа — ограниченность места расстановки рабочих и необходимость одновременного производства ряда операций

по сооружению тоннеля, что требует строгой увязки всех процессов во времени и высокой механизации их выполнения.

В отличие от обычного горного способа сооружения тоннелей в мягких породах, где между работами по проходке и возведению постоянной крепи (обделки) создается большой разрыв по времени, в щитовом способе эти две основные операции максимально сближены и для данного сечения тоннеля следуют одна за другой. Этим достигается большая устойчивость массива горных пород и, следовательно, меньшее горное давление, так как благодаря своему временному нагнетанию цементного раствора за обделку восстанавливается нарушенное проходкой равновесие массива¹. Щитовой способ применим в самых разнообразных геологических и гидрогеологических условиях, включая случаи значительных давлений горных пород и воды. В отличие от горного способа работа щитом не требует применения деревянных крепей, что повышает безопасность и является фактором большого экономического значения. Кроме того, в любых грунтовых условиях щит дает полную возможность механизации всех процессов тоннельных работ при их высоком качестве. Благодаря этому щитовая проходка обеспечивает высокую скорость строительных работ при малом количестве рабочей силы.

Щит — агрегат, снабженный системой механизированных устройств для разработки и крепления забоя, уборки породы, сооружения обделки и для поступательного перемещения всего агрегата, служащего надежной крепью для всех основных работ, выполняемых под его защитой. Такое перемещение осуществляют при помощи гидравлических домкратов, опираемых в торцовую плоскость обделки.

Форма поперечного сечения щита — обычно круговая, реже эллиптическая, подковообразная и прямоугольная — зависит от формы сечения тоннельной обделки (см. главу III). Конструктивные решения щитов могут быть весьма разнообразными, но принципиальная схема их остается постоянной; основные части щита (рис. VIII.1): ножевое кольцо, опорное кольцо, хвостовая часть, перегородки, щитовые домкраты.

Ножевое кольцо служит для частичного срезания мягкой породы и для защиты работающих в щите. Опорное кольцо непосредственно примыкает к ножевому и предназначено для размещения щитовых гидравлических домкратов, труб и пускорегулирующей аппаратуры. Хвостовая часть оболочки щита ограждает работающих на сборке обделки от вывалов горного массива. Перегородки разделяют щит на отдельные рабочие ячейки и позволяют увеличивать фронт проходческих работ и обеспечивать удобство крепления забоя. В особых условиях проходки (плывуны, илы) конструкцию щита дополняют диафрагмой, закрывающей весь забой.

¹ В крепких породах возможно сближение операций по проходке и возведению обделки при сооружении тоннелей способом сплошного забоя.

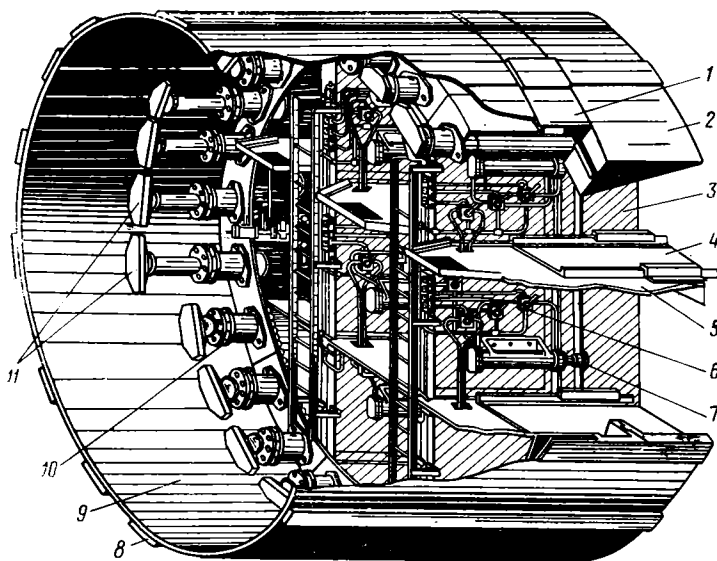


Рис. VIII.1. Тоннельный щит:

1 — опорное кольцо; 2 — ножевое кольцо; 3 — вертикальная перегородка; 4 — выдвижная платформа; 5 — горизонтальная перегородка; 6 — платформенный домкрат; 7 — забойный домкрат; 8 — накладка; 9 — оболочка; 10 — щитовой домкрат; 11 — опорная пята

К конструкции щитов предъявляют следующие основные требования.

При всех условиях проходки щит должен быть прочным и жестким, обеспечивающим неизменность геометрической формы сечения обделки, а в целом самоходным и легко управляемым. При проходке в породах, поддающихся механической разработке, конструкция щитов должна позволять размещение и крепление в них проходческих машин. При проходке в твердых породах, разрабатываемых взрывным способом, щит и его вспомогательное оборудование должны быть рассчитаны на ведение взрывных работ в забое. При проходке в сыпучих и разжиженных породах (пески, плавун, ил) конструкция щитов должна позволять постановку специальных устройств, допускающих вдавливание щита в породу при помощи щитовых домкратов, и ограждение забоя. При проходке в смешанных породах по длине трассы и в поперечном сечении тоннеля щит должен обеспечивать постановку и снятие дополнительных забойных ограждений.

Ножевое кольцо в зависимости от качества проходимых пород должно иметь в верхней части уширение — козырек; в неустойчивых породах он может быть выдвижным. Опорное кольцо должно быть достаточной ширины с учетом длины щитовых домкратов (в

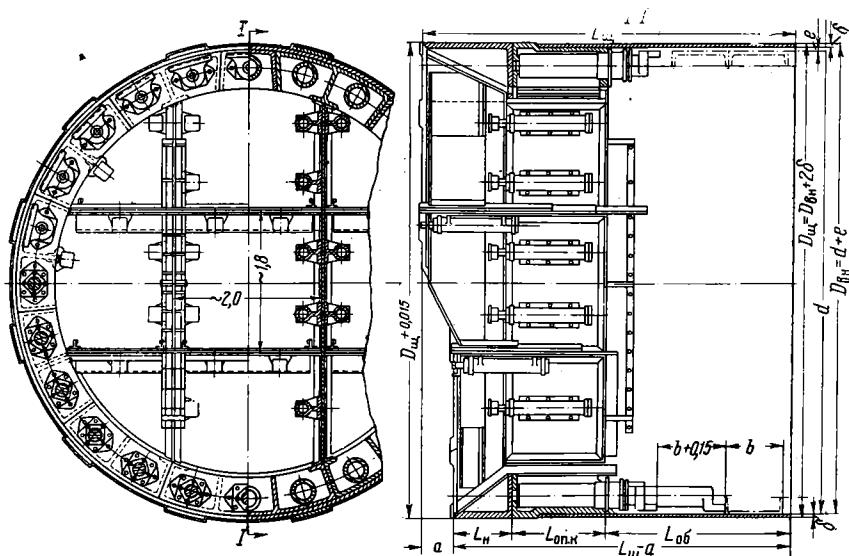
некоторых случаях для развития длины щита применяют два опорных кольца). Хвостовая часть оболочки должна перекрывать (в зависимости от устойчивости пород) 2—2,5 кольца обделки для обеспечения ремонтных работ во втором кольце в случае повреждения элемента обделки. Перегородки щита должны быть размещены так, чтобы работа проходчиков была удобна во всех ячейках щита.

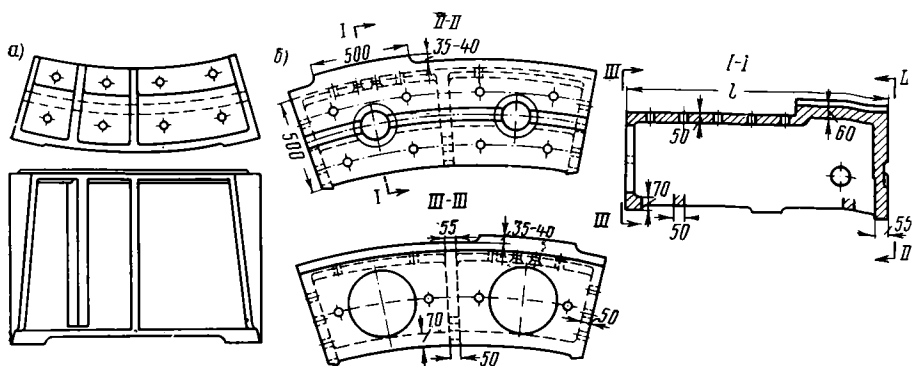
Как правило, конструкция щита должна быть сборной, обеспечивающей монтаж в подземных условиях. В особых случаях могут быть применены несборные конструкции механизированных щитов небольших поперечных размеров.

§ 36. КОНСТРУКЦИЯ ЩИТОВ

Щит (рис. VIII.2) — подвижная металлическая крепь цилиндрической формы. Вертикальные и горизонтальные перегородки щита необходимы как по производственным условиям, так и по условиям прочности и жесткости конструкции.

Гидравлические устройства щита — это щитовые, забойные и платформенные домкраты. Щитовые домкраты, служащие для перемещения щита, крепят в опорном кольце параллельно оси щита; при этом головные части домкратов вместе с опорными подушками заходят в хвостовую часть оболочки, где и опираются о торцовую плоскость кольца обделки (для перемещения щита на длину хода поршня домкратов). Забойные домкраты, предназначенные для крепления забоя, прикрепляют к вертикальным перего-





родкам и к опорному кольцу. Платформенные домкраты служат для перемещения выдвижных платформ; их крепят к горизонтальным перегородкам. Платформы обеспечивают возможность одновременной разработки забоя во всех ячейках щита.

Литой элемент ножевого кольца (см. рис. VIII.1) представляет в радиальном сечении неравнобокий уголок (рис. VIII.3, а), короткая стенка которого служит для прикрепления к опорному кольцу. Каждый такой элемент снабжен ребрами жесткости треугольного очертания, расположенными против щитовых домкратов для непосредственного восприятия давления. Кроме этого, применяют ребра прямоугольного очертания для крепления вертикальных и горизонтальных перегородок. Всем стыкам между элементами ножевого кольца, кроме двух смежных с замковым, придают радиальное направление с одинаковым центральным углом. Нерадиальное направление стыкам призамковых элементов придают по условиям сборки. Каждый сегмент по наружной поверхности имеет приливы, расположенные против стыковых накладок оболочки щита для обеспечения последних от износа при передвижках щита. Толщину стенок литого сегмента принимают от 40 до 65 мм, а ребер жесткости 40—60 мм.

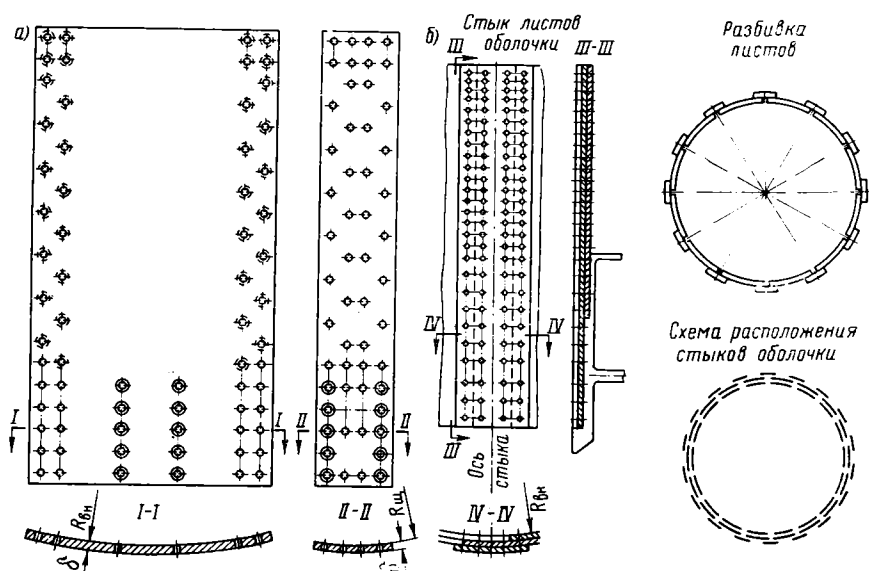


Рис. VIII.4. Конструкция оболочки щита

отклонены. В полках сегментов опорного кольца высверливают отверстия по наружному размеру щитовых домкратов.

На части наружной поверхности опорного кольца располагают литые приливы (против соответственных приливов на ножевом кольце) для предохранения стыковых накладок оболочки щита. Большая часть наружной поверхности опорного кольца имеет выемку, в которую входят листы оболочки. В щитах больших поперечных сечений (диаметром 9—11 м) такую выемку предусматривают и в ножевой части щита, с тем чтобы оболочка перекрывала стык между основными частями несущей конструкции. В последнем случае конструкцию оболочки выполняют многослойной.

Оболочка щита — сборная конструкция из лекальных стальных листов, соединяемых накладками. При однослойной оболочке (рис. VIII.4, а) листы крепят на болтах и винтах только к опорному кольцу, а при многослойной (рис. VIII.4, б) — и к ножевому, причем к опорному кольцу крепят внутренние и наружные листы оболочки, а к ножевому лишь наружный.

К особенностям многослойной оболочки следует отнести способ ее заводского изготовления и монтажа — элемент изготавливают прокатом и вальцеванием отдельных листов с их последующей точечной электросваркой в пакеты. При этом требуется высокая точность изготовления для взаимной пригонки нескольких лекально изогнутых листов. Все стыки при этом размещают вразбежку с учетом последовательности работ по сборке щита в подземных условиях. Такие элементы скрепляют между собою через накладки при

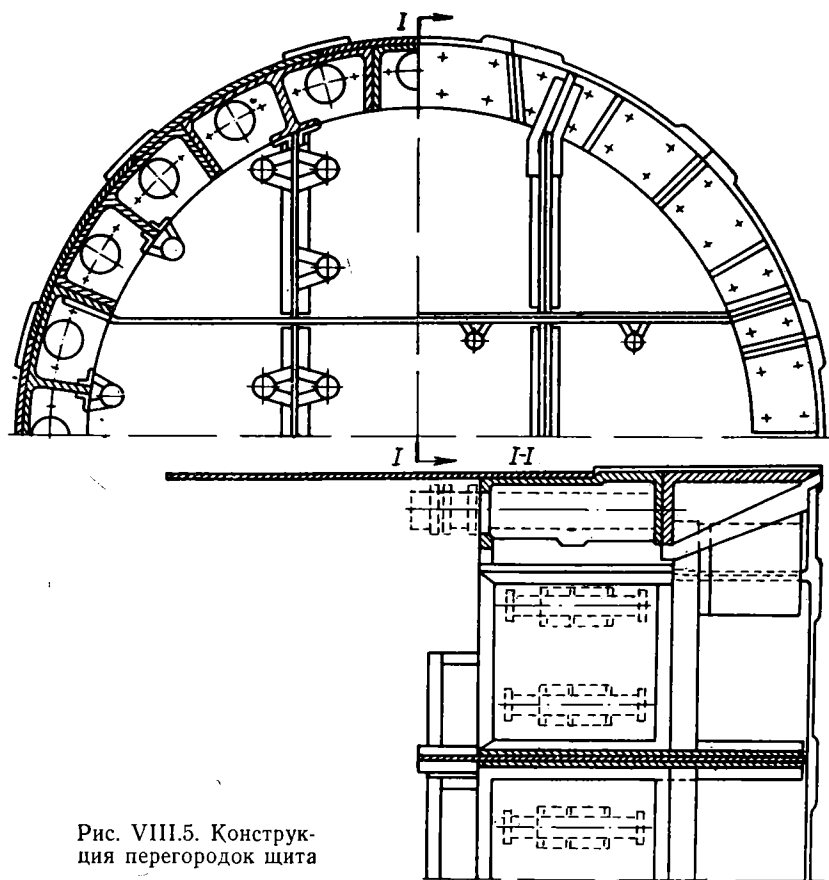


Рис. VIII.5. Конструкция перегородок щита

помощи винтов с потайной головкой, обращенной внутрь щита (что обеспечивает возможность демонтажа щита).

Перегородки щита (рис. VIII.5) имеют различное конструктивное назначение. Горизонтальные — выполняют роль затяжек несущей конструкции, а поэтому являются более ответственными элементами и крепятся к ребрам жесткости при помощи точеных болтов. Обычно эти перегородки изготовляют из листов толщиной 18—20 мм с минимальным количеством стыков, устраиваемых вразбежку. Вертикальные перегородки служат распорками несущей конструкции и упорами для крепления забоя. Их изготовляют тоже из листов толщиной 18—20 мм. Каждая вертикальная перегородка состоит из монтажных элементов, число которых равно числу ярусов щита.

В пределах ножевого кольца все перегородки обычно конструируют трехслойными, а в пределах опорного кольца однослойными. Это объясняется повышенной ролью перегородок передней (ноже-

вой) части щита, воспринимающей в первую очередь сопротивление забоя при передвижках щита. Такие трехслойные элементы выполняют в заводских условиях в виде пакетов, усиленных уголками и швеллерами. Скрепляют готовые элементы перегородок на монтажных болтах. В листах горизонтальных перегородок предусматривают вырезы для пропуска гидравлических труб и желобов для спуска породы.

Выдвижная платформа представляет собой лист, усиленный по сторонам уголками, уголки входят в направляющие, жестко скрепленные с горизонтальными перегородками. С передней частью листа скреплен швеллер, в который упирают платформенный домкрат.

Платформу выдвигают на величину заходки перед щитом, т. е. на ширину кольца обделки. Выдвижные платформы предусматривают во всех рабочих ячейках щита, кроме нижних. Каждую платформу боковых ячеек выдвигают одним домкратом, а каждую платформу центральных ячеек обычно двумя домкратами для предотвращения перекосов. Дополнительные элементы — защитные листы, располагаемые в нижних ячейках щита, — служат для предохранения щитовых домкратов от загрязнения породой и для облегчения работы щита методом врезания.

Для изготовления щитов необходимо высокое качество литья с последующей станочной обработкой. От правильного выбора конструктивных форм отдельных элементов зависит возможность их качественного изготовления.

§ 37. ОСНОВЫ РАСЧЕТА ЩИТОВ

Проектируя конструкцию щита, геометрические размеры определяют, исходя из следующих данных.

Внутренний диаметр оболочки щита должен превышать наружный диаметр тоннельной обделки на величину строительного зазора, обычно принимаемого равным $\frac{1}{125}$ диаметра обделки. Этот зазор необходим для обеспечения маневренной способности щита, т. е. для ведения работ на кривых в плане и профиле, а также для облегчения сборки обделки. Наружный диаметр $D_{щ}$ оболочки щита (см. рис. VIII.2) определяют по формуле

$$D_{щ} = 1,008d + 2\delta, \quad (\text{VIII.1})$$

где d — наружный диаметр обделки;
 δ — толщина оболочки щита.

В устойчивых породах оболочку помещают только в верхней части щита, тогда $D_{щ} = 1,008d + \delta$.

Полную длину $L_{щ}$ щита определяют как сумму длин его основных элементов:

$$L_{щ} = L_n + L_{оп.к} + L_{об},$$

где L_n — ширина ножевого кольца;
 $L_{оп.к}$ — ширина опорного кольца;
 $L_{об}$ — длина хвостовой части оболочки.

Ширину ножевого кольца принимают в зависимости от характера проходимых пород, но не менее 1—1,2 м по условиям удобства и безопасности работы проходчиков, ширину опорного кольца — в зависимости от длины щитового домкрата, в свою очередь зависящей от ширины кольца обделки. Длину хвостовой части оболочки назначают как сумму длин перекрытия обделки и конструктивной части щитового домкрата, выходящей за пределы опорного кольца (75—90 см).

Маневренная способность щита может быть проверена отношением полной длины щита к его диаметру; в среднем должно быть: $L_{щ} : D_{щ} = 0,75$. В щитах больших поперечных размеров это отношение может быть уменьшено до 0,4, а в щитах небольших размеров, наоборот, увеличено до 1,0 и более.

Полное сопротивление, преодолеваемое домкратами при перемещении щита, $\sum W = W_1 + W_2 + W_3$,

где W_1 — сила трения между щитом и породой;

W_2 — сопротивление породы в забое;

W_3 — сила трения между оболочкой и обделкой тоннеля щита.

Общее выражение для определения W_1 имеет вид

$$W_1 = [2(p_1 + q_1)L_{щ}D_{щ} + p_2]\mu_1, \quad (\text{VIII.2})$$

где p_1 и q_1 — соответственно вертикальное и горизонтальное давление горных пород, определяемое по гипотезе давления столба породы высотой не свыше 50 м;

p_2 — собственный вес щита;

μ_1 — коэффициент трения стали о породу, равный 0,2—0,6.

Остальные обозначения прежние (см. рис. VIII.2).

Сопротивление W_2 зависит от качества проходимых пород и от способа ведения работ в забое. Так, при проходке в породах, требующих применения забойных домкратов:

$$W_2' = q_a F, \quad (\text{VIII.3})$$

где q_a — горизонтальное активное давление породы, определяемое в предположении сводообразования;

F — площадь забоя.

При проходке в породах способом частичного врезания по контуру ножевого кольца:

$$W_2'' = \frac{\pi}{4} (D_1^2 - D_2^2) q_{\pi}, \quad (\text{VIII.4})$$

где D_1 — наружный диаметр ножевого кольца;

D_2 — внутренний диаметр врезаемой части щита;

q_{π} — горизонтальное пассивное давление породы.

При проходке в разжиженных породах способом вдавливания:

$$W_2''' = q_{\pi} F. \quad (\text{VIII.5})$$

Сила трения между оболочкой щита и обделкой весьма незначительна; ее определяют из уравнения:

$$W_3 = p_3 \mu_2, \quad (\text{VIII.6})$$

где p_3 — собственный вес тоннельной обделки, находящейся внутри оболочки щита;

μ_2 — коэффициент трения стали по чугуну, равный 0,15—0,20.

При перекосах щита несколько возрастает W_3 за счет вовлечения в работу составляющей (нормальной к обделке) суммарной силы щитовых домкратов.

Расчетную силу щитовых домкратов принимают с некоторым запасом, учитывающим дополнительное сопротивление при твердых включениях в забое, т. е. $\Sigma p = k \Sigma W$. Из этого уравнения находят силу одного домкрата:

$$p = \frac{k \Sigma W}{n},$$

где n — число домкратов, принимаемое обычно равным удвоенному числу тюбингов или блоков;

k — коэффициент запаса, равный 1,25—1,5.

Расчет щитового домкрата ведут на силу p по заданной интенсивности давления рабочей жидкости q (в кг/см^2) с учетом потерь на трение Δp в сальниковом уплотнении. Диаметр поршня домкрата:

$$d = \sqrt{\frac{4p_1}{\pi q}},$$

где $p_1 = p + \Delta p$; $\Delta p = \pi d q \mu \cdot 1$ при $\mu = 0,08$.

Наружный радиус цилиндра:

$$r_a = r \sqrt{\frac{\kappa_z + 0,4p_i}{\kappa_z - 1,3p_i}}, \quad (\text{VIII.7})$$

где κ_z — допускаемое сопротивление на разрыв, равное для чугуна 250, для стали 600, для легированной стали 1200 кг/см^2 ;

$p_i = p + 50$ — испытательное давление.

Толщина стенок цилиндра $s = r_a - r$.

Диаметр плунжера d_1 принимают, исходя из производственного требования иметь величину силы домкрата для нерабочего перемещения, равную 25% его рабочей силы. Таким образом,

$$d_1 = \sqrt{0,75d^2} = 0,87d.$$

Расход рабочей жидкости (в л/мин)

$$Q = \frac{\pi d^2 l n}{4 \cdot 1000 t}, \quad (\text{VIII.8})$$

где l — ход поршня, см;

n — число домкратов;

t — время наполнения домкратов, равное 10—15 мин.

Производительность насоса $\Pi = Qq$ атмосферо-литров в минуту.

Несущую конструкцию щита обычно рассчитывают на аварийную нагрузку, условно рассматривая щит как плоскую систему. Сечения отдельных литых элементов подбирают с учетом возможности их заводского изготовления, толщина элементов должна быть более 20 мм.

Допускаемое при этом недонапряжение элементов является некоторым запасом в конструкции на восприятие непредвиденных динамических усилий, возникающих при перекосах щита.

Нагрузку в расчете принимают равномерно распределенной по горизонтальной проекции щита (включая оболочку) на совместно работающее ножевое и опорное кольца.

Соединение перегородок с кольцевой конструкцией принимают шарнирным. Расчеты ведут методами строительной механики (обычно методом сил с использованием условий симметрии нагрузок и конструкции), проверяя продольное сечение всей несущей конструкции.

Болтовые соединения рассчитывают по наибольшему значению положительного и отрицательного моментов и соответствующей нормальной силе. Расчету подлежат также горизонтальные перегородки, работающие на растяжение.

Вертикальные перегородки ставят конструктивно с учетом условий производства работ.

§ 38. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ЩИТОВ

К основному оборудованию щитов относятся домкраты.

Щитовой гидравлический домкрат (рис. VIII.6, а) состоит из стального цилиндра 2 с фланцем 3, при помощи которого домкрат крепят к стенке опорного кольца. Для фиксирования строго параллельного расположения по отношению к оси щита домкрат входит цилиндрической выточкой 6 в отверстие противоположной стенки опорного кольца. Со стороны рабочей полости у домкрата имеется съемное днище 5, для возможности регулирования поршневых колец без удаления домкрата из щита. Последнее обстоятельство очень важно, так как позволяет значительно сократить сроки ремонтных работ. Кроме того, домкрат имеет плунжер 1 с

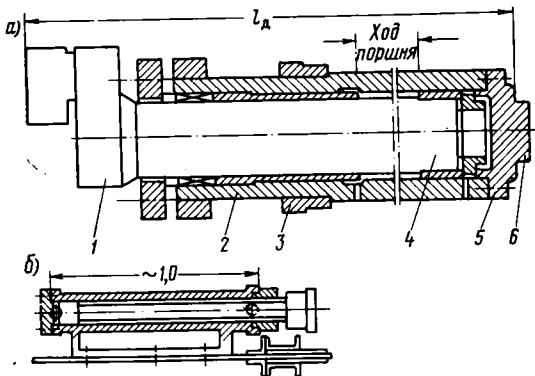


Рис. VIII.6. Гидравлические домкраты

поршнем 4, на который надета система металлических колец и кожаных манжет, обеспечивающая от перетекания жидкости из рабочей полости в нерабочую при давлении до 300 *ати* и выше. Плунжер проходит через передний фланец цилиндра также со специальным уплотнением.

Для питания домкрата рабочей жидкостью в цилиндре предусмотрено два отверстия (для рабочего и холостого ходов). В качестве рабочей жидкости применяют воду с антифрикционными добавками, а также эмульсии. Для передачи давления домкрата на обделку опорной части плунжера придают форму, зависящую от конструкции обделки. Так, при обделке из бетонных блоков передача усилия происходит строго по оси домкрата, и поэтому опорной подушке придают осесимметричное расположение. При обделке из чугунных тубингов опорной части плунжера необходимо придавать эксцентрическую форму для передачи давления на обделку возможно ближе к ее оболочке во избежание повреждений тубингов. В этом случае плунжер подвержен изгибу под влиянием возникающего момента, что необходимо учитывать при определении диаметра плунжера и длины направляющей втулки.

Для обеспечения правильного опирания домкрата на торцовую плоскость обделки в случае каких-либо перекосов щита целесообразно применять шарнирное соединение опорной подушки с концом плунжера.

Забойные и платформенные домкраты (рис. VIII.6, б) устроены так, что при передвижке щита они находятся под гидравлическим давлением, но превосходящая сила щитовых домкратов перемещает плунжеры забойных домкратов в их цилиндры, вытесняя жидкость, чем обеспечивают постоянное и равномерное давление на забой. В каждой рабочей ячейке щита располагают четное число домкратов для удержания забойной крепи. В угловых ячейках за отсутствием достаточного места иногда ставят нечетное число домкратов, что, однако, затрудняет процесс перекрепления забоя. При проходке в крепких породах, не требующих крепления забоя, эти домкраты обычно не применяют. Конструкция вспомогательных домкратов одинакова и аналогична щитовым.

При рабочем ходе плунжера домкрата жидкость под давлением подается в цилиндр одновременно с обеих сторон поршня. Движущая сила домкрата p может быть определена как разность давлений на поршень с двух противоположных сторон, имеющих неравные площади, т. е.

$$p = q(F - f), \quad (VIII.9)$$

где q — напряжение рабочей жидкости, кг/см^2 ;
 F — рабочая площадь поршня, см^2 ;
 f — нерабочая площадь поршня, см^2 .

Энергоснабжение щитовых и вспомогательных домкратов обеспечивают по следующей принципиальной схеме.

Щитовые домкраты, работающие под давлением 100—300 *ати* и выше, получают энергию давления жидкости от насосов, располагаемых на подвижной конструкции у щита или непосредственно в его рабочей ячейке. Такие насосы — обычно электроприводные — имеют небольшие габаритные размеры и обладают высокой производительностью (от 5000 *ат.л./мин* и выше).

Для питания вспомогательных домкратов применяют энергию среднего давления (35—50 *ати*), отличающуюся, кроме того, непрерывностью подачи жидкости и постоянством ее давления, что необходимо для обеспечения тщательного крепления забоя. Для осуществления этого при проходке в неустойчивых породах служит специальная гидронапорная установка, обычно помещаемая вне тоннеля ввиду ее больших габаритных размеров. Такая установка поддерживает постоянное давление в сети посредством промежуточного устройства — грузового аккумулятора. Аккумулятор получает рабочую жидкость от насоса и работает по принципу гидравлического домкрата, создающего постоянное давление в сети благодаря весу груза, опускающего плунжер после автоматического выключения насоса из действия. В целях приближения гидронапорной установки к забою необходимо применять аккумулятор пневматического действия. При проходке щитом в крепких породах питание вспомогательных домкратов осуществляют от основных насосов с устройством дополнительного регулирующего клапана.

Гидравлические трубы служат для подачи напорной жидкости к щитовым и вспомогательным домкратам и для возврата отработавшей жидкости обратно к насосам.

В соответствии с назначением домкратов гидравлическую сеть разделяют на системы высокого давления (200—300 *ати*) и среднего (35—50 *ати*). Первая образует замкнутый цикл работы жидкости — от насосов на опорной конструкции до щитовых домкратов и обратно; вторая — от гидронапорной установки до забойных и платформенных домкратов и обратно.

Сеть высокого давления (рис. VIII.7, *а*) представляет собой систему труб, а также пусковых и регулирующих клапанов, идущих от насосов, расположенных на опорной конструкции (или на щите), до распределительных устройств на щите и далее до каждого щитового домкрата.

Первую часть пути жидкость проходит по шарнирному металлическому шлангу, расположенному между опорной конструкцией и щитом для обеспечения относительных смещений этих агрегатов при выполнении проходческого цикла. По этому шлангу жидкость проходит к приемному фланцу 3 гидропровода высокого давления на щите. Далее она проходит через предохранительный клапан 4, главный трехходовой клапан 5 и распределитель 6 с вентилями по числу обслуживаемых им домкратов, откуда по отдельным трубам 1 поступает в рабочие полости щитовых домкратов 7, что достигается соответственным положением шпинделя трехходового клапана и вентиля каждого домкрата. При этом жидкость может

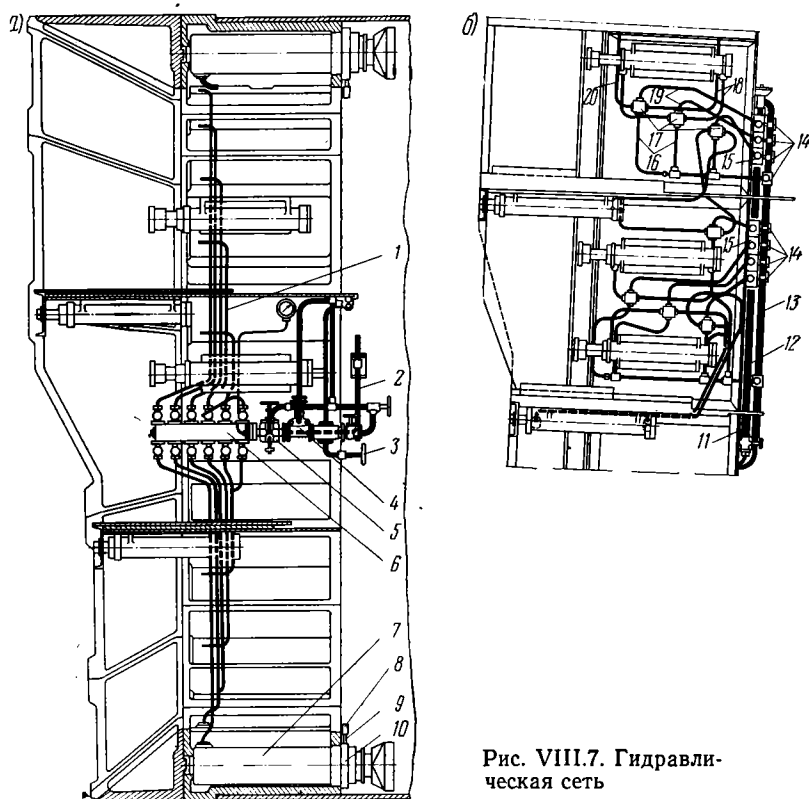


Рис. VIII.7. Гидравлическая сеть

наполнять рабочие полости всех домкратов, группы их и любого одного домкрата, что создает гибкость в управлении всем щитом. Для возвращения плунжера в цилиндр жидкость направляют в нерабочую полость домкрата, выпуская ее из рабочей полости регулированием направления потока жидкости той же аппаратурой.

Одновременного движения плунжеров одной группы домкратов в направлении рабочего хода, а другой — нерабочего хода при одном трехходовом клапане осуществить нельзя, так как при любых переключениях жидкость поступает через этот же клапан. Со стороны нерабочей полости 10 каждого щитового домкрата отходит трубка 9 к соединительной коробке 8 на общей трубе, располагаемой по внутренней окружности опорного кольца. Из этой трубы жидкость подходит к трехходовому клапану по соединительной трубе 2.

Сеть среднего давления (рис. VIII.7, б) представляет собой систему труб с соответствующими клапанами, идущих от гидронапорной установки до забойных и платформенных домкратов. Первую часть пути до вспомогательной тележки жидкость проходит по

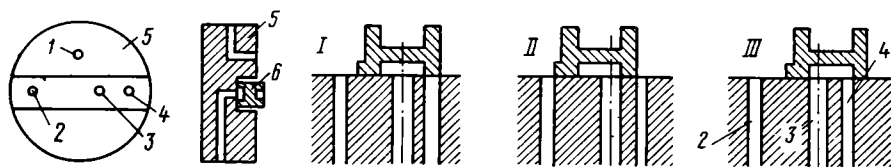


Рис. VIII.8. Схема золотникового переключателя

металлическим трубам диаметром 50 мм и далее от опорной конструкции до щита по шарнирному шлангу диаметром 25 мм.

Передний конец шарнирного шланга примыкает к приемному устройству 11 на щите. Отсюда по трубам 12 ($d=25$ мм) жидкость поступает через распределители 15, вентили 14, трубы 19 к золотниковым переключателям 17. От последних жидкость идет к каждому домкрату по трубам 20 и 18. По тем же трубам жидкость возвращается через золотниковый переключатель и трубе 16 к общей обратной трубе 13 и далее к гидронапорной установке.

Золотниковый переключатель (рис. VIII.8) предназначен для распределения жидкости среднего давления при поступлении ее в цилиндр вспомогательного домкрата во время рабочего хода, а также для выпуска жидкости во время обратного хода плунжера.

Принципиальная схема устройства переключателя следующая: в диске 5 золотника сделаны четыре отверстия 1, 2, 3, 4; последние три совпадают с пазом, по которому передвигается золотник 6 при помощи рукояти 7 эксцентриковой передач. В зависимости от положения I, II или III золотник перекрывает ту или иную группу отверстий в пазу. Через отверстие 1, всегда открытое, жидкость поступает к переключателю. Отверстия 2 и 4 служат для сообщения жидкости соответственно с нерабочей и рабочей полостями домкратов. Отверстие 3 ведет к сливной трубе. При таком устройстве распределительного клапана рабочее перемещение плунжера обеспечивается за счет разности давления жидкости, поступающей одновременно к обеим сторонам поршня. Это мероприятие служит для крепления забоя во время передвижек щита, когда плунжеры забойных домкратов могут упруго осаживаться в цилиндры.

Управление домкратами осуществляют в каждой ячейке щита с использованием возможных положений рукояти переключателя, соответствующих рабочему ходу, нерабочему ходу и остановке работ.

§ 39. ТЮБИНГО- И БЛОКОУКЛАДЧИКИ

Для механизированной сборки тоннельной обделки, производимой в хвостовой части щита, применяют разного рода приспособления, конструкции и кинематические схемы которых зависят от рода энергии привода и от типа обделки. Местоположение приспособлений может быть как на щите, так и на специальной опорной конструкции. По роду энергии приводные устройства укладочных

машин (эректоров и блокоукладчиков) могут быть гидроприводные, электроприводные, пневмоприводные и комбинированные.

Гидроприводные устройства отличаются простотой и надежностью оборудования и управления, безопасностью применения и меньшей громоздкостью механизмов; электро- и пневмоприводные по кинематической схеме одинаковы между собой и отличаются большой скоростью рабочих перемещений.

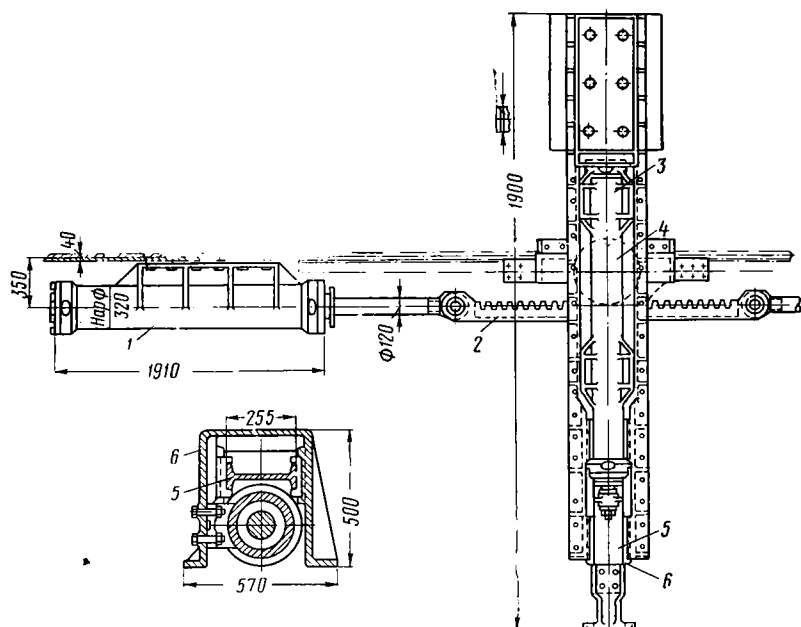


Рис. VIII.9. Гидроприводный укладчик

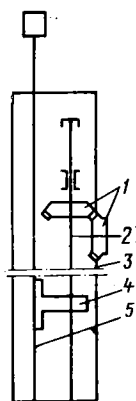


Рис. VIII.10. Схема рычага эректора с механическим приводом

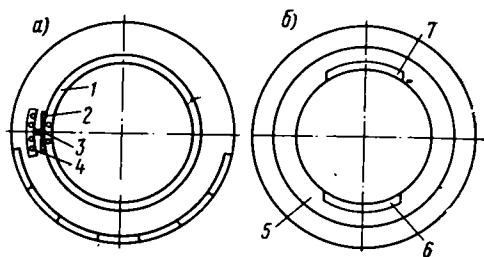


Рис. VIII.11. Типы тубингоукладчиков

Гидроприводной укладчик рычажного типа (рис. VIII.9), который может быть помещен как на щите, так и вне его, представляет собой стальной корпус 6, внутри которого помещена выдвижная балка 5 с захватом на конце. Для ее выдвижения используют гидравлический домкрат 3, укрепленный на корпусе рычага; жидкость к нему подают через вал 4. Для вращения рычага применяют гидропривод в составе двух гидравлических домкратов 1 и зубчатой рейки 2, помещенной на одной оси с домкратами. Схема гидропитания основана на принципе одновременной подачи жидкости в рабочую полость одного домкрата и в нерабочую другого (и наоборот при перемене направления хода) для одновременного использования усилий обоих домкратов. Управление ведут при помощи золотниковых переключателей.

Зубчатая рейка находится в зацеплении с шестерней, насаженной на валу эректора.

Поступательное перемещение рычага можно обеспечить устройством выдвижного вала или подвеской рычага на шарнире (см. рис. VIII.9). Рычаг эректора служит для радиального, вращательного и поступательного перемещений, чем и достигается возможность подъема и укладки (с большой точностью) в любое место кольца элементов тоннельной обделки.

При электро- и пневмоприводе эректор размещают на специальной опорной конструкции, идущей вслед за щитом. Приводные устройства такого эректора состоят из двигателей, редукторов, шестеренных передач и валов, обеспечивающих возможность управления вращательным, радиальным и поступательным действиями рычага укладчика.

От приводного вала посредством пары конических зубчатых шестерен 1 (рис. VIII.10) вращение передают винту 2 с прямоугольной нарезкой, помещенному в корпусе 3 рычага эректора. Винт, вращаясь, перемещает гайку 4, соединенную с выдвижной балкой 5 рычага эректора. Для удлинения рычага можно применять двигатель с планетарной передачей, помещенный непосредственно на рычаге эректора.

Для ускорения процесса сборки обделки, а также для устранения взаимных помех между транспортированием и укладкой применяют два рычага эректора. В этом случае между рычагами, подвешиваемыми к боковым вертикальным перегородкам щита, всегда остается нейтральная зона, в которую можно поместить приспособление (транспортёр), предназначенное для выдачи породы от забоя через щит и для дальнейшей ее перегрузки.

В нашей стране для той же цели находят применение эректоры с полым валом, внутри которого помещают транспортёр, а также дуговые тьюбинго-блокукладчики (рис. VIII.11, а). Принцип их работы заключается в том, что элемент обделки (тьюбинг 4) перемещают к месту укладки при помощи специальной каретки 2, передвигаемой по дуговым направляющим 1, смонтированным на щите

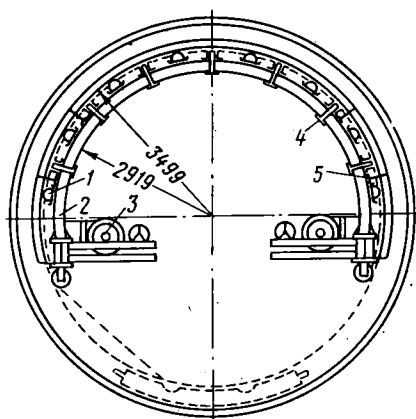


Рис. VIII.12. Блокоукладчик дугового типа;

1 — ролики; 2 — дуговые направляющие; 3 — лебедки; 4 — гидравлические домкраты; 5 — фиксаторы

или на опорной конструкции, и приводят в проектное положение при помощи домкрата 3. При этом средняя часть тоннеля остается свободной для размещения приспособления, предназначенного для выдачи породы. Другой тип укладчика — дисковый (рис. VIII.11, б) имеет систему вращающегося жесткого диска 5, к одной стороне которого крепят приспособление 6 для захвата тубинга, а к другой, диаметрально противоположной, — противовес 7; привод обычно электрический с несколько осложненной системой передачи к рабочему органу.

Для сборки обделки из крупных железобетонных блоков применяют блокочладчики дугового типа (рис. VIII.12), при помощи

которых блоки перемещают и укладывают, начиная с верхнего, непосредственно по роликам дуговых направляющих 2 тросами, идущими от лебедок 3. Для сборки обделки из элементов, не имеющих связей, применяют дополнительно поддерживающие устройства в виде арок, выдвижных балок и домкратов.

Для размещения тубингоукладочной машины и вспомогательного оборудования при щитовой проходке тоннелей служат специальные устройства, используемые, кроме того, в качестве рабочих подмостей для производства работ. Конструктивные схемы таких устройств зависят от материала обделки тоннеля и от размеров их поперечного сечения. Они бывают двух типов: с расположением роликовых опор на повышенном уровне или непосредственно на лотковой части тоннеля. Вес устройства первого типа должен быть учтен при расчете кольцевой обделки. Второй тип более выгоден для статической работы обделки, не вступившей в упругое взаимодействие с породой, так как ее собственный вес передается на лотковую часть. Относительные преимущества устройства первого типа — более широкий фронт работ в нижней части тоннеля и возможность своевременной постановки стяжек.

Опорное устройство (рис. VIII.13, а), на котором может быть помещен рычаг укладчика при той или иной энергии привода, представляет собой плоскую балочную конструкцию, перемещаемую по подвесным роликовым кронштейнам 1 при помощи гидравлических домкратов с захватами 2. Для опирания на ролики снизу тележки прикрепляют рельсы 6. Опорную конструкцию 3 обычно выполняют в виде двухъярусного помоста из прокатных стальных балок, на которых располагают приводные устройства 4 и вспомо-

гательное оборудование (насосы высокого давления *б*, гравие- и растворонагнетатели, выдвижные платформы, пусковую и распределительную аппаратуру и т. п.). Эту конструкцию используют как подмости для сборки обделки и нагнетания за нее гравия и раствора.

В зависимости от размеров поперечного сечения тоннеля и типа обделки размеры таких устройств и конструктивные формы их соответственно видоизменяют. Например, для укладки элементов обделки при сооружении тоннелей больших диаметров может быть применен укладчик на опорах-стойках (рис. VIII.13, *б*), который имеет тележку *7* с рычагом, перемещаемую в поперечной плоскости, что обеспечивает возможность укладки элементов обделки незамкнутого очертания.

Размещение на опорных устройствах основного оборудования должно быть выполнено по принципу уравнивания в продольном и поперечном направлениях при всех его рабочих состояниях и наиболее удобного и безопасного использования. Состав оборудования и его эксплуатация должны отвечать условиям поточности и безопасности ведения работ. В связи с этим вся пусковая и рас-

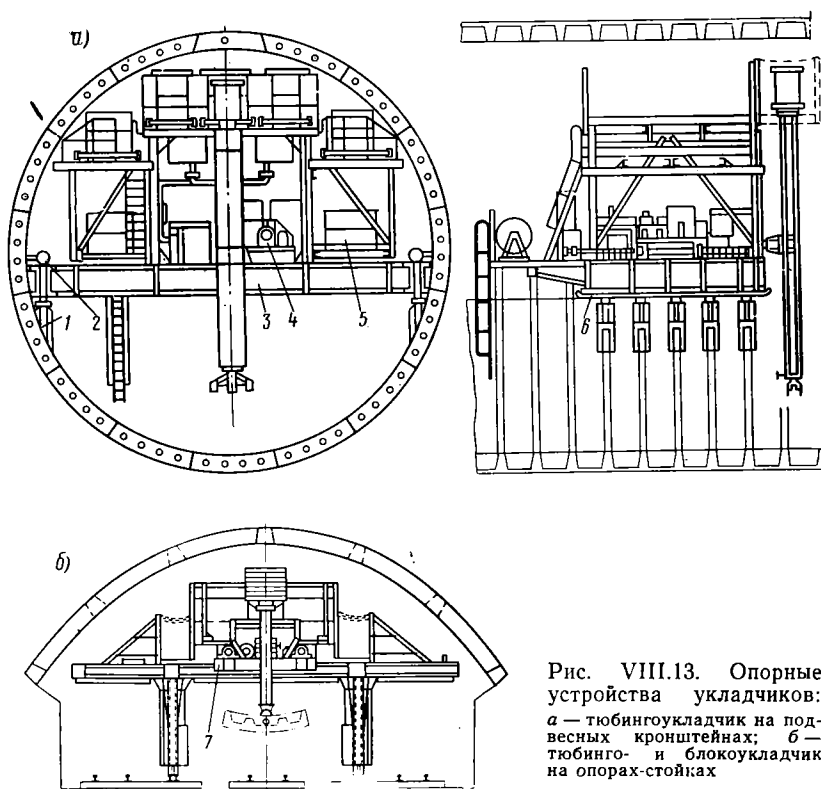


Рис. VIII.13. Опорные устройства укладчиков: *а* — тюбингоукладчик на подвесных кронштейнах; *б* — тюбинго- и блокоукладчик на опорах-стойках

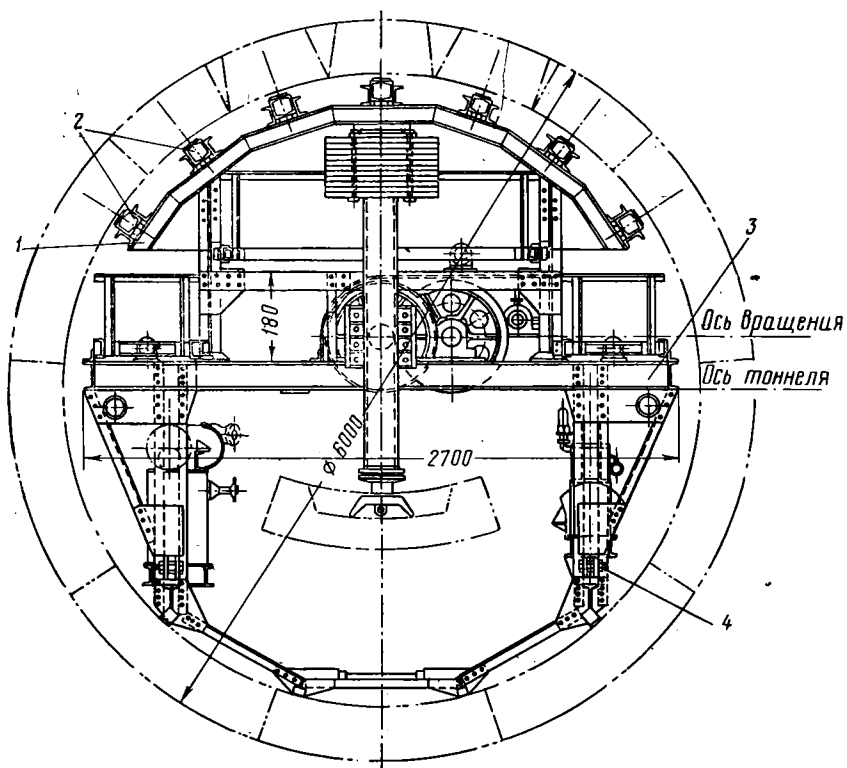


Рис. VIII.14. Блокоукладчик с поддерживающими балками:

1 — кружала; 2 — выдвижные балки; 3 — опорная конструкция; 4 — опоры-стойки

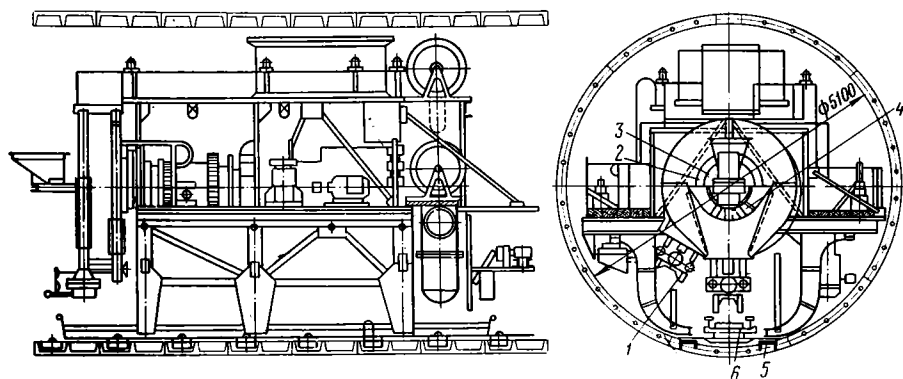


Рис. VIII.15. Двурычажный укладчик с полым валом

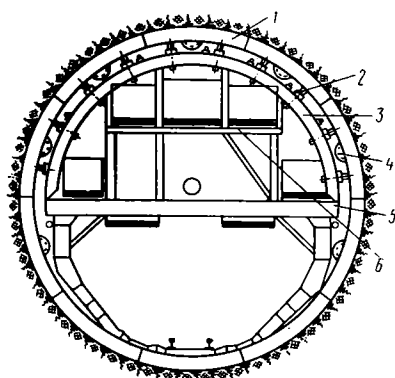


Рис. VIII.16. Укладчик с устройством кольцевого типа

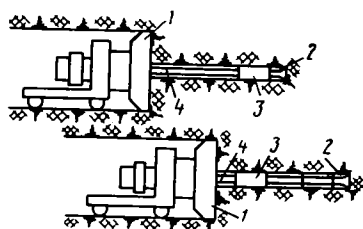


Рис. VIII.17. Буровая машина (США) в работе:

- 1 — планшайба рабочего органа;
- 2 — забурник;
- 3 — распорная манжета;
- 4 — заходка

предельная аппаратура должна быть выполнена по специальным техническим условиям для подземных работ.

Особенности конструкции и эксплуатации блокоукладчиков (рис. VIII.14) зависят от их дополнительного назначения: размещать кружала 1 и выдвижные балки 2 для поддерживания укладываемых блоков.

Расчетная схема конструкции должна учитывать влияние собственного веса собираемого кольца обделки и вес размещаемого на ней оборудования.

Дальнейшее совершенствование укладчиков и их опорных конструкций должно идти по пути уменьшения их собственного веса, совершенствования кинематической схемы приводов, устранения влияния веса конструкции на работу тоннельной обделки.

К числу более совершенных укладчиков относится применяемый на строительстве ленинградского метрополитена (рис. VIII.15) с расположенным на нем электрогидравлическим двухрычажным эректором 1, имеющим полый вал 2, внутренним диаметром 600 мм, в котором находится транспортер 3, трубы высокого давления и силовые кабели 4. Особенности укладчика: его непосредственное опирание на лотковую часть через роликовые опоры 5; наличие устройства, позволяющего одновременно использовать два рычага для укладки обделки; более совершенное управление рычагами; автоматизация подачи тубингов под захват при помощи своеобразного транспортера 6.

Особенности укладчиков при бесщитовой проходке позволяют их использовать для обурирования и крепления забоя с полным обеспечением работы погрузочной машины. Примером может служить укладчик с устройством кольцевого типа для крепления забоя (рис. VIII.16). Помимо главного назначения такого устройства — служить блокоукладчиком, — его также используют как рабочие самоходные подмости для ведения буровых работ, обделки профиля, крепления кровли и нагнетания раствора.

Блокоукладчик (см. рис. VIII.16) имеет следующие основные узлы: конструкцию 5 с семью выдвижными платформами 6, кружала 3 и выдвижные балки 2, домкраты 4 для передвижения блокоукладчика; упорное кольцо 1. Особенность конструкции — способ перемещения по лотку тоннеля при помощи двух полозьев. Десять выдвижных балок, расположенных на двух кружалах, предназначены для поддержания блоков; их выдвижение осуществляют при помощи пневмосболчивателя, а радиальное перемещение — винтовыми домкратами. Рычаг имеет возможность поворота на 360°, радиальное выдвижение захвата на 1500 мм от электропривода и перемещение вдоль оси тоннеля на 200 мм от гидравлического домкрата.

Блокоукладчик перемещается в течение 10—12 мин подтягиванием шестью гидравлическими домкратами к упорному кольцу, в свою очередь опертому в торец уложенных блоков, что позволяет к тому же защитить обделку от действия взрыва. Кровля защищена при помощи двух козырьков, периодически выдвигаемых гидравлическим домкратом.

§ 40. МЕХАНИЗИРОВАННЫЕ АГРЕГАТЫ И СПЕЦИАЛЬНЫЕ ЦИТЫ

При разработке забоя на полное сечение успешно применяют современные средства и методы проходки тоннелей с использованием мощного крупногабаритного оборудования и машин, обеспечивающих высокие скорости строительства. Механическое бурение на все сечение наиболее полно отвечает современным требованиям тоннелестроения как гарантирующее точное оконтуривание выработок и обеспечивающее сохранность массива при непрерывном и более прогрессивном процессе строительства. Механизированную проходку тоннелей в скальных породах можно проводить как на полное сечение, так и последовательно — по частям. К более совершенным принадлежат машины, обеспечивающие разработку породы по всему забою выработки.

К подобным машинам следует отнести буровую машину, предназначенную для проходки тоннелей малых диаметров в крепких породах. Принцип ее действия основан на заанкеривании в забое опережающей штанги и подтягивании к ней машины, разрабатывающей забой.

Пробуриив скважину диаметром 20—40 см, штангу заанкеривают при помощи гидравлической манжеты, достигающей удерживающей силы до 450 т (рис. VIII.17). Затем осуществляют основной проходческий цикл — разработку на полный профиль при помощи вращающейся планшайбы, снаряженной шарошечными резцами, погрузку и уборку породы.

Проходку тоннелей больших диаметров осуществляют машина с использованием режущего органа в виде фрезы. Форма, размеры и частота расположения на фрезях специальных укороченных

резцов зависят от крепости пород. Примером может служить проходческая машина (рис. VIII.18), имеющая центральную фрезу, выбуривающую цилиндрическую полость диаметром 70 см. Последующее расширение полости ведут четыре фрезы большого диаметра. Всю планшайбу подают вперед четырьмя домкратами, опирающимися в породу через радиальные упоры. Породу погружают в вагонетки скребковым конвейером.

В другом конструктивном решении машины предусмотрены два эксцентрически расположенных планетарных режущих диска. Проходческая машина имеет распорное устройство, посредством которого ее можно периодически перемещать вперед (рис. VIII.19).

За рубежом (в ФРГ и Англии) применяют машины, в состав режущих органов которых входят вращающиеся резцы и шарошки. Одна из таких машин (ФРГ) имеет 12 роликовых резцов-шарошек большого диаметра, помещенных на планшайбе диаметром 4 м (рис. VIII.20). В центральной части планшайбы эксцентрически расположены две буровые головки, оснащенные 9—10 роликовыми резцами каждая. Резцы вращают вокруг собственных осей, а также вместе с буровой головкой и планшайбой. Движение их сложное — по циклоиде. Разрабатываемую породу поднимают ковшовыми устройствами, закрепленными на планшайбе, и перегружают через транспортер в вагонетки. Поступательное перемещение всей машины и восприятие условий подачи обеспечивается при помощи распорных устройств и домкратов. Усилие подачи в машинах с вращающимися шарошками должно быть значительным, так как требуется измельчение скальных пород с прочностью до 1800 кг/см^2 .

К числу наиболее производительных проходческих машин относят оборудованные дисковыми вращающимися резцами с кромкой из твердых сплавов. Такими дисками образуют в скальной породе концентрические пазы, промежутки между которыми разрушают ударными механизмами или скалыванием. Дисковые резцы имеют режущие кромки трех типов — продольный (рис. VIII.21, а), кольцевой (рис. VIII.21, б) и ступенчатый (рис. VIII.21, в) — применяемых в различных породах с их соответственно возрастающей крепостью. Основной недостаток подобных машин — большое пылеобразование, требующее применения специальных фильтрационных и пылеулавливающих устройств для обеспечения нормальных условий работы.

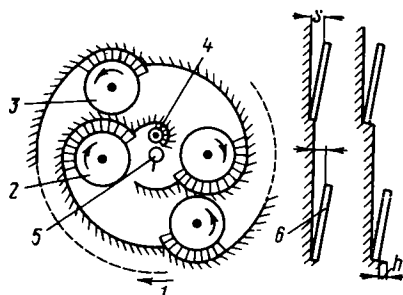


Рис. VIII.18. Расположение фрез на буровой машине (Австрия):

1 — направление вращения планшайбы; 2 — внутренние фрезы; 3 — наружные фрезы; 4 — центральная фреза; 5 — керн; 6 — фреза;

s — глубина заходки за один оборот планшайбы; h — шаг фрезы

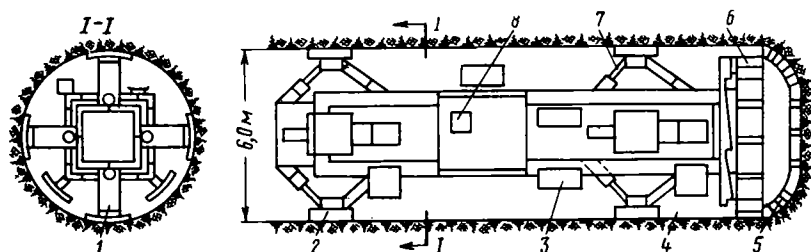


Рис. VIII.19. Тоннельная проходческая машина (Австрия):

1 и 2 — распорное устройство; 3 — привод; 4 — опорная плита; 5 — ковш; 6 — рабочий орган; 7 — ленточный конвейер; 8 — кабина управления

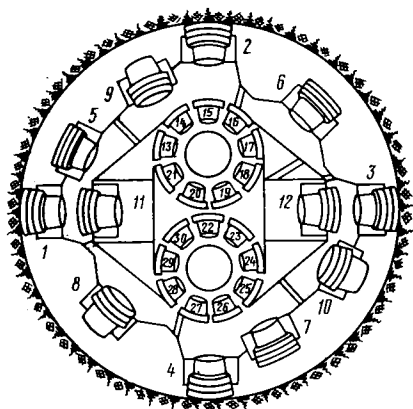


Рис. VIII.20. Расположение вращающихся роликовых резцов на планшайбе проходческой машины (ФРГ):

1—30 — порядковые номера резцов

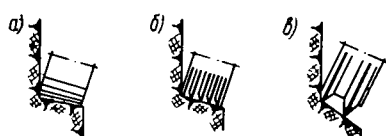


Рис. VIII.21. Типы дисковых резцов



Рис. VIII.22. Расположение дисковых резцов на планшайбе проходческих машин Роббинса:

1 — направление проходимости; 2 — забой; 3 — дисковые резцы; 4 — оконтуривающие резцы

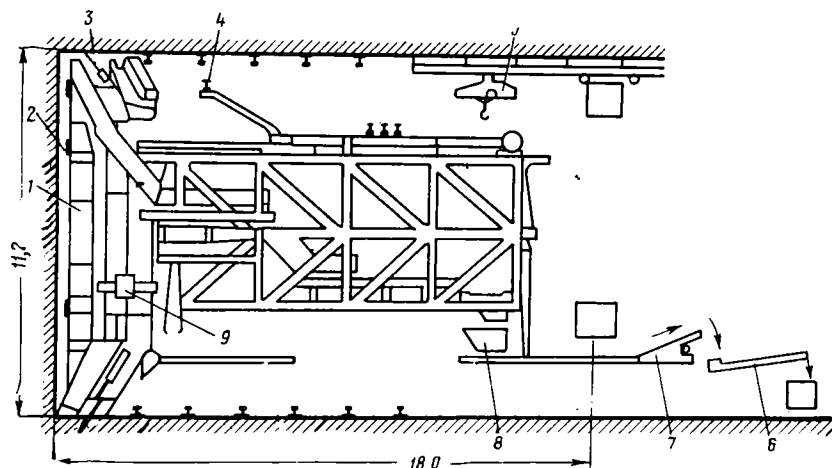


Рис. VIII.23. Проходческая машина Д-11,2:

1 — планшайба; 2 — резец; 3 — оболочка щита; 4 — устройство для монтажа крепи; 5 — устройство для подачи элементов крепи; 6 — концевой конвейер; 7 — промежуточный конвейер; 8 — ковш; 9 — двигатель

Работа современных проходческих машин построена на принципе крупного скола. По этому принципу, в частности, работают машины Роббинса (США), предназначенные для проходки в крепких средних породах. На лобовой планшайбе, вращающейся со скоростью 5—10 оборотов в минуту, расположены с разными углами наклона осей дисковые резцы диаметром 150—160 см (рис. VIII.22). Двигатели и домкраты подачи планшайбы смонтированы на опорной раме машины. Крутящий момент от вращения планшайбы и реакцию от домкратов подачи воспринимают гидравлические домкраты, опирающиеся через башмаки в боковые части тоннеля, а также поперечные ригели. Всю машину подтягивают к планшайбе теми же домкратами подачи после снятия распора, а поворачивают ее в горизонтальной и вертикальной плоскостях при помощи подвижных упоров.

Разработанную породу поднимают ковшовыми устройствами и перегружают на головной ленточный конвейер, а далее — на второй конвейер и в вагонетки. Устройства для установки элементов крепи помещают с тыловой стороны головной части машины.

Машина (рис. VIII.23) имеет следующие параметры: мощность двигателей до 1100 л. с., вес машин до 225 т, усилие подачи до 840 т и скорость вращения планшайбы до 10 об/мин. Обслуживают 2—5 чел. Производительность 0,6—3,5 м/ч или 6—25 м/смену. Эти машины можно использовать для проходки тоннелей диаметром до 11 м в породах с прочностью 1200—1500 кг/см² и диаметром менее 7 м — 1800 кг/см².

Другая тоннелепроходческая машина Роббинса, предназначенная для механизированной проходки тоннелей диаметром 7,5—7,9 м в глинистых сланцах, состоит из двух главных частей: исполнительного органа и несущей конструкции. Передняя часть машины (рис. VIII.24, а) расположена на опорном башмаке, скользящем по породе, а средняя — на двух передвижных рельсах тяжелого типа, передвигаемых на бетонных подкладках. Всю машину передвигают вперед при помощи двух гидравлических домкратов, опирающихся на обделку. Исполнительный орган машины состоит из двух частей — внешней режущей головки с шестью периферическими лучами и внутреннего диска с тремя лучевыми барами. С целью уравновешивания обе части вращаются в разные стороны. Скорость вращения диска 9—22 об/мин, а режущей головки 6—19 об/мин. Главная особенность режущей части заключается в рациональном использовании двух принципов механического воздействия на породу — резания и скалывания.

Первоначальный вруб осуществляют резцами, образующими в забое зарубные концентрические круговые щели глубиной в 150—200 мм на расстоянии в 200—250 мм. Суммарная поверхность этих врубных щелей составляет всего лишь 10% поверхности забоя. Затем вступают в работу дисковые скалыватели (рис. VIII.24, б), которые разрушают целики породы между врубами на крупные куски. Разработанная порода падает вниз, и затем ее пере-

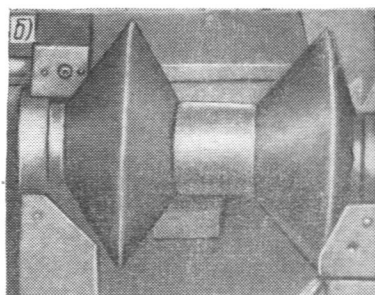
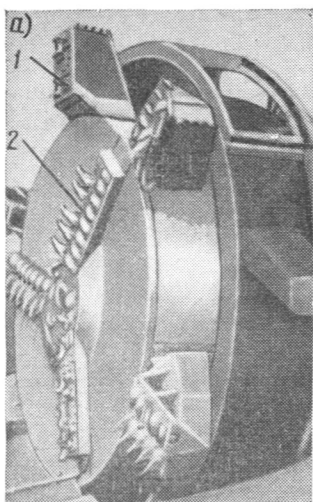


Рис. VIII.24. Передняя часть и дисковые скалыватели проходческой машины (для средних пород):

1 — наружный венец с шестью режущими устройствами и ковшами; 2 — внутренний диск с тремя лучевыми барами

гружают на транспортер при помощи черпаков, вращающихся вместе с наружной режущей частью. Установленная мощность режущего органа машины — 295 кВт, средняя скорость проходки в глинистых сланцах — 12,4 м/смену.

По сравнению с горным (буровзрывным) способом проходки тоннелей применение проходческих машин имеет следующие преимущества:

1) устойчивость и долговечность тоннеля выше вследствие придания выработке постоянного кругового очертания при полном исключении концентрации напряжений в боковых частях тоннеля;

2) давление породы сохраняется первоначальным (бытовым) ввиду отсутствия каких-либо динамических воздействий на выходящие слои во время проходки. Это обстоятельство позволяет вести тоннельные работы в городских условиях без опасности повреждения зданий;

3) отсутствие взрывных работ повышает безопасность и улучшает условия труда;

4) объем крепежных работ и количество материалов значительно меньше;

5) толщина тоннельной обделки и объем работ по нагнетанию цементного раствора за обделку меньше, вследствие меньшей нагрузки и более плотного примыкания обделки к выработке, имеющей гладкую поверхность;

6) скорость проходки выше, в соответствии с чем стоимость сооружения меньше.

Недостатки:

1) высокая трудоемкость транспортных и монтажных работ по установке машин в тоннеле;

2) затруднительный доступ к режущим органам и трудоемкость разработки разнородных пород и, в особенности, с включениями валунов;

3) сравнительно малая эффективность использования машин в плотных, вязкоплотных и кристаллических породах;

4) невозможность унификации режущих органов машин для разработки пород различной прочности;

5) значительный рост мощности привода и усилия подачи с увеличением диаметра выработки, что повышает стоимость машины и эксплуатационные расходы;

6) неполная механизация вспомогательных операций и неизбежность перерывов в работе машин при перестановке упоров и наращивании конвейеров;

7) необходимость применения специальной вентиляции или пылеулавливания.

Выбирать машину необходимо с учетом, главным образом, свойств горной породы (вязкость, хрупкость, твердость, трещиноватость, прочность на сжатие и срез). В зависимости от этих свойств и имеющихся опытных данных следует выбирать тип резца.

Зарубежный опыт применения тоннелепроходческих машин показывает, что они экономичны при разработке пород прочностью до $1400\text{--}1800 \text{ кг/см}^2$. При проходке тоннелей в породах более высокой прочности (например, в таких, как гранит, гнейс, базальт) пока более экономичен буровзрывной способ. Большая длина тоннелей способствует увеличению эффективности механизированной проходки.

Механизированную проходку тоннелей в некрепких породах можно осуществлять щитами, работающими по принципу враща-

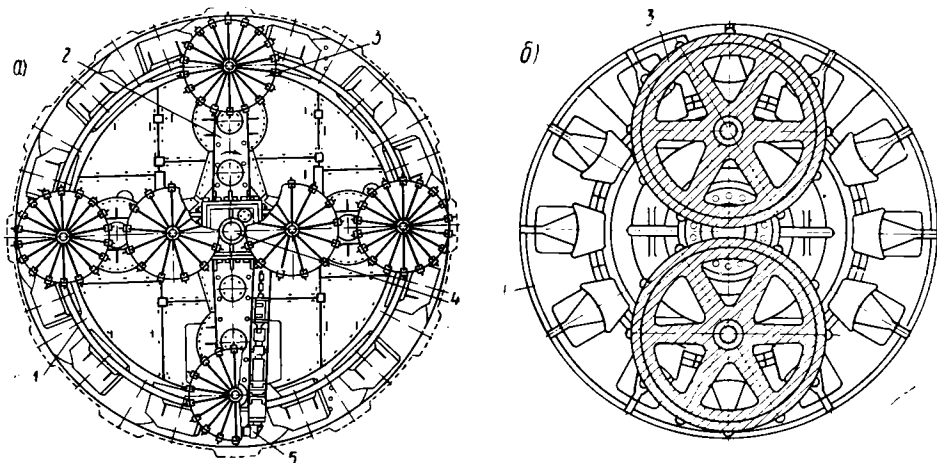


Рис. VIII.25. Щит планетарного действия:

1 — ковшовые устройства; 2 — крестовина-водило; 3 — диск; 4 — главный вал; 5 — копир-резец

тельного режима, и оборудованными для этой цели различными резцами: фрезерными дисковыми, стержневыми. К числу проходческих машин в Советском Союзе, работающих по этому принципу, со своеобразной кинематической схемой режущего органа могут быть отнесены механизированные щиты, успешно примененные на проходке тоннелей ленинградского и московского метрополитенов.

Режущая часть ленинградского механизированного щита, предназначенного для проходки в сухих глинах (рис. VIII.25, а), построена на принципе машин планетарного действия и имеет следующие элементы: неподвижную опорную станину с направляющими; корпус с главным приводом; крестовину-водило; шесть дисковых фрез; выдвижной одиночный резец; погрузочное кольцо с ковшами; механизм подачи и аппаратуру управления.

Крестовину-водило подают вперед на забой масляным домкратом и приводят во вращательное действие через систему шестерен от электродвигателя. Мощность электродвигателя (100 *квт*) передают на главный вал водила и главную (солнечную) шестерню, которая, вращаясь, приводит во вращение шестерни режущих дисков. В результате сложного движения резцы дисковых фрез описывают в пространстве удлиненную гипоциклоиду и при этом срезают и скалывают породу в забое. Срезанную породу поднимают ковшами, вращающимися вместе с водилом, и далее через люк в диафрагме высыпают на ленточный транспортер, затем на второй транспортер внутри полого вала тубингоукладчика и, наконец, на третий в пределах вспомогательной тележки. Таким образом, породу непрерывным потоком передают по системе транспортеров в бункер и далее в вагонетки.

Для укладки одного кольца обделки породу в забое разрабатывают в две заходки. Вначале разрабатывают породу выдвижением машины из щита на длину в 575 *мм* и режущую часть возвращают в исходное положение. Затем повторяют цикл резания, перемещая при этом весь корпус щита гидравлическими домкратами. По окончании передвижки щита укладывают кольцо обделки с одновременным резанием породы для новой заходки. Суточная скорость проходки такой машины 12—15 *пог. м* и месячная до 317 *пог. м*.

Режущая часть московского механизированного щита (рис. VIII.25, б) включает: подвижную станину, корпус с главным приводом, водило с дисками и резцами, погрузочное кольцо с двусторонними ковшами, механизм подачи и аппаратуру управления. Вращение погрузочного кольца и дисков — реверсивное от двух одновременно действующих электродвигателей и системы передач. К корпусу привода жестко прикреплено солнечное зубчатое колесо, находящееся в зацеплении с приводными шестернями дисков, прокачиваемыми по колесу; каждый резец при этом совершает движение по удлиненной эпициклоиде. Весь исполнительный орган размещен на станине, передвигаемой гидравлическим домкратом со скоростью 8—10 *мм/мин*. В результате вращательного действия водила и дисков при одновременном поступательном перемещении

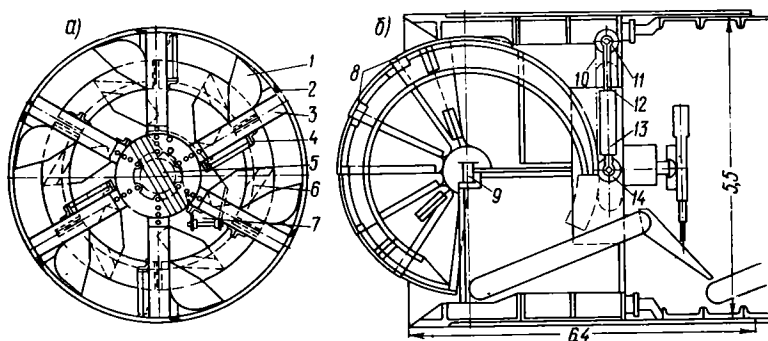


Рис. VIII.26. Щиты для проходки в мягких породах

всей машины резцы разрушают породу. Породу убирают при помощи ковшей, автоматически сбрасывающих поднятую породу через люк на лоток и далее на скребковый транспортер, расположенный в верхней части щита. После выдвижения исполнительного органа на 500 мм машину перемещают в исходное положение и, передвигая щит, повторяют цикл резания. Суточная скорость проходки такой машины 10—12 пог. м и месячная до 200 пог. м.

Основные достоинства машины планетарного действия:

1) отсутствие реактивных моментов, приводящих к повороту щита относительно его продольной оси;

2) малая чувствительность режущей части и электропривода к ударным воздействиям при встрече резцов с твердыми включениями;

3) сравнительно небольшой удельный расход электроэнергии на разработку породы, равный от 3,2 до 4,0 кВт · ч на 1 м³ породы;

4) высокий к. п. д. машины;

5) равномерное изнашивание резцов (30—60 г победита на 1 пог. м проходки).

К существенным недостаткам машины следует отнести:

1) значительное пылеобразование при резании, как следствие излишнего дробления породы;

2) изнашиваемость зубьев шестерен вследствие попадания пыли;

3) ограниченность применения машин по условиям прочности (от 50 до 250 кг/см² и с включениями — до 500 кг/см²) и отсутствию вязкости проходимых пород.

Для проходки в мягких породах (глинах) система режущего аппарата может быть другой (рис. VIII.26, а); на шестилучевой вращающейся крестовине 3 закреплены: центральная фреза 5, резцы 2, отвалы 4 и ковши 1. Резцы и отвалы размещены на разных расстояниях от центра, что обеспечивает разработку всей плоскости забоя. Ковши, находящиеся по концам каждого из шести лучей, имеют назначение поднимать разработанную породу с нижней ча-

сти забоя в верхнюю и высыпать ее в наклонный бункер 6, из которого породу впоследствии перемещают по наклонному лотку 7 через щит в тоннель. Для приведения режущей части во вращательное действие используют электро- или гидроэнергию. Электропривод осуществляют от двигателя, помещенного в щите, через систему шестеренчатых передач к зубчатому венцу с внутренним зацеплением, жестко связанному с режущей частью. При этом поступательное перемещение (подачу) машин вместе со щитом осуществляют при помощи щитовых домкратов. Скорость вращательного движения машины — 1,5—2,0 об/мин, поступательного — 0,1 м/мин.

К недостаткам этой системы (роторного типа) следует отнести:

- 1) трудность управления машиной вместе со всем щитом;
- 2) близость передаточных механизмов к забою, что создает тяжелый режим для работы передач;
- 3) невозможность совмещения двух операций: проходки и укладки обделки.

При гидроприводе¹ вращательное и поступательное движения машины и щита могут быть осуществлены от одного источника — гидравлического насоса высокого давления, помещенного в щите. Особенности такой системы привода:

- 1) независимое от щита поступательное перемещение (подача) машины при помощи гидравлического домкрата, помещенного в теле вала машины;
- 2) автоматизация управления щитом при помощи специального прибора;
- 3) вращательное движение — от специального гидравлического двигателя или от гидромолоты;
- 4) возможность совмещения процессов резания породы и сборки обделки.

Для тех же пород может быть применен щит с режущим аппаратом шаровой формы (рис. VIII.26, б). Режущая часть в виде шарового сектора 8 расположена на неподвижной оси 9. На внешней стороне сектора на расстоянии друг от друга до 1 м помещено три ряда ножей и более в зависимости от размеров поперечного сечения щита. Каждый последующий по высоте ряд ножей выступает против предыдущего на толщину срезаемой стружки породы, обычно равной 20—30 мм. Шаровой сектор приводят в возвратно-колебательное движение от гидроприводного двухплунжерного двигателя 13 посредством цепей Галля 10, перекинутых через зубчатые колеса 11, помещенные на концах штоков двигателя. Цепи закреплены одним концом к шаровому сектору, а другим — к цилиндру двигателя.

Щитом работают в следующем порядке. При срезании стружки породы шаровой сектор поворачивают вокруг оси 9 в сторону забоя

¹ Проект автора для треста Мосстройканализация и Мосторемтонтоннель, 1936 г.

выдвижением штока 12 и вытягиванием штока 14. Шаровой сектор приводят в исходное положение путем переключения гидропривода на обратный ход. Затем включают в действие щитовые домкраты и перемещают щит на толщину срезанной стружки, поскольку каждый ряд ножей приходится против выемки, подработанной рядом ножей. Такое переключение гидроприводной системы необходимо выполнять посредством автоматически действующих устройств. Процесс резания породы и небольшие передвижения щита повторяют до тех пор, пока не будет подготовлено место для укладки кольца обделки.

Этот тип механизированного щита имеет преимущества: проходку и крепление забоя ведут одновременно и без применения ручного труда, щит пригоден для работы и в неустойчивых породах. К числу недостатков можно отнести трудность ведения щита в профиле, так как во время резания необходимо принимать дополнительные меры против подъема передней части щита.

В качестве варианта тот же принцип воздействия на породу — резание с одновременным креплением забоя — осуществляют режущим органом в виде диска, снабженного радиальными резцами. Такой проходческий агрегат (рис. VIII.27), вмонтированный в щит, разработан и применен для строительства перегонных тоннелей в мягких глинах (киевский щит). Механизированный щит киевского типа представляет агрегат, выполняющий разработку и одновременное крепление породы в забое, а также уборку породы за пределы щита. В его состав входят исполнительный орган в виде диска 1 с резцами в радиальных прорезах и направляющими лотками, транспортер 2, механизм вращения 3 и подачи 4, аппаратура управления.

Стальной, плоский со стороны забоя, ребристый диск, закрывающий всю площадь забоя, имеет с противоположной стороны закрытые короба, по которым разработанная порода поступает на транспортер. Четыре двусторонних резца, установленных в прорезах секторов диска, срезают при вращении слой породы со всей площади забоя. Конструкция рабочего органа приспособлена к работе щита в вязких породах. Для обеспечения от заклинивания диска при вывалах породы в забое необходимо обеспечивать возможность возвратно-поступательного перемещения диска на длину 400—500 мм посредством торцового гидравлического домкрата.

Основное преимущество такого агрегата — резание крупной стружки и ее дальнейшая погрузка на транспортер предотвращают склеивание частиц породы. Вращение диска может быть выполнено как от электропривода, так и от системы гидравлических домкратов; вращение должно быть реверсивным. Суточная скорость проходки 12—15 пог. м и месячная до 200 пог. м.

В целях приспособления такого щита для проходки в сыпучих породах необходимо режущий диск с приводной установкой разместить внутри щита таким образом, чтобы он при всех рабочих положениях находился под защитой ножевой части.

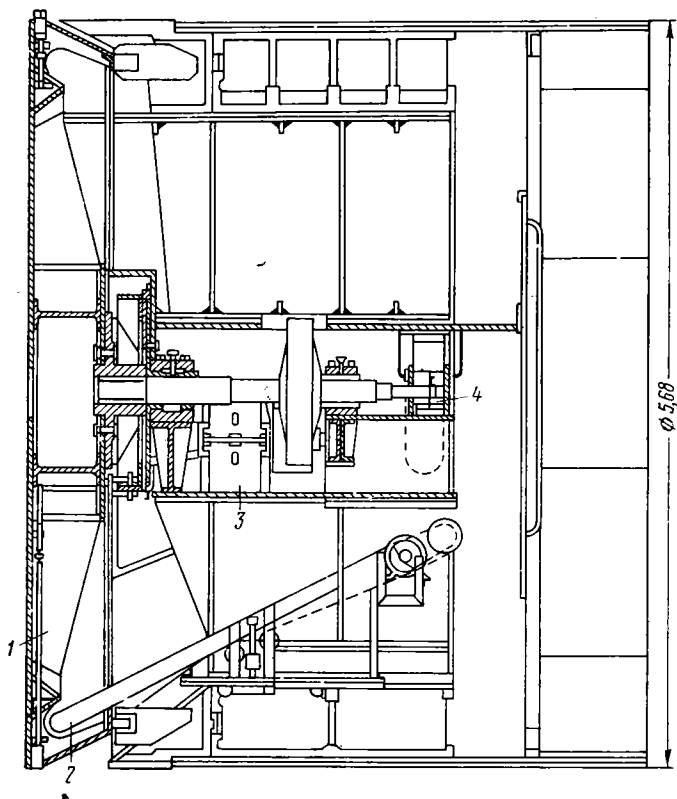


Рис. VIII.27. Киевский щит

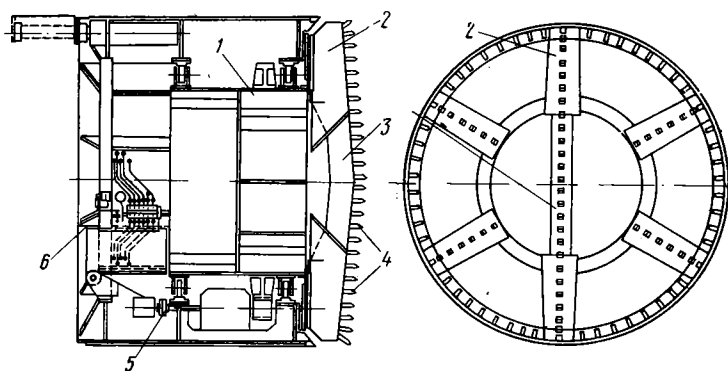


Рис. VIII.28. Лондонский механизированный щит:
 1 — цилиндрический корпус; 2 — вращающиеся бары; 3 — центральный бар;
 4 — резцы; 5 — гидравлические двигатели; 6 — общий пульт управления

Режим работы механизированного щита складывается из:
а) частичного врезания щита по контуру ножевой части с одновременным перемещением режущего диска в обратном направлении;
б) разработки породы вращением диска и возвращения его в первое исходное положение. Эти чередующиеся процессы должны повторяться до тех пор, пока не будет получено место, необходимое для укладки кольца обделки.

На строительстве лондонского метрополитена имеет широкое применение щит (рис. VIII.28), состоящий из двух концентрически расположенных цилиндрических корпусов. Внутренний корпус оборудован шестью вращающимися барами, снабженными резцами. Центральную часть разрабатывают одним диаметрально расположенным баром. Вращение внутреннего корпуса обеспечивается шестью гидравлическими двигателями от общего пульта управления. Разработанную глинистую породу передают по транспортеру в вагонетки.

Суточная скорость проходки — 18 *пог. м.*

Для механизации проходческих работ в породах раздельно-зернистой структуры (пески, гравий) широко применяют щиты с активными горизонтальными полками. Эти щиты могут быть: с жестко закрепленными полками; с отдельными выдвижными полками; с обоймами выдвижных полок; с единой выдвижной обоймой полок и с полками различного типа, оснащенными дополнительными устройствами для разработки и уборки породы.

Щиты с жестко закрепленными полками имеют элементы активного воздействия на забой, задний дозирующий элемент, поворачиваемый в вертикальной плоскости, вибрирующие полки и конвейерные полки.

Щит с горизонтальными рассекающими полками вдавливают в песчаный грунт при открытом забое с образованием осыпей на каждом ярусе полок, благодаря чему отпадает необходимость крепления забоя. Для уменьшения сопротивления элементам щитам придают рациональные формы и размеры. Число разделительных полок, их длину и общую длину ножевого кольца принимают из условия предотвращения опрессования грунта и удобства его механизированной выдачи от забоя.

Хорошие результаты достигнуты при проходке в песках щитом (рис. VIII.29, а), у которого верхняя и нижняя полки оснащены поворотными дозирующими элементами, а средняя — тонким конвейером, приводимым в действие при помощи троса от штока щитового домкрата. В боковых нижних отсеках помещены вибрируемые листы для направления породы к центру щита. Таким щитом на московском метрополитене в июне 1967 г. была достигнута месячная проходка 430,6 *пог. м* тоннеля.

Испытан также щит с двумя выдвижными полками и поперечными транспортерами, перемещавшими породу к центральному отверстию в горизонтальной перегородке, откуда порода попадала на конвейер погрузочной машины.

Для проходки тоннелей в песках щит также может быть оснащен ограждением в каждой ячейке, механизующим проходку и крепление забоя при помощи виброкрепи (рис. VIII.29, б). Такое механизированное ограждение представляет собой режущие устройства, связанные в решетчатую систему, которая под направленным воздействием вибраторов врезается в массив с одновременным отбором сыпучей породы. По мере использования хода виброкрепи продвигается весь щит. Такие циклы работ периодически завершают укладкой очередного звена обделки под защитой хвостовой части оболочки щита. Благодаря соответственно выбранной высоте ячеек виброкрепи и их глубине обеспечивается устойчивость забоя (под углом обрушения) в каждой ячейке и отбор породы путем естественного осыпания через направляющие лотки на продольные транспортеры. Расчетные параметры такой виброкрепи (глубина внедрения, число и амплитуда вибрации, возмущающие силы и т. п.) устанавливаются в зависимости от физико-механических свойств породы и проектируемых темпов проходки.

Для проходки тоннелей в водонасыщенных песках — плывуны — в последнее время разработано несколько разновидностей герметизированных щитов. Их основное назначение — проходка тоннелей без применения сжатого воздуха за счет специальной головной части, строительного зазора и самой обделки. Наиболее глубоко проработанная система гидромеханизированного герметического щита (рис. VIII.30) основана на теоретико-экспериментальном исследовании комплекса вопросов тоннелестроения, механики грунтов и гидравлики. Основные требования, которым должна удовлетворять система герметического щита, — полная безопасность и эффективность тоннельных работ.

Главным условием работы щита следует считать сохранение устойчивости забоя под действием двух внешних сил — собственного веса грунта и гидродинамического давления, которое представляет собой давление фильтрационного потока на скелет грунта (оно очевидно зависит от положения горизонта вод относительно грунтового массива).

Устойчивость забоя при разработке породы может быть обеспечена различными техническими средствами и методами. Наилучшим из них признан метод гидравлической пригрузки при расположении забоя под углом обрушения. Для снижения лобовых сопротивлений наиболее эффективна гидравлическая разработка и перемещение грунта. При этом возможны три принципиальные схемы гидравлических устройств, регулирующих давление воды в призабойной зоне: прием пульпы через затворные устройства, прием пульпы в затопленную приемную камеру и отбор пульпы землесосом.

Наиболее рациональной системой герметического щита следует признать ту, которая основана на третьей схеме гидравлических устройств (отбор пульпы землесосом). Взаимодействие головной части такого щита и водонасыщенных песчаных грунтов основано

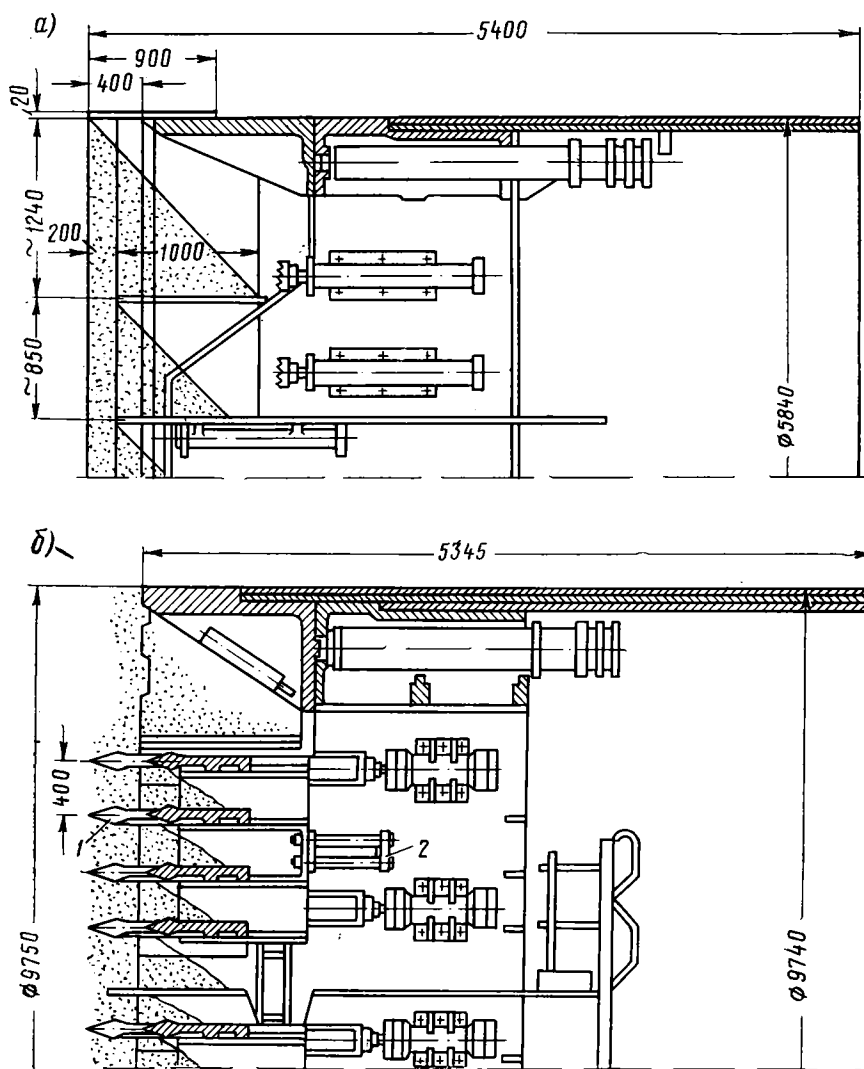


Рис. VIII.29. Щиты для работы в песках и гравии

на общих закономерностях смены фаз деформации и напряженного состояния грунта (фаза уплотнения, начальных сдвигов и выпирания). Применительно к рассматриваемой системе щита (см. рис. VIII.30) могут быть сделаны общие выводы:

1) устойчивость грунтов обеспечивается увеличением давления воды в области размыва призабойной зоны благодаря движению щита;

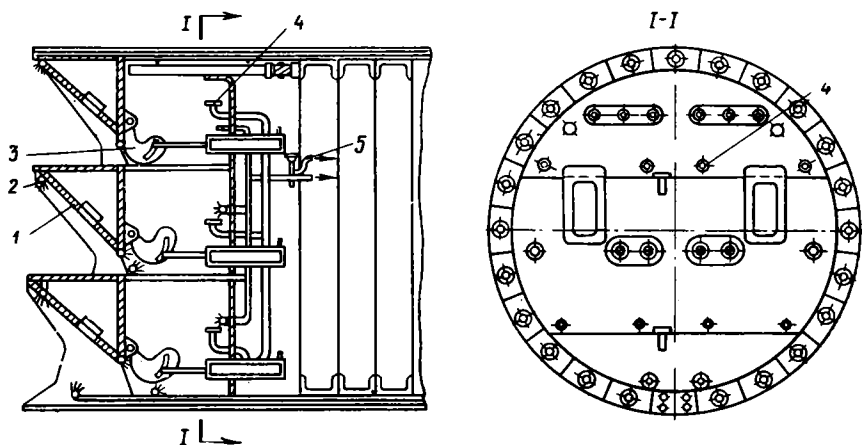


Рис. VIII.30. Герметический щит:

1 — наклонные лобовые ограждения; 2 — гидроразмыывочные устройства; 3 — затворы; 4 — гидромониторы; 5 — всасывающие трубы

2) нормальное движение щита возможно лишь при предельной нагрузке на грунтовый скелет, когда последний приведен в предельное напряженное состояние;

3) для достижения предельного состояния грунта необходимо, чтобы разрушающая нагрузка на грунтовый скелет превосходила предельную;

4) режим работы щита может быть принят установившимся и проходящим с некоторой средней скоростью.

Таким образом, гидромеханизированный герметический щит с затопляемой (с целью гидравлической пригрузки) приемной камерой и с наклонными диафрагмами отвечает условиям безопасной и эффективной проходки подводных тоннелей без применения сжатого воздуха. Строительный зазор между оболочкой герметизированного щита и обделкой может быть уплотнен применением клапанных устройств (рис. VIII.31).

При сооружении подводных тоннелей в илистых породах способом вдавливания применяют щиты с диафрагмами, рассчитанными на пассивный отпор породы. Форма диафрагмы может быть плоской, вогнутой или выпуклой в сторону забоя в зависимости от

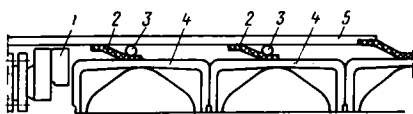


Рис. VIII.31. Клапанное устройство

для уплотнения строительного зазора:

1 — опорная часть щитового домкрата; 2 — уплотнительный клапан из армированной резины; 3 — кольцевой резиновый клапан; 4 — тьюбинг; 5 — оболочка щита

способа ведения работ и конструктивных особенностей щита. В случае частичного впуска ила через щит в тоннель диафрагме придают вогнутую форму для более удобного расположения в ней впускного отверстия и забирающих породу приспособлений, к

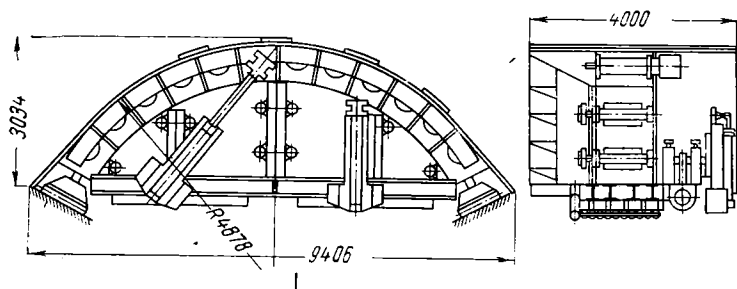


Рис. VIII.32. Полушит

числу которых следует отнести гидро- и пневмоэлеваторы, грязевые насосы, шлюзовые устройства и т. п. Иногда в конструкции щита помещают воздухонепроницаемую диафрагму со шлюзовым оборудованием для производства работ под сжатым воздухом только в головной части тоннеля. Такие щиты, например, примененные ранее за рубежом, проявили себя как плохо управляемые (из-за их сравнительно большой длины) и не обеспечивающие от возможных прорывов через строительный зазор.

Разновидностью щитов служат полушиты или щиты незамкнутого очертания. Их применяют при проходке тоннелей в смешанных породах (крепких внизу и мягких или неустойчивых наверху разрабатываемого поперечного сечения тоннеля). Полушиты представляют собою подвижную стальную крепь, повторяющую форму верхней части тоннельного сечения. Основанием для полушита служит естественная порода, тщательно подрабатываемая перед каждой передвижкой полушита, а также предварительно сооруженные в штольнях опоры и, наконец, искусственные конструкции в виде обделки тоннелей, пройденных с обеих сторон от основного тоннеля. Под прикрытием полушита сооружают верхнюю часть тоннельной обделки при готовой нижней или с последующим подведением нижней после разработки нижнего полусечения по типу обычного открытого способа с применением крупной механизации, что, собственно, и является главным достоинством этого способа.

Полушиты были применены при сооружении некоторых станций московского и ленинградского метрополитенов; они будут широко использованы на постройках тоннелей больших поперечных сечений независимо от их целевого назначения.

Полушит, примененный в советской практике (рис. VIII.32), состоит из арки с затяжкой, служащей одновременно и платформой для разработки забоя, и перегородок, работающих как подвески для уменьшения пролета затяжки и делящих полушит на рабочие ячейки. Опорные части его имеют шарниры, обеспечивающие равномерную передачу давления на катки, наклоненные к горизонту под углом 30° . Конструкции опорной и ножевой арок вы-

полнены из сварных стальных элементов, собранных на болтах. Тип и размещение домкратов аналогичны замкнутому щиту. Для укладки обделки приданы два рычага эректора, помещенные на полушите. Захват на конце рычага выполнен в форме двойного крюка, при помощи которого закрепляют тубинг при его подъеме. Для укладки обделки можно ограничиться одним тубингоукладчиком с наибольшим вылетом в 6—7 м, как это и было применено на строительстве станций ленинградского метрополитена.



ГЛАВА IX

СООРУЖЕНИЕ ТОННЕЛЕЙ ЩИТОВЫМ И СПЕЦИАЛЬНЫМИ СПОСОБАМИ

§ 41. СПОСОБЫ ЩИТОВОЙ ПРОХОДКИ В РАЗЛИЧНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Подготовительные работы

В состав подготовительных работ, выполняемых до основной проходки, обычно входит сооружение подходов выработок и щитовой камеры с последующей сборкой в ней щита в подземных условиях.

Камеру для сборки щита располагают на трассе основного тоннеля и придают ей внутренние размеры, несколько превышающие габаритные очертания щита с учетом размещения монтажного оборудования. Такие камеры обычно используют как временные сооружения, за исключением совмещенных с основными сооружениями в тоннелях, например с вентиляционными. Высоту камер назначают на 0,40—0,75 м, а ширину — на 1,5 м больше диаметра щита. Длину камер определяют по длине тубингоукладчика, который собирают в той же камере после выдвижения из нее щита.

Пример щитовой камеры для сборки перегонного щита приведен на рис. IX.1, а. Конструкция обделки ее аналогична тоннелю, сооружаемому горным способом. С торцов камеру ограничивают стенами с проемами для пропуска щита. Толщину стены назначают по условиям опирания на нее щитовых домкратов, но не менее 1,5 м. Толщину свода принимают с учетом подвешивания к нему при сборке элементов щита весом до 2—3 т. Подобную камеру можно выполнить из тубингов, что значительно сократит объем выработки. При заложении щитовых камер частично в крепких породах, прочность которых достаточна для восприятия давления пят свода, конструкцию замкнутой камеры можно заменить незамкнутой обделкой, т. е. полукамерой (рис. IX.1, б), которая состоит из свода, опирающегося пятнами непосредственно на породу. Торцовые стены полукамеры на участках крепких пород могут быть заменены железобетонной подушкой толщиной в 30—40 см. Нижнюю часть поперечного сечения полукамеры оставляют без обделки. Во избежание скалывания породы под пятнами свода сохраняют берму шириной 0,5 м, соответственно увеличивая пролет свода. Промежуточной конструкцией между камерой и полукамерой для случая

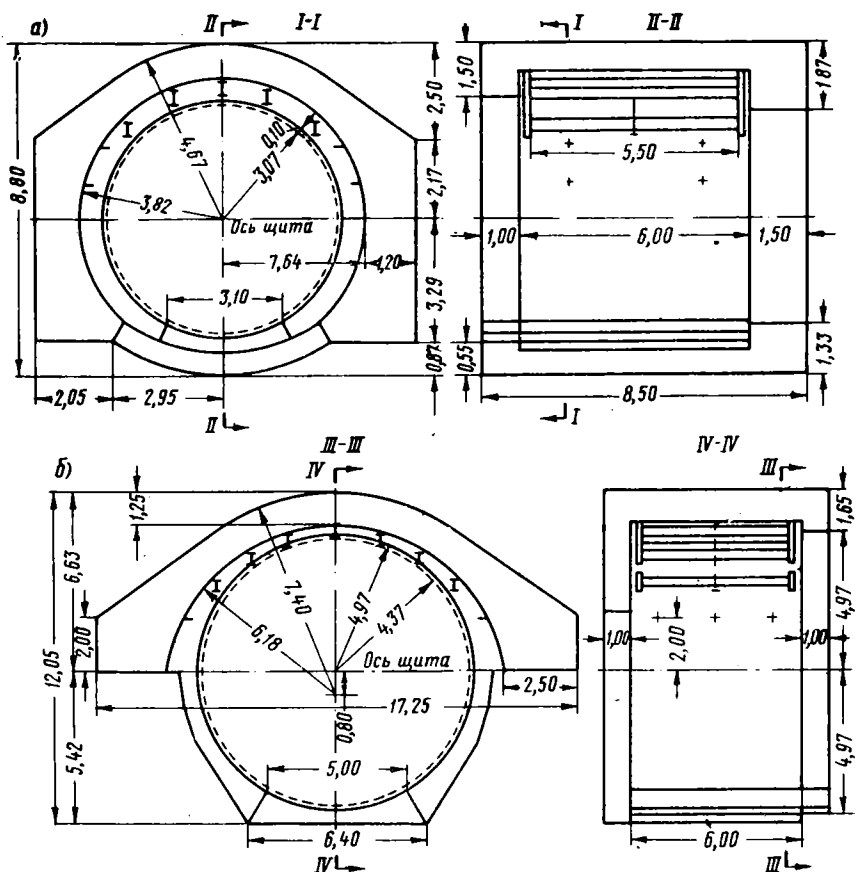


Рис. IX.1. Щитовая камера и полукамера

расположения слоя крепкой породы внизу разрабатываемого поперечного сечения может быть незамкнутая камера с опущенными до коренных пород пятнами.

Внизу камеры устраивают бетонную опорную подушку с утопленными в нее рельсами, необходимыми для обеспечения правильной сборки щита и его последующего выдвижения.

Для сборки щитов камеры нужны подъемные приспособления: две лебедки (3- и 5-тонные), домкраты, цепи, тросы, блоки, проушины, подвески, болты с ушками, натяжные гайки, клиновые прокладки в достаточном количестве для сборки щита и тележки.

Для крепления талей на верху камеры помещают либо продольные мощные балки, либо отдельные проушины, обеспечивающие подъем элемента щита и помещение его в требуемое положение в пределах габаритных размеров щита (см. рис. IX.1). Впереди ка-

меры в верхней части забоя помещают одну лебедку в тупиковой штольне, вторую устанавливают внизу, в подходной выработке. Элементы щита подают в камеру на платформенных вагонетках в порядке, соответствующем монтажному графику.

В случае ведения работ через ствол шахты необходимо снять подъемную клеть, установить 5-тонную лебедку и проверить все сопряжения подземных выработок на пропуск наибольшего по размерам элемента щитового оборудования. Для подачи деталей необходимо подготовить около 20 вагонеток грузоподъемностью 3—4 т.

Щиты и тьюбингоукладчики собирают по составленному графику работ с учетом особенностей конструкции. Для производства работ необходимо все операции разбить по видам оборудования (основные части щита, механическое оборудование, гидравлическое оборудование, электрооборудование). Кроме того, необходимо обеспечить бригады контрольными сменными заданиями, тщательно подготовить весь процесс сборки и обеспечить место работ надежным и бесперебойным водоотливом.

После сборки щит испытывают, подвигая его в пределах камеры несколькими нижними домкратами. При этом проверяют действия домкратов, гидравлической сети и пускорегулирующей аппаратуры. Для упора домкратов при выдвижении щита из камеры обычно используют тьюбинги или блоки обделки, укладываемые теми же монтажными приспособлениями, что и при проходке самого тоннеля. После выдвижения щита из камеры собирают и испытывают тележку эректора. При повторном использовании камеры для сборки щита противоположного направления уложенную обделку разбирают. При ведении работ со стороны открытого портала щит собирают в открытой выемке или в котловане. Для последующего перемещения щита необходимо иметь специальные железобетонные упоры или использовать для этой цели массив породы.

Помимо обычного способа сборки щитов непосредственно на месте, могут быть применены другие. Щиты могут быть опущены на проектную отметку с поверхности земли в собранном виде двумя способами: 1) вместе с камерой в виде кессонной секции и 2) в ствол шахты.

Первый способ применен на строительстве московского метрополитена. Этот способ требует расположения кессонных секций непосредственно над трассой тоннеля и ввода в них предварительно собранных щитов (рис. IX.2, а).

Тоннельные секции опускают обычным кессонным способом с выдачей породы через наращиваемый ствол шахты и ее отвалом на потолок секции. После опускания кессона на проектную отметку щиты выдвигают на трассу через торцовые стены секции с предварительным шлюзованием тоннельной секции и примыкающего к ней ствола шахты при помощи съёмной шлюзовой перегородки. Конструкцию стен для этой цели делают разборной из металлических балок и листов или из кирпича. Преимущество способа опускания — техническая возможность начала щитовых работ в требуемом

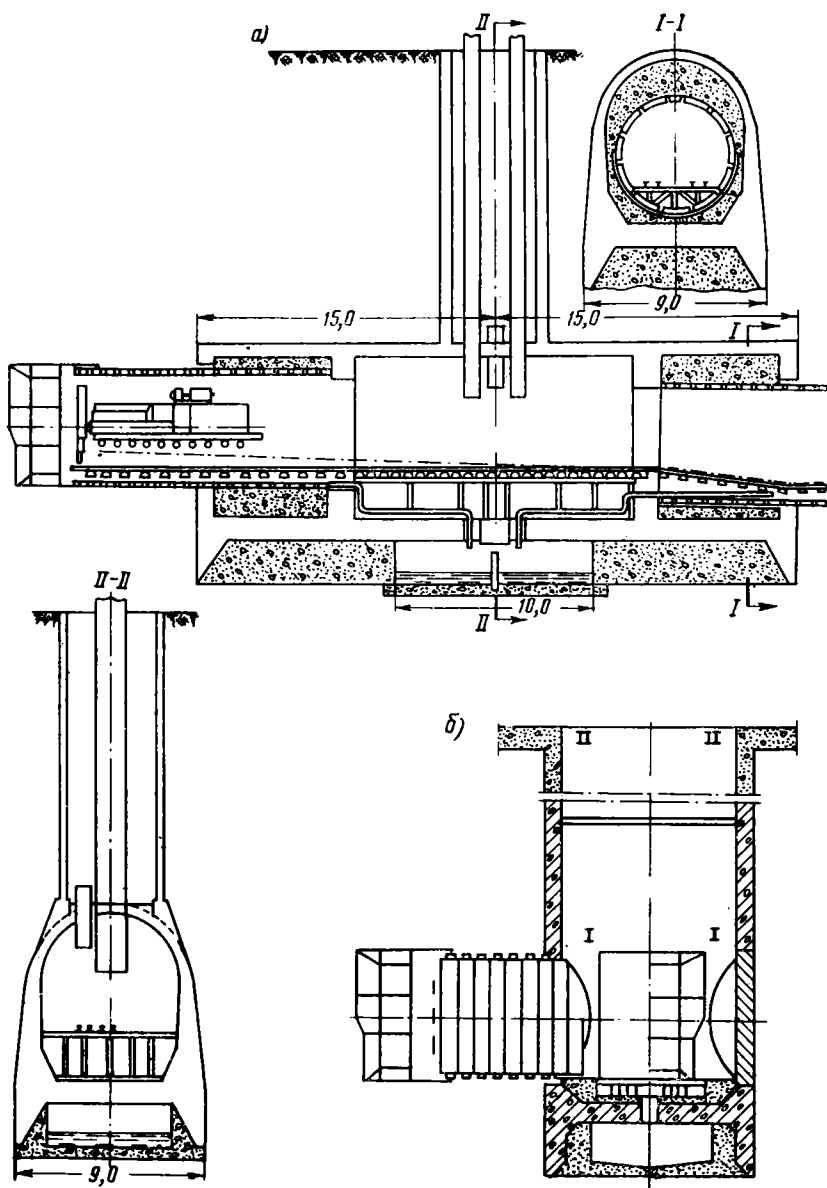


Рис. IX.2. Щиты, опущенные с поверхности земли

месте, где по геологическим условиям нельзя соорудить щитовые камеры обычным способом, например, при проходке подводных тоннелей, где необходимо начинать работы в прибрежной зоне или с искусственно отсыпанных островов.

Опуская собранные щиты в ствол шахты большого поперечного сечения (рис. IX.2, б), шахту проходят кессонным способом с выполнением ее ствола из железобетона или чугунных тубингов. Внизу ствола делают бетонную подушку и упор для щита, а в местах выпуска щитов на трассу в конструкции обделки оставляют проемы, заделываемые разборной (обычно стальной) диафрагмой. В устье ствола закрепляют балки для приемной площадки, а также для установки воздухонепроницаемой перегородки и мощные балки для приема щитов перед их опусканием. Собственно опускание можно осуществить на винтовых домкратах (по аналогии с опусканием наплавных кессонов), на стальных канатах посредством лебедок и полиспастов или на понтоне в затопленном водой стволе шахты.

Наиболее простым следует признать этот второй способ, при котором используют имеющиеся 10-тонные лебедки, служащие и для надвига щитов. Щит надвигают на два пакета мощных балок, подвешивают через полиспасты к неподвижным балкам, опертым посредством стоек и подкосов на стенки ствола. Подвесной полук с рельсами на нем укладывают на временные выдвижные балки, удаляемые из-под него перед опусканием щита.

Для обеспечения правильного опускания щита в стволе укрепляют специальные направляющие. Щит выпускают под защитой временной шлюзовой перегородки. После передвижки щита и сооружения обделки на участке длиной около 30 м проходку временно прекращают до возведения в тоннеле постоянной шлюзовой перегородки. Для этого тщательно уплотняют лобовую часть щита и стравливают сжатый воздух. Таким образом в ствол можно последовательно опустить и вывести на трассу два щита, идущих в противоположные стороны. Щиты демонтируют, как правило, в тех же камерах; в устойчивых породах допускают выполнение этой работы под защитой временных устройств.

Работы в забое немеханизированного щита

Способы проходки щитом зависят от геологических и гидрогеологических условий трассы. Существует целый ряд рациональных приемов работ. В качестве общих положений могут быть даны следующие: проходка должна быть совершенно безопасной; качество, темпы и степень механизации работы должны быть высокими; организация работ должна обеспечить непрерывное уменьшение их стоимости.

Для обеспечения безопасности необходимо правильно установить ограждение забоя требуемого типа, тщательно выполнять проходческие работы и наблюдать за состоянием забоя.

Степень использования щита как орудия для проходки в породах всех категорий может быть различна. В некоторых случаях щит используют как подвижную крепь, позволяющую вести проходческие работы одновременно по всему поперечному сечению тоннеля благодаря наличию выдвижных платформ. В других же, наоборот, щит может быть единственным орудием при проходке как врезанием (частичным или полным), так и иными рассмотренными выше средствами механического воздействия.

Организация работ в забое и последовательность выполнения процессов для пород различных групп приведены ниже.

В крепких породах проходку щитом следует рассматривать как сочетание горнопроходческих операций, выполняемых в забое щита, с перемещением подвижной крепи, гарантирующей полную безопасность этих работ, и механизированного возведения тоннельной обделки. Как показал опыт строительства многих тоннелей, щитовая проходка тоннелей больших протяжений в крепких породах по сравнению с горными методами более безопасна и эффективна и позволяет широко применять механизацию наиболее трудоемких процессов. Исключением может быть лишь сооружение тоннелей в весьма крепких породах, где можно успешно применять и другие способы проходки.

До подвижки щита необходимо перед ним разработать породу в объеме, достаточном для перемещения щита на ширину кольца тоннельной обделки. При проходке в крепких породах всем поперечным сечением щита и при их достаточном слое над щитом (более 2—3 м) можно одновременно разрабатывать породу по высоте всего забоя так, чтобы щит мог свободно перемещаться в освобожденное пространство. Этот рабочий процесс — есть сочетание горных приемов проходки, выполняемых из рабочих ячеек щита с перемещением подвижной крепи (щита).

При проходке в крепких породах лишь частью поперечного сечения щита или при недостаточном слое этой породы над щитом (менее 2 м) нельзя одновременно разрабатывать на весь профиль. В этом случае необходимо вести частичную выработку забоя в отдельных ярусах щита.

Основной и наиболее эффективный метод разработки крепких пород — взрывной в сочетании с механической погрузкой. Для предохранения аппаратуры щита от действия взрыва ячейки щита снабжают створчатыми ограждениями в виде стальных решеток или цепей из стальных прутьев. Такие ограждения, будучи шарнирными, предохраняют аппаратуру, смягчая силу удара кусков породы, и, кроме того, пропускают газ через щит. Делать для этой цели сплошные защитные щитки нецелесообразно, так как этим не достигается полностью поставленная цель.

При ведении взрывных работ впереди щита необходимо соблюдать следующие основные правила:

1) взрывание шпуров необходимо вести ограниченными зарядами;

2) необходимо избегать сильных взрывов и предупреждать разлетание кусков породы, так как они могут погнуть или даже сломать отдельные части щита, в частности, гидро- и электроаппаратуру;

3) глубина и размещение шпуров, а также размер заряда зависят от характера проходимой породы; эти данные определяют расчетом и проверяют в начале работ на нескольких опытных заходках;

4) перед каждой подвижкой щита при небольшом слое крепкой породы над выработкой необходимо пробное бурение на верху забоя снизу вверх во избежание обвала из-за неожиданной встречи неустойчивой породы.

Как правило, щитовую проходку следует вести при глухом забое, так как это позволяет наиболее полно использовать щит и уменьшить стоимость работ. Тем не менее могут быть случаи, требующие применения сквозной опережающей штольни. Штольня — весьма трудоемкий элемент проходки, она требует дополнительного времени, но создает ряд благоприятных условий для производства работ:

1) улучшает условия водоотлива при проходке под уклон;

2) улучшает естественную вентиляцию забоя;

3) обеспечивает безопасность работ наличием второго запасного выхода из забоя;

4) создает удобства погрузки породы впереди щита;

5) разделяет грузовые потоки породы и материалов;

6) при наличии опережающей штольни возможна укладка бетонной направляющей подушки под щит, что иногда применяют для обеспечения щиту правильного положения в плане и профиле и его предохранения от повреждений и износа.

Предохранение щита от поворотов имеет большое значение при проходке тоннелей больших поперечных сечений, внутри которых необходимо вести в дальнейшем монтаж конструкций, а также для правильного распределения усилий щитовых домкратов на тьюбинги. Кроме того, вследствие поворота щита создается неудобство работы в его ячейках. По условиям прочности толщина бетонного лотка должна быть не менее 20—25 см, причем для уменьшения силы трения применяют также рельсовые направляющие.

Советской практикой тоннелестроения выработаны два основных способа проходческих работ в крепких породах — разработка плоским забоем и уступчатым.

При разработке плоским забоем (рис. IX.3, а), применяемым как при глухом, так и сквозном забое, породу взрывают таким образом, чтобы образовывать вертикальный направляющий лоток для спуска по нему породы при дальнейшей разработке. Вначале разрабатывают среднюю часть забоя — ядро, затем верхнюю и боковые части, прилегающие к ядру, и, наконец, низ. Шпуры бурят параллельно с последующим заряджанием всего комплекта, а взрывают в порядке требуемой последовательности с интервалами 2, 4, 6 сек при помощи электродетонаторов замедленного действия.

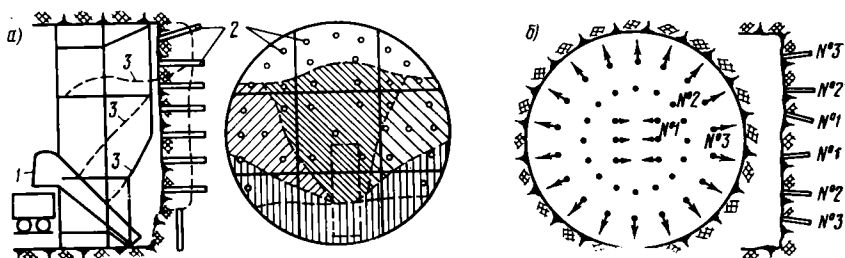


Рис. IX. 3. Плоский забой и схема расположения шпуров в нем:

1 — механический погрузчик; 2 — шпур; 3 — контур отбитой взрывом породы;

№ 1 — электродетонаторы мгновенного действия; № 2 — то же, с замедлением на 2 сек; № 3 — то же, с замедлением на 4 сек

Породу убирают механическими перегружателями, вмонтированными в нижнюю ячейку щита, или породоборочными машинами. Весьма целесообразно расположение шпуров в забое по 3—4 концентрическим окружностям (рис. IX.3, б), так как при этом последовательно образуются дополнительные боковые поверхности, способствующие равномерному отрыву породы от массива при уменьшенных затратах взрывчатых веществ.

При разработке уступчатым забоем, применяемым при наличии передовой штольни, работу начинают с проходки пространства в нижней части поперечного сечения забоя — камеры. Эта камера опережает разработку верхней части забоя, и ее используют для размещения взорванной породы среднего и верхнего уступов, разрабатываемых последовательно. Шпуров бурят во всех уступах один-два бурильщика, заряжает и взрывает взрывник с помощником.

После уборки породы, полученной от разработки камеры, взрывают шпуров среднего и верхнего уступов. При уборке взорванной породы подчищают верхнюю и боковые части профиля выработки, а по окончании уборки — подчищают остальную часть профиля. Такой порядок работ возможен лишь в породах, в которых можно оставлять без крепления обнаженную нижнюю поверхность нависающего уступа; например, в крепких карбонных глинах и известняках. Породу убирают либо устройствами, подхватывающими породу (поперечные транспортеры), либо механическими грузчиками с забирающим аппаратом.

Основные правила безопасности при проходке в крепких породах сводятся к ограждению людей от падающей породы, а также к обеспечению вентиляции после взрыва.

Рациональные приемы полной механизации щитовой проходки в мягких породах (глинах) обычно применимы при сооружении тоннелей большого протяжения в аналогичных условиях (см. § 40).

При работах щитом обычного открытого типа в мягких породах необходимо проявлять особую тщательность; помимо разработки

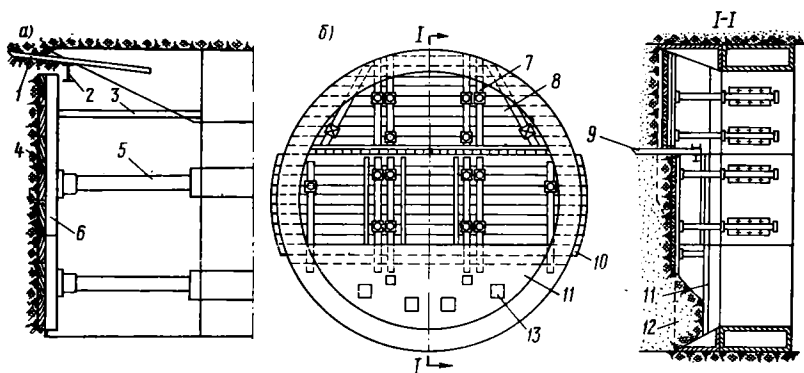


Рис. IX.4. Крепление забоя:

а — в ячейках щита при проходке в глинах; *б* — при проходке в неустойчивых породах;

1 — забивная крепь; *2* — стальная арка; *3* — жесткая распорка; *4* — лобовые доски; *5* — забойный домкрат; *6* — распределительный брус; *7* — брус; *8* — ограждение забоя; *9* — дополнительное ограждение; *10* — боковое ограждение; *11* — диафрагма; *12* — песок; *13* — окно для впуска породы

забой необходимо крепить. Мягкую глину разрабатывают пневматическими лопатами на глубину, соответствующую величине передвижки щита. Меньшая глубина заходки вызывает излишний расход времени и материалов на крепление забоя и кровли.

При разработке глины забой крепят системой горизонтально расположенных деревянных ограждений (обычно досок), прижимаемых к забою через брусья забойными домкратами. Для удобства работ брусья составляют из двух отрезков (по числу забойных домкратов, располагаемых по высоте ячейки). Кровлю выработки перекрывают деревянной или стальной крепью, заводимой за щит или располагаемой на специальной кружальной арке в ножевой части щита.

Обычный способ работ заключается в том, что забой и кровлю тщательно закрепляют (рис. IX.4, *а*). Затем разрабатывают породу в каждой ячейке с постепенным снятием нескольких забойных досок и выемкой породы на глубину, соответствующую ширине кольца тоннельной обделки. Доски, расположенные ниже, оставляют прижатыми к забою; одновременно продвигают вперед ограждение кровли. Снятые доски заводят в новое положение и прижимают к забою забойными домкратами или дополнительными распорками. По мере разработки выдвигают вспомогательные платформы. С такой последовательностью снимают доски, разрабатывают породу и перекрепляют уступами сверху вниз.

После выполнения всех проходческих работ выдвижные платформы оттягивают, а забойные домкраты оставляют в положении рабочего хода. При подвижке щита происходит принудительное возвращение выдвинутых плунжеров забойных домкратов за счет разности сил щитовых и забойных домкратов. Ограждение кровли

остается неподвижным, так как щит надвигается на него при перемещении. Породу убирают одновременно во всех ярусах щита по направляющим лоткам.

При проходке в мягких, но устойчивых глинах разработка породы может быть видоизменена с целью большего использования силы щитовых домкратов за счет срезания породы по контуру щита на толщину, зависящую от силы щитовых домкратов.

Можно также разрабатывать при помощи механических скребков. В этом случае в каждой рабочей ячейке применяют несложное приспособление в виде узкой стальной полосы, изогнутой по дуге круга и заостренной с одной стороны. Полосу снабжают двумя рукоятками: одной для прижатия скребка усилием рабочего к забою, а другой для подвешивания к тросу. Посредством небольшой (1,5 квт) электрической лебедки, помещаемой в ячейке щита, осуществляют рабочее перемещение скребков; кнопочное управление лебедкой помещают в рукоятке. Глину разрабатывают, срезая слой толщиной до 20 см при перемещении скребка снизу вверх. Срезая породу вертикальными полосами, постепенно разрабатывают весь забой в каждой ячейке. Выдвижные платформы щита при этом должны быть постоянно прижаты к забою, а промежутки между ними перекрыты стальными фартуками для обеспечения независимости и безопасности работ во всех ячейках щита. Разработанную породу перемещают через ячейки щита и сбрасывают вниз по направляющим лоткам на транспортные средства.

Проходка в неустойчивых породах обычными щитами сложна и требует особой тщательности и внимания при ведении работ. Малейший выпуск породы может привести к тяжелым последствиям, если вовремя не приостановить начавшегося перемещения породы (специальные способы ограждения с применением рассекающих перегородок и виброкрепи — см. § 40).

Применяемые в отдельных случаях работы открытым щитом, как правило, ведут под защитой ножевой части щита. Проходку ведут глухим забоем, закрепляемым системой горизонтальных ограждений (досок) и вертикальных (брусьев, поддерживаемых забойными домкратами).

При проходке в водоносных неустойчивых породах необходимо либо искусственное водопонижение, либо применение сжатого воздуха, назначение которого сводится к тому, чтобы отжать от породы свободную воду и осушить забой на некотором расстоянии впереди щита. При проходке под сжатым воздухом нижнюю часть забоя (приблизительно на высоте $\frac{1}{3}$ диаметра щита) ограждают сплошными стальными листами с отверстиями для выпуска породы. Ограждением такого типа обеспечивают устойчивость наиболее подвижной части породы, не осушенной сжатым воздухом (рис. XI.4, б). Кровля и бока выработки находятся под защитой ножевой части щита.

Для обеспечения устойчивости забоя применяют забивную металлическую крепь в отдельных ярусах щита. Породу разрабаты-

вают небольшими заходками на длину в 0,15—0,25 м (в зависимости от ее состояния) с одновременной перекидкой в вертикальные лотки. Работы ведут последовательно, начиная с верхнего яруса и одновременно во всех ячейках данного яруса. После окончания проходки на величину 0,15—0,25 м по всей площади забоя передвигают щит на эту величину. После продвижения щита вперед на всю ширину кольца обделки (на что требуется от трех до четырех частных передвижек) укладывают кольцо обделки, оканчивая на этом цикл проходческих работ. Забой закрепляют согласно правилам безопасности по одной доске с последовательным ее перемещением на 0,25 м. При этом устанавливают последовательно укорачиваемые вертикальные брусья и перекрепляют их на систему забойных и вспомогательных домкратов. Такой способ проходки имеет следующие недостатки:

- 1) кустарность приемов работ, требующих высокой квалификации проходчиков и больших затрат времени на вспомогательные операции;

- 2) отсутствие элементов механизации в процессе разработки и крепления;

- 3) недостаточность темпов работ ввиду необходимости вести разработку небольшими заходками.

В особых случаях применяют дополнительное ограждение в каждой ячейке в виде двух стальных диафрагм, одну из которых помещают на верху ячейки с передней стороны опорного кольца; а другую внизу с противоположной его стороны. Таким образом, передняя диафрагма не доходит до низа ячейки на 0,9—1,0 м, а другая возвышается над полом ячейки на 1,0—1,1 м, т. е. на 0,1 м выше нижнего края передней. В случае прорыва разжиженной породы через забойное ограждение дальнейшего распространения прорыва и затопления тоннеля не произойдет, так как жидкость, поднявшаяся до уровня нижнего края передней диафрагмы, дальше подняться не может вследствие противодействия сжатого воздуха (гидравлический запор). Очевидно, что такое ограждение является лишь аварийным.

В качестве дополнительных средств применяют также ограждение в виде секторных затворов. Секторный затвор, помещенный в каждой ячейке, представляет собой как бы вращающуюся дверь, имеющую форму сегмента цилиндра. Это устройство, поднятое в верхнее положение, обычно находится в неустойчивом равновесии. В случае необходимости закрыть ячейку, рабочий приводит в действие специальное устройство, благодаря чему дверь закрывается под действием собственного веса. Такое устройство, будучи противоаварийным, имеет следующие недостатки: невозможно закрыть дверь в случае попадания камня или какого-либо твердого предмета; стесненность фронта работ; необходимость применения обычного ограждения забоя.

Аварийные ограждения обоих типов широко применяли в зарубежной практике щитовой проходки в неустойчивых водоносных

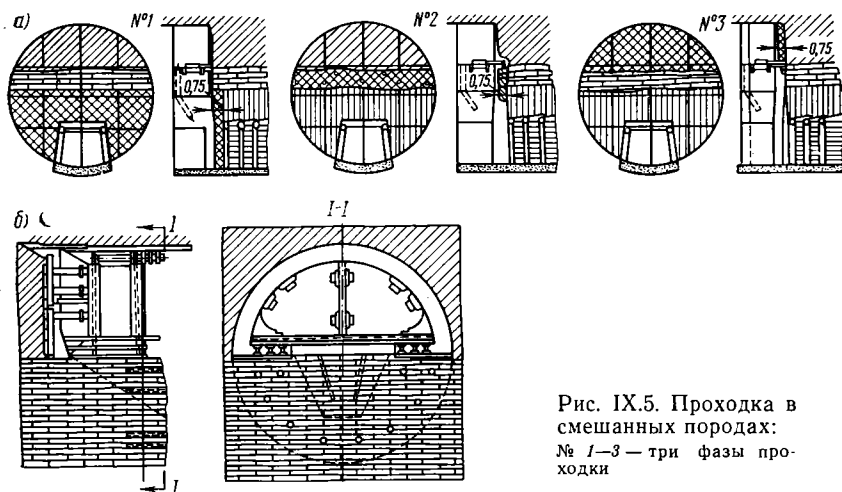


Рис. IX.5. Проходка в смешанных породах:
№ 1—3 — три фазы проходки

породах, но признать их совершенными по указанным выше причинам все же нельзя. Следует предельно механизировать разработку и крепление забоя, превращая пассивное ограждение в активный агрегат.

Методы ведения работ в щите при проходке в смешанных породах зависят от характера этих пород. В отдельных ярусах щита могут производиться работы, специфичные для данной категории породы. Смешанные крепкие породы особых затруднений для проходки не представляют. Наоборот: большие трудности представляют смешанные породы при частичных включениях неустойчивых пород.

В качестве примера рассмотрим проходку щитом (рис. IX.5, а) тоннеля большого поперечного сечения в смешанных породах — карбонных глинах, известняке и юрской глине. Более рациональной следует признать работу, выполняемую последовательно в нижнем, среднем и, наконец, в верхнем ярусах щита. Карбонную глину разрабатывают внизу щита отбойными молотками. Одновременно бурят шпур в известняке в пределах второго яруса и подрабатывают нижнюю часть четвертого яруса в юрской глине для возможности выдвижения платформ щита. После выдвижения платформ заряжают шпур и взрывают известняк, а после вентиляции подчищают профиль выработки.

Породу вывозят по передовой штольне или по готовому тоннелю. Затем передвигают щит, одновременно разрабатывая забой в пределах верхнего яруса. Для этого по контуру щита и против перегородок предварительно подрабатывают породу, убирают лобовую крепь и платформы в боковых ячейках. В средних ячейках забой оставляют закрепленным на забойных домкратах. После такой подготовки передвигают щит. В боковых ячейках юрскую

глину срезают ножевой частью щита с последующей разработкой отбойными молотками, в средних участках породу разрабатывают после передвижки щита при закрепленном забое. При этом способе верхняя часть забоя всегда находится под защитой ножевой части щита, что позволяет вести работы без ограждения кровли выработки. Это обстоятельство увеличивает безопасность и темпы проходки.

Проходку в смешанных породах можно осуществить полуштитом (рис. IX. 5, б). При расположении мягкой породы в верхней части забоя и крепкой в нижней для данного способа характерной будет проходка наиболее ответственной части профиля под защитой стальной конструкции-полушпита, а нижней под защитой полушпита или сооруженной обделки. При этом нижнюю часть разрабатывают как открытую скальную выемку. Забой крепят и разрабатывают в верхней половине обычным способом. Для спуска породы в средней части естественного основания разрабатывают наклонную траншею. Параллельно с проходкой полуштитом бурят шпур в нижнем полусечении, после чего всю бригаду удаляют и осуществляют зарядание, взрыв и вентиляцию; продолжают проходческие работы и подготавливают основание для последующей передвижки полушпита. Подготовка заключается в тщательной подборке основания под полуштит в пределах ножевой части с укладкой стальных опорных плит и катков, переносимых с задней стороны опорной части полушпита.

Одновременно с разработкой породы в пределах полушпита убирают взорванную породу в средней части и очищают профиль для укладки тюбингов в нижнем полусечении забоя. Погружают породу при помощи механических перегружателей с забирающим аппаратом.

§ 42. ВЕДЕНИЕ ЩИТА

Ведение щита следует понимать, как комплекс мероприятий, обеспечивающих точное соблюдение проектного направления трассы тоннеля.

Для выполнения этого необходимо:

соблюдать основные производственные приемы перемещения щита;

применять наиболее совершенные методы проверки положения щита;

осуществлять наиболее рациональные приемы исправления отклонений щита.

Все эти задачи обычно решают совместно строители тоннеля и геодезисты-маркшейдеры.

Успешность проходки щитом зависит от качества проходческих работ в забое щита и, главное, от качества подготовки основания и всего профиля выработки.

Как наиболее надежное средство ведения щита в крепких породах следует рассматривать бетонную направляющую подушку. При

проходке в мягких породах обычно работы осуществляют глухим забоем, причем, правильное направление щита обеспечивают качественной подработкой профиля и устройством направляющих лыж. В случаях, требующих некоторого смещения щита, применяют способы включения дополнительных сопротивлений недобором породы, а также распорок между щитом и забоем со стороны, противоположной требуемому опережению. Применение указанных способов должно быть ограничено лишь случаями действительной необходимости, т. е. когда поворот щита только щитовыми домкратами неосуществим.

Проходка в плавунных породах требует ведения щита в наклонном положении, т. е. с завышением ножевой части щита приблизительно на 10—15 см над хвостовой. Такое завышение нужно для того, чтобы в конце передвижки щит пришел в нормальное положение.

Большие затруднения при ведении щита оказывают валуны, расположенные в нижней части забоя. После их удаления ниже щита может образоваться разрыхленная слабо сцепленная порода и щит может дать просадку. Выправляют щит в таких случаях посредством нижних домкратов.

При проходке в разжиженных илистых породах направление щита можно регулировать, пропуская небольшой объем ила через щит внутрь тоннеля, или щитовыми домкратами. Для этой цели в конструкции щита предусматривают поперечные диафрагмы, герметически отделяющие забой от тоннеля. В этих диафрагмах устраивают одно или несколько отверстий, снабженных затворами. Сущность ведения щита при таком способе сводится к местному уменьшению лобового сопротивления ила при движении щита. Таким образом, при открытии отверстия произойдет некоторое опускание щита, а при уменьшении объема впускаемого ила можно направлять движение щита вверх.

Как правило, необходимое направление щиту придают, комбинируя включение домкратов путем устройства группового и индивидуального управления, предусмотренного в конструкции и оборудовании щита.

При тщательно разработанном профиле забоя и правильном включении групп щитовых домкратов щит может иногда иметь

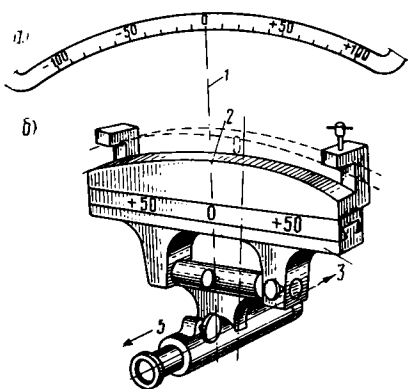


Рис. IX.6. Щитовой оптический прибор для ведения геодезических работ: а — схема визирной дуги; б — устройство на щите оптической трубы; 1 — вертикальная ось щита; 2 — риска; 3 — створ сигналов; 4 — салазки для поперечного перемещения трубы; 5 — направление проходки

отклонения по причине неправильностей, допущенных при сборке обделки.

Отклонение кольца обделки от проектного положения может происходить по следующим причинам:

- 1) от неравномерного подтягивания болтов в кольцевых бортах;
- 2) от попадания между кольцами тубингов твердых частиц;
- 3) в результате неправильно уложенного клиновидного кольца, которое обычно применяют при сооружении тоннеля на криволинейных участках.

Задачу проверки положения щита и кольца обделки решают применением комплекса геодезических работ с последующим оформлением наблюдений в виде записи и вычислений на так называемых щитовых карточках и изображения на графике ведения щита.

Для определения положения щита в плане применяют, например, щитовой оптический прибор (рис. IX.6). Здесь две арки, помещаемые в пределах ножевого и опорного колец, с делениями, обращенными по ходу щита, увязывают с общей длиной щита. К аркам прикрепляют оптическую трубу, ось которой устанавливают по световым сигналам точно в вертикальной плоскости, проходящей через проектную ось тоннеля. Так как нуль арки не всегда совпадает с вертикальной осью сечения тоннеля, что объясняется поворотом щита относительно его продольной оси, то искомые отклонения определяют по отсчетам поперечного уровня.

Прижимную часть оптической трубы устанавливают и закрепляют на арке по риске деления (см. рис. IX.6), соответствующего показанию поперечного уровня. В таком положении труба будет совмещена с вертикальной плоскостью, проходящей через ось щита (до его поворота). Затем трубу перемещают поперек до совпадения со створом визирных сигналов и делают отсчет по шкале трубы. Трубу переносят на вторую арку и повторяют операции. По двум отсчетам, соответствующим отклонениям центров измерительных арок от проектной оси, определяют по экстраполяции положения ножевой и хвостовой частей щита в плане.

Для определения щита в профиле нивелируют точку, находящуюся на цилиндре щитового домкрата, расположенного над задней аркой. Для этой цели применяют две короткие рейки, одну из которых устанавливают нулем в первой точке и другую — нулем вниз в другой точке, имеющей определенную отметку. Нивелир размещают над тубингоукладчиком на подвесном столике. Искомую отметку первой точки определяют суммированием отсчетов по обеим рейкам с отметкой второй точки. Имея проектные и фактические отметки первой точки и соответственно продольные уклоны щита, можно вычислить истинное положение ножа и хвостовой части щита.

Определив указанным способом положение щита в плане и профиле относительно проектной оси тоннеля после каждой его передвижки, задают требуемое давление домкратов для последующего выправления щита.

Положение колец обделки в плане определяют тем же способом, а их высотное положение — нивелированием лотка тоннеля.

В связи с увеличением скорости механизированной щитовой проходки методы ведения щитов непрерывно совершенствуют. Так, в частности, применяют оптическую систему, представляющую собою сочетание зрительной трубы и оптического клина с малым углом раздвоения изображения.

Техническая мысль должна быть направлена на отыскание таких способов ведения щита, которые в наименьшей степени зависят бы от случайных ошибок. В этом смысле перспективны способы автоматического ведения щитов, например, с использованием лазера и т. п.

§ 43. СООРУЖЕНИЕ СБОРНЫХ ТОННЕЛЬНЫХ ОБДЕЛОК И ИХ ГИДРОИЗОЛЯЦИЯ

При сооружении обделки из тюбингов после предварительной очистки от всякого рода загрязнений, тюбинги подают к забою на платформенных вагонетках, снабженных поворотными кругами. Тюбинг должен быть перемещен непосредственно под рычаг механического укладчика по возможности без каких-либо погрузочных операций во избежание повреждения предохранительного защитного слоя, нанесенного на спинке тюбинга. Скрепления доставляют отдельно в ящиках с крышками. Непосредственно перед укладкой тюбинга на место его и оболочку щита окончательно очищают для обеспечения водонепроницаемости и сохранности обделки.

Подъему тюбинга предшествуют поворот его на 90° на тележке и закрепление захвата за болтовые отверстия или за отверстия в среднем ребре жесткости, в зависимости от типа тюбинга. Конструкция захвата должна обеспечивать полную безопасность работ. С этой целью иногда применяют захват в виде двойного крюка и так называемое коромысло. Плечо коромысла плотно входит в гнездо захвата, направленное в сторону необходимого перемещения, во избежание передачи веса тюбинга на замыкающую шпильку. В других случаях захват имеет форму вилки, к которой при помощи оправки прикрепляют среднее ребро тюбинга.

Подъем и укладка тюбинга на место требует трех направлений движения рычага эректора: радиального (удлинение и укорочение), вращения в плоскости собираемого кольца и поступательного перемещения. Имеющиеся приводные устройства вполне обеспечивают требуемые направления перемещения.

Первым укладывают нижний тюбинг, к которому последовательно симметрично приболчивают остальные. Сборка нижних тюбингов на оболочке щита должна быть особо тщательной по данным инженерно-геодезической (маркшейдерской) службы. Последующие тюбинги допускается собирать лишь после проверки правильности укладки предыдущих. Для перекрытия продольных швов каждое последующее кольцо смещают по отношению к ранее уложенному влево и вправо на $\frac{1}{3}$ сегмента (два болтовых отвер-

ствия). При шарнирном соединении продольных стыков такое смещение исключено. Для закрепления тьюбинга на месте применяют стальные оправки, забиваемые через болтовые отверстия тьюбингов. Каждый тьюбинг ставят на 2—3 оправки с последующей их заменой болтами.

Одновременно с укладкой тьюбинга нужно устанавливать гидроизоляционные шайбы, а также сболчивать элементы электрическим или пневматическим инструментом, обеспечивающим расчетное натяжение болтов. Порядок сболчивания соответствует порядку сборки тьюбингов.

При сборке обделки особое внимание должно быть обращено на обеспечение и сохранение круговой формы тоннеля, что проверяют измерением горизонтального, вертикального и диагональных диаметров (допустимые отклонения размеров ± 25 мм). Также чрезвычайно важно, чтобы поперечные борта лицевой стороны (обращенной к домкратам) собранного кольца представляли правильную плоскость.

Для обеспечения кольца от искажения под влиянием собственного веса при сборке его применяют дубовые клиновидные прокладки или металлические шириной до 50 см, помещаемые между тьюбингами и оболочкой щита, или же специальные стяжки с натяжными устройствами. Стяжки представляют собою металлические стержни диаметром около 40—45 мм, прикрепляемые к кольцу немного ниже его горизонтального диаметра. Стяжка может быть снята только в том месте, где нет деформации обделки тоннеля, т. е. после нагнетания раствора.

По мере передвижения щита необходимо контрольное подтягивание болтов, ослабляемых давлением домкратов.

В случаях применения обделки из блоков, при предварительной подготовке блоков очищают их поверхности, подают на платформенных вагонетках непосредственно под рычаг укладчика и прикрепляют захват последнего к блоку. Блок снимают с платформы и устанавливают на место. Сборку кольца обделки начинают с укладки нижнего блока, остальные укладывают попеременно и симметрично с обеих сторон до половины кольца. При этом тщательно проверяют положение каждого блока. При укладке блоков верхней половины их поддерживают двутавровыми балками, передвигаемыми по металлическим кружальным аркам, помещенным на опорной конструкции укладчика. При использовании блокоукладчиков кассетного типа блоки укладывают только в нижней части с последующим перемещением по кольцу.

Основная особенность возведения обделок из крупных железобетонных блоков — применение блокоукладчиков дугового типа.

При сооружении кольцевых обделок целесообразно применять блокоукладчик (см. рис. VIII.12). Доставленный к забою на платформе блок весом 5—6 т поворачивают на 90°, захватывают и перемещают в плоскость собираемого кольца обделки при помощи двух электроталей, затем блок поднимают по дуге укладчика лебедкой

(11 квт; грузоподъемность 8 т), укладывают в верхнее положение и поддерживают его при помощи фиксаторов до замыкания кольца. Второй, боковой правый блок поднимают левой лебедкой до соприкосновения торцов блоков и стыкуют выпущенную в швах арматуру, не снимая троса лебедки до полного замыкания кольца. Третий, левый блок укладывают правой лебедкой и крепят на месте таким же способом; четвертый, нижний устанавливают в лотковой части электротали. Затем в торцах между ними и боковыми блоками укладывают временные бетонные вкладыши и передвигают щит. При этом происходит оснoсительное смещение направляющих балок укладчика и уложенных блоков обделки. Затем три верхних блока приводят в проектное положение при помощи радиальных гидравлических домкратов, помещенных на дугах укладчика, и бетонизируют стыки между торцами блоков быстротвердеющей бетонной смесью.

При сооружении незамкнутых круговых сборных обделок целесообразен блокоукладчик с подъемным средним звеном, представляющим часть дуги укладчика (рис. IX.7). Блок 1, уложенный на подъемное звено 2, перемещают вверх при помощи двух лебедок 3 и затем опускают на тросах по дуге 4 блокоукладчика в проектное положение. Последний, замковый блок устанавливают сразу на место. Для перевязки продольных швов применяют укороченные блоки, устанавливаемые попеременно с одной и другой стороны обделки. Замковый блок при этом будет занимать различные положения, что и должно быть соответственно учтено в конструкции и размерах подъемного звена.

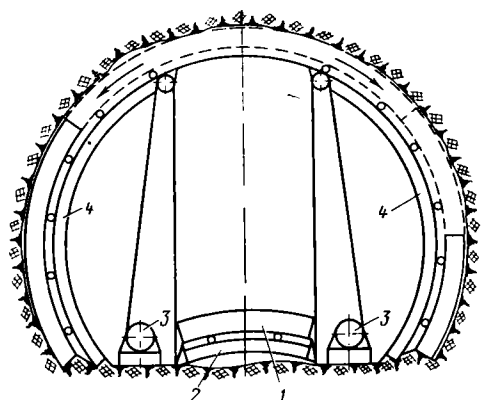


Рис. IX.7. Блокоукладчик для незамкнутой обделки

Нагнетание гравия и раствора

Основное назначение нагнетания — заполнение пустот за сборной обделкой с целью предотвращения деформаций от собственного веса, возникновения пассивного отпора со стороны породы, предупреждения развития большого горного давления, предупреждения осадок наземных сооружений и некоторого улучшения гидроизоляции обделки.

Нагнетание подразделяют на первичное, повторное и контрольное. Для первичного нагнетания применяют гравий или цементно-песчаные растворы, а для повторного и контрольного

нагнетания при заполнении пустот за обделкой гравием — цементное молоко. Повторное нагнетание после первичного заполнения цементно-песчаным раствором выполняют таким же раствором, но иного состава или цементным молоком. В последнем случае контрольного нагнетания не требуется.

Материалами для нагнетания служат:

1) сухой гравий или крупный песок однородной фракции (размеры зерен не более 0,25 диаметра отверстия для нагнетания) и не содержащий посторонних примесей: этот материал обеспечивает немедленное включение в совместную работу системы «обделка — порода»;

2) цементно-песчаные растворы для повторного нагнетания на цементах всех сортов активностью 200—300 кг/см^2 ; в условиях агрессивной среды их готовят на специальных сульфатостойких цементах.

В зарубежной практике находят применение глинистые пасты.

Нагнетание сухого материала необходимо выполнять до полного отказа при помощи специальных приборов, так называемых гравинагнетателей, работающих пневматически под давлением 3—5 *ати*.

Правильно подобранный состав раствора обеспечивает однородное, прочное и плотное заполнение. Состав подбирают по степени жирности в зависимости от условий водонасыщенности породы. В пределах опорной конструкции укладчика раствор нагнетают при помощи так называемых растворонагнетателей емкостью до 0,25 м^3 также под давлением 3—5 *ати* с устройством, обеспечивающим непрерывность перемешивания.

До начала нагнетания строительный зазор уплотняют во избежание утечки раствора. Это выполняют несколькими приемами, например, постановкой торцевой прокладки со стороны домкратов, в крайнем случае паклей, вымоченной в цементном растворе. Во избежание утечки раствора впереди щита по контуру неровного забоя делают уплотнение из мятой глины.

Собственно нагнетание осуществляют через отверстия, предусмотренные в элементах обделки. Работу ведут, начиная с нижних блоков с последовательной перестановкой шланга в отверстия, расположенные выше.

Первичное нагнетание необходимо выполнять немедленно вслед за возведением сборной обделки. При заполнении зазора гравием повторное нагнетание не должно отставать от первичного более чем на 5—8 колец.

После окончания нагнетания дают двухдневную выдержку, в течение которой контролируют качество выполненных работ тщательным осмотром и проверкой всех отверстий для нагнетания. При этом ведут специальный журнал учета работ. В случае обнаружения дефектов требуется произвести дополнительное нагнетание. После выдержки осуществляют контрольное нагнетание при помощи поршневого насоса под давлением до 8—10 *ати* на расстояние

30—50 м от забоя. Цель такого нагнетания — заполнение малейших трещин, оставшихся после первичного нагнетания.

Ограничение нагнетания до 8—10 атм связано с предельно допустимой нагрузкой на обделку. Отверстия после окончания этих работ должны быть зачеканены замазкой из расширяющегося цемента и закрыты металлическими пробками с асбоцементными шайбами. После этой операции также требуется двухдневная выдержка до начала последующих работ.

Материалы для нагнетания подают в сосудах — контейнерах, устанавливаемых на тележках. Сухую массу или гравий загружают непосредственно в аппарат для нагнетания подъемом контейнера лебедкой или тельфером через его бункер или воронку. При расположении откаточных путей в тоннеле на повышенном уровне загружают аппараты (обычно размещаемые внизу) без предварительного подъема контейнеров, в которых предусматривают разгрузочные отверстия. В целях большего удобства работ по нагнетанию аппараты обычно подвешивают к конструкции тележки эректора в ее нижней части.

Гидроизоляционные работы

Вода в тоннель может попадать через болтовые отверстия, швы и отверстия для нагнетания. Поэтому изоляцию чугунных тюбингов начинают обеспечивать уже при их сболчивании постановкой стальных шайб сферической формы и гидроизоляционных шайб конической формы. Благодаря обжатия гайкой сферической шайбы последняя принимает плоскую форму и вдавливают изоляционный материал между телом болта и тюбинга, что избавляет от переболчивания. До изоляции швов последние тщательно очищают от грязи и масел обычно пескоструйными аппаратами или реже механическими щетками.

Ввиду большого пылеобразования и разлетания крупинки песка, работающих на пескоструйном аппарате снабжают защитными шлемами. Швы очищают до металлического блеска чеканочной канавки. Канавку зачеканивают при значительном поступлении напорной воды сначала освинцованным шнуром¹ толщиной 9—10 мм (с асбобитумным сердечником) при помощи рубильно-чеканочных молотков. Дальнейшие работы по гидроизоляции в этом случае выполняют замазками, имеющими в основе водонепроницаемый цемент или полимерные материалы.

Наиболее широкое применение нашла замазка из расширяющегося (РЦ) и быстрорасширяющегося (БРЦ) цементов, что является большим достижением советских специалистов. Главная составная часть таких цементов — глиноземистый цемент (85%) с

¹ При незначительном поступлении воды освинцованный шнур не требуется.

добавкой извести и гипса, что придает цементу свойство быстро схватываться (от 1 до 10 *мин*) и твердеть, а также высокую степень водонепроницаемости. Поэтому такие цементы называют водонепроницаемыми расширяющимися (ВРЦ). Замазку из цемента ВРЦ заготавливают на месте работ небольшими порциями с влажностью не выше 10%. Замазки на базе полимерных материалов (эпоксидные смолы, фурфуролацетоновые смолы и т. п.) наносят в холодном состоянии на стыкуемые поверхности элементов отделки. Замазкой шов заполняют вручную с последующей зачеканкой в 2—3 приема, а также при помощи механических укладчиков.

Все гидроизоляционные работы необходимо выполнять после окончания контрольного нагнетания и на расстоянии не менее 30 м от щита по принципу поточности при двух или трех вспомогательных тележках. Работы должны производиться звеньевым методом и с таким расчетом, чтобы каждое звено смогло проявлять инициативу и повышать производительность труда.

После окончания чеканочных работ они должны быть тщательно проверены в течение двухдневного срока, после чего можно приступать к дальнейшим работам в тоннеле.

Работы по гидроизоляции сборных обделок из блоков выполняют в зависимости от типа и качества блоков. После окончания работ по нагнетанию и контрольной выдержки необходимо тщательно осмотреть обделку для выявления и последующей заделки обнаруженных трещин нанесением торкретного слоя из асбоцементной смеси.

При водонепроницаемых железобетонных блоках гидроизоляцию стыков осуществляют при монтаже обделки нанесением на стыкуемые поверхности блоков специальной мастики «гидроизомаст» с последующей зачеканкой швов цементной замаской (БРЦ). Эту мастику наносят в холодном состоянии для образования в стыках водонепроницаемого уплотнения, которое должно обеспечить стабильность положения блока в кольце. Мастика «гидроизомаст» состоит из 35—40% (по весу) асидола-мылонафта и 65—60% водонепроницаемого безусадочного цемента (ВБЦ). Мастику готовят небольшими порциями добавлением цемента в асидол-мылонафт и используют ее в течение 15 *мин* после окончания перемешивания.

Изоляцию стыков выполняют также из эпоксидно-фурановой мастики, представляющей композицию синтетических смол (эпоксидной ЭД-5 и фурановой ФА), наполнителей (пылевидный кварц) и отвердителей (бензосульфокислота БСК и полиэтиленполиамин — ПЭПА). Отверстия для нагнетания изолируют при помощи ВРЦ до зачеканки канавок.

Качество гидроизоляции проверяют на водонепроницаемость стыков при контрольном нагнетании до 10 *ати*, а канавок и отверстий — при гидравлическом испытании до 5 *ати* через отверстия для нагнетания, что и оформляют ведением соответствующих журналов работ.

§ 44. СООРУЖЕНИЕ ТОННЕЛЬНОЙ ОБДЕЛКИ ИЗ ПРЕССОВАННОГО БЕТОНА

Задача организации непрерывного процесса тоннелестроительных работ при максимальной механизации и доведения технологического процесса до автоматизированного вполне назрела, но до настоящего времени решена не полностью. В связи с этим целесообразным оказывается монолитный прессованный бетон при механизированной щитовой проходке.

Обделка из прессованного бетона обладает целым рядом положительных качеств, таких, как бесшовность, плотность, повышенная прочность, возможность быстрого набора прочности, водонепроницаемость, сравнительно низкая стоимость и индустриальность возведения, при единственном существенном недостатке — сравнительно меньших темпах сооружения тоннелей. Для бетонных обделок целесообразно прессование при помощи щитовых домкратов с передачей их давления непосредственно на бетонную смесь. В этом случае прессование представляет механический процесс уплотнения бетонной смеси, помещенной в опалубку. Такое уплотнение нужно выполнять до начала схватывания бетонной смеси.

Прочность прессованного бетона, являющаяся его основным показателем, зависит от прочности цементного камня и заполнителей. На основе рекомендаций ЦНИИС Минтрансстроя бетон монолитно-прессованной обделки должен отвечать следующим основным требованиям: марка бетона должна быть не меньше 200; подвижность бетонной смеси перед укладкой за опалубку не менее 7—9 см, и при выводе из бетономешалки — не более 14 см.

Удобоукладываемость, прочность и плотность может быть обеспечена при оптимальном составе смеси 1 : 1, 8 : 2,2 и водоцементном отношении 0,5—0,6 до прессования и не более 0,42 после прессования.

Давление обжатия бетонной смеси при прессовании зависит от устойчивости пород. При проходке в крепких устойчивых породах прессование бетонной массы с давлением не менее 15 кг/см^2 возможно непосредственно на породу и в неустойчивых — под защитой оболочки щита с последующей перепрессовкой на породу (рис. IX.8). Величину давления обжатия бетонной смеси в этом случае определяют в зависимости от толщины обделки, длины заходки (не более 75 см), пластичности бетонной смеси, длительности перемещения щита с последующей перепрессовкой (не более 30 мин). Опалубка может быть двух типов — разъемной перенос-

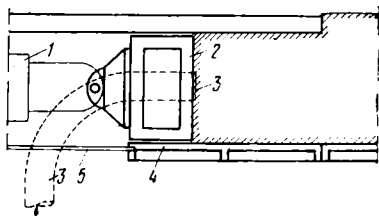


Рис. IX.8. Схема размещения домкрата при возведении обделки из прессованного бетона:

1 — щитовой домкрат; 2 — распределительное кольцо; 3 — гибкий шланг; 4 — опалубка; 5 — гибкая тяга

ной (через 24 ч) и скользящей переменной жесткости, снабжаемой устройством для ее передвижения на 1—1,5 см через каждые 4 ч. Бетонную смесь подают пневмонагнетателями по двум бетоноводам диаметром не менее 150 мм.

§ 45. СООРУЖЕНИЕ ТОННЕЛЕЙ ПОД СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

Компрессорная установка

Сжатый воздух как средство для осушения забоя применяют при щитовой проходке в обводненных песках, в водонасыщенных неустойчивых породах, в устойчивых породах при малой толщине их залегания над тоннелем, а также при сооружении подводных тоннелей.

Давление сжатого воздуха зависит от гидростатического давления, характера породы и высоты поперечного сечения тоннеля. Давление воздуха, как правило, не должно превышать гидростатического напора на уровне трети высоты забоя (считая снизу), т.е.

$$p = 0,1 \left(H + \frac{2}{3} D \right), \quad (\text{IX.1})$$

где p — давление сжатого воздуха, *ати*;
 H — глубина заложения верха тоннеля ниже уровня воды, м;
 D — внешний диаметр щита, м;
 0,1 — коэффициент перевода в *ати*.

Это объясняется тем, что при горизонтальных проходках под сжатым воздухом необходимо устанавливать такой режим, при котором были бы исключены прорывы сжатого воздуха в верхней части забоя и прорыва воды в нижней. Наибольшую опасность представляет собою давление большее, чем это требуется по условиям отжатия воды; поэтому, уравнивая давление на указанном уровне, допускают некоторое обводнение нижней трети высоты сечения, чем и вызывается необходимость в особых ограждениях.

Расход воздуха зависит от ряда причин, важнейшей из которых является утечка в забое и через строительный зазор щита. Во избежание утечек воздуха в верхней части забоя применяют мягкую глину, набиваемую по контуру щита. Утечка через неплотности в швах обделки и при шлюзовании сравнительно невелика и ее можно не учитывать в расчете. Объем подаваемого в тоннель сжатого воздуха обычно приводят к условиям нормального давления. Этот объем (в $\text{м}^3/\text{мин}$) зависит от диаметра выработки, давления воздуха в тоннеле и от коэффициента воздухопроницаемости породы, т. е.

$$V = \frac{\pi}{4 \times 60} (1 + ap) D^2, \quad (\text{IX.2})$$

где a — практический коэффициент воздухопроницаемости породы;
 p — давление воздуха в данной проходке, *ати*;
 D — наибольший диаметр выработки, *м*.

Все породы по степени их воздухопроницаемости можно разбить на шесть категорий с изменением коэффициента от 0,5 до 2,0. Низший предел соответствует плотным породам, высший — наиболее пористым.

Расход воздуха определяют по его наибольшей утечке, а не по условиям прорыва. Обычно производительность компрессорной станции устанавливают с учетом резерва в пределах 25—50%, причем последний должен быть обеспечен независимым источником энергии для полной гарантии бесперебойности работ.

По правилам, принятым московским Метростроем, работу под сжатым воздухом допускают при наличии одной или нескольких компрессорных станций, обеспечивающих расчетное количество воздуха и аварийный запас в размере 30% при условии подачи энергии по общей магистрали. Обычно компрессорную станцию оборудуют компрессорами различной производительности, что обеспечивает возможность комбинировать общую подачу воздуха в трубы и заменять компрессоры при их ремонте. Местоположение компрессорных станций должно быть вне зоны задымления и возможных осадков поверхности.

Нагнетаемый в тоннель воздух должен очищаться, проходя через специальные фильтры, контролируемые анализом сжатого воздуха не реже трех раз в месяц. Температура подаваемого воздуха должна быть не выше +22°С в теплое время года и не ниже +15°С в холодное время.

Шлюзовые перегородки и их оборудование

Назначение шлюзовых перегородок — оградить зону сжатого воздуха от нормального. Поэтому они должны быть совершенно воздухо непроницаемыми и рассчитаны на полуторное рабочее давление воздуха, т. е. не ниже 3,5 *ати*. Конструктивные формы шлюзовых перегородок зависят главным образом от применяемых материалов (сталь, железобетон, бетон и кирпич) и от размеров поперечного сечения тоннеля.

Наибольший практический интерес представляют стальные перегородки (рис. IX.9), как обеспечивающие возможность их разборки и переноса по мере удаления щита на расстояние 200—250 *м*, что характерно для сооружения подводных тоннелей. Такая перегородка представляет собой систему диаметрально расположенных главных и вспомогательных балок. Главные балки имеют монтажный стык в центральном узле. Со стороны сжатого воздуха балки покрывают стальными листами толщиной 8—10 *мм*, которые крепят по окружности к обделке при помощи кольцевых (12 *мм*) прокладок между тубингами. Воздухонепроницаемость перегородки обеспечивают резиновыми прокладками. Суммарное давление сжа-

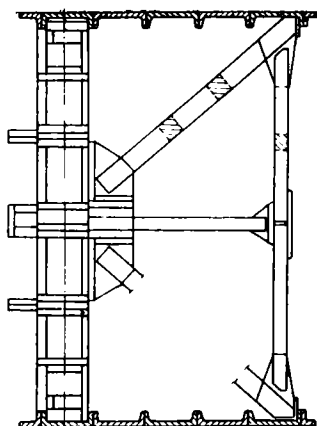
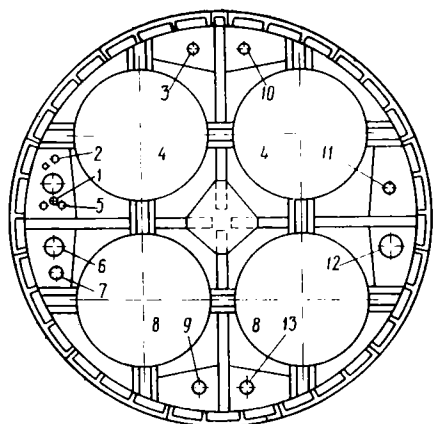


Рис. IX.9. Стальная шлюзовая перегородка:

1 — труба к аккумулятору; 2 — пожарный водопровод; 3 — труба для подачи бетонной смеси; 4 — людской шлюз; 5 — труба от аккумуляторов; 6 — воздухопровод низкого давления; 7 — воздухопровод высокого давления; 8 — материальный шлюз; 9 — дренажная труба; 10 — вентиляционная труба; 11 — патрубок для предохранительного клапана; 12 — шлюз-труба; 13 — сифонная труба

того воздуха воспринимается перегородкой и передается на обделку главными балками непосредственно по их концам и посередине через диагональные подкосы.

Шлюзовые перегородки из железобетона (рис. IX.10), а также из кирпича идентичны по форме и громоздки в конструктивном отношении. Характерная особенность — перегородки и шлюзы выполняют из одного материала и только двери из стали. Для обеспечения воздухонепроницаемости такую перегородку необходимо тщательно оштукатурить и железнить.

Перегородки из бетона имеют то относительное преимущество, что бетонную смесь можно укладывать в пластическом состоянии

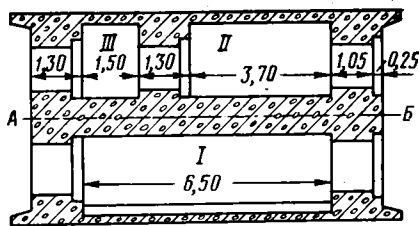


Рис. IX.10. Железобетонная шлюзовая перегородка:

А — зона нормального давления; Б — зона сжатого воздуха; I — шлюз материальный; II — то же, противопоаварийный; III — геодезический при камерок

и, следовательно, обеспечивать плотное охватывание шлюзов и труб, закладываемых в сплошную стену перегородки. Собственно шлюзы в этом случае делают металлическими.

Особенность шлюзовых аппаратов, применяемых при проходке тоннелей — сравнительно большие размеры их и строгая специализация по назначению. Обычно, в перегородках применяют шлюзы следующего назначения: два нижних — материальные для

шлюзования породы и строительных материалов, один верхний — для людей, второй верхний — противоаварийный, служащий запасным выходом для работающих в случае аварии. В тоннелях небольших сечений применяют соответственно меньшее число шлюзов.

Эти шлюзы в отличие от обычных, применяемых в кессонной практике, изготавливают в виде стальных котлов, имеющих по концам двери, открываемые в сторону высокого давления. Размеры поперечного сечения шлюзов назначают по условиям безопасности и удобства их эксплуатации. Так, для материальных шлюзов диаметр поперечного сечения определяют по размерам подвижного состава (вагонеток), пропускаемых через шлюз (1,8—2,1 м). Диаметр поперечного сечения шлюзов для людей назначают из условия нахождения в шлюзе стоящих рабочих (1,9—2,0 м).

Для унификации типов шлюзов принимают одинаковые размеры их поперечного сечения с диаметром 2,0 м. Длину материальных шлюзов назначают исходя из условия помещения в них по три-четыре вагонетки. Для пропуска этих вагонеток в зону нормального давления по рельсовому пути, уложенному внутри шлюза, необходимо предусматривать откидное рельсовое звено на протяжении 1 м. Это звено должно опускаться или подниматься для возможности открывания двери. Общая длина материального шлюза 6—8 м.

Длину шлюзов для людей назначают по условиям размещения в них всей смены рабочих и технического персонала, шлюзующихся одновременно. С обеих сторон шлюза предусматривают скамьи для сидения; длину их определяют по норме 0,4 м для каждого шлюзующегося. Противоаварийные шлюзы используют лишь в особых случаях для спасения людей при затоплении тоннеля. Противоаварийный шлюз должен быть всегда открытым в сторону высокого давления и быть готовым к немедленному использованию во всякое время; поэтому длину его делают достаточной для вмещения смен, находящихся в зоне сжатого воздуха. Использование шлюзов для людей и противоаварийного для подачи материалов, а также загромождение их чем бы то ни было категорически запрещается.

Для проведения геодезических работ по переносу направления и отметок в зону сжатого воздуха применяют так называемый геодезический прикамерок. Его обычно выполняют удлинением противоаварийного шлюза приблизительно на 1,8 м. Благодаря этому шлюз имеет три двери, что позволяет геодезистам работать в удлиненной части его без необходимости закрывать дверь со стороны высокого давления. Для нормальной эксплуатации шлюзы должны быть оборудованы кессонными приспособлениями в соответствии с правилами по технике безопасности на строительстве тоннелей и испытаны по правилам котлонадзора. Для пропуска длинномерных материалов используют шлюз-трубу диаметром 25—50 см. Для технических нужд по разработке забоя через шлюзовую пере-

городку проводят следующие трубы: 1) для подачи сжатого воздуха; 2) сифонные; 3) для подачи жидкости от гидроаккумуляторной установки; 4) для технического и пожарного водопроводов; 5) для подвода воздуха с давлением 5—6 *ати*; 6) для силового, осветительного и сигнального кабелей.

В параллельных тоннельных проходках под руслами рек или в неустойчивых водообильных породах на расстоянии не более 50 м от шлюзовой перегородки необходимо устраивать соединительные штольни, оборудуемые шлюзами для людей с двумя прикамерками. Такие запасные шлюзовые устройства должны иметь питание сжатым воздухом и оборудование по типу шлюзов для людей. Подходы к ним должны быть обозначены яркими световыми сигналами.

В качестве приспособлений для безопасности работ под сжатым воздухом необходимо предусматривать специальные предохранительные устройства, которые дают возможность быстро покинуть тоннель. Для этой цели применяют противоаварийные помост, шлюз и предохранительную переборку. Противоаварийный помост устраивают в верхней части тоннеля на всем протяжении от щита до перегородки; его делают шириной около 1 м, снабжают поручнями и обеспечивают специальным освещением. На расстоянии не более 75 м устраивают лестницы. Предохранительная переборка представляет собою воздухонепроницаемую диафрагму, устанавливаемую в верхней части тоннеля на расстоянии не более 35 м от щита. Ее выполняют из листовой стали и снабжают дополнительным шлюзом вместимостью на 2—4 человека. Эта переборка предохраняет от заполнения тоннеля выше нижней части переборки, так как она создает как бы водолазный колокол.

Особенности работ под сжатым воздухом

При работе в забое под сжатым воздухом необходимо соблюдать ряд правил для обеспечения полной безопасности проходки. Так, проходку щитом под сжатым воздухом нужно вести, как правило, глухим забоем и без перерывов; при креплении и перекреплении забоя необходимо ограничивать высоту одновременной разработки величиной 30 см. Разработку породы необходимо вести сверху вниз одновременно во всех ячейках каждого яруса. Одновременная разработка породы в нескольких ярусах допустима лишь при оборудовании ножевой части щита разделительными устройствами. Забой нужно крепить гидравлическими забойными домкратами, а в перерывах между передвижками щита — дополнительной системой жесткой крепи. Нужно также иметь постоянный запас материалов (пригнанные по контуру щита доски, запас пакли, глины и мешков) для быстрой ликвидации начавшегося прорыва.

Особенность взрывных работ — обеспечение от повреждения лобовых устройств, что достигается применением мелких шпуров и небольших зарядов, рассчитанных только на рыхление породы, а так-

же возможность допуска людей к забою после взрыва при условии использования сифонной трубы в течение 1 ч. При проходке подводных тоннелей при толщине слоя породы менее 5 м ведение взрывных работ недопустимо; во всяком случае совершенно исключено применение огневого взрывания; а электровзрывание допустимо лишь при условии применения взрывных машинок и рубильников закрытого типа.

Основные противопожарные правила и мероприятия при работах под сжатым воздухом:

- 1) газовая сварка совершенно недопустима;
- 2) допускается электросварка только тех элементов, которые не могут быть сварены вне зоны сжатого воздуха; при этом место электросварки должно быть ограждено несгораемыми щитами, а корпуса аппаратов надежно заземлены;
- 3) подмости и крепи необходимо изготавливать из огнестойких материалов;
- 4) применение легковоспламеняющихся материалов должно быть ограничено и в особых случаях хранение их допустимо в металлическом закрывающемся сосуде.

§ 46. СПОСОБ ОПУСКНЫХ ТОННЕЛЕЙ-КЕССОНОВ

При сооружении тоннеля в слабых водоносных грунтах в некоторых случаях находили применение тоннели-кессоны (например, при пересечении рек в пределах городов).

Сущность этого способа заключается в следующем. Участок тоннеля разбивают на отдельные секции. Секцию, имеющую в основании кессонную камеру, изготавливают на поверхности земли или в котловане, отрытом до уровня грунтовых вод. Торцы секции временно наглухо заделывают. Кессонную камеру снабжают устройствами, необходимыми для работы под сжатым воздухом. Тоннельную секцию опускают на проектную отметку. После этого кессонную камеру заполняют каменной или бетонной кладкой, секции соединяют между собой, а их торцовые стены разбирают. Таким образом создают непрерывный тоннель.

Максимальная глубина опускания кессона ниже уровня грунтовых вод составляет около 35 м. Эту глубину можно увеличить искусственным водопонижением. Дальнейшее увеличение глубины опускания связано с необходимостью удаления людей из камеры кессона и переходом на автоматический кессон, опускаемый при помощи размыва грунта гидромониторами, и с удалением образовавшейся пульпы гидроэлеватором или насосом.

По условиям жесткости секции ее длина не должна быть больше четырехкратной ширины; высота рабочей камеры должна быть равна высоте рабочего (1,8 м) плюс величина ожидаемой посадки кессона, но во всяком случае не меньше 2 м; наконец, число шлюзовых аппаратов при ручной разработке необходимо назначать из расчета один аппарат на 100 м² площади кессона.

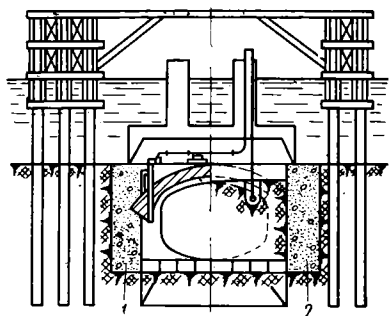


Рис. IX.11. Способ стыкования кессонов

Материалом для устройства тоннелей-кессонов служит, как правило, железобетон с жесткой или гибкой арматурой.

Отклонение кессона от проектного положения, возможное при его опускании, компенсируют увеличением сечения тоннеля против действующих габаритов.

Кессонный способ позволяет построить тоннель сравнительно неглубокого заложения и меньшего (чем при щитовой проходке) протяжения в самых слабых водоносных грунтах и обеспечить

для него надежное основание в виде мощной плиты, образуемой закладкой рабочей камеры. Недостатки способа — высокая стоимость, связанная с повышенным расходом строительных материалов (в особенности бетона) и необходимостью перемещения большого количества грунта в зоне сжатого воздуха, а также трудность соединения отдельных секций в непрерывный тоннель. Как правило, эти секции опускают с промежутками между ними в 1—3 м.

Конструкцию тоннеля в месте стыка сооружают одним из следующих приемов:

- 1) внутри одной из секций устраивают шлюзовую перегородку и подают в пространство за ней сжатый воздух. После этого пробивают отверстие в торцевой стене секции и через него проводят короткую штольню, служащую для последовательного раскрытия профиля горным способом с бетонированием обделки тоннеля;

- 2) по контуру стыка забивают железобетонный или металлический шпунт с последующим удалением канатно-хордовым экскаватором водоносного грунта и бетонируют промежутки между секциями. После затвердения бетона пробивают торцовые стены обеих секций и стыковую бетонную перемычку;

- 3) в промежутке между секциями раскрывают узкий котлован (траншею) с креплением его брусками, заводимыми за боковые стены секций. Обделку тоннеля бетонируют в свободном от крепей пространстве. Предварительно понижают уровень грунтовых вод;

- 4) вдоль боковых стен секций в месте стыка опускают два съемных металлических кессона на глубину около 1,5 м ниже потолка рабочей камеры (рис. IX.11). По мере их подъема бетонируют слоями (по 20—30 см) стены 1 и 2, охватывающие стык. Образовавшееся замкнутое пространство перекрывают третьим кессоном, под защитой которого удаляют грунт из промежутка между секциями и бетонируют свод, опирающийся пятнами на боковые стены.

Во всех случаях после сооружения наружной обделки в месте стыка разбирают торцовые стены секций и обеспечивают непрерывность внутренней водонепроницаемой конструкции, которой может

служить обделка из легких чугунных тубингов или гибкая гидроизоляционная мембрана, поддерживаемая внутренним железобетонным кольцом, рассчитанным на гидростатическое давление.

В настоящее время способ сооружения подводных тоннелей при помощи опускных кессонов утратил свое значение и заменен более прогрессивным способом опускных (заводных) секций.

§ 47. ПРИМЕНЕНИЕ ОПУСКНЫХ (ЗАВОДНЫХ) СЕКЦИЙ

Способ опускных (заводных) секций, применяемый при сооружении подводных тоннелей, следует рассматривать как дальнейшее развитие индустриального способа возведения тоннелей. Возведение подводных тоннелей с применением опускных секций длиной до 140 м представляет сравнительно молодую и весьма прогрессирующую отрасль, ставшую возможной благодаря высокому развитию строительной техники, машиностроения, электроники и судостроения, участвующих в сооружении транспортных тоннелей.

В настоящее время применяют способы двух основных разновидностей возведения автодорожных тоннелей при помощи опускных секций. Одна разновидность пригодна для сооружения тоннелей кругового или восьмигранного очертания со стальной облицовкой (США). Стальной водонепроницаемый корпус секций таких тоннелей, усиленный ребрами, изготавливают на верфи и опускают на воду с последующим бетонированием, буксированием на плаву к месту опускания. Другая разновидность применима для сооружения тоннелей прямоугольного поперечного сечения рамного типа. Опускные секции изготавливают в сухих доках, а также в оборудованных особым образом котлованах. При этом секции бетонируют в стальной оболочке или изолируют после бетонирования.

Перспективны также многоочковые поперечные сечения тоннелей для автомобильного и железнодорожного скоростного транспорта, возводимые способом опускных секций. Круговое поперечное сечение в виде опускных секций особенно благоприятно для тоннелей в статическом отношении, так как в них не возникает больших изгибающих моментов, а увеличивающаяся глубина погружения вызывает лишь повышение напряжения сжатия в железобетонной трубчатой конструкции секции.

Несущий материал тоннелей кругового очертания — это прежде всего бетон секций, усиленных стальным листом, используемым в качестве оболочки, и ребрами жесткости. Для обеспечения плавучести секций кругового очертания подбирают их собственный вес и дополнительный балласт с таким расчетом, чтобы избыточный вес составлял перед погружением 2—3%, а после — 8—11%. Плавучесть секций прямоугольного поперечного сечения обеспечивают дополнительными мерами по уменьшению собственного веса, на-

пример, предварительным напряжением, позволяющим уменьшить размеры рабочих сечений конструкции.

Хотя нагрузка на тоннель состоит из собственного веса, вертикального и горизонтального давления засыпки и воды, но при обычном расположении тоннелей, сооружаемых при помощи опускных секций на 20—30 м ниже уровня воды и толщине засыпки над ними 1,5 м, в качестве основных нагрузок при расчете принимают собственный вес и гидравлическое давление.

Секции буксируют по воде к месту погружения к заблаговременно устроенной выемке, подготовленной подводным землечерпанием. Дно выемки предварительно выравнивают устройством массивной бетонной подушки, иногда усиливаемой арматурой, а в случае особенно слабого основания — опираемой на железобетонные сваи. Глубину выемки назначают так, чтобы секция, опущенная на эту подушку и защищенная сверху от механических повреждений, не выступала над дном водоема; откосы задают с учетом свойств грунтов и скорости течения воды.

Секции погружают затоплением водой внутреннего пространства будущего тоннеля. Опущенные на дно выемки секции заводят концами одна в другую, для чего каждую из них снабжают с одной стороны раструбом. Для соединения секций предусматривают устройства, например, стальные проушины у одного конца, у другого — соответствующие стальные болты. При опускании новой секции ее конец заводят в раструб уже установленной секции, а болты совмещают с проушинами предыдущей и закрепляют чеками. При этом происходит обжатие двух упругих резиновых колец, располагаемых в раструбе, чем обеспечивают полную водонепроницаемость стыка. Кольцевой зазор между стыкуемыми секциями заполняют цементным раствором. Для облегчения подвижек секции во время стыкования служат воздушные баллоны, увеличивающие плавучесть секции.

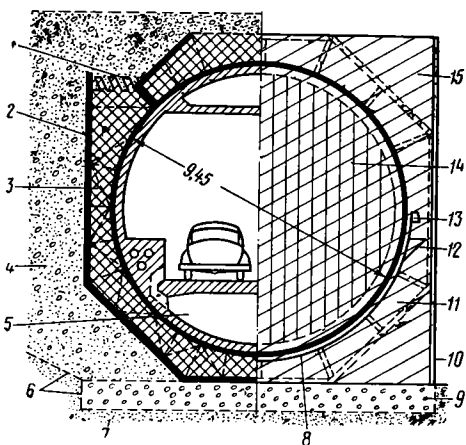


Рис. IX.12. Поперечное сечение тоннеля Хамптон:

1 — дополнительная нагрузка; 2 — стальной корытообразный корпус; 3 — бетон заполнения; 4 — щебеночная засыпка; 5 — внутренняя часть; 6 — предварительно разработанное основание; 7 — песок; 8 — наружная полоса; 9 — гравий; 10 — направляющий рельс; 11 — кольцевые ребра жесткости через каждые 4,6 м; 12 — площадка для водолаза; 13 — соединительный шарнир; 14 — удаляемая часть торцевой перегородки тоннельной секции; 15 — то же, неудаляемая

сти ее конец заводят в раструб уже установленной секции, а болты совмещают с проушинами предыдущей и закрепляют чеками. При этом происходит обжатие двух упругих резиновых колец, располагаемых в раструбе, чем обеспечивают полную водонепроницаемость стыка. Кольцевой зазор между стыкуемыми секциями заполняют цементным раствором. Для облегчения подвижек секции во время стыкования служат воздушные баллоны, увеличивающие плавучесть секции.

Стыкование осуществляют водолазы, после того как пространство между стенками понтона и внутренней металлической оболочки будет заполнено пластичной бе-

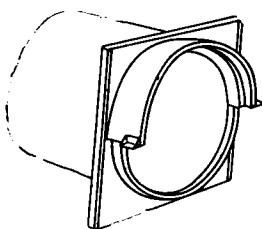


Рис. IX.13. Муфта-рас-труб для соединения двух тоннельных секций

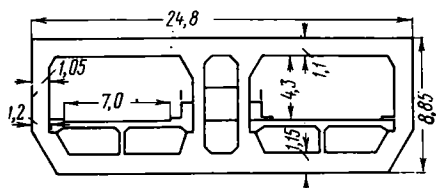


Рис. IX.14. Тоннель в Амстердаме под р. Эй

тонной смесью, подаваемой под давлением до 10 *ати* от бетоно-установок, расположенных на вспомогательных судах. После соединения всех секций водонепроницаемыми стыками откачивают воду из внутреннего пространства тоннеля, разбирают торцовые стены секций и сооружают несущую железобетонную обделку внутри тонкостенной металлической оболочки, играющей роль изоляции.

В некоторых случаях заполнение отсеков каркаса бетонной смесью и даже бетонирование несущей железобетонной обделки тоннеля производилось в сухом доке или на плаву с последующим буксированием на место погружения готовых секций тоннеля.

В качестве примера сооружения тоннеля подобным способом может быть приведен подводный автодорожный тоннель Хамптон (Южная Виргиния) длиной 2100 м (рис. IX.12). Его конструкция состоит из 23 плавучих секций, опускаемых на заранее подготовленное дно реки. Трубчатые стальные (толщиной 8 мм) элементы длиной 9 м и диаметром 9,5 м, закрытые с обоих концов, были превращены на плаву в тоннельные водонепроницаемые секции. Каждую трубу помещали в стальной корытообразный корпус. Пространство между этим корпусом и трубой заполняли бетоном в четыре приема, соответствующих четырем периодам — спуск секции на воду, до начала опускания, во время него и после соединения секций. Опускали секции поочередно через каждые две недели при помощи двух понтонов. Между собой секции скрепляли при помощи боковых соединительных устройств, требовавших постановки (с участием водолаза) болтов в проушины, помещенные на муфтераструбе (рис. IX.13) и заведения боковых замыкающих листов. Пространство, остающееся в соединении, заполняли бетоном. Готовый тоннель засыпали грунтом толщиной до 1,5 м.

Тоннели прямоугольного сечения имеют значительно большую полезную ширину (до 40 м). Их секции изготовляют в особых котлованах или сухих доках. Материалом служит слабоармированный бетон при двух проезжих частях в одном сечении и предварительно напряженный железобетон при более широких секциях. Уплотнительную облицовку таких секций выполняют как из стали, так и из битума и стеклоткани.

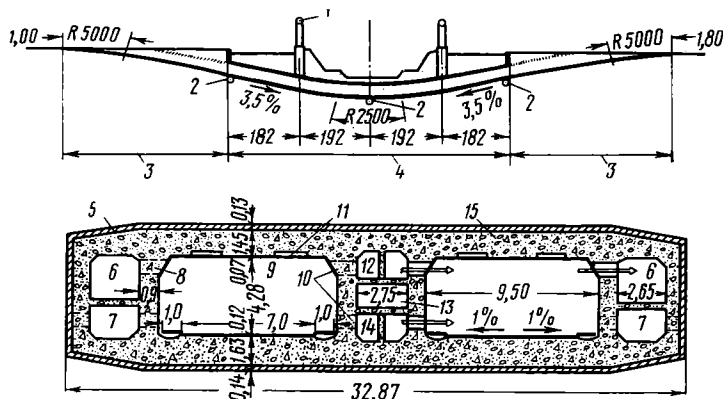


Рис. IX.15. Продольный профиль и поперечное сечение тоннеля Вельзен:

1 — вентиляционные сооружения; 2 — насосная камера; 3 — открытая рампа; 4 — тоннель; 5 — защитная бетонная подготовка; 6 — вытяжные каналы; 7 — запасной канал; 8 — вытяжные отверстия; 9 — транспортная зона; 10 — подводящее отверстие свежего воздуха; 11 — ниши для осветительных ламп; 12 — верхний канал свежих выводов воздуха; 13 — центральный канал для размещения электрокабелей и проводов коммунального назначения; 14 — нижний канал свежего воздуха; 15 — изоляция

Примером может служить автодорожный тоннель под р. Эй в Амстердаме (рис. IX.14). Его поперечное сечение выполнено прямоугольным со скосом на нижней части стен. Для предотвращения опасности повреждения оснований и стен секции на этих участках сечения применена оболочка из 6-миллиметрового стального листа, защищенного от коррозии несколькими слоями эпоксидной смолы. Оболочка перекрытия состоит из нескольких слоев битумной изоляции, скрепленной с оболочкой стен при помощи двойного ряда прижимных планок.

Разновидностью специальных способов является возведение подводных тоннелей открытым способом под защитой ограждающих дамб. Пример такого решения — строящийся автомобильный тоннель Вельзен в Нидерландах.

Автомобильный (рис. IX.15) и соседний с ним железнодорожный тоннели строили в открытой выемке шириною поверху 160 м, понизу 52 м и глубиной 26,4 м. Первоначально была возведена ограждающая дамба, под защитой которой была разработана выемка кругового очертания на глубину 26 м, окаймленная по периметру шпунтовым ограждением, усиленным пятью железобетонными кольцами.

В основании этого котлована была изготовлена первая секция тоннеля.

Одновременно велись работы по раскрытию выемки и сооружению остальных секций тоннеля, впоследствии соединяемых между собою.

Вынимаемым грунтом засыпали готовую часть тоннельной конструкции.

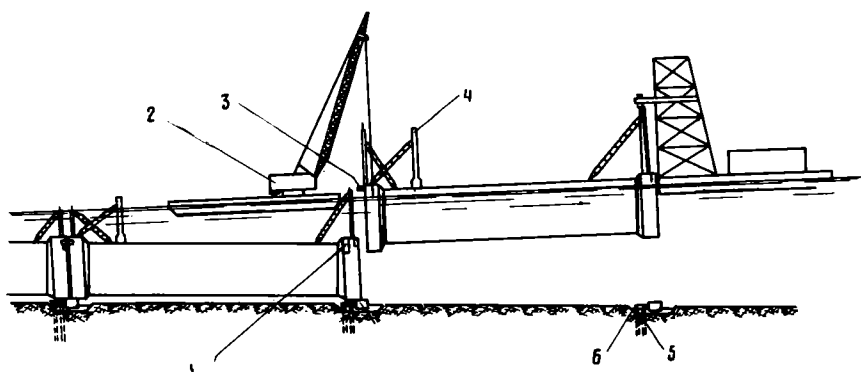


Рис. IX.16. Схема установки секции:

1 — соединительное отверстие; 2 — плавучий деррик-кран; 3 — скрепляющий стержень; 4 — труба диаметром 850 мм для входа в секцию; 5 — трубчатые сваи; 6 — хрупкая подкладка

Бетонный корпус автомобильного подводного тоннеля имеет поперечное сечение прямоугольной формы (см. рис. IX.15). В поперечном сечении размещены обе транспортные части шириной 9,5 м. Между ними расположены вентиляционные каналы и канал для электрокабелей. Кроме того, по обеим сторонам предусмотрены также вентиляционные и запасные каналы для других целей. Наружная изоляция выполнена из двух слоев шерстяного и одного слоя асбестового войлока на асфальте и бетонной 12-сантиметровой подготовке. Подводный переход включает в себя собственно тоннель и две прилегающие к нему с обоих концов рампы корытообразного профиля.

Для бетонирования конструкции подводного тоннеля применяют подвижную стальную опалубку. Для опускания секций обычно используют плавучие краны грузоподъемностью 50 т, специальные баржи и дополнительные опоры с полиспастами. Секции перемещают на плаву к месту установки при помощи четырех буксиров (по 2 спереди и сзади). Установку (рис. IX.16) и бетонирование секций после их опускания контролируют водолазы. При интенсивном судоходстве плавучие опускные средства заменяют свайными опорами или анкерами, забиваемыми в дно реки, на которых располагают опорные балки с присоединенными к ним полиспастами.

Прямоугольные тоннельные секции опирают на песчаное основание со специальными устройствами. Одно из таких устройств, примененное на постройке тоннеля под р. Маас, имеет трубы — одну для подачи песка и две для отсоса воды из-под секции тоннеля, опущенной вместе с опорными плитами. Плиты были установлены в вертикальном и горизонтальном направлениях с точностью до ± 3 мм при помощи домкратов, управляемых изнутри секции. Бункер с песком находился на плаву рядом с краном, расположенным на опущенной секции.

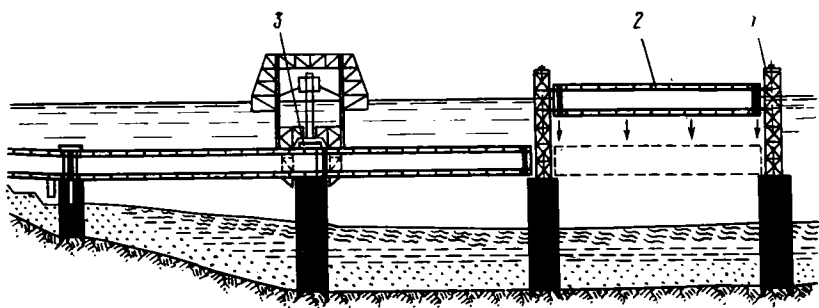


Рис. IX.17. Схема установки секций тоннеля-моста на опоры:

1 — вертикальные направляющие; 2 — железобетонная секция; 3 — водолазный колокол

Имеются примеры установки секций на опускаемые колодцы с песочницами.

После намыва песка под тоннельную секцию песочницу размывали, и тоннель опускался на песчаное основание.

Опорой секций может служить свайное основание. Бетонные сваи диаметром 50 см располагают вдоль тоннеля через 3 м и поперек через 6—7 м.

Секции опускают на бетонные плиты свайного ростверка, покрытые стальными листами с заполнением швов битумом. Секции связывают с плитой анкерами.

В случае больших водных преград в виде морских проливов при значительной глубине воды или глубоком залегании несущих грунтов, благоприятных геологических условиях, значительном протяжении перехода, а также при точно установленной глубине осадки судов возможно сооружение подводных тоннелей-мостов (рис. IX.17). При переходе пути сообщения через водную преграду в условиях поддержания непрерывного судоходства сначала устанавливают береговые секции на бетонных фундаментах в открытых котлованах.

Опоры тоннеля-моста могут быть сооружены любым известным способом (под защитой шпунтового ограждения, с применением опускаемых колодцев и наплавных кессонов, в виде высоких свайных ростверков и т. п.).

Монтаж основной конструкции тоннеля-моста (см. рис. IX.17) начинают с установки на подводные опоры инвентарных стальных подмостей с временными вертикальными направляющими для опускания доставленных на плаву железобетонных секций. В случае возведения многоочковых тоннелей-мостов их смежные части соединяют в пределах пролета при помощи наружного железобетонного кольца, а всю объединенную секцию располагают на общих подкладках. Для такой работы нужны водолазы и вспомогательные суда.

**Основные принципы**

Задачи комплексной механизации и поточности ведения трудоемких подземных работ, способствующие повышению производительности труда и росту темпов производства, должны разрешаться на основе высокой трудовой дисциплины и цикличной организации работ.

Строительство тоннелей в отличие от наземных сооружений связано с необходимостью разработки и удаления значительных объемов горных пород и возведения тоннельных конструкций. Выполнение этих работ требует непрерывного надзора на всех этапах проходческого и строительного процессов, осуществляемых обычно в трудных инженерно-геологических и гидрогеологических условиях, на узком фронте и часто при загромождении тоннельного пространства крепями, а также разного рода проходческим и транспортным оборудованием.

К трудностям в тоннелестроении в отдельных случаях относятся также: высотное расположение строительного объекта, удаленность от баз, недоступность в начальный период одного из порталов и целый ряд других обстоятельств, зависящих от местных условий. В связи с этим разработка наиболее рациональных организационных форм строительства приобретает особое значение для тоннелестроения.

Проектирование тоннельных сооружений осуществляют в две стадии. В первой — проектном задании — разрабатывают все основные вопросы строительства на базе детального обследования района, разработки и технико-экономического сравнения вариантов проектных решений. В состав проектного задания входят: обоснования выбора трассы тоннелей в плане и профиле, мест расположения порталов, размеров поперечных сечений, материалов и конструкций обделок и способов производства работ; решение вопросов о строительных площадках, подсобных предприятиях, жилых и культурно-бытовых зданий, об источниках снабжения водой, электроэнергией, цементом, заполнителями, о транспортных связях, а также установление сроков и предварительной стоимости строительства. Все принятые в проектном задании решения и технико-экономические показатели приводят в пояснительной записке и сводном сметно-финансовом расчете.

Рабочие чертежи по всем разделам проекта разрабатывают на основе утвержденного проектного задания. При этом должны быть максимально использованы типовые проектные решения по конструкциям и строительно-монтажным работам, привязываемые к местным условиям, а также имеющиеся рабочие чертежи аналогичных

сооружений. В комплект рабочих чертежей должны входить общие чертежи (планы и разрезы), детальные чертежи и ведомости необходимых строительных материалов, конструкций и изделий, строительных механизмов и оборудования. По рабочим чертежам составляют сметы по уточненным объемам работ и корректируют стоимость всего строительства.

Проект организации строительства составляют в специализированных проектных институтах и согласовывают с генеральной строительной организацией. Этот проект должен содержать: генеральный план организации строительства, ситуационный план района с указанием расположения всех необходимых для строительства объектов; схемы строительных площадок, транспортных и подъемных устройств; общую схему тоннельных строительных работ и их комплексной механизации: график производства работ и пояснительную записку.

Проект производства работ (ППР) составляет строительное подразделение (строительно-монтажное управление или тоннельный отряд) на основе решений, принятых в проекте организации строительства. ППР должен содержать: схемы производства подземных работ, календарный план работ, графики движения рабочей силы, поступления материалов и конструкций, работы машин, механизмов и транспортных средств и пояснительную записку. В проекте должно быть предусмотрено сокращение трудоемкости и сроков строительства, снижение стоимости, повышение уровня механизации работ.

Для сокращения сроков строительства при высоком качестве и полной безопасности работ необходимо принимать меры по ускорению проходки в каждом забое и предусматривать возможность увеличения числа забоев. Это может быть выполнено проходкой стволов шахт, боковых штолен, параллельной вспомогательной штольни при соответствующем технико-экономическом обосновании.

Так как транспортные тоннели часто строят в условиях отдаленных и труднодоступных районов, то в таких случаях схему организации строительства и выбор основных конструктивных и производственных параметров подчиняют местным условиям. В частности, применяют обделки из монолитного бетона с использованием местных заполнителей и механизацией процесса бетонирования. Это объясняется тем, что создание полигонов для изготовления элементов сборных железобетонных обделок при строительстве коротких тоннелей, без перспективы дальнейшего использования полигона — нецелесообразно.

К подготовительным работам по строительству тоннелей приступают после получения утвержденной проектно-сметной документации с генеральным планом строительства, титульных списков на все объекты и всех согласований и оформлений с подрядными и финансирующими организациями. В состав подготовительных работ входят: устройство подъездных путей, организация энерго- и

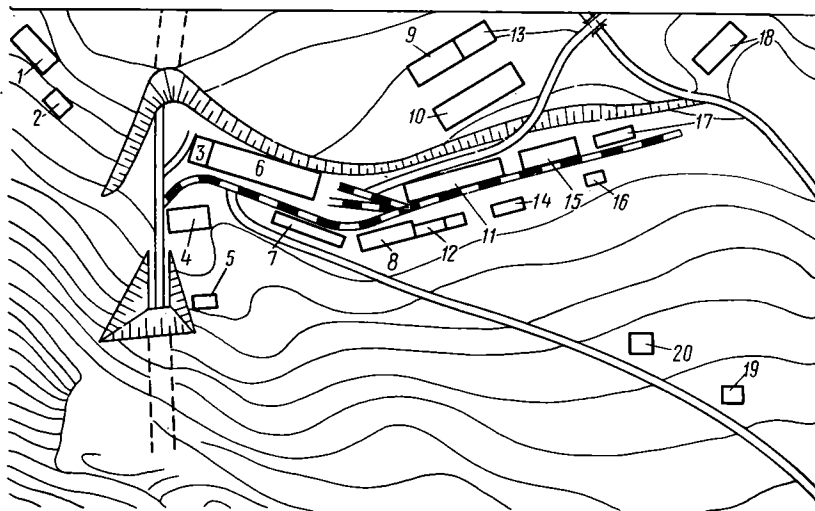


Рис. X.1. План строительной площадки, расположенной у портала автодорожного тоннеля:

1 — компрессорная; 2 — градирия; 3 — бетонная установка; 4 — строительный двор с арматурным цехом; 5 — вентилятор; 6 — склад заполнителей; 7 — электровозное депо; 8 — механическая мастерская; 9 — душевой комбинат с медпунктом; 10 — контора строительства; 11 — центральный склад; 12 — бурозаправочная и электросварочная; 13 — котельная; 14 — склад оборудования; 15 — материальный склад; 16 — помещение пожарной охраны; 17 — лесопильный цех; 18 — резервный склад; 19 — расходный склад ВВ; 20 — пост охраны

водоснабжения, подсобных производств, постройка жилых и основных зданий, подготовка территории строительной площадки.

Генеральные планы разрабатывают как для всего строительства, так и для каждой строительной площадки. На генплане строительства должно быть показано расположение постоянных тоннельных сооружений, стволов шахт и строительных площадок, жилых зданий, мастерских, внешних сетей и устройств энергоснабжения, подъездных путей, мест для отвала породы и пр.; на строительном плане объекта — все временные сооружения и устройства, которые должны быть, как правило, типовыми из сборно-разборных конструкций минимального объема или передвижными. Все эти сооружения должны быть размещены так, чтобы обеспечивались удобства ведения основных работ и наименьшие расстояния перемещения породы и материалов. Производственные предприятия и жилые поселки должны быть расположены за пределами строительных площадок для возможного обслуживания нескольких объектов тоннельного строительства.

Состав временных зданий, сооружений и устройств на строительных площадках (рис. X.1) зависит от объема и места расположения основного строительного объекта и включает обычно две основные группы — административно-хозяйственного и производст-

венного назначения, — детально разрабатываемые в проекте организации строительства. Тем зданиям, которые могут быть использованы как постоянные для эксплуатации тоннеля (например, вентиляционные), должны быть приданы конструктивная форма и планировка в соответствии с их будущим назначением. К специфическим для тоннельного строительства зданиям бытового назначения относятся душкомбинаты, горноспасательные и специальные медицинские.

Подсобные производственные предприятия в необходимых случаях предназначаются обеспечивать тоннельное строительство заполнителями, бетонной массой, железобетонными блоками, сборными конструкциями, строительным оборудованием, изделиями, лесоматериалами и т. п.

Важное значение имеет правильная организация складского хозяйства, от которой зависит ритм строительного процесса. Склады могут быть центральными и приобъектными. Центральные организуют для хранения всех материалов, изделий и оборудования, доставляемых железнодорожным или водным транспортом. Они должны быть рационально размещены и соответственно приспособлены по роду материалов. Приобъектные склады предназначены для кратковременного хранения запаса строительных материалов. Для бесперебойного обслуживания центрального материального склада к нему от ближайшей железнодорожной станции подводят рельсовый подъездной путь.

Территорию склада оборудуют автодорожными или узкоколейными железнодорожными подъездами.

Целесообразно применение транзитного поступления материалов и изделий от заводов-поставщиков непосредственно на строительство.

Основные виды построечного транспорта определяют при составлении проекта организации строительства.

График организации работ

График организации работ — важный организационно-технический документ, позволяющий конкретно, оперативно руководить работами и контролировать их. График является организующим началом, обеспечивающим ритм в работе и выполнение необходимого объема в предусмотренный срок, а также действительным средством выявления резервов для перевыполнения производственного плана. График должен быть основан на рациональной организации процесса строительства и на современных технических средствах.

Планирование работ и контроль за ходом строительства может быть осуществлен при помощи обычного календарного графика и сетевого графика, основанного на методе критического пути.

В календарном графике работ по оси абсцисс откладывают длину тоннеля, а по оси ординат — продолжительность работы. График в координатах дает возможность изображать также и скорость ве-

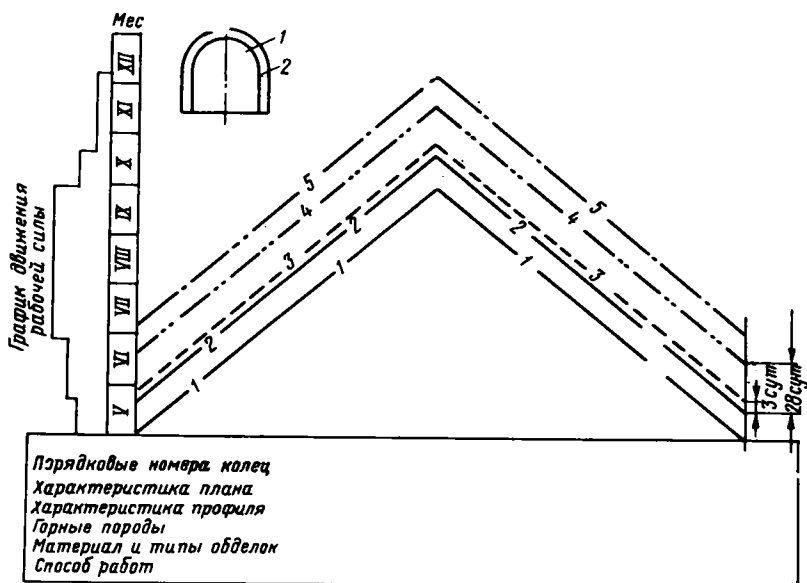


Рис. X.2. Календарный график производства работ по сооружению тоннеля:
 1 — проходка тоннеля; 2 — бетонирование обделки; 3 — раскружаливание свода; 4 —
 нагнетание за обделку; 5 — контрольное нагнетание

дения работ через котангенс угла наклона соответственного отрезка прямой к оси абсцисс.

Такой график для отображения процессов щитовой проходки достаточно прост, так как скорости выполнения отдельных видов работ должны соответствовать скорости ведения ведущих процессов проходки и монтажа сборной обделки. Аналогичен график строительного процесса по сооружению тоннеля горным способом сплошного забоя (рис. X.2).

Более сложен график организации работ по строительству тоннеля горным способом по частям (рис. X.3). На графике показывают в условных обозначениях процессы проходки, выполняемые в требуемой техническими условиями технологической последовательности: проходка нижней 1 и верхней 2 штолен, раскрытие и бетонирование калотты 3—4, раскружаливание свода P , разработка ядра 5, подведение стен в шахматном порядке 6—9, разработка породы и бетонирование обратного свода 10—11, нагнетание на обделку 12. Помимо данных об очередности выполнения отдельных процессов работ, график содержит сведения о промежутках времени между ними и числе рабочих бригад. Для установления состава и характера отдельных работ по длине тоннеля, а также количества занятых рабочих в определенный период времени, достаточно провести на графике соответствующую прямую, параллельную оси абсцисс.

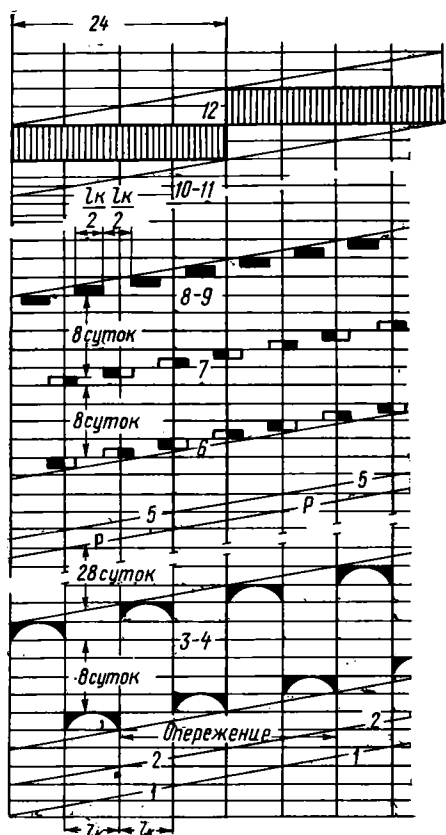


Рис. X.3. Календарный график работ по способу опертого свода

График движения рабочей силы помещают на общем графике организации работ, на котором обычно изображают также потребность в энергии и основных материалах.

Календарные (линейные) графики имеют недостатки, заключающиеся в трудности (а иногда и невозможности) установления: 1) четкой технологической последовательности процессов работ и взаимосвязи между ними; 2) взаимосвязи между отдельными подрядными организациями-участниками строительства; 3) выявления работ, от которых зависит общая продолжительность строительства. Эти недостатки отсутствуют в сетевых графиках.

Сетевое планирование, основанное на методе критического пути, позволяет охватывать все вопросы технологии и организации строительно-монтажных работ и обеспечивает возможность систематического контроля за их выполнением, выявления необходимых коррективов и предупреждения срывов выполнения плана. В сетевых графиках наглядно

изображают строгую зависимость, а также хронологическую и технологическую последовательности всех процессов строительства, что позволяет четко координировать работу различных организаций. Руководители строительства при помощи сетевых графиков могут получить исчерпывающую информацию о выполнении работ, так как графики представляют собою графическую модель всего комплекса строительного производства.

Сетевые графики (рис. X.4) необходимо составлять как на стадии проектного задания в составе проекта организации строительства, так и на стадии рабочих чертежей — в составе производства работ.

На первой стадии сетевой график составляют проектные организации по согласованию с заказчиком, на второй — генеральная подрядная организация.

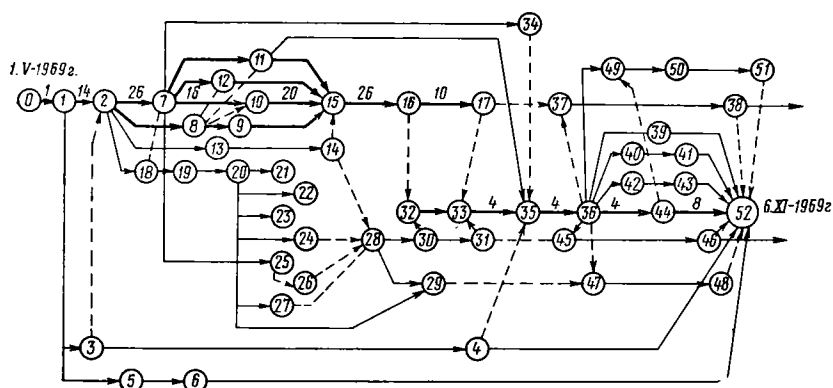


Рис. X.4. Пример сетевого графика

К элементам сетевого графика относятся работы и события, непрерывная последовательность которых называется путем. Работа в сетевом графике — это технологический процесс, требующий для своего выполнения затрат времени и соответствующих людских и материальных ресурсов. Событие означает факт начала или окончания одной или нескольких работ. Завершение события показывает окончание предшествующих работ и начало последующих. Ожидание — это процесс, требующий только затрат времени. Зависимость отражает последовательность событий, не требующих времени и ресурсов.

Путь наибольшей длины по времени между начальным и конечным событиями называется критическим; его продолжительность определяет срок строительства объекта или комплекса. Работы, лежащие на критическом пути, называются критическими, так как сокращение срока строительства возможно только лишь уменьшением их продолжительности. Набор элементов сетевого графика представляет технологический перечень действий, совершенных при создании определенных условий и в результате которых создаются новые условия, открывающие фронт для последующих работ.

Все элементы сетевого графика кодируются¹.

На первом этапе проводят построение и расчет исходного сетевого графика на основе проектного задания и рабочих чертежей, проекта организации работ и действующих нормативных документов. Все данные сводят в таблицу работ и ресурсов. Разработку графика начинают с составления укрупненной схемы с ограниченным количеством событий. При этом решают такие основные вопросы, как установление конечной цели и определение критического пути и запасов времени.

¹ Временные указания по составлению сетевого графика и их применение на строительстве. М., Госстрой СССР, 1964.

Второй этап заключается в оптимизации графика, т. е. в сокращении критического пути. Такое сокращение возможно за счет уменьшения объемов критических работ и увеличения темпов их исполнения, а также за счет усовершенствования технологии внутри критических работ и частичного их совмещения во времени. Все эти организационно-технологические изменения имеют в основе определение частного и общего резервов времени, дающих возможность их использования для выполнения критических работ. Окончательный вариант сетевого графика получают после нескольких последовательных расчетов.

На третьем этапе осуществляют оперативное управление и контроль за выполнением работ по сетевому графику, что включает такие основные операции, как подготовка очередной информации о ходе работ и ее передача в вычислительный центр, обратная связь с результатами обработки сетевого графика, дальнейшее уточнение и усовершенствование мероприятий и их оперативное внедрение в виде декадно-суточных графиков.

Таким образом, применение сетевых графиков, основанных на методе критического пути, является научной системой управления строительством. Для наглядного представления о хронологической связи всех событий служат календарные сетевые графики.

Организация труда и заработная плата

Строительно-монтажное управление (СМУ), тоннельный отряд (ТО) и строительно-монтажный поезд (СМП), осуществляющие строительство городских и горных транспортных тоннелей, возглавляет начальник, находящийся в непосредственном подчинении Управления строительством и несущий полную ответственность за работу строительного подразделения. Следующее звено — главный инженер, в обязанность которого входит подготовка объектов, бесперебойное ведение строительно-монтажных работ и создание безопасных условий труда. Главный инженер отвечает за выполнение установленных норм выработки и графиков работ.

В каждом СМУ, ТО и СМП может быть несколько самостоятельных объектов, состоящих из отдельных участков. Так, например, транспортные тоннели, находящиеся на большом расстоянии друг от друга, могут быть отнесены к этой группе объектов.

В обязанность начальника объекта и тоннелестроительного участка входит все относящееся к организации и ведению строительно-монтажных работ в масштабе объекта: обеспечение высокого качества и сроков работ, повышение производительности труда; проведение мероприятий по технике безопасности, экономии расхода материалов и снижению стоимости строительства.

Начальник участка подземного строительства, как правило, инженер-тоннельщик с производственным стажем. При большом протяжении главного тоннеля или при значительных размерах и сложности дополнительных выработок — вентиляционных каналов, об-

гонных штолен, камер и т. п., — на каждом крупном местном объекте участка устанавливают сменное техническое руководство в лице начальника смены или сменного инженера, который и является первым заместителем начальника участка в течение смены.

В зависимости от числа смен устанавливают соответственное число сменных инженеров.

В условиях тоннельного строительства комплектуются низовые производственные единицы — бригады численностью 10—12 рабочих, объединенных единством производственного плана.

Каждую отдельную бригаду любой специальности возглавляет бригадир, непосредственно руководящий работами и лично участвующий в них. В обязанности бригадира входят правильное комплектование бригады, распределение и разъяснение заданий, обеспечение материалами и инструментами, соблюдение рабочими правил охраны труда и техники безопасности и выполнение ими норм выработки при высоком качестве работ, а также сдача выполненных бригадой работ. Производственные бригады могут быть специализированными, комплексными, сквозными.

Специализированные бригады создают при большом объеме однородных работ (бетонирование, работы по гидроизоляции и т. п.); в их состав входят рабочие одной специальности и подсобные рабочие для доставки материалов.

Комплексная бригада обычно выполняет цикличную работу по проходке тоннеля; в ее состав входят рабочие различных специальностей данной смены для выполнения взаимосвязанных процессов. Например, для щитовой проходки специфична широкая специализация рабочих, входящих в комплексную бригаду. Каждый рабочий может быть проходчиком, тубинщиком, нагнетальщиком, откатчиком и др. По мере чередования видов работ — проходки, сборки и гидроизоляции обделки и др., а также вспомогательных работ, связанных с проходкой, — члены бригады соответственно выполняют все эти работы. Хотя в комплексной бригаде нельзя предусмотреть строгого распределения труда между ее членами, но по возможности рабочие используются по прямой специальности. Поэтому в отличие от общестроительных работ при тоннельно-щитовой проходке не только квалификация, но и общая культура рабочих значительно выше, что следует отнести к числу главных преимуществ индустриально-поточного метода щитовых работ.

Комплексные бригады могут быть сменными и круглосуточными. В первом случае замеряют и принимают работу за каждую смену отдельно. Круглосуточная бригада состоит из нескольких звеньев, работающих посменно, в каждой из которых выделяется старший рабочий — звеньевой.

Сквозные бригады выполняют работу цикла, не кратного по времени суткам. Число рабочих в бригаде определяют на основании объема работы и норм выработки.

Правильная организация на строительстве технического нормирования и заработной платы — важнейшие условия повышения

производительности труда. Техническое нормирование способствует внедрению передовой технологии, установлению наиболее рационального состава бригад и развитию социалистического соревнования. Зарботную плату определяют на основании норм выработки и тарифной системы оплаты труда, к основным элементам которой относится тарифно-квалификационный справочник, тарифные ставки и тарифные сетки.

Тарифный разряд присваивают каждому рабочему в соответствии с его квалификацией, а оплата рабочих — в зависимости от этого параметра основывается на твердо установленных тарифных ставках. Ставка заработной платы означает сумму заработка рабочего за выполнение нормы выработки или за отработанное время соответственно при сдельной или повременной оплате труда. Сдельные и повременные ставки могут быть часовыми, дневными и месячными.

Ставка первого разряда — исходная для определения величины тарифной ставки каждого последующего разряда. Тарифная сетка заработной платы включает определенное число тарифных разрядов с соответствующей ставкой для первого разряда, принимаемой за единицу, и тарифных коэффициентов для перевода к ставкам других разрядов, учитывающих квалификацию.

Для рабочих, занятых на строительстве тоннелей, установлена семиразрядная тарифная сетка и расчетные ставки¹. Для работников тоннелестроительных организаций в отдаленных, высокогорных и пустынных районах тарифные коэффициенты повышаются в пределах, предусматриваемых законодательством. Для нормирования работы, определения затрат труда, необходимых для ее выполнения и стоимости требуется знать численный состав и квалификацию рабочих, затраты времени рабочих каждой квалификации и соответствующие тарифные ставки. Для этой цели используют тарифно-квалификационные справочники.

При двух возможных формах оплаты труда рабочих — повременной и сдельной — в тоннелестроении наиболее распространена сдельная оплата труда, при которой заработок рабочего находится в прямой зависимости от количественных и качественных показателей выполненной им работы. При такой форме оплаты труда выработка может значительно превышать установленные нормы.

Система оплаты может быть индивидуальной и бригадной. В случае бригадной оплаты основной заработок бригады распределяется между участниками пропорционально их тарифным ставкам и количеству отработанного времени.

Аккордная оплата труда, как разновидность сдельной, основана на укрупненной расценке комплекса работ по возведению какого-либо внутритоннельного объекта (камеры, штольни и т. п.).

¹ И. В. Гликин. «Организация и экономика строительства тоннелей». М., Трансжелдориздат, 1962, стр. 33, табл. 4.

Заработок по аккордному наряду, который включает объем, срок и стоимость работ, подлежит распределению между членами бригады так же, как и по сдельному наряду.

Для стимулирования качества работ, сокращения их срока и снижения стоимости применяется премиальная система поощрения.

Наряд, будучи планом работы бригады или отдельного рабочего на определенный период времени, одновременно является основным документом для учета результатов труда рабочих и начисления из заработка, по которому проводится приемка работ и расчет. Наряд бригадиру или каждому рабочему выдает начальник участка (смены) за подписями обеих сторон.

После окончания смены начальники и бригадиры сдающей и заступающей смен ведут приемку выполненных работ. В конце каждого месяца на основании данных записей в сменном журнале работ закрывают наряд на выполненные работы.

При разъездном характере работы могут быть специальные доплаты.

Оплату рабочих комплексной бригады проводят по сдельным расценкам на укрупненный измеритель, для чего предварительно составляют калькуляции.

Для учета выполнения работ весь цикл разбивают на отдельные виды работ, приведенные к погонному сантиметру готового тоннеля. Если обозначить стоимость всех работ цикла, приходящихся на проходку отрезка тоннеля длиной L через $\sum S_{\pi}$, а стоимость работ каждого вида — через s_{π} , то соответствующее выражение будет иметь вид:

$$\frac{s_{\pi}}{\sum s_{\pi}} L.$$

Под циклом тоннельных работ следует понимать периодически повторяющийся ряд работ по проходке отрезка выработки или тоннеля в целом, например в забое — от одного взрыва до другого или одно кольцо тоннельной обделки. Цикл следует рассматривать как контрольно-технический показатель полноценной работы. Систематическое выполнение цикла при планомерном чередовании отдельных процессов определяет цикличную организацию работ. Цикличность должна быть основана на передовых методах работ и современной их механизации. Циклограмма — план организации труда и работ, увязывающий все производственные процессы в стройную систему.

При правильной организации работ необходимо четкое выполнение отдельных процессов в их зависимости. Кроме того, следует обеспечивать рациональное расходование сил и средств. Это может быть достигнуто на основе детального проекта организации работ, учитывающего все характерные особенности данного объекта. Исходными данными для составления такого проекта служат:

- 1) объем работ на определенный отрезок времени;
- 2) используемые машины и данные по их производительности;

- 3) штат и квалификация рабочих;
- 4) применяемые передовые методы работ и их эффективность;
- 5) принятые нормы выработки и процент их перевыполнения.

При составлении проекта ведут расчет по каждому процессу в отдельности и увязывают их для получения полного цикла, выявляют необходимое время для выполнения каждого процесса, потребность рабочих, материалов и механических средств.

В результате составления проекта получают данные о затратах времени и рабочей силы на отдельные процессы. Эти данные используют для графического изображения проекта организации работ, который подлежит проверке в производственных условиях и внесению уточнений.

§ 49. ОРГАНИЗАЦИЯ ВНУРИТОННЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

Для ведения тоннельных работ по принципу цикличности необходимо обеспечивать строительство системой устройств, связывающих отдельные процессы в единый комплекс.

При сооружении тоннеля в крепких породах с монолитной обделкой способом сплошного забоя схема комплексной механизации может иметь следующий состав взаимосвязанных устройств (рис. X.5). Полный цикл проходческих работ занимает две смены. В первую смену выполняют обустройство забоя, настилку путей, зарядание шпуров, взрывание и проветривание; уборку породы и крепление выработки осуществляют во вторую смену.

Породу погружают двумя машинами непосредственно в вагонетки, маневры с которыми ведут при помощи перестановщика, подвешенного к буровым подмостям. Обделку бетонируют на расстоянии 80—90 м от забоя с использованием передвижной шарнирно-складываемой опалубки. Бетонную смесь подают и укладывают за опалубку при помощи двух пневмобетонукладчиков, помещенных

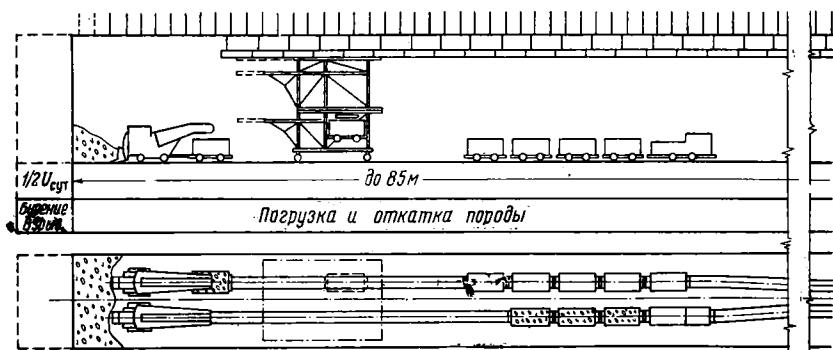


Рис. X.5. Схема комплексной механизации работ по сооружению тоннелей с монолитной обделкой

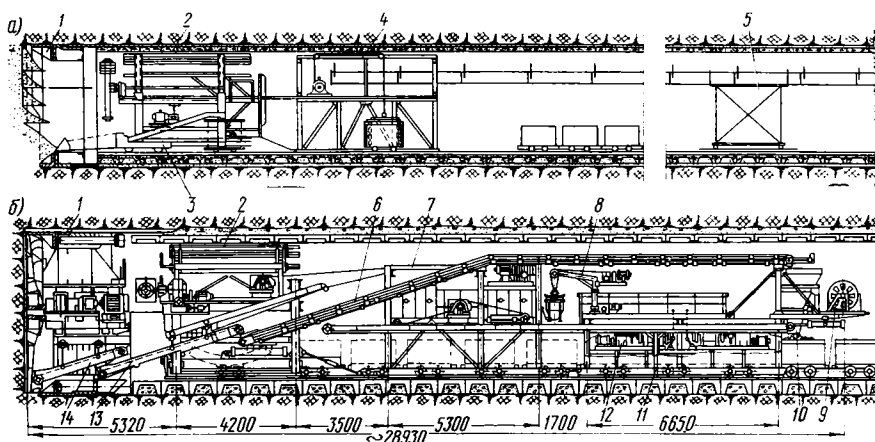


Рис. X.6. Схема комплексной механизации работ по сооружению тоннеля щитом: а — с рассекающими перегородками; б — дискового типа;

1 — щит; 2 — блокоукладчик; 3 — породопогрузочная машина; 4 — тележка для нагнетания; 5 — тележка для чеканки швов; 6 — погрузочный транспортер; 7 — вспомогательная тележка; 8 — кран для подъема контейнера; 9 — катушка для контактного провода; 10 — бункер; 11 — толкатель вагонеток; 12 — растворонагнетатели; 13 — промежуточный транспортер; 14 — приемный транспортер

на тележке. После проектной выдержки бетона в опалубке ведут нагнетание растворов за обделку. Для этой цели используют дополнительную тележку, на которой расположен растворонагнетатель и кран для подъема контейнера с сухой смесью.

В комплекс щитовых работ входит: разработка и погрузка породы; уборка породы от забоя до поверхности; перемещение всех строительных материалов, сборка и гидроизоляция обделки; нагнетание растворов за обделку, очистка и чеканка швов; сооружение жесткого лотка и ряд вспомогательных работ.

Весьма существенной следует признать такую организацию работ, при которой можно подготавливать вчерне участок тоннеля из расстояния в 50—70 м от забоя и оформить актом представителя инспекции по качеству после контрольной выдержки сооруженного участка тоннеля.

В условиях песчаных неводонасыщенных пород в настоящее время применяют щитовую проходку с обделкой из железобетонных элементов. В состав комплекса (рис. X.6, а) входит щит с рассекающими перегородками, блокоукладчик, подвижная технологическая платформа, соединенная со щитом, на которой расположены откаточные пути и погрузочная машина, передвижной растворный узел и вспомогательные тележки для работ по контрольному нагнетанию и чеканке. Рекордная скорость проходки таким способом достигнута на московском Метрострое в 1967 г. — 430,6 *пог. м* в месяц.

Для механизированной щитовой проходки тоннелей в мягких глинах и суглинках применяют комплекс в следующем составе: в

№ по пор.	Операции	Часы смены					
		1	2	3	4	5	6
1	Резание породы						
2	Уборка породы с очисткой лотка						
3	Нагнетание						
4	Передвижка комплекса						
5	Путевые работы						
6	Монтаж обделки						

Рис. X.7. Циклограмма на проходку тоннеля механизированным щитом

головной части комплекса (рис. X.6, б) — щит с диском, оснащенным пластинчатыми резцами; планшайба вращательно-поступательного действия может перемещаться вперед вместе с приемным транспортером на 250—500 мм. Срезанную при помощи планшайбы породу перемещают тремя последовательно расположенными транспортерами в двухсекционный бункер, перегружающий породу в большегрузные вагонетки. Дальнейшую откатку груженых вагонеток и подачу порожняка, блоков и тележек с контейнерами для сухой смеси ведут электровозами.

Блоки укладывают в хвостовой части щита блокоукладчиком, вслед за которым следуют две тележки. На первой располагают приводы главного транспортера и толкателя верхнего действия, а также необходимое электрическое оборудование. Вторая тележка предназначена для растворного узла в составе двух растворонагнетателей и крана для подъема контейнеров с сухой смесью. Все маневровые операции с груженными и порожними вагонетками в пределах длины комплекса проводят при помощи толкателя верхнего действия.

Работы по нагнетанию и чеканке осуществляют с использованием вспомогательных тележек.

В состав ведущих процессов входят проходческие и монтажные. Расстановку членов комплексной бригады, состоящей из 9 человек, подчиняют циклограмме (рис. X.7). За шестичасовую смену при такой организации работ сооружают 3—4 пог. м тоннеля.

Рассмотренные схемы комплексной механизации предусматривают ведение строительных процессов в течение всех рабочих смен. Однако возможна такая организация щитовой проходки, при которой одну рабочую смену выделяют исключительно для работ по гидроизоляции и укладке жесткого основания с одновременным проведением профилактического ремонта всех механизированных устройств. Работы по устройству проезжей части выполняют обычно по мере готовности участка тоннеля большого протяжения. Применяемые методы и организация этих работ зависят от вида кон-

струкции проезжей части: при монолитной конструкции работы ведут от середины тоннеля к его порталам, а при сборной можно использовать проезжую часть в процессе основной проходки тоннеля и поэтому ее целесообразно возводить от порталов.

§ 50. ОРГАНИЗАЦИЯ ВНЕТОННЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

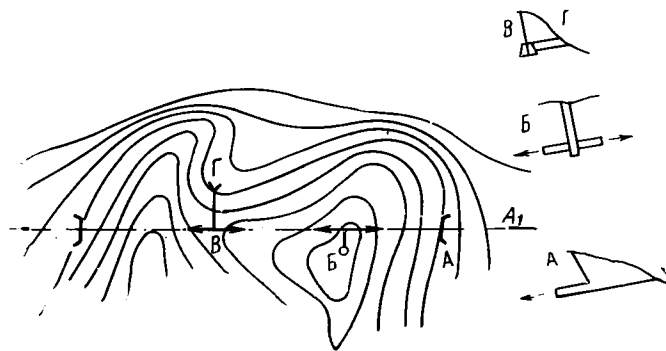
Открытие фронта работ

При горном способе тоннельные работы наиболее удобно начинать от порталов, т. е. со стороны подходов выемок. В этом случае уровень расположения транспортных путей может быть постоянным как в пределах тоннеля, так и на подходах. В случае применения одноштольевого метода опертого свода допустима временная недоработка поперечного сечения на период проходки калотты с последующим переходом на нормальный уровень откатки.

При сравнительно коротких тоннелях (до 300 м) этот способ работ позволяет достаточно быстро осуществить проходку тоннеля. В случае сооружения более длинных тоннелей следует открывать дополнительные забои, для чего применяют вспомогательные выработки — штольни-окна, стволы шахт. Принятие того или иного решения зависит от инженерно-геологических условий и глубины заложения тоннеля, а также от топографических условий.

В случае недостаточной устойчивости массива горных пород на участках подходов к тоннелю иногда до разработки выемки проходят в ее пределах штольню, впоследствии раскрываемую до профиля выемки (рис. X.8). Места расположения стволов шахт выбирают с таким расчетом, чтобы в дальнейшем они были использованы как вентиляционные и в то же время удовлетворяли строительным требованиям — обеспечивали одновременность сбойки всех встречных забоев. При сооружении автомобильных тоннелей в городских условиях подобный способ ведения работ имеет наибольшее распространение. В этом случае для транспортной связи ствола шахты и сооружаемого тоннеля осуществляют ряд дополни-

Рис. X.8. Схема расположения трассы тоннеля и вспомогательных выработок:
 АА₁ — вспомогательная штольня в пределах выемки; ВГ — штольня-окно; Б — ствол



тельных подходных выработок. Число и протяжение таких выработок должно быть возможно меньшим и экономически обоснованным.

При щитовом способе работ основное различие в организации работ (через ствол шахты или от портала) сводится к способам подачи щита к забою, монтажа и первоначального выдвижения (см. главу IX).

При щитовой проходке от порталов, что характерно для холмистой местности в условиях городов, организация работ имеет ряд особенностей. Для открытия фронта работ необходимо либо возведение щитовой сборочной камеры в пределах головного участка тоннеля, либо непосредственный монтаж щита в пределах открытой выемки. Целесообразность того или иного решения зависит от степени устойчивости горного массива. В случае применения камеры ее можно осуществлять из тубингов большого размера (например, при диаметре основного тоннеля в 6 м камера требует 8,2 м). Для обеспечения надежной опоры при выдвижении щита в этом случае возводят своеобразные железобетонные упоры-шпоры. Для выдвижения щита из открытой выемки ее выполняют в виде котлована, торцовую стенку которого и используют в качестве упора.

Таким образом, после сооружения и оборудования камеры или соответственно котлована сборку щита ведут обычными приемами. Вывод щита на трассу требует особой тщательности и внимания, так как возможны просадки щита.

С целью предотвращения просадок, щиту придают предварительный строительный подъем 50 мм. Для вывода щита обычно пользуются 3—5 нижними домкратами, питающимися от временных гидронапорных станций, находящихся у портала, или от компактного гидравлического насоса, расположенного на щите. Ведение щита может быть значительно осложнено при расположении трассы на кривой в плане и профиле; здесь требуется исключительно точное включение определенных групп щитовых домкратов, и поэтому следует избегать при проектировании трассы тоннелей совпадения кривых в плане и профиле.

Организация устройств на поверхности

Строительный генеральный план должен дать полную картину взаимного расположения тоннеля, подходных участков, строительных площадок и находящихся в их пределах временных сооружений и подсобных предприятий. Состав последних зависит от принципа построения организационной схемы строительства.

Могут быть два возможных решения по организации строительства:

- 1) с централизованным расположением всех подсобных предприятий и ремонтных мастерских вне строительной площадки с оставлением на ней лишь устройств для выдачи породы и строительных материалов;

2) с поточной организацией внетоннельного комплекса при помощи специализированных контор, последовательно осуществляющих отдельные виды работ согласно общестроительному графику и имеющих на своем балансе все необходимые устройства, оборудования и предприятия. Это решение позволяет более четко организовать и провести строительство, более рационально использовать рабочую силу и материальные ресурсы, но требует плановой перспективы ведения тоннелестроительных работ.

Размещение вспомогательных механизмов и отдельных устройств на поверхности зависит от способа ведения проходки — от шахтного ствола или от портала.

При проходке от шахтного ствола особенностью является расположение на территории площадки устройств, связанных с вертикальным перемещением и распределением породы и строительных материалов. К этим устройствам относят копер, бункерную и тельферную эстакады и машинное здание (рис. X.9) с соответствующим оборудованием. Копер представляет собой металлическую пространственную конструкцию, в верхней части которой располагают шкивы для подъемных канатов, клетей, скипов или бадей, а в средней (на высоте 5,0—5,5 м от уровня земли) — приемный полук, на котором происходит выгрузка породы. К приемному полку копра обычно примыкает эстакада с бункерами, в которые выгружают породу из вагонеток, поднятых на поверхность. В дальнейшем породу перегружают в автомобили-самосвалы или в другие средства наземного транспорта. Тельферная эстакада служит для крепления к ней монорельса, по которому перемещают самоходную таль (тельфер) с элементами сборной обделки. Машинное здание представляет собой сооружение, в котором на прочных фундаментах размещают подъемные лебедки и двигатели.

Кроме перечисленных устройств, на строительной площадке размещают целый комплекс вспомогательных сооружений: трансформаторную подстанцию (ТП), противопожарные приспособления, склады тюбингов или блоков (двухсуточного хранения), запас леса и других материалов, контору, душевую, ремонтную мастерскую,

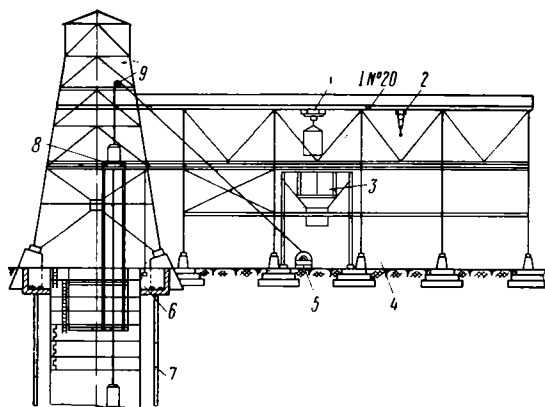


Рис. X.9. Схема надшахтных сооружений:

1 — тельфер 3т; 2 — тельфер для разгрузки тюбингов; 3 — бункер; 4 — место для склада тюбингов; 5 — редукторная лебедка; 6 — оголовник ствола; 7 — замораживающие скважины; 8 — защитная крышка (ляда); 9 — шкив

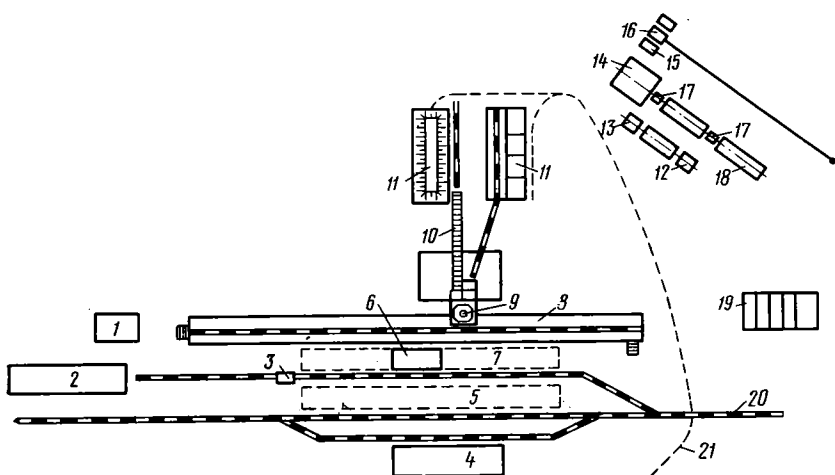


Рис. X.10. План строительной площадки при сооружении тоннеля из крупных железобетонных блоков:

1 — медпункт; 2 — эстакада для подачи блоков в тоннель; 3 — паровой железнодорожный кран ПК-ЦУМЗ-15; 4 — основной цементный склад; 5 — склад готовых блоков; 6 — подвижной навес; 7 — парк бетонирования блоков; 8 — эстакада для бетонирования; 9 — бетономешалка емкостью 500 л. с. с бункером и дозатором; 10 — ленточный транспортер; 11 — склад заполнителей и цемента; 12 — приводной станок для резки арматуры типа СР-40-9-28; 13 — электросварочный аппарат типа АСТ-25; 14 — склад катанки; 15 — приводной станок для резки металла типа СР-25-Р-28; 16 — электролебедка; 17 — станок для гнутья арматуры; 18 — настил для разметки арматуры; 19 — площадка для вязки каркасов; 20 — железнодорожный путь; 21 — автомобильная дорога

арматурный цех, компрессорную, деревообделочную мастерскую и пр. Бетонную смесь, как правило, завозят из центрального бетоннозавода и лишь, как исключение, располагают бетономешалку на строительной площадке. На территории строительной площадки размещают только расходные склады с ограниченным запасом. Склады при подсобных предприятиях и, тем более, базисных прирельсовых долговременного хранения располагают вне пределов площадки.

Специфичным для щитовой проходки от порталов является наличие открытого портала и способ размещения временных устройств. Открытый портал по сравнению со стволом шахты создает ряд удобств для выдачи породы и подачи строительных материалов. В соответствии с этим располагают все припортальные сооружения, обеспечивающие рациональную организацию транспортных работ: эстакаду с узкоколейными путями и боковыми опрокидывателями, пластинчатые питатели и бункеры, тельферную эстакаду для тьюбингов.

Электроприводные боковые опрокидыватели на эстакаде обеспечивают быстроту разгрузки породы из глухих вагонеток емкостью 0,8 м³ и более и значительно облегчают труд рабочих. То же относится и к пластинчатым питателям по загрузке породой автомоби-

лей из бункеров емкостью 6 м³ и более. Прочие временные устройства включают в себя обычные для шахтных площадок сооружения (склады, мастерские, конторы и пр.).

При ведении щитовой проходки в горных условиях с применением крупных железобетонных блоков строительная площадка (рис. X.10) должна иметь целый ряд устройств для изготовления этих блоков. Удобное расположение всех основных сооружений и устройств позволяет быстро и бесперебойно выполнять все вспомогательные работы, необходимые при сооружении тоннеля. Расположение непосредственно у портала, на краю откоса подходной выемки дополнительной бетономешалки и складов при ней позволяет рационально использовать силу тяжести бетонной смеси. Также весьма удобно для организации тоннельных работ расположение эстакады перед порталом на высоте, обеспечивающей проход автомобилей-самосвалов непосредственно под бункерами. К концу эстакады примыкает рельсовый путь от бетонозавода, по которому подвозят железобетонные блоки при помощи крана и грузят на блоквозки, находящиеся на эстакаде.

Шахтный подъем и околоствольные выработки

Принципиальная схема вертикального шахтного подъема (рис. X.11) включает в себя, кроме копра, следующие элементы: подъемную машину с электродвигателем мощностью 75—135 кВт и пускорегулирующей аппаратурой, стальные канаты специальной свивки диаметром 14—40 мм с пределом прочности на разрыв 140—160 кг/мм² с подвешенными на конце подъемными клетями или скипами.

Высоту H копра подъемной установки определяют по формуле

$$H_k = h_1 + h_2 + h_3,$$

где h_1 — высота приемной площадки;

h_2 — полная высота клетки;

h_3 — высота переподъема.

Высота подъема в метрах:

$$H = H_{ш} + h_1,$$

здесь H — глубина шахтного ствола, м.

Расстояние L от оси ствола до оси шкива подъемной машины (см. рис. X.11) обычно принимают исходя из условий устойчивости копра.

Расчет подъемной установки сводится к нахождению времени T_{π} подъема клетки (неравномерное движение) с учетом затрат времени ΔT на вкатывание и удаление вагонеток.

Число подъемов в час при двухклетевом подъеме можно определить по выражению

$$n_{\text{час}} = \frac{3600}{T_{\pi} + \Delta T}, \quad (\text{X.1})$$

а в сутки (принимая за расчетное число — 18 ч):

$$n_{\text{сут}} = 18n_{\text{час}}$$

Мощность подъемного двигателя в киловаттах:

$$P_{\text{дв}} = \frac{kQ_0 v_{\text{max}}}{102\eta_1\eta_2}, \quad (\text{X.2})$$

где k — грузовой коэффициент, равный 1,2;
 Q_0 — полная концевая нагрузка на канат, кг;
 $v_{\text{max}} = 0,8\sqrt{H}$ — наибольшая скорость движения клетки, м/сек;
 η_1 — к. п. д. передачи, равный 1,8—2,0;
 η_2 — коэффициент перегрузки, равный 1,8—2,0.

Прочность каната проверяют по формуле

$$m = \frac{Q_z}{Q_0 + pN}, \quad (\text{X.3})$$

где m — запас прочности;
 Q_z — общее сопротивление каната разрыву, кг;
 p — вес 1 пог. м каната, кг/м.

Клетки на одну и на две вагонетки предназначают для подъема породы в вагонетках и спуска различных материалов, а также для спуска и подъема людей.

Клеть (рис. X.12) представляет собой стальную сварную конструкцию в виде двух горизонтальных рам 3 из швеллеров, кровли, пола и боковых стенок 4 из листовой стали. Кровля состоит из трех

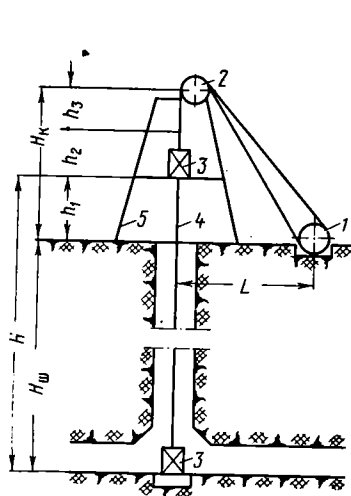


Рис. X.11. Принципиальная схема шахтного подъема:

1 — подъемная машина; 2 — направляющий шкив; 3 — клеть; 4 — подъемный канат; 5 — копер

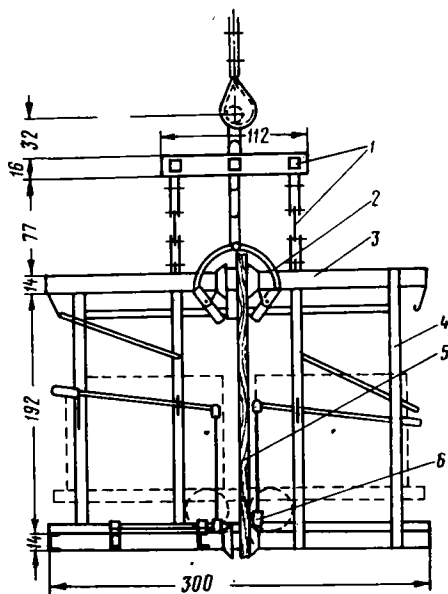


Рис. X.12. Шахтная клеть

частей: средней — неподвижной и крайних — откидных, предназначенных для размещения в клетях длинномерных материалов. По торцовым сторонам клетки имеются двухстворчатые двери, запираемые снаружи специальным запором, а в основании — стопорное устройство 6. К подъемному канату клеть присоединяют при помощи прицепного устройства 1. Для направления движения клетки по стволу шахты и торможения при обрыве служат проводники 5, обычно деревянные. По правилам техники безопасности клетки нужно снабжать парашютными приспособлениями 2, надежно обеспечивающими остановку клетки в случае обрыва каната.

Принцип их работы основан на врезании в деревянные проводники стальных стопорных челюстей парашюта. Для безопасности работы подъемной установки ее оборудуют двухсторонней светозвуковой сигнализацией, обеспечивающей полную согласованность всех операций по приему и отправлению клетей. Перечень сигналов должен быть вывешен в околоствольном дворе, на верхней площадке и в машинном здании.

Правом подачи сигналов машинисту обладает только рукоятчик, т. е. лицо, находящееся на верхней площадке, после получения им соответствующих сигналов снизу от ствольного.

Для увеличения производительности подъема применяют скиповый подъем с использованием стальных сосудов — скипов — опрокидного типа емкостью 1,5 м³ и более. Скипы загружают породой внизу ствола шахты из глухих вагонеток при помощи устройств в виде опрокидывателя, бункера и механических питателей. Для автоматической разгрузки скипов на поверхности применяют криволинейные направляющие, благодаря которым скипы опрокидывают, а породу выбрасывают в бункер большой емкости (6—10 м³).

Для обеспечения всего комплекса транспортных работ, проводимых через ствол шахты, подъем должен быть комбинированным, т. е. оборудован, помимо скипов, дополнительными клетями. Сечение стволов шахт при такой системе подъема должно быть не менее 5—6 м в свету. В стволах шахт размещают (рис. X.13): лестничное, клетевое и скиповое отделения; лесопуск, водоотливные, вентиляционные, водопроводные и пневматические трубы; силовые,

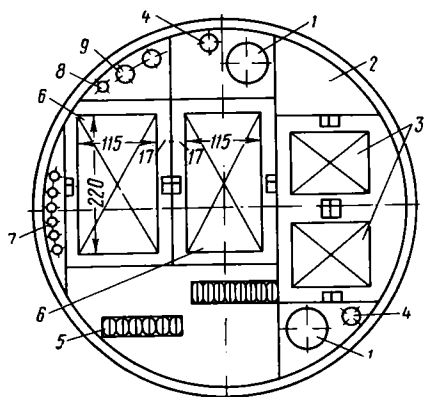


Рис. X.13. Схема размещения устройств в шахтном стволе:

1 — вентиляционная труба; 2 — лесопуск; 3 — скип; 4 — пневматическая труба; 5 — лестница; 6 — клеть; 7 — электрокабели; 8 — водопроводная труба; 9 — водоотливная труба

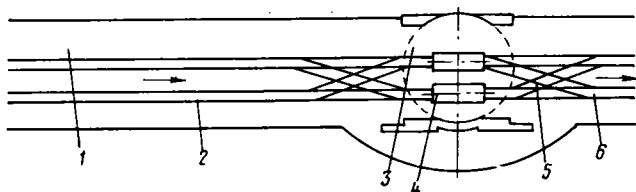


Рис. X.14. Схема расположения околоствольных выработок при электровозной откатке:

1 — околоствольный двор; 2 — откаточные пути для груженых вагонеток; 3 — ствол шахты; 4 — клеть; 5 — срез; 6 — откаточные пути для порожних вагонеток

осветительные и сигнализационные электрокабели. Для правильной организации бесперебойной работы шахтного подъема необходимо предусматривать также развитие околоствольных выработок (рис. X.14): околоствольных дворов, подходных и обгонных штолен, камер для размещения опрокидывателя, вентиляторов и водоотливных насосов. Наиболее целесообразно такое расположение выработок, которое обеспечивает полную поточность движения вагонеток с породой, элементами сборной обделки и материалами.

Организация и технология проходки стволов шахт

Шахтные стволы служат для развития фронта работ при значительном протяжении тоннеля, а также для целей вентиляции.

Наилучшая форма поперечного сечения ствола шахты круговая; при деревянной крепи применяют прямоугольную. Размеры сечения стволов шахт полностью зависят от их назначения и размеров подъемных устройств.

Различают две принципиально отличные системы организации проходки: одна основана на последовательном выполнении отдельных операций по сооружению ствола, вторая — на параллельном. Очевидно, что последовательная система организации работ характеризуется большой продолжительностью строительного периода и соответственно большей стоимостью работ; при этом применение открытого водоотлива также удлиняет срок строительства.

Проходку стволов шахт с закреплением их деревом осуществляют с предварительным укреплением главной венцовой рамы; углубляют заходками по 1,5—2,0 м с креплением забоя дополнительной рамой, раскрепляемой при помощи бревен-коротышей (бабок). Бока крепят затяжками. Через каждые 5—10 м глубины устанавливают основные венцы с удлиненными на 0,4—0,7 м концами бревен. После проходки всего ствола шахты венцовую крепь усиливают вертикальными брусками и распорками (через 1,0—1,5 м).

При значительном боковом давлении применяют сплошную венцовую крепь, укрепляемую стальными полосами после проходки на некоторую глубину. В слабых сухих породах проходку стволов шахт

ведут косой забивной крепью. При работе в водоносных породах впереди забоя делают углубление — приямок, используемый для откачивания воды. В сильно насыщенных водой породах применяют прямую забивную крепь из металлического шпунта с забивкой его в водоупорный слой не менее чем на 1 м для предотвращения прорыва плывуна в проходимый ствол шахты.

Стволы шахт, предназначенные в дальнейшем для эксплуатации тоннелей, закрепляют бетоном или железобетоном; они имеют обычно круговое поперечное сечение. При проходке стволов временных шахт в слабых и неустойчивых породах им тоже придают круговое сечение и закрепляют теми же материалами.

Проходка стволов шахт состоит из трех основных операций:

- 1) разработка и удаление породы;
- 2) постановка временной крепи;
- 3) возведение постоянной крепи.

Проходку начинают с устройства оголовника на глубину 5—10 м; вокруг него устраивают жесткое кольцо — воротник, закладываемый на глубину промерзания грунта. Эти устройства необходимы для удержания ствола шахты от опускания.

Воротник рассчитывают как кольцевую пластинку, жестко заземленную по внутреннему краю и нагруженную по нижней поверхности равномерно распределенной нагрузкой от реакции грунта. Толщину стенок оголовника определяют расчетом, но принимают ее не менее 20 см. Стенки армируют двойной арматурой в продольном и поперечном направлениях. Поперечную арматуру рассчитывают по усилиям, вызываемым боковым давлением породы (конструктивно 0,2% от площади бетона). Продольная арматура должна полностью воспринимать растягивающие усилия от веса временных крепей.

В слабых породах проходку стволов шахт ведут при помощи металлических колец с применением закладной (рис. X.15, а), или забивной (рис. X.15, б) крепи, в зависимости от состояния пород.

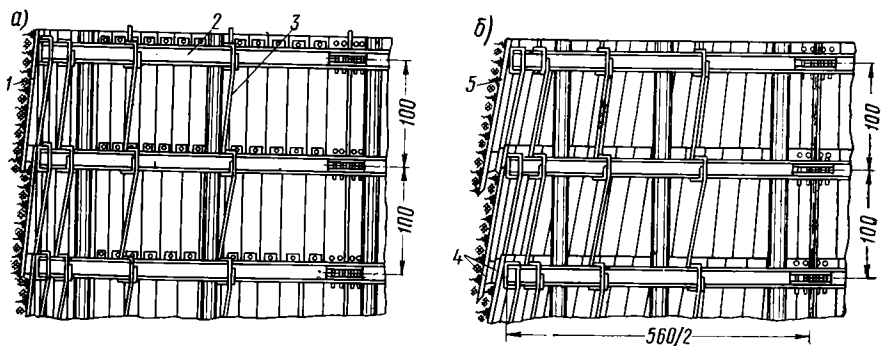


Рис. X.15. Шахтный ствол на кольцах:

1 — закладная крепь; 2 — швеллерное кольцо; 3 — подвески; 4 — клинья; 5 — забивная крепь

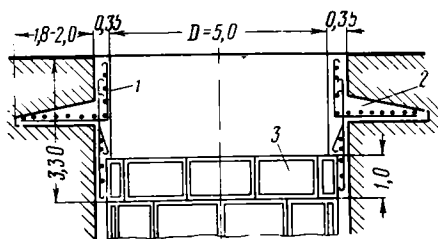


Рис. X.16. Крепление ствола шахты тубингами:

1 — оголовник (форшакта); 2 — воротник; 3 — тубинги

При креплении ствола шахты тубингами проходку ведут в том же порядке с последовательным подведением колец чугунной обделки (рис. X.16). Применяют также впервые предложенные и испытанные московским Метростроем способы вдавливания тубинговой обделки при помощи мощных гидравлических домкратов, опирающихся в заранее возведенный оголовник, и проходки опережающей крепью.

При проходке стволов шахт опускной крепью ее материалом служат преимущественно железобетон и чугун (тубинги); в плывунах применяют сжатый воздух и искусственное замораживание.

После проходки стволов шахты тем или иным способом для обеспечения водонепроницаемости швы тубингов зачеканивают свинцовой проволокой или замазкой из расширяющегося цемента.

Применяют два типа кессонов: опускные с подвижным потолком (рис. X.17) и наращиваемые снизу с неподвижным потолком. В обычных условиях применяют первый тип, требующий устройства оголовника. В случаях, исключающих опускание кессона (включения твердых водоносных пород, обжатие породой) или представляющих опасность осадок наземных построек, применяют второй — наращивание снизу. В потолке кессона должно быть предусмотрено обычное кессонное оборудование.

При скоростной проходке стволов шахт характерными мероприятиями являются:

1) прекращение доступа воды в забой путем замораживания на всю глубину ствола;

Металлические кольца изготавливают из швеллеров № 16—18, состоящих из трех-четырёх сегментов, соединяемых между собой накладками и штырями диаметром не менее 1,6 см. Каждое последующее кольцо подвешивают к предыдущему при помощи стальных подвесок в виде прямых или Z-образных крючьев. Стволы шахты бетонируют снизу вверх звеньями от 2,5 до 10 м с устройством башмаков в основании каждого звена.

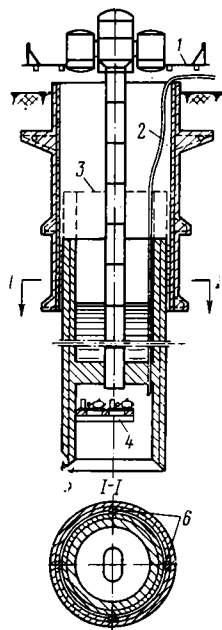


Рис. X.17. Проходка ствола шахты опускным кессоном:

1 — рабочая площадка; 2 — гибкий воздухопровод; 3 — наращиваемое звено; 4 — насосная установка; 5 — нож кессона; 6 — деревянные направляющие

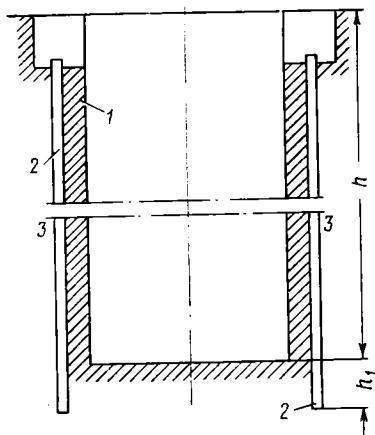


Рис. X.18. Схема расположения замораживающих скважин при проходке ствола шахты:

1 — ствол; 2 — замораживающая колонка; 3 — зона замораживания

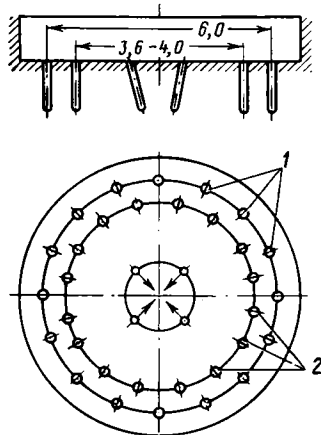


Рис. X.19. Схема расположения шпуров при проходке ствола шахты в крепких породах:

1 — отбойные шпурь I очереди (18—30 шт.); 2 — отбойные шпурь II очереди (16 шт.)

2) применение взрывных работ в зоне замороженных пород;

3) ведение работ с применением более совершенных и производительных машин и устройств;

4) применение постоянных наземных устройств (копров, эстакад и пр.) для подъема породы и подачи материалов.

Указанные мероприятия привели к улучшению условий труда проходчиков, сокращению сроков сооружения стволов, повышению качества работы, уменьшению стоимости и более скорому началу основных работ по проходке тоннелей.

Применение замораживания для проходки стволов шахт оправдано водоносностью пород с большим притоком воды (250—400 м³/ч) и наличием плывунов с мощностью слоя 15—30 м, требующих закрепления. Главные преимущества проходческих работ в замороженных породах — малая вероятность отказов при взрывных работах в сухом забое и полное предотвращение осадок поверхности около ствола. Последнее обстоятельство весьма важно, так как обеспечивает возможность монтажа постоянных наземных устройств (копров и эстакад) и их использования при проходке ствола.

Особенность работ по замораживанию пород на полную глубину ствола шахты (рис. X.18) — опускание замораживающих скважин через толщу обводненных известняков ниже основания ствола на 1,5—2,0 м (см. главу XII). Вначале при проходке в замороженных супесях и глинах породу разрабатывают отбойными молотками

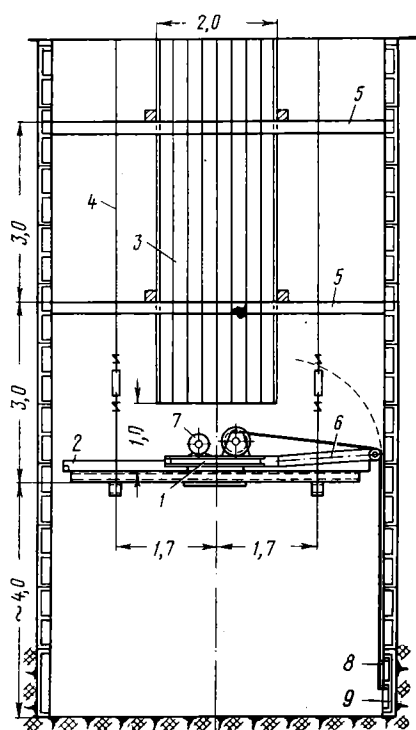


Рис. X.20. Устройство для установки тубингов:

1 — поворотный круг; 2 — подвесной полок с выдвижными балками; 3 — бадьевое отделение; 4 — трос; 5 — временные распорки; 6 — стрела поворотного круга; 7 — лебедка; 8 — захват для тубингов; 9 — устанавливаемый тубинг

на глубину 1 м в средней части забоя на площади, описанной радиусом до 2 м. Оставшуюся кольцевую полосу шириной 1 м разрабатывают взрывным способом. Шпуров в количестве 16 шт. располагают по окружности, отстоящей на 0,5 м от внешнего контура обделки ствола. Все отбойные шпуров — вертикальные. Расход взрывчатых веществ (аммонита) составляет 150 г на один шпур, или 2,4 кг на забой. Взрывание шпуров — электрическое при помощи детонаторов замедленного действия (с тремя степенями замедления). Первые пять шпуров взрываются мгновенно, вторые пять — через 2 сек и последние шесть — через 4 сек.

При проходке в замороженных крепких коренных породах применяют два способа работ. По первому способу предусматривают ведение взрывных работ в два приема по три степени замедления в каждом. Вначале подрывают внутреннюю часть забоя диаметром 3,6—4,0 м по следующей схеме (рис. X.19). Оставшуюся кольцеобразную берму шириной 1,0—1,2 м взрывают во второй прием также с тремя степенями замедления. Вес заряда

при этом доходит в отдельных случаях до 450 г, а суммарный расход ВВ на 1 пог. м проходки ствола — до 18—20 кг. По второму способу взрывные работы ведут за один прием при весе заряда до 600—750 г. Число шпуров принимают 40—48. В крепких известняках концентрических окружностей может быть доведено до четырех; расход ВВ составляет при такой схеме от 600 до 1200 г на 1 м³ породы и до 32 кг на забой. Протяжение шпуров составляет до 2,2 пог. м на 1 м³. Потребность электродетонаторов — до 2 шт. на 1 м³ взорванной породы. Проветривание после взрыва обычно длится 10—15 мин (вентиляторы № 12 производительностью в 18 000 м³/ч, электродвигатель мощностью 40 квт с 1500 об/мин).

Взорванную породу убирают бадьями емкостью до 0,85 м³, которые перемещают вертикально вместе со специальными устройствами — ползунами, которые охватывают постоянные направляю-

щие и двигаются вместе с прицепным устройством. Направляющие устанавливают вслед за проходкой ствола участками по 3 м в каждом и заменяют в дальнейшем брусьями длиной по 6 м. Такое устройство надежно и безопасно.

В целях механизации погрузки породы применяют пневматический грейферный грузчик производительностью 8 м³/ч при емкости зачерпывающего приспособления 0,1 м³. Вес грузчика 500—600 кг.

Обделку ствола собирают из тубингов при помощи несложного приспособления (рис. X.20), прикрепленного к концу подъемного троса. Трос, перекинутый через шкив, находящийся на конце поворотной стрелы, обеспечивает возможность установки тубинга без его оттягивания в сторону.



ГЛАВА XI

ПРОИЗВОДСТВО РАБОТ ПО СООРУЖЕНИЮ ТОННЕЛЕЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

§ 51. СПОСОБЫ РАБОТ В ОТКРЫТЫХ КОТЛОВАНАХ, ТРАНШЕЯХ И КОЛОДЦАХ

При сооружении автодорожных тоннелей мелкого заложения, главным образом для городских магистралей, применяют открытый способ работ, имеющий несколько разновидностей. Открытый или, точнее, котлованный способ предусматривает вскрытие котлована с поверхности земли на всю ширину и высоту конструктивного профиля тоннеля (с учетом необходимого строительного запаса), с искусственным ограждением его откосов для уменьшения полосы отвода и объема земляных работ. В незастроенной местности возможно сооружение котлованов с естественными откосами на всю их глубину или на ее части.

Боковое ограждение котлована обычно устраивают вертикальным с применением двутавровых балок, забиваемых на глубину 3—5 м ниже основания конструкции тоннеля и на расстоянии 0,3—1,0 м от наружной грани стен тоннеля. Шаг свай вдоль оси тоннеля — 1,2—1,5 м назначают с учетом рода грунта, глубины котлована и размера сечения свай.

При наличии в черте города густой сети подземных сооружений (газ, водопровод, электрокабели и т. п.) необходимо сначала прорыть по обеим сторонам котлована узкую контрольную траншею на глубину 2—3 м для обеспечения от повреждений устройств городского подземного хозяйства, если они случайно не показаны на соответствующих планах. Кроме того, наличие траншей позволяет уменьшить глубину забивки свай и высоту копра.

Большинство подземных сооружений прокладывают в чугунных трубах с раструбными соединениями или в стальных, соединяемых сваркой стыков и находящихся под большим давлением протекающих в них жидкостей или газов. Иногда подземные сооружения

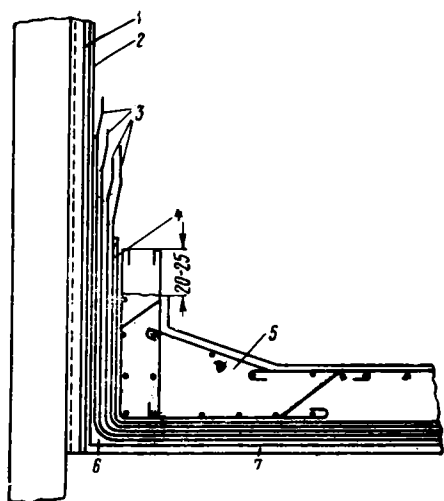


Рис. XI.1. Подготовка из тощего бетона для возведения нижней части монолитной конструкции:

1 — защитная стенка; 2 — стяжка; 3 — гидроизоляция; 4 — защитный слой; 5 — железобетон; 6 — клеемаасса; 7 — подготовка

(канализация, телефон и пр.) могут быть проложены в гончарных и бетонных трубах. Их подвешивают на гибких стержнях, прикрепляемых к распоркам котлована или посредством жесткой вспомогательной конструкции, обеспечивающей неподвижность стыков подвешиваемых труб.

По мере разработки котлована между сваями закладывают доски-забирки, передающие боковое давление грунта на сваи. Доски закладывают у внутренней полки двутавра и закрепляют клиньями и рейками. Для придания сваям продольной жесткости к ним прикрепляют пояс из швеллерных балок (обычно № 24), в который упирают концы горизонтальных распорок, которые ставят в один и более рядов по высоте.

При расположении дна котлована ниже уровня грунтовых вод необходимо предварительно осушить котлован тем или иным способом в зависимости от грунтовых условий. В грунтах, отдающих воду, лучший способ — искусственное водопонижение (см. главу XII), экономичное и обеспечивающее неподвижность земляной массы вблизи выработки. В грунтах, не отдающих воду (плавунных), применяют шпунтовое ограждение котлована и открытый водоотлив при помощи насосных установок. При этом следует предотвращать вынос из котлована взвешенных в воде частиц грунта, так как в противном случае это может привести к осадке поверхности и повреждению зданий, расположенных вблизи бровки котлована. При значительной глубине залегания водоупора (более 20 м) прибегают к методу искусственного замораживания грунтов вдоль котлована (см. главу XII).

Для сооружения конструкции из монолитного бетона после разработки котлована до проектной глубины по дну его дают подготовку из тощего бетона (рис. XI.1) толщиной 0,10—0,15 м и возводят боковые защитные стенки из тонких (3—4 см) железобетонных сборных плит, легких сборных железобетонных блоков (лотков), бетонитовых блоков или, наконец, из кирпича.

Поверхность лотка и защитных стенок выравнивают слоем цементного раствора в 2—3 см с закруглением всех углов и сопряжений. На созданную таким образом гладкую поверхность после

ее просушки наклеивают многослойную гибкую изоляцию (на тканевой основе), которую покрывают слоем цементного раствора толщиной до 3 см для защиты от возможных повреждений при последующем бетонировании. Изоляцию сверху защитной стенки нужно надежно укреплять и предохранять ее от повреждения и влияния солнечных лучей. Для этого верхнюю часть изоляции обычно выпускают и отгибают с устройством защитного короба.

По окончании изоляционных работ возводят конструкцию тоннеля из бетона или железобетона с одновременным заполнением песком пространства между защитными стенками и боковым ограждением, которое обеспечивает сохранность защитной стенки, а также передачу распора грунта от укладываемой бетонной смеси. Кроме того, такое заполнение уменьшает возможную подвижку грунта и предохраняет поверхность земли от просадок после удаления свай.

При нескольких ярусах распорок приемы возведения защитных стенок для изоляции и стен конструкции соответственно видоизменяют, применяя необходимое число этапов работ.

Вслед за возведением и выстойкой стен сооружают перекрытие, которое после твердения бетона изолируют с тщательным стыкованием наносимой изоляции, выпущенной из-за стен. После этого укладывают защитный слой из тощей бетонной смеси для предохранения изоляции от механических повреждений. Поверхности слоя придают уклон от середины перекрытия к стенам. После возведения перекрытия тоннеля и устройства на нем постоянных опор опускают с подвесок подземные сооружения. Вслед за этим засыпают перекрытие песком слоями 30—40 см с поливкой его и тщательной утрамбовкой во избежание просадок. Ведение этих работ в зимнее время недопустимо.

В случае применения металлического шпунта вместо свай ход работ оставляют в основном неизменным.

Достоинства котлованного способа работ — высокие темпы производства работ, небольшая стоимость сооружения и возможность применять внешнюю гидроизоляцию конструкции, обеспечивающую полную водонепроницаемость тоннеля.

В тех случаях, когда ввиду застроенности участка нельзя применить для возведения тоннеля (шириною более 4 м) котлованный способ, применяют траншейный, при котором сооружаемую конструкцию расчленяют на элементы с последовательным вскрытием отдельных котлованов. Такими элементами являются боковые стены, перекрытие и лоток. До возведения стен будущего тоннеля сначала разрабатывают узкие траншеи на глубину от поверхности земли до отметки подошвы лотка. Разработку траншей ведут с деревянным креплением, так как применение металла для этой цели нецелесообразно вследствие необходимости частого перекрепления распорок. При мелких и коротких траншеях работу ведут горизонтальным забоем, а при большей глубине и длине траншей — вертикальными забоями-уступами длиной около 3 м и высотой до 2 м.

Разработка траншей глубже 15 м и шириной более 4 м сложна и недопустима с точки зрения условий безопасности. Последовательным углублением траншей и заменой временных крепей постоянными доходят до проектной отметки дна траншеи. Далее сразу же приступают к возведению конструкции, так как нельзя оставлять открытую траншею на продолжительное время по условиям техники безопасности.

По траншейному способу работ бетонируют стены тоннеля отдельными вертикальными столбами или сплошными горизонтальными слоями вдоль траншей. При работе вертикальными столбами распределительные брусья и распорки размещают через 1,8—1,2 м. Такая неравномерная поочередная расстановка распорок по длине траншеи должна предотвращать перенапряжение досок при двух очередях бетонирования. Перед бетонированием первой очереди столбов в секциях шириной 1,8 м устраивают подготовку из тощего бетона и ведут кладку защитной стенки (обычно из бетонитовых камней или кирпича на цементном растворе). Одновременно с трех сторон устанавливают опалубку для бетонной смеси с постановкой распорок, выполняемых из пластин и коротышей.

Перед установкой опалубки по защитной стенке наклеивают изоляцию с отгибом концов для последующего стыкования с изоляцией столбов второй очереди. Для лучшей связи отдельных столбов между собою в вертикальной плоскости устраивают отвесные штробы. Когда бетон столбов первой очереди отвердеет, делают перекрепление и подготовку перед укладкой бетонной смеси для столбов второй очереди. При этом боковую опалубку готовых столбов снимают.

После окончания бетонных работ и выдержки разрабатывают котлован для устройства перекрытия тоннеля. Хотя такой котлован иногда достигает глубины котлована открытого способа работ, однако крепление оказывается достаточным без помощи свай, так как вместо них устанавливают стойки рядом с вертикальными брусьями крепления траншей. К стойкам приболчивают металлические (обычно швеллерные) пояса для связи в продольном направлении, а затем устанавливают горизонтальные распорки. Конструкция этих распорок может быть такой же, как и при котлованном способе работ, в том числе и деревянной.

После окончания крепления устанавливают опалубку перекрытия непосредственно на грунт ядра, а затем укладывают арматуру и бетонируют перекрытие. После достижения бетоном 50-процентной прочности наклеивают гидроизоляцию, укладывают защитный слой и засыпают перекрытие грунтом. По достижении бетоном перекрытия проектной прочности переходят к разработке ядра под защитой перекрытия. Для этой цели в перекрытии оставляют отверстия, а в особых случаях ядро разрабатывают из шахт, соединенных с тоннелем подходными штольнями. Разрабатывают последние 1,0—1,5 м ядра (по глубине) отдельными поперечными полосами в две очереди, после чего устраивают бетонную подготовку,

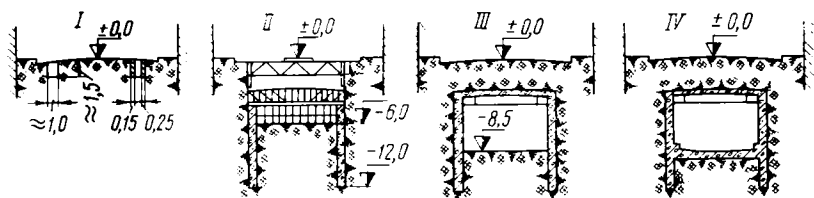


Рис. XI.2. Последовательные этапы (I—IV) сооружения тоннеля миланским способом

на которую наклеивают изоляцию. Эту изоляцию тщательно стыкуют с концами изоляции, заложеной под стены, и бетонируют лоток также полосами в две очереди. На этом заканчивают основные работы.

Современный траншейный (миланский) способ основан на применении суспензии из бентонитовой глины в качестве средства временного крепления траншей (рис. XI.2). В траншее шириной 0,6 м и глубиной до 10 м и более, заполненные суспензией, опускают каркасы из арматуры и подводным бетонированием возводят стены тоннеля, с выжиманием раствора глины, используемого повторно. Раствор препятствует проникновению грунтовой воды во внутреннее пространство тоннеля. Количество бентонита в растворе принимают от 4 до 18%.

Последовательность возведения перекрытия и лотка, а также удаление породы ядра аналогичны описанному выше. Гидроизоляция — внутренняя.

При сооружении тоннелей на застроенных городских участках, когда стены тоннеля необходимо возводить вблизи зданий или под ними, применяют видоизмененный траншейный способ — колодезный. При колодезном способе вместо вскрытия траншеи на значительную длину разрабатывают грунт и возводят стены небольшими участками в колодцах, работая в несколько очередей в зависимости от плотности грунта, близости расположения зданий и прочности конструкций надземных сооружений. В таких случаях необходимо устройство козырька стен, который делают выше перекрытия тоннеля до отметки низа подошвы фундамента здания. Козырек обеспечивает устойчивость грунтов за боковыми стенами тоннеля и под подошвой фундамента зданий.

Укладывая гидроизоляцию, обходят весь козырек, сохраняя ее полную непрерывность.

В колодцах возводят только стены тоннеля с соблюдением следующего порядка работ: сначала осуществляют проходку колодцев до проектной отметки, подготавливают под изоляцию подошвы стенки, сооружают и изолируют защитную стенку, после чего устанавливают опалубку и бетонируют столб, который представляет собой часть стены тоннеля.

Ввиду опасности подвижки грунта и деформации крепления совершенно недопустим длительный перерыв между земляными и бетонными работами.

После окончания бетонных работ в двух боковых стенах тоннеля на определенном участке его вынимают грунт между стенами тоннеля до отметки низа перекрытия, устанавливают его опалубку и бетонируют. После этого разрабатывают земляное ядро под перекрытием и сооружают лоток.

Особенность колодезного способа — в одном поперечном сечении тоннеля земляные и бетонные работы три раза чередуются друг с другом.

§ 52. КРЕПЛЕНИЕ КОТЛОВАНОВ И ТРАНШЕЙ

Количество ярусов распорок в котловане зависит от глубины котлована, жесткости свай, расстояния между сваями в продольном направлении и физико-механических свойств грунта.

Глубина котлована может быть 5—13 м. На первых 3—4 м распорок не ставят: сваи работают как консольные балки.

В качестве свай применяют стальные двутавровые балки сечением № 30, 40, а при одноярусном креплении — № 50—55. Применением балок больших профилей можно осуществить наиболее рациональную одноярусную конструкцию крепления. Балки меньшего сечения не рекомендуются по условиям их жесткости.

Физико-механические свойства грунта, от которых зависит выбор системы крепления, могут быть ограничены тремя показателями: объемным весом, углом внутреннего трения и допускаемым напряжением на грунт от полки свай ниже дна котлована. Влияние объемного веса грунта на выбор системы крепления котлована сравнительно невелико, так как предел изменения объемного веса незначителен — 1,4—1,9 т/м³. Угол внутреннего трения для различных грунтов находится в пределах 12—50°, поэтому он оказывает существенное влияние на число ярусов распорок. Прочность грунта ниже основания котлована колеблется в значительных пределах — от 1,0 (пльвуны) до 6,0 кг/см² и более (плотная глина), и потому оказывает большое влияние на выбор системы крепления. Как правило, необходимо применять минимальное число горизонтальных распорок.

В строительстве применяют два типа крепления — одноярусное и многоярусное.

Одноярусное крепление (рис. XI.3) применяют в плотных грунтах при глубине котлована до 10 м и сечении свай № 50—55 с установкой распорок на расстоянии низа их не менее 0,25—0,30 м до верха перекрытия. При необходимости глубину выработки можно увеличить на 2—3 м при той же системе крепления. Для этого необходимо дать временный ярус распорок несколько выше лотка фундамента с таким расчетом, чтобы ярус не попадал в зону расположения выпусков арматуры и изоляции стен. После выдержки бетона лотка временный ярус убирают, а его работу компенси-

руют устройством упора сваи в торце лотка плотной набивкой туда бетонной смеси. При этом расчетным пролетом сваи будет расстояние от оси верхнего ряда распорок до верхней кромки бетона лотка, что обеспечивает дополнительную глубину котлована в 2—3 м.

Такая система с временным ярусом распорок применима и при менее устойчивых грунтах ниже дна котлована. В этом случае нижний ярус способствует устойчивости крепления и уменьшает давление на грунт полок свай.

При значительной жесткости свай верхний ряд распорок можно устанавливать на расстоянии до 4 м от поверхности земли, но не ближе чем на 0,5 м до верха перекрытия.

Большое преимущество одноярусного крепления — возможность применять комплексную механизацию при земляных работах. Эта возможность зависит от расположения распорок в плане и профиле, причем для увеличения расстояний между ними применяют ригели и подкосы (см. рис. XI.3).

Многоярусное крепление применяют при отсутствии свай крупного сортамента. В этом случае располагают один или несколько ярусов горизонтальных распорок в пределах будущей конструкции тоннеля. Это связано с необходимостью перекрепления распорок по мере ведения строительных работ, для чего бетону дают выстойку 3—4 суток на каждом этапе бетонирования. В самых неблагоприятных грунтовых условиях и при глубине котлована 15 м число ярусов достигает пяти.

Расположение ярусов распорок по высоте должно удовлетворять следующим условиям:

1) верхний ярус должен быть установлен с таким расчетом, чтобы его можно было использовать для укладки узкоколейного пути;

2) нижний ярус должен отстоять не менее чем на 0,3 м от верха лотка;

3) промежуточные ярусы должны быть расположены на расстояниях, обеспечивающих равенство опорных моментов в свае, как неразрезной балки, и, кроме того, не должны попадать в места выпусков арматуры и изоляции стен.

При многоярусной системе крепления возможность крупной механизации земляных и бетонных работ исключена.

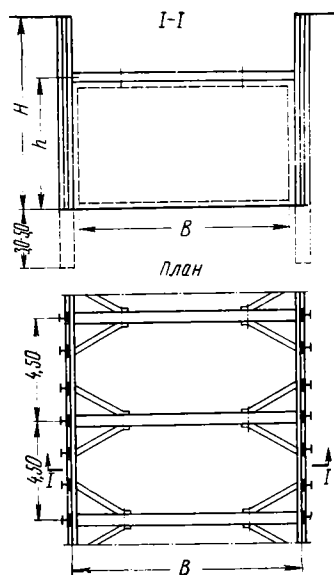


Рис. XI.3. Крепление котлованов

По роду материала распорки могут быть стальными и деревянными, а по системе конструкции — сборными и составными в виде отдельных стержней и целых ферм.

Стальные распорки, как правило, делают в виде стержневой раздвижной системы, обеспечивающей регулирование их длины на ± 50 см при неодинаковой ширине котлована. Для этой цели применяют цельнотянутые трубы или балки коробчатого сечения; иногда употребляют и стандартные распорки той же конструкции.

Раздвижная распорка по длине состоит из двух элементов — одного неподвижного длиной меньше ширины котлована на 0,5 м и второго — выдвигаемого длиной 1,8—2,0 м. Неподвижный элемент состоит из двух швеллерных или иных прокатных балок, взаимно соединенных поперечными планками через 1 м. Этот элемент основной, и ввиду значительной длины и большой вертикальной нагрузки он подвержен совместному действию продольной силы и вертикальных нагрузок. Выдвижной элемент состоит из двух швеллеров, упирающихся полками друг в друга и соединенных только по концам. Ввиду сравнительно небольшой длины выдвижного элемента — до 2 м, он устойчив. Поперечное сечение швеллеров принимают из условия свободного введения их в неподвижный элемент.

Для точной установки распорок применяют клиновое устройство. При значительной ширине (15—25 м) применяют промежуточные сваи, забиваемые в один или более рядов параллельно крайним сваям, при этом шаг свай назначают равным утроенному шагу крайних свай. Расстояние между рядами дополнительных свай зависит от длины металлической распорки. В крайних панелях яруса применяют деревянную подкосно-ригельную систему крепления с добавлением коротких деревянных распорок на продолжении металлических. Эти деревянные подкосы упирают в швеллерный пояс средних свай и ригель, закрепленный на швеллерном поясе крайних свай.

В широких котлованах бывает целесообразна распорная система в виде стальных ферм больших пролетов.

Деревянные распорки и бревна стандартной длины 6,5 и 7 м и диаметром 18—30 см применяют лишь при многоярусной системе крепления. При значительной горизонтальной нагрузке такие распорки могут быть сдвоенными. Распорки заводят между швеллерными поясами и заклинивают дубовыми или металлическими клиньями. При недостатке круглого леса необходимой длины можно некоторую часть целых распорок заменить составными (по длине бревна) с укреплением стыка четырьмя накладками на болтах.

В случае применения траншей в сухих или осушенных грунтах их крепят горизонтальными заборками из деревянных досок.

В плотных грунтах траншеи в глубину вскрывают на две-три доски по вертикали, в песчаных грунтах вблизи зданий лишь на одну доску. Доски укладывают вдоль траншей внахлестку с за-

пуском в 20 см. Траншеи крепят деревянными распорками диаметром 10—12 см через вертикальные распределительные бруски, поддерживающие 2—3 доски. Впоследствии эти временные бруски заменяют новыми, поддерживающими сразу 7—10 досок. Крепи, к которым бруски пришивают гвоздями, также ставят на распорки, по две на каждый брус и на расстоянии 1—2 м друг от друга. В водонасыщенных грунтах, не отдающих воду, переходят к шпунтовому ограждению, забиваемому посадками по 3 м, с последовательным уменьшением ширины траншей до 2,0—2,5 м, что должно быть предусмотрено в проекте.

К относительным преимуществам траншейного способа следует отнести возможность сооружения тоннелей в стесненных городских условиях, использование более мелкого и дешевого сортамента леса и отсутствие потребности в металле.

§ 53. МЕХАНИЗАЦИЯ РАБОТ

Система ограждений котлована металлическими сваями с одним или несколькими ярусами распорок обеспечивает возможность механизации земляных работ по всей глубине котлована.

Для разработки верхней части котлована шириной до 10 м до установки распорок может быть принята одна из следующих трех схем работы:

1) экскаватором с обратной лопатой, перемещающимся на уровне поверхности вдоль продольной оси котлована и погружающим грунт в автомобили;

2) канатно-ковшовым экскаватором, перемещающимся на уровне поверхности вдоль оси котлована и погружающим грунт в автомобили;

3) экскаватором с прямой лопатой, перемещающимся в уровне низа забоя по настилу из шпал вдоль оси котлована и погружающим грунт в автомобили.

Достоинство использования экскаватора с обратной лопатой — возможность обхода траншей с подвешенными в них городскими подземными сооружениями, а также возможность механизированной разработки котлована вблизи свай; недостаток — ограниченная (до 4 м) глубина разработки. Достоинство канатно-ковшевого экскаватора — возможность разработки большой глубины (до 6 м); недостатки — затруднительность работы вблизи свай, трудность разработки при наличии в грунте твердых включений и уменьшение производительности в плотных глинах. Экскаватор с прямой лопатой обеспечивает наибольшую производительность и возможность разработки грунта с твердыми включениями; недостатки его — необходимость вывода экскаватора из забоя при встрече с городскими подземными сооружениями, а также необходимость устройства съезда в котлован и укладки настила.

При ширине котлована более 10 м работу экскаватором с обратной лопатой и канатно-ковшовым экскаватором ведут несколь-

кими параллельными забоями, экскаватором с механической лопатой по всей ширине котлована.

Элементы крепления после разработки верхней части котлована устанавливают следующим способом. Продольные связи крепления опускают в котлованы при помощи ручных блоков, подвешиваемых к головкам свай. Металлические распорки устанавливают 7,5-тонным гусеничным краном; деревянные элементы крепления — вручную.

Нижнюю часть котлована можно разрабатывать по одной из следующих схем работы:

- 1) канатно-храповым экскаватором, перемещающимся по бровке котлована и погружающим грунт в автомобили;
- 2) экскаватором, перемещающимся по дну котлована и погружающим грунт в автомобили;
- 3) экскаватором, перемещающимся по дну котлована и погружающим грунт в бадью, поднимаемую краном.

Канатно-храповой экскаватор применяют при разработке грунтов, плохо отдающих воду. Недостатки — сравнительно малая производительность, большой процент ручной разработки, ручная перекидка при ширине котлована более 10 м.

Применение экскаватора с погрузкой в автомобили целесообразно при разработке плотного глинистого грунта, а также при отсутствии свободного проезда для автомобилей вдоль котлована; недостаток — необходимость укладки шпального настила от начала съезда до забоя, а при ширине котлована меньше 10 м необходимо применять погрузочные машины тоннельного типа. Экскаватор с погрузкой в бадью с краном применяют при разработке песчаных и глинистых грунтов; недостаток — ограничение производительности подъемного крана.

Работы по сооружению тоннеля ведут поточным методом; они состоят из ряда последовательных технологических процессов;

- 1) устройство подготовки под изоляцию фундаментной плиты тоннеля;
- 2) устройство изоляции фундаментной плиты;
- 3) армирование и бетонирование фундаментной плиты;
- 4) установка защитной стенки, изоляции и армирование стен тоннеля;
- 5) установка опалубки стен и перекрытия;
- 6) бетонирование стен, колонн и перекрытия;
- 7) устройство изоляции перекрытия, защитного слоя и снятие опалубки;
- 8) снятие распорок и обратная засыпка;
- 9) укладка проезжей части и путевого бетона.

Основной тип опалубки — подвижная металлическая, состоящая из отдельных секций, перемещаемых при помощи домкратной тележки. Применяют также и разборную деревянную опалубку, состоящую из щитов и рам для однопутных тоннелей, и комбинированную опалубку для тоннелей больших поперечных сечений.

Рулоны гибкой изоляции и элементы защитной стенки опускают в котлован при помощи крана, а битум подают по трубам. Оклежку многослойной изоляцией ведут при помощи подвесных люлек.

При возведении открытым способом тоннелей на свободных от застройки участках в плотных грунтах возможна разработка котлована в открытой выемке с применением гидромеханизации.

При возведении сборных железобетонных конструкций, что имеет преимущественное применение, подготовку основания и оклеечную изоляцию по его поверхности выполняют так же, как и при устройстве монолитной конструкции.

Работы по возведению сборных железобетонных конструкций включают следующие основные процессы (рис. XI.4):

- 1) укладку блоков лотка на слой бетонной подготовки толщиной 2—3 см (рис. XI.4, а);
- 2) установку блоков средней стены на предварительно подготовленные опорные элементы (рис. XI.4, б);
- 3) установку блоков боковых стен (рис. XI.4, в);
- 4) укладку блоков перекрытия (рис. XI.4, г).

Блоки соединяют при помощи сварки выпусков арматуры и омоноличивания швов. Конструкцию монтируют стреловыми или козловыми кранами с использованием для временного крепления металлических передвижных тележек. По окончании монтажа, расшивки зазоров между плитами перекрытия и стеновыми блоками, гидроизоляции стен, устройства защитной стенки осуществляют гидроизоляцию перекрытия с укладкой защитной армированной цементной стяжки. Последний процесс — устройство обратной засыпки.

§ 54. ЩИТОВОЙ СПОСОБ СООРУЖЕНИЯ ТОННЕЛЕЙ ЦЕЛЬНОЗВЕНЬЕВОЙ КОНСТРУКЦИИ

При сооружении тоннелей мелкого заложения в условиях развития городов (вне зоны расположения подземных коммуникаций городского хозяйства), а также на подходах к транспортным пересечениям возможно и целесообразно механизировать весь процесс строительства, не применяя при этом временные крепи, требующие значительных затрат материальных и денежных средств, а также времени. Степень механизации работ по устройству временного ограждения и его оборачиваемость сравнительно невелики. В настоящее время применяют новый способ механизированного сооружения тоннелей цельносекционной конструкции, которому не свойственны указанные недостатки, органически присущие обычному открытому способу сооружения тоннелей.

Сущность нового способа заключается в следующем (рис. XI.5).

В головной части тоннеля находится прямоугольный механизированный щит своеобразной конструкции; его назначение — создавать готовый участок тоннеля со вскрытием поверхности на ограниченном протяжении. В процессе передвижения щит использу-

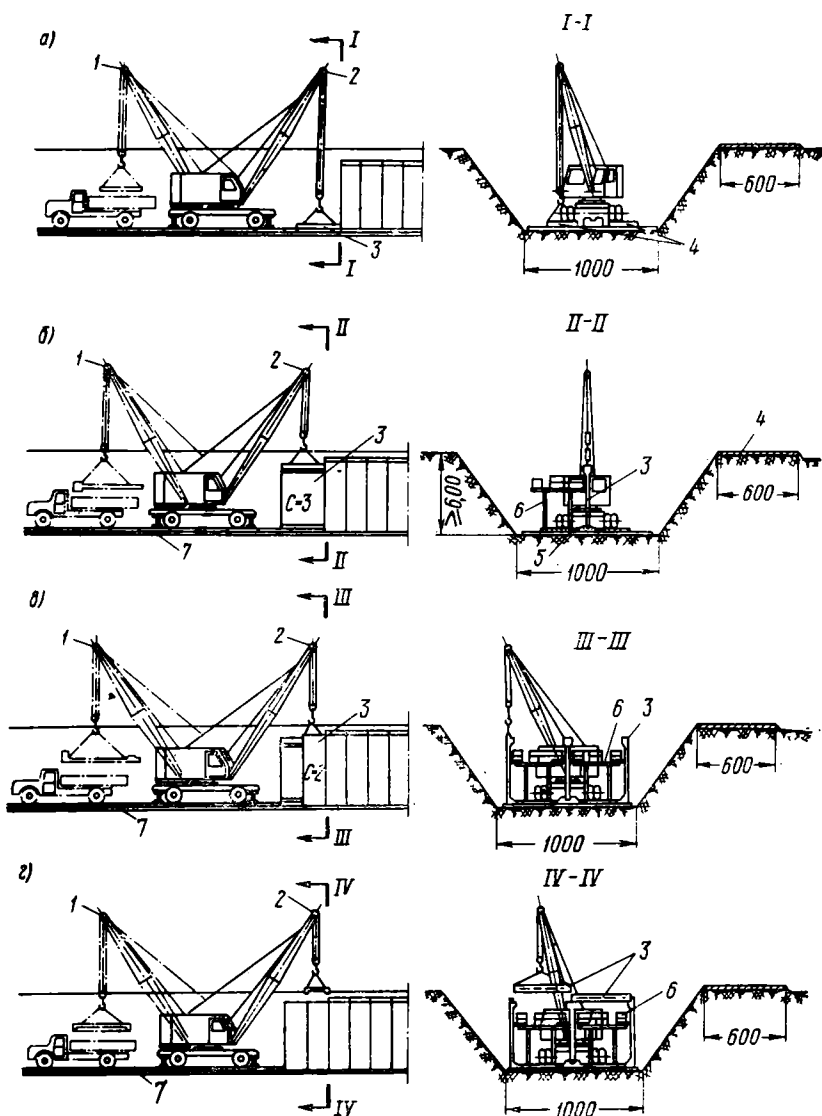


Рис. XI.4. Схема сооружения сборных железобетонных конструкций:

1 — положение крана при снятии блока с автомобиля; 2 — то же, при установке блока; 3 — блок; 4 — временный настил из железобетонных плит; 5 — положение крана при омоноличивании стыков; 6 — монтажная тележка; 7 — бетонная подготовка

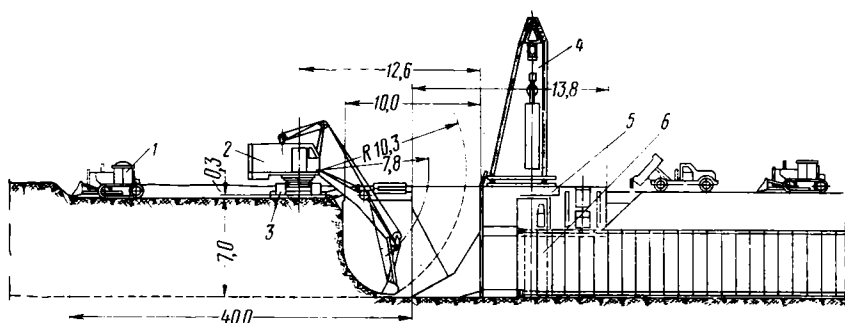


Рис. XI.5. Схема сооружения тоннеля цельносекционной конструкцией щитовым способом:

1 — бульдозер; 2 — экскаватор-драглайн; 3 — платформа; 4 — козловый кран; 5 — щит; 6 — элементы конструкции тоннеля

ется как струг, срезающий ножевой частью грунт с боков и с низу котлована, что придает последнему требуемое геометрически правильное очертание.

Щит прямоугольного сечения имеет нижнюю и боковую части в виде жестких сварных элементов, соединяемых на болтах. Снизу предусмотрена выступающая вперед ножевая часть, а с боков — клиновидные ребра жесткости, покрытые защитными листами и предназначенные для частичного подрезания и перемещения грунта к оси щита. В щите имеются вертикальные и горизонтальные перегородки и поперечная стена — диафрагма с люками, отделяющая зоны разработки породы и монтажа конструкции. Листы оболочки щита выступают за пределы основной конструкции его. С целью ограждения зоны монтажа и гидроизоляции конструкции тоннеля, предусмотрены боковые металлические листы, скрепленные с основной конструкцией щита.

Щит передвигают при помощи 30 гидравлических домкратов общим усилием до 900 т при давлении рабочей жидкости до 75 атм, подаваемой от двух гидронасосов, расположенных в нижней ячейке щита.

Производство работ таким агрегатом состоит из следующих процессов:

1) снятие жесткого покрытия поверхности улицы по ширине выемки и на длине 25—30 м при помощи экскаватора с обратной лопатой;

2) разработка грунта в забое перед щитом при помощи или ковшевых стругов, или экскаватора-драглайна, или экскаватора с обратной лопатой. В первом случае ковшом грунт выдают на поверхность на пластинчатый транспортер и далее на подвижной транспортер-перегрузатель; затем грунт может быть направлен на автомобилях-самосвалах в отвал и частично для засыпки готовой конструкции. Во втором случае экскаватор обеспечивает разработку грунта перед щитом на глубину до 8 м и выдачу на поверх-

ность с погрузкой в самосвалы. При ширине выработки до 9,0 м техническая производительность экскаватора с ковшом емкостью 1,0 м³ достигает 72 м³/ч, а скорость продвижения забоя до 1,0 м/ч;

3) временное крепление котлована (в зонах разработки грунта, монтажа тоннельной конструкции и ее гидроизоляции) при помощи облоочки щита и боковых ограждений листов, выходящих за пределы по высоте и длине;

4) монтаж основной конструкции тоннеля, состоящий из отдельных секций длиной от 1 до 3 м (цельнозвеньевых или составных из отдельных элементов) при помощи башенного или козлового крана. Поперечное перемещение элементов конструкции при монтаже достигает 10 м до оси тоннеля;

5) заполнение строительного зазора (величиной 70 мм) между стенами выработки и конструкцией тоннеля осуществляют сухим просеянным песком с последующим смачиванием. Сухой песок в необходимом объеме помещают в специальных бункерах, прикрепленных к обложке щита. Непрерывным выпуском песка из выходного отверстия бункера через прорези в боковых листах происходит автоматическое заполнение строительного зазора;

6) устройство гидроизоляции в верхней части конструкции наклеиванием рулонных материалов (боковые стены и лоток конструкции изолируют в заводских условиях). Зону производства работ по гидроизоляции защищают с боков ограждающими листами, а сверху — односкатной крышей;

7) засыпка конструкции тоннеля при помощи самосвалов или транспортеров с последующим выравниванием бульдозерами.

Скорость сооружения тоннелей — 5 пог. м в смену.



ГЛАВА XII

СПОСОБЫ ИСКУССТВЕННОГО УКРЕПЛЕНИЯ ПОРОД

§ 55. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Тоннельные сооружения нередко приходится строить в неблагоприятных инженерно-геологических условиях, улучшение которых достигают, в частности, применением различных способов так называемой технической мелиорации пород, направленной на повышение несущей способности и водостойкости пород, на повышение их устойчивости и на понижение водопроницаемости. Все способы технической мелиорации могут быть сведены в группы: по характеру их воздействия на породы; по времени действия изменений (длительные и временные); по характеру изменения пород.

Для тоннелестроения находят применение способы, изменяющие характер связей между минеральными частицами и структуру породы (цементация, силикатизация, холодная битумизация и др.), а

также изменяющие состояние пород тампонируванием трещин, пор и пустот, осушения, уплотнения и пр. (глинизация, горячая битумизация, искусственное водопонижение, замораживание и др.).

Наиболее часто приходится иметь дело с песчаными и крупнообломочными породами (песок, гравий, галька, щебень) с целью изменения их структуры цементированием зерен, уменьшения водопроницаемости и пористости, повышения степени плотности песков. Этого достигают силикатизацией, замораживанием, водопонижением, цементацией, холодной битумизацией и т. п. В равной степени строительство тоннелей часто проводят в скальных и полускальных породах (изверженных, метаморфических, осадочных сцементированных, разбитых трещинами), где необходимо понижать водопроницаемость, повышать монолитность и механическую прочность массива пород. В этих случаях применяют цементацию, глинизацию, замораживание и горячую битумизацию.

Главное препятствие при производстве тоннельных работ, как известно, создают подземные воды, постоянно угрожая затоплением выработки или ослаблением окружающего грунтового массива. К числу эффективных методов борьбы с водой, кроме проходки щитом с закрытым забоем и работы под сжатым воздухом, относятся замораживание, химическое закрепление (силикатизация), водопонижение, цементация, глинизация и битумизация грунтов. Существенную роль при выборе одного из перечисленных приемов играет степень водопроницаемости грунта, характеризующаяся величиной коэффициента фильтрации k .

§ 56. ЗАМОРАЖИВАНИЕ

Сущность способа искусственного замораживания водоносных пород заключается в создании временного льдогрунтового ограждения любого требуемого очертания для защиты выработки от прорыва воды или плывуна и для восприятия боковых нагрузок.

Замораживание водоносных пород для строительных целей основано на их свойстве приобретать высокую механическую прочность и полную водонепроницаемость при низких температурах. Вода, находящаяся в порах, замерзает и образующийся лед служит связью, соединяющей отдельные частицы грунта. Причина замерзания воды — теплообмен при циркуляции рассола низкой температуры в трубчатых колонках, заложенных в замораживаемом массиве. Искусственное замораживание может быть отнесено к наиболее совершенным и универсальным методам укрепления водоносных пород; оно дает хорошие результаты в самых неблагоприятных условиях.

Предел прочности на сжатие R (в кг/см^2) для замороженных песчаных грунтов можно определить по формуле

$$R = 8t + 20. \quad (\text{XII.1})$$

где t — абсолютная величина температуры замораживания, $^{\circ}\text{C}$;
20 — предел прочности на сжатие льда, кг/см^2 .

Предел прочности на разрыв составляет около 0,25 предела прочности на сжатие.

Наибольшей прочностью обладают замороженные грунты, насыщенные водой до 30—40 %.

При изменении влажности в ту или другую сторону прочность уменьшается.

На прочность влияют петрографический и гранулометрический состав, а также наличие растворов солей в воде и скорость движения грунтовых вод и др.

Имея данные о механической прочности замороженного грунта, можно задать размеры ледяных массивов, ограждающих котлован или подземную выработку.

Форма и размеры льдогрунтового ограждения зависят от физико-механических свойств горных пород и от способа производств работ.

Для открытых котлованов ограждающие (подпорные) стены рассчитывают по общим правилам строительной механики на боковое давление пород и воды с учетом характерных напластований пород.

Для ствола шахты кругового очертания толщина ограждающей ее стены может быть найдена по формуле

$$\delta = r \left(\sqrt{\frac{R}{(R - 2\rho\kappa)}} - 1, \right. \quad (\text{XII.2})$$

где r — радиус выработки, см;
 R — предел прочности замороженной породы на сжатие, кг/см²;
 ρ — боковое давление породы и воды на стенки цилиндра, кг/см²;
 κ — коэффициент запаса прочности, обычно равный 4—5.

Допуская возможность некоторой непараллельности скважин, при помощи которых производят замораживание, необходимо увеличить расчетную толщину замороженной стены в месте пересечения ледяных цилиндров на 0,5—1,0 %.

Так как льдогрунтовое кольцо наращивается неравномерно относительно осевой линии расположения замораживающих скважин, то диаметр окружности D_1 расположения скважин определяют с учетом интенсивности нарастания толщины δ кольца внутрь выработки, доходящей до 60 % (рис. XII.1, а),

$$D_1 = D + 1,2\delta + 0,01H, \quad (\text{XII.3})$$

где H — глубина ствола шахты, равная 75 м.

Число замораживающих скважин определяют по формуле

$$n = \frac{\pi D_1}{a}.$$

Здесь a — расстояние между скважинами по контуру выработок (от 1,0 до 2,0 м). Эти расстояния уточняют с учетом влияния

стоимости отдельных производственных процессов, входящих в состав искусственного замораживания.

Потребное количество холода Q_3 может быть определено по данным ТУ¹. Практически нужно учитывать потери холода Q_n через поверхность S ледяной стены, окруженной незамороженным грунтом.

При температурах замораживания (-20 — -25°C) на глубине до 50 м потеря холода через 1 м² ледяной стены составляет 5—10 ккал/ч. Тогда

$$Q_n = US, \quad (\text{XII.4})$$

где U — удельная потеря холода через стену.

Общее количество холода Q_c , нужное для замораживания грунтового массива:

$$Q_c = Q_3 + Q_n T, \quad (\text{XII.5})$$

где T — длительность замораживания, ч.

Найденное количество холода должно быть передано грунту через боковую поверхность замораживающих колонок, опущенных в буровые скважины. Установлено, что 1 м² этой поверхности может передать за 1 ч в среднем 125—250 ккал. Общее количество холода, передаваемое n трубами диаметром d за 1 ч, будет равно:

$$Q_0 = \kappa_x n \pi d H, \quad (\text{XII.6})$$

где H — глубина замораживания, м;

κ_x — количество холода, передаваемого 1 м² поверхности колонок за 1 ч, $\frac{\text{ккал}}{\text{м}^2 \text{ч}}$.

Приравняв количество холода QT , подаваемого по трубам, к количеству потребного холода Q_c , получим время замораживания:

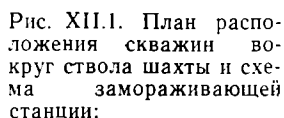
$$T = \frac{Q_3}{Q_0 - Q_n}. \quad (\text{XII.7})$$

Учитывая, что потери холода в холодильной установке и распределительной сети составляют 10—15% от количества холода, затрачиваемого на замораживание, холодопроизводительность замораживающей станции Q_c должна быть принята соответственно больше.

По найденной величине холодопроизводительности из каталога подбирают необходимый компрессор.

Получение холода на замораживающей станции (рис. XII.1, б) основано на свойстве жидкого аммиака кипеть при пониженных давлениях со значительным поглощением тепла. Аммиак совершает

¹ Технические условия на производство работ по искусственному замораживанию грунтов при строительстве метрополитенов и тоннелей (ТУ 11-56, Минтрансстрой).



1 — система с водой; 2 — конденсатор; 3 — маслоотделитель; 4 — регулирующий вентиль; 5 — замораживающая колонка; 6 — насос; 7 — испаритель; 8 — система с рассолом; 9 — система с аммиаком; 10 — компрессор

Охлаждающий рассол должен: не замерзать при температуре замораживания, не отлагать солей на стенках труб и не разрушать их материала и обладать достаточной плотностью и теплоемкостью. Этим требованиям удовлетворяют растворы хлористых солей щелочных металлов, из которых наиболее часто применяют раствор хлористого кальция. Концентрацию этого рассола при рабочей температуре, равной 20—25° С, принимают 1,25 (по удельному весу).

Охлажденный рассол поступает в распределитель в виде стальной трубы диаметром 150—200 мм и далее в замораживающую колонку (рис. XII.2). Колонка — это стальная цельнотянутая труба диаметром 100 мм, состоящая из 4,5—8-метровых звеньев, соединенных муфтами. Нижняя часть трубы имеет заостренный башмак, а верхняя — головку, к которой присоединены питающая и отводящая трубы диаметром 25—40 мм. Питающая труба, по которой рассол поступает из распорядителя, для отложения осадков, занесенных рассолом в скважину, не доходит до дна колонки на 40—50 см.

Головки замораживающих колонок, распределитель и коллектор, через который рассол поступает в испаритель, обычно размещают в хорошо изолированной от наружного воздуха траншее, носящей название галереи или оголовника ствола шахты. При от-

сутствии оголовника все трубы располагают на поверхности и тщательно обертывают войлоком, шлаковой и т. п. Особое внимание уделяют соединению звеньев замораживающей колонки, так как неплотность стыков может быть причиной утечки рассола в породу, после чего пропитанный рассолом участок не удается заморозить.

Для нормального течения процесса замораживания необходимо, чтобы в каждую скважину поступало одинаковое количество рассола. Это обеспечивают включением скважин (рис. XII.3) в сеть по схеме, обеспечивающей равенство путей циркуляции рассола через все скважины.

Наиболее трудная и ответственная работа при замораживании грунтов — бурение скважин для замораживающих колонок. Скважины имеют диаметр до 150 мм и должны быть заглублены в водоупор на 2—3 м, чтобы обеспечить водонепроницаемость дна выработки. Отклонение скважин от проектного положения не должно превышать 1,5%, так как иначе в замороженной стене могут образоваться «окна», через которые возможен прорыв воды и плывуна. При глубине скважин до 70 м в мягких породах наиболее распространено вращательное бурение с промывкой глинистым раствором, нагнетаемым через полую буровую штангу и закрепляющим стенки скважины тонким слоем глины, благодаря чему не требуется применения обсадных труб.

По окончании бурения монтируют колонки и разводящую сеть и начинают замораживание параллельным или последовательным (каскадным) способом.

По первому способу (рис. XII.4, а) все скважины включают одновременно, и вокруг них образуются цилиндры замороженного грунта, которые с течением времени создают сплошную стену.

Признаком замыкания кольца вокруг выработки служит поднятие уровня воды в контрольной скважине, пробуренной внутри контура. Это явление происходит по причине сдавливания льдом воды, заключенной в замкнутом пространстве. Недостатки параллельного способа — трудность контроля хода замораживания, большая холодопроизводительность замораживающей станции

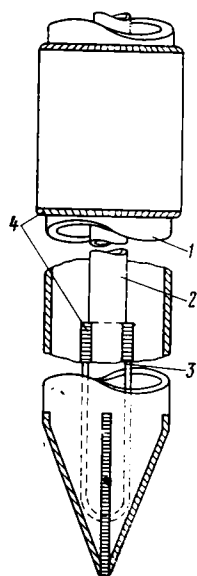


Рис. XII.2. Замораживающая колонка:

1 — колонка; 2 — питающая труба; 3 — упорная скоба; 4 — сварной шов

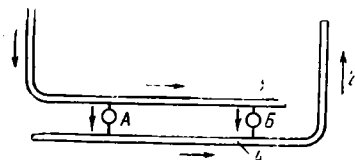


Рис. XII.3. Схема расположения скважин А и Б:

1 — от станции; 2 — к станции; 3 — распределительная сеть; 4 — коллекторная сеть

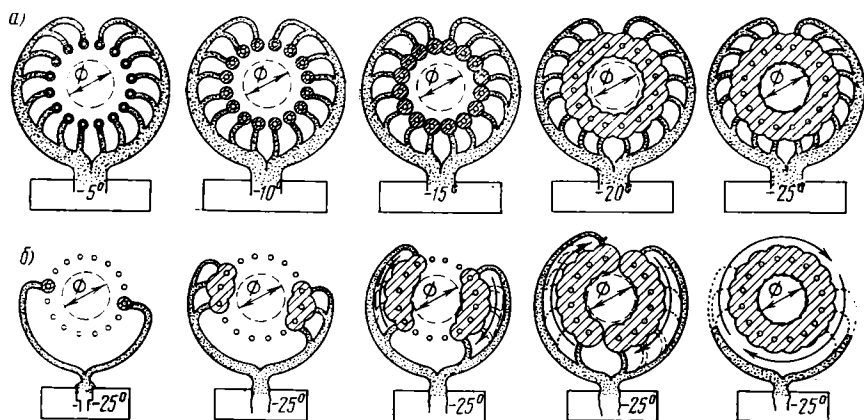


Рис. XII.4. Схема замораживания грунта способами:
 а — параллельным; б — последовательным (каскадным); \varnothing — диаметр
 ствола шахты

и перерасход энергии в случае, если по тем или иным причинам замыкание кольца на одном из участков задерживается.

При каскадном способе (рис. XII.4, б) замораживание начинают в двух или более скважинах, расположенных на противоположных концах выработки, по направлению подземного потока. После понижения температуры в соседних скважинах до нуля их включают в замораживание. При этом через первые скважины рассол пропускают лишь время от времени для предотвращения оттаивания грунта вокруг них. Такое поддержание грунта в замороженном состоянии носит название пассивного замораживания и требует в среднем 35% холода в сравнении с непрерывным, активным замораживанием. Постепенным наращиванием числа включенных скважин достигают сплошного замыкания стены, ограждающей выработку.

Каскадный способ позволяет значительно сократить холодопроизводительность станции, так как активному замораживанию подвергают лишь небольшую часть скважин. Недостаток способа — значительный расход времени на замораживание.

После того как стена вокруг выработки замкнута замороженным грунтом, все скважины переключают на пассивное замораживание, продолжающееся в течение всего времени сооружения тоннеля. По окончании работ необходимо произвести оттаивание массива. При неравномерном оттаивании может возникнуть неравномерное давление на обделку тоннеля. Наиболее надежно искусственное оттаивание постоянным повышением температуры рассола, циркулирующего в сети.

Способ искусственного замораживания получил в СССР распространение при строительстве стволов шахт, тоннелей, плотин,

фундаментов различных сооружений и т. п. Наиболее широкое развитие способ искусственного замораживания получил на строительстве метрополитенов при проходке вертикальных стволов шахт, наклонных тоннелей и горизонтальных выработок.

§ 57. ХИМИЧЕСКОЕ ЗАКРЕПЛЕНИЕ

Процесс химического закрепления грунтов (силикатизация) связан с взаимодействием преимущественно растворов жидкого стекла и хлористого кальция, последовательно нагнетаемых в поры грунтов. При нагнетании в насыщенный водой грунт жидкое стекло вытесняет воду из пор, заполняя их примерно на 90%. Раствор хлористого кальция в свою очередь вытесняет из грунта часть раствора жидкого стекла, одновременно вступая с ним в химическую реакцию. При этом выделяется гель кремневой кислоты, удерживающаяся на поверхности частиц грунта в виде тонкой пленки и связывающая их в прочную монолитную массу с замкнутыми порами. Химическому закреплению поддаются грунты, способные адсорбировать кремневую кислоту на своей поверхности. В высокой степени этому условию соответствуют пески, которые превращаются в породу (силикат), сходную с песчаником, и обладают высокими механической прочностью, водонепроницаемостью и стойкостью против агрессивных вод.

Этот способ применим в грунтах, имеющих коэффициент фильтрации от 2,5 до 80 м/сутки, и особенно эффективен в мелко- и среднезернистых песках. Химическое закрепление глинистых грунтов, имеющих коэффициент фильтрации меньше 2,5 м/сутки, не дает удовлетворительного результата.

Недостаток закрепленного грунта — его малая морозоустойчивость, исключающая целесообразность силикатизации в пределах глубины промерзания. Механическая прочность химически закрепленного грунта зависит от прочности его частиц и качеств нагнетаемых растворов. Наибольшую прочность приобретают мелкозернистые грунты, имеющие большую суммарную поверхность соприкосновения зерен с цементирующим веществом. Предел прочности при сжатии песчаных грунтов: мелкозернистых 30 кг/см², среднезернистых 20 кг/см² и крупнозернистых 10 кг/см². Примерно 50% прочности грунт приобретает через 2 ч после закрепления. Дальнейшее нарастание прочности заканчивается в основном в течение 15—20 суток.

Оборудование, применяемое для нагнетания растворов, состоит из инъекторов с механизмами для их забивки и насосов для нагнетания. Инъектор — это толстостенная (стенки толщиной 7—8 мм) труба диаметром 33—41 мм с заостренным концом, нижняя часть которой по длине 0,8—1,0 м имеет раззенкованные отверстия диаметром до 1,5 мм. Труба состоит из звеньев длиной 1—1,5 м, соединенных ниппелями, и в верхней части снабжена наголовни-

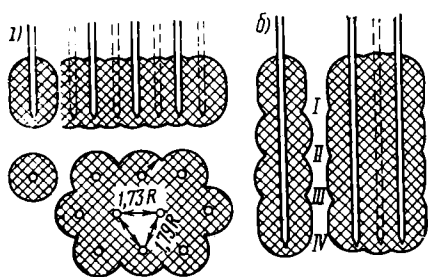


Рис. XII.5. Химически закрепляемый грунт. Образование монолита: а — в одну заходку (разрез и план); б — в четыре (I—IV) заходки

ром 13—25 мм, рассчитываемых на давление до 30 атм.

При нагнетании растворов в грунт закрепление происходит на некотором расстоянии от инъектора, называемом радиусом закрепления R (от 25 до 80 см). Закрепляемый при одной заходке грунт имеет форму эллипсоида (рис. XII.5). Каждая последующая заходка наращивает по высоте 50—75 см закрепленного грунта. При этом в неоднородном грунте заходки располагают таким образом, чтобы каждая из них заканчивалась в пределах одного грунтового слоя.

Применение способа силикатизации при проходке штольни и тоннеля иллюстрируется на рис. XII.6.

Для получения монолита достаточных в плане размеров инъекторы располагают в вершинах равносторонних треугольников с размером сторон 1,73 R .

Объем каждого из растворов, вводимых в грунт (в литрах), должен составлять около 5 $ар$, где a — объем закрепляемого грунта, $м^3$, а p — пористость грунта, %.

Забивку инъекторов в песчаных грунтах производят обычно на глубину до 12 м. При больших глубинах предварительно идет

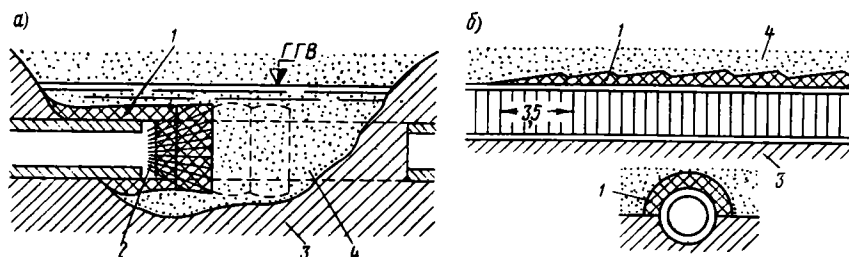


Рис. XII.6. Схемы расположения силикатизированного слоя при проходке: а — штольни; б — тоннеля;

1 — силикатизированный слой; 2 — инъекторы; 3 — глина; 4 — песок

бурение, заканчиваемое на 2—3 м выше верха закрепляемого массива, а потом забивка иньекторов через дно скважины. Отклонение при забивке не должно превышать 2°. По мере забивки наращивают новые звенья труб с перестановкой наголовника.

Порядок нагнетания растворов зависит от скорости движения грунтовых вод, которые могут иногда частично выносить жидкое стекло за пределы укрепляемой зоны до начала нагнетания хлористого кальция. При скорости грунтового потока до 1 м в сутки применяют последовательное нагнетание, заключающееся в следующем: сначала нагнетают жидкое стекло отдельными заходками с постепенным заглублением последних до проектной отметки; затем иньектор заменяют новым, через который нагнетают хлористый кальций, также отдельными заходками от проектной отметки с постепенным выдергиванием иньектора. Чрезвычайно важно, чтобы перед нагнетанием второго раствора из насосов и всей разводящей сети были удалены промыванием все следы первого раствора.

При скорости грунтового потока от 1 до 3 м в сутки применяют нагнетание по заходкам. В этом случае после нагнетания жидкого стекла в верхнюю заходку заменяют иньектор и нагнетают хлористый кальций. Затем забивают первый иньектор на глубину второй заходки и процесс повторяют.

При скорости грунтового потока более 3 м в сутки раствор нагнетают в каждую заходку почти одновременно (хлористый кальций нагнетают через 5—10 мин после окончания нагнетания жидкого стекла) через два иньектора, забитые на расстоянии 15—20 см один от другого. Давление нагнетания не должно превышать 15—20 атм. Во избежание прорыва растворов верх перфорированной части иньектора должен быть расположен не менее чем на 1—1,5 м от поверхности.

§ 58. ВОДОПОНИЖЕНИЕ

Открытый водоотлив как наиболее простой способ борьбы с грунтовыми водами ограничен случаями вскрытия котлованов и проведения выработок в скальных, гравийно-галечниковых и других крупноблочных породах. Этот способ нельзя также применять при наличии в основании сооружения напорных вод.

При ведении работ в котлованах, находящихся в условиях пород с низкой водоотдачей, открытый водоотлив проводят под защитой шпунтового ограждения.

Для понижения уровня грунтовых вод наибольшее распространение имеет искусственное водопонижение. При строительстве тоннелей открытым и закрытым способами этот способ применяют в следующих случаях: при осушении водоносных слоев породы в пределах разрабатываемой выемки (котлованы, траншеи и т. п.); при уплотнении плохо отдающих воду пород, залегающих в основании возводимого сооружения; для обеспечения устойчивости пород и сохранности зданий при сооружении тоннелей мелкого

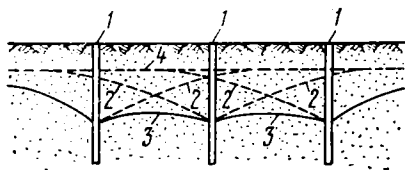


Рис. XII.7. Схема расположения водопонижающих скважин:

1 — трубчатые скважины; 2 — депрессионные кривые при действии одиночной скважины; 3 — то же при действии групповой скважины; 4 — первоначальный уровень грунтовых вод

заложения закрытым способом; для упразднения сжатого воздуха как средства отжатия воды при щитовой проходке в водонасыщенных породах; при проходке стволов шахт.

Искусственное водопонижение основано на применении систем водопонижающих скважин, располагаемых вне контура сооружения на взаимных расстояниях, обеспечивающих

гарантированное снижение уровня грунтовых вод до отметки основания котлована (рис. XII.7).

Естественный уровень грунтовых вод понижают в результате одновременной и непрерывной в течение всего строительного периода работы водопонижающих устройств — преимущественно иглофильтровых установок разнообразных видов и систем. К ним могут быть отнесены легкие иглофильтровые установки малой и большой производительности, а также установки глубокого понижения (вакуум-эрлифтные и эжекторные установки); кроме того, применяют электроосмотическое водопонижение. Легкие иглофильтровые установки (ЛИУ) имеют несколько разновидностей, отличающихся насосными агрегатами и их мощностью или диаметром всасывающего коллектора. Например, установки ЛИУ-2 и ЛИУ-3 оборудованы самовсасывающими насосами вихревого типа с электродвигателями соответственно 5,5 и 10 кВт. Вихревые насосы при напоре до 40 м обеспечивают расход воды 10 л/сек. Установка ЛИУ-5 оборудована центробежным насосом с электродвигателем мощностью 20 кВт и вакуум-насосом.

Иглофильтровая установка (рис. XII.8) имеет всасывающий насос с электродвигателем, всасывающий рукав, соединительный шланг, иглофильтр, манометр и вакуумметр. Собственно иглофильтр состоит из колонны труб общей длиной 8,5 м и диаметром 38 мм. К нижнему концу труб прикреплены фильтровые звенья. Водопонижительные скважины совмещают в себе функции водоприемника и часть всасывающей системы, отбор воды из которой обеспечивают насосом, установленным на поверхности.

Применение иглофильтровых установок целесообразно при необходимости понижения уровня грунтовой воды до 5 м в породах с коэффициентом фильтрации от 2—3 до 40 м в сутки (в отдельных случаях — до 1 м в сутки. При необходимости понижения более 5 м иглофильтры размещают в два и более яруса.

Передвижные водопонижительные установки ПВУ обладают большой производительностью; оптимальные условия работы насосных агрегатов с электродвигателями мощностью от 40 до 60 кВт соответствуют напору до 50 м и расходу воды 90 л/сек. Эжекторные установки экономически целесообразны при большой

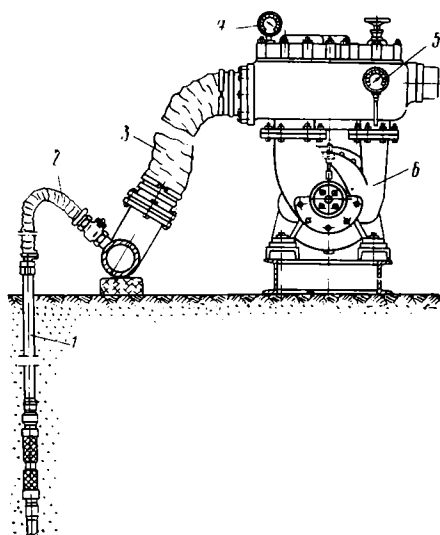


Рис. XII.8. Иглофильтровая установка:

1 — иглофильтр; 2 — соединительный шланг; 3 — всасывающий рукав; 4 — вакуумметр; 5 — манометр; 6 — насос

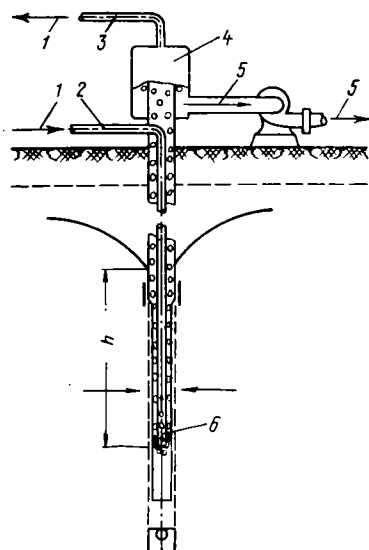


Рис. XII.9. Водоподъемное устройство вакуумэрлифтных установок:

1 — направление подачи воздуха; 2 — воздушная труба; 3 — труба от вакуум-насоса; 4 — водоотделитель; 5 — направление движения воды; 6 — форсунка

глубине погружения иглофильтров и коэффициентах фильтрации пород свыше 40 м в сутки.

Эжекторный иглофильтр (ЭИ) имеет водоподъемное устройство — эжектор, устанавливаемый внутри иглофильтра, который увеличивает глубину возможного водопонижения до 18—22 м, а в отдельных случаях и более. Принцип работы эжектора основан на передаче энергии рабочей струи жидкости, движущейся с большой скоростью, потоку перемещаемой жидкости; область его применения — водопонижение в породах с коэффициентом фильтрации от 0,1—0,5 до 3—5 м в сутки, а также при близком ко дну котлована залегании водоупорного слоя.

Вакуумэрлифтные установки представляют другую разновидность установок для глубокого водопонижения. Водоподъемное устройство такой установки (рис. XII.9) имеет воздушную трубу, снабженную форсункой, водоотделитель и трубу для выпуска воздуха. Воздух, нагнетаемый вакуум-насосом по трубе, образует при выходе из форсунки водовоздушную смесь с удельным весом меньше единицы. Под действием этого происходит подъем водовоздушной смеси, отделение воды от воздуха и дальнейшее ее удаление водяным насосом. Под совместным действием эрлифта и вакуума возникает возможность водопонижения на еще большую глубину, чем при эжекторных установках.

С целью усиления эффекта водопонижения в породах с малыми коэффициентами фильтрации применяют электроосушение или электроосмотическое водопонижение. В этом случае водопонижительные скважины (катоды) соединяют с отрицательным полюсом источника постоянного электрического тока; в шахматном порядке между скважинами забивают трубы-аноды, соединяемые с положительным полюсом. В результате такого дополнительного воздействия в межэлектродной зоне возникают электроосмотические силы, перемещающие воду к скважинам, что увеличивает пропускную способность фильтров. В то же время этим способом можно уменьшить расход воды, поступающей в выработку между скважинами. Расход электроэнергии на 1 м³ породы, оконтуренной иглофильтрами, 2—40 квт·ч.

Водопонижительные установки используют на строительстве в течение длительного времени на постоянном (пассивном) режиме, обеспечивающем поддержание уровня воды на требуемой отметке.

При выборе границ рационального применения систем водопонижения и производительности необходимого оборудования исходят из расчетного притока воды в основании выработки и строения осушаемых пород. При расчете водопонижительных установок¹ определяют суммарный расход воды в активной фазе водопонижения в заданные сроки, а также изменения притока к скважинам во времени и величину притока воды в пассивной фазе.

ЛИТЕРАТУРА

Волков В. П. Тоннели на автомобильных дорогах. М., Автотрансиздат, 1957.

Волков В. П., Наумов С. Н., Пирожкова А. Н. Тоннели и метрополитены. М., «Транспорт» 1964.

Давыдов С. С. Расчет и проектирование подземных конструкций. М., Стройиздат, 1950.

Индустриальные методы строительного водопонижения. М., Госстройиздат, 1962.

Маршак С. А., Самойлов В. П. Строительство подземных сооружений с помощью щитов. М., «Недра», 1967.

Метрострой. Сборники технической информации. 1956—1964.

Миндели Э. О. Буро-взрывные работы при проведении горных выработок. М., Госгортехиздат, 1960.

Мостков В. М. и Воллер И. Л. Применение набрызг-бетона при проведении горных выработок. М., «Недра» 1968.

Наумов С. Н. Приближенный метод расчета монолитных тоннельных обделок подковообразного очертания. Изд. МИИТ. М., 1961.

Орлов С. А. Давление весомой упругой среды на цилиндрическую трубу. Исследования по теории сооружений, вып. VII. М., Госстройиздат, 1959.

Тоннели. Под общ. ред. Волкова В. П., т. 1 и 2. М., Трансжелдориздат, 1945.

Югон А., Кост А. Штанговое крепление горных пород. М., Госгортехиздат, 1962.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ. ИЗЫСКАНИЯ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТОННЕЛЕЙ	7
Глава I. Трасса тоннелей	7
§ 1. Изыскания и инженерно-геологические исследования трассы тоннелей	7
§ 2. Особенности проектирования автодорожных тоннелей в плане и профиле	29
§ 3. Инженерно-геодезические работы	36
Глава II. Вентиляция и эксплуатационные устройства в тоннелях	43
§ 4. Задачи вентиляции в автодорожных тоннелях	43
§ 5. Потребный объем вентиляции по СО	45
§ 6. Потребный объем вентиляции по тепловыделениям	48
§ 7. Естественное проветривание тоннелей	50
§ 8. Общая характеристика систем искусственной вентиляции	53
§ 9. Продольная система вентиляции	54
§ 10. Поперечная система вентиляции	59
§ 11. Комбинированная система вентиляции	61
§ 12. Вентиляционные установки	62
§ 13. Освещение и световой переход	64
§ 14. Сигнализация, связь и управление, водоотлив	67
Глава III. Материал и конструкция тоннельных обделок	70
§ 15. Габариты и очертание тоннельных обделок	70
§ 16. Конструкции монолитных обделок	74
§ 17. Конструкции сборных обделок	80
§ 18. Конструкции тоннелей, возводимых открытым способом	96
§ 19. Проезжая часть	105
Глава IV. Давление горных пород и расчет тоннельных обделок	107
§ 20. Гипотезы о величине горного давления и их экспериментальное подтверждение	107
§ 21. Расчет монолитных обделок подковообразного очертания	121
§ 22. Расчет сборных чугунных обделок кругового очертания	149
§ 23. Расчет сборных железобетонных обделок кругового очертания	159
§ 24. Расчет тоннельных обделок по методу перемещений при помощи ЭЦВМ	181
§ 25. Расчет конструкций тоннелей, возводимых открытым способом	189

Глава V. Разработка и уборка породы	192
§ 26. Разработка породы механическими инструментами	192
§ 27. Разработка породы буровзрывным способом	195
§ 28. Погрузка породы и подземный транспорт	220
Глава VI. Производство работ по сооружению тоннелей горным способом	231
§ 29. Элементы горных выработок и способы их проходки	231
§ 30. Сооружение тоннелей горным способом	238
§ 31. Введение и гидроизоляция монолитной тоннельной обделки	259
Глава VII. Вспомогательные работы	276
§ 32. Вентиляция при производстве работ	276
§ 33. Водоотлив и водоотвод	281
§ 34. Освещение выработок при производстве работ	283
Глава VIII. Тоннельные щиты и оборудование для монтажа обделки	283
§ 35. Общие сведения о щитах	283
§ 36. Конструкция щитов	286
§ 37. Основы расчета щитов	290
§ 38. Гидравлическое оборудование щитов	293
§ 39. Тюбинго- и блокоукладчики	297
§ 40. Механизированные агрегаты и специальные щиты	304
Глава IX. Сооружение тоннелей щитовым и специальными способами	320
§ 41. Способы щитовой проходки в различных геологических условиях	320
§ 42. Ведение щита	332
§ 43. Сооружение сборных тоннельных обделок и их гидроизоляция	335
§ 44. Сооружение тоннельной обделки из прессованного бетона	341
§ 45. Сооружение тоннелей под сжатым воздухом	342
§ 46. Способ опускаемых тоннелей-кессонов	347
§ 47. Применение опускаемых (заводных) секций	349
Глава X. Организация и комплексная механизация тоннельных работ	355
§ 48. Организация тоннельных работ	355
§ 49. Организация внутритоннельного комплекса	366
§ 50. Организация внетоннельного комплекса	369
Глава XI. Производство работ по сооружению тоннелей открытым способом	381
§ 51. Способы работ в открытых котлованах, траншеях и колодцах	381
§ 52. Крепление котлованов и траншей	386
§ 53. Механизация работ	389
§ 54. Щитовой способ сооружения тоннелей цельнозвеньевой конструкции	391
Глава XII. Способы искусственного укрепления пород	394
§ 55. Общие положения	394
§ 56. Замораживание	395
§ 57. Химическое закрепление	401
§ 58. Водопонижение	403

