

Г.Г.ЗУРАБОВ • О.Е.БУГАЕВА

ГИДРОТЕХНИЧЕСКИЕ ТОННЕЛИ

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ТРАНСЖЕЛДОРИЗДАТ
МОСКВА * 1934

Н. К. Т. П. СССР

ГЛАВЭНЕРГО

ГИДРОЭЛЕКТРОПРОЕКТ

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

Г. Г. ЗУРАБОВ и О. Е. БУГАЕВА

ГИДРОТЕХНИЧЕСКИЕ ТОННЕЛИ

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

НАПОРНЫЕ ШТОЛЬНИ

С ПРЕДИСЛОВИЕМ

проф. А. Н. ПАССЕКА

*Одобрено ЦОПКадром НКПС
в качестве учебного пособия
для вузов ж.-д. транспорта*

Настоящая книга посвящена вопросам напорных штолен.

В ней освещены главные моменты проектирования и производства работ — проходка, бурение, взрывные работы — с учетом опыта советского и заграничного строительства.

В данный труд введен минимум сведений по геологии и гидрогеологии, необходимый для освоения общих основ предмета.

Центральным местом в работе является отдел статического расчета облицовок, разрешающий проблему расчета обделок напорных штолен в связи с давлением горных пород и внутренним давлением воды.

Отдел конструкций проработан с учетом данных современных заграничных установок.

Вопросы применения материалов для облицовок и отдел горного давления составлены на основе последних достижений тоннельного дела

О Г Л А В Л Е Н И Е

Стр.

Предисловие.....	6
Глава первая. Общая часть.....	11
I. <i>Напорные штольни в схемах гидроэлектрических и водоснабженческих установок</i>	—
II. <i>Геология при проведении гидротехнических тоннелей</i>	20
1. Геологическая рекогносцировка.....	21
2. Геолого-технические разведки.....	23
3. Геолого-технические наблюдения в направляющем ходе.....	29
4. Учет геологических факторов при проектировании и постройке напорных штолен.....	31
5. Геофизические методы разведки.....	45
III. <i>Горное давление</i>	53
1. Теория Гейма, Янсена и Бирбаумера.....	61
2. Теория Риттера.....	—
3. Теория Коммерелля.....	62
4. Теория Энгессера.....	—
5. Теория Дёрра.....	63
6. Теория Протодьяконова.....	66
7. Выводы.....	71
8. Теория Кiihn'a и Kurt Lenk'a.....	73
9. Экспериментальные методы определения горного давления.....	77
10. Боковое давление.....	87
11. Давление породы со стороны подошвы.....	88
IV. <i>Упругий отпор породы</i>	—
1. Влияние упругого отпора на работу облицовки.....	91
2. Опытные испытания облицовок напорных штолен.....	92
3. Выводы.....	99
4. Акустический способ определения напряжений в облицовках штолен.....	102
5. Измерение напряжений путем изменения силы тока.....	103
Глава вторая. Конструкции.....	105
I. <i>Существующие типы облицовок</i>	—
1. Необлицованные штольни.....	—
2. Бетонные облицовки.....	106
3. Облицовки из штучного камня.....	107
4. Железобетонные облицовки.....	108
5. Комбинированные облицовки.....	109
6. Облицовки с упругим уплотнением.....	111
7. Стальные облицовки.....	113
8. Облицовки с уплотнением из дерева.....	119
II. <i>Выбор типа облицовки</i>	120
Глава третья. Расчеты.....	123
I. <i>Гидравлический расчет и экономический выбор сечения напорных штолен</i>	—
1. Потери на трение.....	124
2. Местные потери.....	127
3. Экономический выбор сечения штольни.....	129
II. <i>Материалы и допускаемые напряжения</i>	134
1. Железобетон и бетон.....	—
2. Дерево.....	137
III. <i>Существующие методы статического расчета облицовок без учета упругого отпора породы</i>	138
1. Выбор очертания облицовки.....	—
2. Метод Штейнера.....	140

	Стр.
3. Метод Кайлиха.....	148
4. Метод Штольценбурга	152
<i>IV. Способы расчета облицовок с учетом упругого отпора породы.....</i>	<i>160</i>
1. Метод Эйду.....	—
2. Метод Эффенбергера.....	161
3. Метод Мюльгофера.....	162
4. Метод проф. Галеркина	167
<i>V. Предлагаемый метод расчета.....</i>	<i>170</i>
1. Вертикальное горное давление.....	173
2. Боковое горное давление.....	175
3. Собственный вес облицовки.....	176
4. Давление воды, заполняющей штольню.....	178
5. Наружное давление воды.....	180
6. Давление воды изнутри.....	—
7. Выбор толщины облицовки	181
<i>VI. Влияние температуры.....</i>	<i>190</i>
1. Определение деформаций выломки.....	—
2. Расчет облицовок на действие температуры	197
Глава четвертая. Производство работ.....	200
<i>I. Проходка.....</i>	<i>—</i>
1. Способы проходки.....	202
2. Бурение.....	205
3. Взрывчатые вещества и взрывные работы.....	223
4. Скорость проходки	229
5. Проходка штолен в пльвунах и водонасыщенных грунтах.....	238
6. Американские методы проходки.....	243
<i>II. Компрессорные установки.....</i>	<i>247</i>
1. Компрессоры.....	—
2. Расчет компрессорной установки.....	250
<i>III. Вентиляция.....</i>	<i>253</i>
1. Вентиляторы.....	254
2. Расчет вентиляции.....	256
<i>IV. Водоотлив.....</i>	<i>263</i>
1. Насосы.....	264
2. Расчет водоотлива.....	265
<i>V. Доставка.....</i>	<i>267</i>
1. Скрепер	268
2. Экскаваторы.....	271
3. Погрузочные машины беззабирающего аппарата.....	274
<i>VI. Откатка.....</i>	<i>275</i>
1. Рельсовые пути.....	—
2. Подвижной состав.....	277
3. Тяговый состав.....	278
4. Расчет откатки.....	283
5. Выбор откатки.....	286
<i>VII. Крепления, опалубка и кружала</i>	<i>288</i>
1. Виды деревянного крепления.....	—
2. Крепежный материал и установка крепей.....	292
3. Металлическое крепление.....	293
4. Расчет креплений.....	294
5. Опалубка и кружала.....	298
6. Подвижные конструкции кружал.....	300
7. Расчет опалубки кружал и подкружальных креплений	302
<i>VIII. Бетонные работы.....</i>	<i>304</i>
1. Влияние агрессивных вод на бетон.....	—
2. Подача и укладка бетона под давлением.....	310
<i>IX Арматурные работы.....</i>	<i>316</i>
<i>X. Торкретирование.....</i>	<i>317</i>

	Стр.
XI. Инъекция	320
XII. Календарный план и график производства работ	323
Глава пятая. Примеры существенных напорных штолен	338
I. СССР	—
1. Ацгэс.....	—
2. Дзорагэс.....	340
3. Ульба.....	343
4. Гизельдон.....	346
5. Храм.....	347
II. Германия	349
1. Вальхензее.....	—
2. Лейтцах.....	350
III. Австрия	351
1. Партенштейн.....	—
2. Штрубкламм.....	352
3. Теигитш.....	353
4. Ахензее.....	355
5. Берэн.....	357
IV. Швейцария	—
1. Веггиталь.....	—
2. Обергасли-Гримзель.....	359
3. Давос-Клостерс.....	360
4. Ритом.....	—
5. Шлюхзее.....	361
6. Амстэг.....	363
7. Брок.....	364
V. Италия	—
1. Сенишна.....	—
VI. Франция	365
1. Бромма.....	—
2. Куандр.....	366
VII. Америка	—
1. Гувер.....	—
2. Нью-Канава.....	374
3. Коббл-Маунт.....	375
4. Пит-Ривер.....	379
5. Тэллула.....	380
6. Бридж.....	381
7. Водоснабжение г. Нью-Йорка.....	383
8. Водоснабжение г. Бостона.....	385
Приложение I. Таблица напорных штолен	390
Приложение II. Нормы выработки и расценки на тоннельные работы в скальных породах	394
Приложение III. Временный справочник по тоннельным работам в мягких грунтах	416
Приложение IV. Правила безопасности при сооружении и эксплуатации тоннелей	423
Литература	434

..... Советский специалист
должен быть лучшим в мире.

Серго Орджоникидзе.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Небывалые темпы социалистического наступления Советского Союза, обеспечивающие победное выполнение грандиозной программы капитального строительства первой пятилетки, привели к успешному завершению задачи построения фундамента социалистической экономики.

„Основная хозяйственная задача второй пятилетки—завершение технической реконструкции всего народного хозяйства и освоение новой техники и новых производств" — так намечает основные вехи второго плана великих работ XVII съезд Партии.

Успешность социалистического строительства первой пятилетки и начала второй получила яркое выражение в области гидроэлектростроительства.

„Первая пятилетка дала резкий сдвиг в деле использования гидроэнергетических ресурсов. К началу ее общая мощность гидроэлектрических станций составляла 112 тыс. квт, к началу же 1933 г. действующая мощность наших гидростанций достигла 437 тыс. квт¹.

В течение 1933 г. введен в работу ряд новых крупных гидростанций: Свирская — 100 тыс. квт, Рионская — 48 тыс. квт, Дзорогетская — 22 тыс. квт, 2-ая очередь Загэса и др.

Программа нового строительства во второй пятилетке намечает сооружение гидростанций на реках Чирчик, Туломе, Свирской № 2, Канакирской и др. и развертывание строительства станций Средвогостроя—Ярославской, Пермской, Горьковской и ряда других.

Выполнение заданий подобного масштаба, требующих грандиозных капиталовложений, может быть осуществлено исключительно на базе самой совершенной и передовой техники.

Совершенствуя, а в некоторых случаях и повторяя наиболее удачные образцы западно-европейской и американской техники, необходимо вместе с тем создавать и воспитывать мощные кадры технически вооруженного пролетариата — советских специалистов.

Лозунг „догнать и перегнать" в техническом отношении наиболее передовые капиталистические страны может быть претворен в жизнь только на основе всестороннего ознакомления, глубочайшего исследования и использования опыта зарубежной техники. Между тем, значительные отрасли инженерного искусства являются до сего времени освещенными далеко не в той степени, в какой это требовалось бы для современного строительства.

Советская техническая литература, посвященная тоннельному делу, насчитывает в настоящее время еще слишком мало работ, затрагивающих насущные вопросы проектирования и постройки гидротехнических тоннелей (штолен).

¹ Кр ж а н о в с к и й—„Задачи научного фронта электрификации", 1933 г.

Между тем вопросы напорных тоннелей (штолен) принимают ныне весьма актуальное значение как при сооружении гидроэлектрических станций Союза— в плане электрификации нашей страны, так и для других отраслей народного хозяйства — водоснабжения, ирригации и т. п.

В последние годы наша практика обогатилась опытом постройки и эксплуатации ряда напорных тоннелей (штолен) в гидроустановках Союза, преимущественно на Кавказе и на Алтае (Ацгэс, Дзорагэс, Гизельдон, Ульба и др.).

На ближайший период намечается сооружение напорных тоннелей (штолен) для гидроэлектростанций Храмской (Грузия), Тертерской, (Азербайджан), Сухумской (Абхазия), Севано-Зангинских (Армения), на притоках Ангары, Верхне-Громатушинской (Алтай), Сулакской (Дагестан) и других, причем размеры запроектированных тоннелей (штолен) достигают диаметра до 7 м и длины до 20 км.

Кроме того целый ряд гидротехнических тоннелей (штолен) намечается к осуществлению и для других отраслей народного хозяйства.

Все указанное, как нельзя более, свидетельствует об актуальности и своевременности постановки вопросов проектирования и постройки гидротехнических тоннелей (штолен), в частности напорных.

Настоящий труд появляется в свет в результате работ по вопросам проектирования напорных тоннелей (штолен).

Указанная работа была намечена к выпуску в качестве методического пособия по проектированию гидротехнических тоннелей, заключающего в себе конкретные указания, рекомендуемые методы расчета и нормативный материал, без дискуссионной части и без изложения методов, уже устаревших или еще недостаточно апробированных тоннельной практикой.

Однако, составление сразу такого руководства оказалось затруднительным, вследствие комплексности вопроса гидротехнических тоннелей, охватывающего ряд теоретических дисциплин и отраслей инженерного искусства с инженерной геологией и гидрогеологией.

Поэтому настоящий труд является лишь первой стадией намеченной работы, могущей служить ценным материалом при изучении и проектировании напорных тоннелей (штолен).

Предоставляя настоящий весьма ценный труд для пользования учащихся и инженерно-технических работников, считаем однако необходимым указать, что работа эта наравне с большими достоинствами имеет и недостатки. Необходимо также отметить, что ряд вопросов данной работы имеет в настоящее время еще дискуссионный характер.

Выправление этих недостатков по ряду технических причин, во избежание задержки выпуска книги, оказалось невозможным и будет произведено при подготовке второго издания.

Переходя к содержанию книги по отдельным главам и разделам, необходимо отметить следующее.

Раздел по геологии и гидрогеологии дает тот минимум сведений, который необходим для дальнейшего усвоения общих основ предмета.

Геология и гидрогеология имеют весьма большое значение в тоннельном деле, и можно смело утверждать, что ни одна из областей инженерного искусства не требует таких больших и длительных исследований и изучений грунтов и грунтовых вод, как тоннельное дело, в частности строительство напорных тоннелей (штолен).

Поэтому к недостатку работы следует отнести отсутствие указаний о необходимой точности отдельных стадий геологических изысканий и о том, каким стадиям проектировки тоннеля (штольни) должны соответствовать те или иные геологические изыскания.

Также вряд ли целесообразно перечисление значительного количества геофизических методов, хотя бы потому, что в настоящее время для этих исследований применяются всего лишь два-три метода из изложенных.

Раздел горного давления, занимающий весьма важное место во всех работах, связанных с подземными сооружениями, разработан с достаточной подробностью в смысле охвата большинства известных теорий.

Нужно при этом отметить, что теория горного давления является одной из самых неизвестных и неопределенных областей тоннельного дела. Отдельные методы учета горного давления при проверке на опыте давали настолько разноречивые результаты, что вполне естественно возбуждали у исследователей сомнения в их достоверности.

По меткому выражению одного из авторитетов тоннельного дела „теорий было так много потому, что фактов было мало“.

Глава конструкций проработана на основании последних данных заграничной практики. Освещены вопросы применения в облицовках материалов, не имевших пока места в нашей практике, но с успехом применявшихся в напорных тоннелях за границей. Составленная на основе последних достижений в тоннельном деле, эта часть работы является ценным вкладом в русскую техническую литературу.

Необходимо лишь отметить некоторую искусственность разделения оболочек на типы: в частности оболочки комбинированные и железобетонные представляют собой по существу один тип, не отличаясь по своей работе. Несколько недостаточно освещена работа и значимость упругих волнистых оболочек.

Центральным местом в работе является изложение различных методов статического расчета облицовок (глава третья).

Большинство излагаемых теорий видит свет впервые в нашей литературе и несомненно представляет значительный интерес.

Однако до сего времени вопрос о расчетах облицовки остается дискуссионным, поскольку целый ряд авторитетов придает вопросам расчета облицовок второстепенный характер, отдавая преимущество конструктивному опыту и инженерному чутью производителей.

Не предпринимая сейчас данного вопроса, все же считаем необходимым указать, что точность того или иного метода, в том числе и метода расчета, предлагаемого авторами, зависит главным образом от соответствия принятых статических схем нагрузок на тоннель (штольню) природным явлениям (горному давлению и т. д.). На анализ именно этого соответствия и следовало бы обратить особое внимание при суждении о точности того или иного метода. Недостатком рассматриваемого раздела как раз и является отсутствие четкого изложения исходных предпосылок грузовых схем и анализа соответствия его природным условиям.

Методы температурного расчета облицовок тоннеля, приведенные в разделе VI третьей главы, являются еще более спорными, так как заключают в себе дополнительно учет целого ряда термических свойств горных пород; при современном состоянии техники вопрос о разбухании бетона облицовки под действием воды еще недостаточно ясен; как раз последнее свойство оказывает решающее влияние на расчет и может определить собою даже и способ расчета.

В виду этого приведенные методы следует считать лишь как материал к расчетам, а самый вопрос еще недостаточно проработанным.

Рекомендуемые в разделе II данной главы значения допускаемых напряжений на растяжение для бетона в железобетоне в 18 и 22,5 кг/см² следует считать весьма спорными и предлагаемыми лишь в дискуссионном порядке.

Неразрывной частью теории статических расчетов является метод учета упругого отпора породы. Техника развития этого дела у нас в Союзе стоит достаточно высоко, вследствие ряда достижений в области экспериментальных исследований над выработками и облицовками в осуществленных напорных тоннелях (штольнях) (работы проф. Н. Н. Давиденкова).

Наиболее существенная часть этих данных получила отражение в предлагаемой работе, где помещено описание оборудования и самого процесса наблюдения.

Специфические особенности напорных тоннелей требуют в каждом отдельном случае не только проектирования сооружений и конструкций, но также и достаточно подробного расчета производства работ.

Поэтому в работе отведено довольно значительное место и вопросам производственного характера (глава четвертая). При изложении их использован опыт наших строителей и проработаны материалы наиболее совершенных в этом отношении германских, швейцарских и американских тоннелей (штолен).

В соответствующих разделах этой главы сделана попытка установить примерные нормы проходок тоннелей в различных условиях. Необходимо проверить их в производстве, одновременно подвергая их всестороннему обсуждению.

Вопросы откатки и доставки породы разработаны с достаточной полнотой, причем особенное внимание обращено на экскавацию погрузочными машинами. Но дело это пока еще в Советском Союзе достаточно не освоено, и в будущем предстоит приложить еще не мало усилий, чтобы современный опыт передовых строек использовать в наших условиях.

Поэтому раздел этот является тем более полезным, что даст возможность инженеру на производстве работ ориентироваться на применение и использование указанных механизмов.

Сжато, но тем не менее достаточно ясно для усвоения составлен раздел о календарных планах и графиках работ.

Почти в каждом разделе главы „Производство работ“ приводится краткое описание применяемого оборудования и даны примеры расчетов, поясняющие пользование приведенными в тексте формулами, таблицами, графиками и пр.

В некоторых разделах этой главы отсутствуют рекомендации наиболее приемлемого метода расчета производства работ для применения на практике, что может вызвать излишнюю трату времени на нащупывание наиболее подходящего метода расчета. Отмеченное относится например к определению расхода сжатого воздуха (стр. 211—212) и к определению скорости проходки (стр. 229—238).

Следует между прочим отметить, что по многим основным вопросам, затрудняющим иногда проектирование напорных тоннелей, интересующиеся могут получить ответ в заключительной части данной работы (глава пятая).

Приведенные здесь примеры напорных тоннелей, построенных за границей и в СССР, особенно ценны, как характеристика степени развития современного строительства напорных тоннелей (штолен) и того уровня его, который в самом ближайшем будущем должен быть нами достигнут и превзойден.

Несмотря на значительный объем работы, все же в ней остались не освещенными следующие вопросы, имеющие большое практическое значение при проектировании тоннелей (штолен):

- 1) выбор направления тоннеля и деление его на участки;
- 2) выбор заложения и крепления порталов тоннелей (штолен);
- 3) конструкция заделок боковых штреков и вертикальных шахт, закладываемых для увеличения числа забоев;
- 4) конструкции постоянного дренажа в различных условиях.

Не считая возможным задерживать издание этой нужной книги из-за указанных недостатков, мы выпускаем „Гидротехнические тоннели“, имея в виду, что Гидроэлектропроект ведет подготовку к изданию следующей, более полной работы по напорным и безнапорным тоннелям.

Все замечания, могущие дополнить указанный труд, просим направлять в Трансжелдориздат, по адресу: Москва, ул. Горького, 24.

Проф. *А. Н. Пассек.*

ГЛАВА ПЕРВАЯ

ОБЩАЯ ЧАСТЬ

1. НАПОРНЫЕ ШТОЛЬНИ В СХЕМАХ ГИДРОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ И ВОДОСНАБЖЕНЧЕСКИХ УСТАНОВОК

При использовании водной энергии рек, отдельные участки которых идут со значительным падением, создание общего напора гидроустановки возведе-

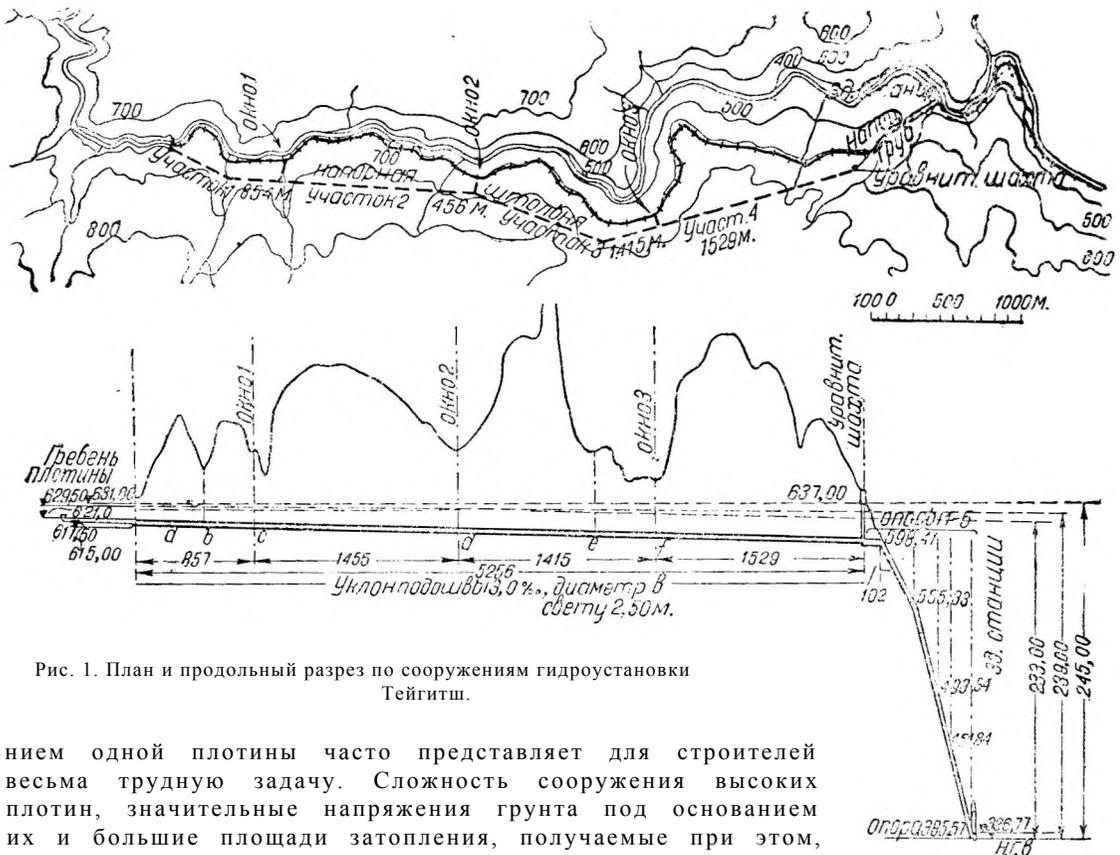


Рис. 1. План и продольный разрез по сооружениям гидроустановки Тейгитш.

нием одной плотины часто представляет для строителей весьма трудную задачу. Сложность сооружения высоких плотин, значительные напряжения грунта под основанием их и большие площади затопления, получаемые при этом, служат главными затруднениями при таком решении общей задачи. В этих случаях приходится идти или на устройство нескольких плотин и станций с меньшими напорами, или прибегать к созданию напора гидроустановки помощью деривационных сооружений. Условия работы и принципы проектирования последних подробно изложены в труде проф. И. В. Егизарова — „Гидроэлектрические силовые установки“. В настоящей главе приведены только основные положения работы деривационных сооружений.

Деривация представляет собою подвод воды от заборного сооружения к зданию станции при помощи открытого канала или штольни с уклоном, меньшим

падения русла реки. Трассу открытого водовода деривации, в целях наибольшей экономии земляных работ, приходится всегда вести близко к горизонталям местности, применяясь к рельефу ее. В сильно пересеченных местностях, когда

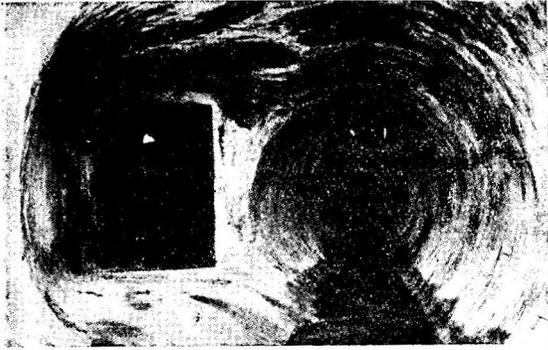


Рис. 2. Примыкание штольни-окна.

трасса канала заметно удлиняется, является выгодным идти частично или полностью штольной под дневной поверхностью.

Штольня, соединяющая по возможности кратчайшим путем отдельные пункты данного рельефа, сокращает общую длину деривации, а в некоторых случаях тем самым и стоимость ее. В длинных штольнях часто приходится искусственно ломать прямолинейную трассу для сокращения длины вспомогательных ходов — „окна”, позволяющих открывать новые фронты работ по разработке и возведению штолен.

Примером может служить напорная штольня гидроустановки Teigitsch (рис. 1), общей длиной 5256 м, проходящая в гнейсах различной прочности. Для ускорения работ со склона, идущего ниже трассы, были пробиты три „окна”, каждое длиной около 100 м. Общая длина штольни была разбита на четыре строительных участка протяжением соответственно 857, 1455, 1415 и 1529 м. Таким образом, кроме двух основных направлений со стороны заборного сооружения и уравнильной шахты, разработка штольни велась еще шестью ходами через три вспомогательных окна в разные стороны, что значительно сократило общее время проходки. В связи с этим трасса штольни в плане имеет ломаное очертание, как это видно из чертежа.

Перед пуском штольни в эксплуатацию „окна”, которые обычно делаются минимальных размеров и прямоугольной формы, заделываются специальными затворами из фасонного и котельного железа. Общий вид сопряжения основной штольни той же установки Teigitsch с одним из „окон” представлен на рис. 2.



Рис. 3. Торкретирование штольни Alto - Belice.



Рис. 4. Схемы деривации гидроустановок.

При назначении минимальных размеров поперечных сечений главных штолен необходимо руководствоваться не только условиями пропуска соответствующих расходов воды, а главным образом удобством производства работ в выработках малых сечений (вентиляция, пропуск оборудования, выдача породы и пр.). Минимальными размерами штолен по этим соображениям нужно считать диаметр их от 1,8 до 2,0 м. Рис. 3 достаточно ясно иллюстрирует затруднительность и неудобство работ в тесной штольне гидроустановки Alto-Belice при Палермо в Сицилии, где при торкретировании облицовки рабочие вынуждены

были, работая согнувшись, применять особые защитные приборы для дыхания.

При решении вопроса о применении напорной или безнапорной деривации необходимо иметь в виду следующие соображения. В случаях небольшой длины канала или штольни, при малых колебаниях уровня водохранилища, когда объем его не служит для регулирования, забор воды в деривацию может производиться непосредственно из верхних слоев водохранилища (рис. 4). В этом случае подвод воды к гидростанции может производиться открытым каналом или безнапорной штольней, имеющей в поперечном сечении над уровнем воды свободное воздушное пространство (Freispiegelstollen).

Отсутствие напора облегчает работу всех сооружений деривации, а уменьшение колебаний уровня воды в системе позволяет заменить дорогостоящие уравнительные шахты бассейнами. Отсюда главное достоинство безнапорной деривации — дешевизна и простота ее.

В случае больших колебаний уровня воды у водоприемника, в зависимости от расходов в реке или необходимости регулирования, забор воды должен быть осуществлен со значительных глубин верхнего бьефа, что делает деривацию напорной.

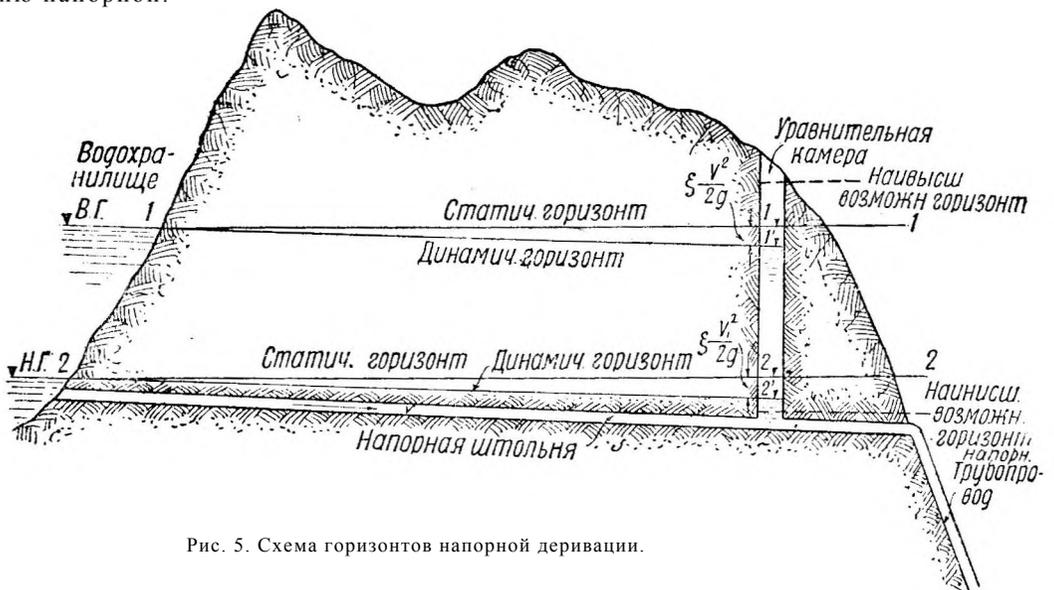


Рис. 5. Схема горизонтов напорной деривации.

При небольших напорах разница в условиях работы напорной и безнапорной штольни незначительна. Наличие большого давления внутри допускает возможность осуществления напорных штолен только в породах устойчивых, прочных и мало податливых. В противном случае деформации пород могут повлечь за собой появление трещин в облицовке, работающей на растяжение при действии внутреннего напора. В этих случаях вода из штольни под большим давлением, проникая по трещинам в породу, способствует размыву и выщелачиванию ее, приводя к постепенному разрушению и облицовку.

Эти явления, так же как и меры предохранения облицовок от разрушения, подробно освещены в соответствующей главе об облицовках.

Обычно внутреннее давление в напорных штольнях не превосходит 7—8 атм. В особенно благоприятных условиях пределы эти могут быть превзойдены, при условии обеспечения статической прочности, облицовки и принятия специальных мер по уплотнению и защите ее от проникания воды.

При сооружении Catskill'ского водопровода в Нью-Йорке были возведены две напорные штольни под р. Гудзон, рассчитанные на внутренний напор в 45 атм. Обе штольни оправдали себя в эксплуатации полностью, что, по заявлению проф. Hilgard'a, может быть объяснено наличием значительного внешнего давления грунтовых вод, доходящего под р. Гудзон до 33,5 атм. и частично уравновешивающего внутренний напор штольни.

Проф. К. Терцаги в своем труде „Tunnelgeologie“ (стр. 395) приводит пример напорной штольни Partenstein, в которой наружное давление грунтовых вод настолько мало отличалось от внутреннего напора, что некоторые источники были введены внутрь штольни, вызвав тем самым увеличение общего расхода воды, подводимой к турбинам гидростанции.

В непосредственной близости к зданию станции напорная штольня переходит в напорный трубопровод. Этот переход требует устройства уравнильной камеры или шахты, главное назначение которой состоит:

- 1) в предохранении всей деривации от действия удара, возникающего при выключении турбин станции;
- 2) в уменьшении влияния этого удара в самом трубопроводе и
- 3) в предохранении турбин от влияния на их регулирование всей массы воды, находящейся в деривации.

Уравнильная камера, подверженная действию внезапно возникающих нагрузок, помещается обычно в скале вместе с верхней и нижней галереями. Первая служит для уменьшения колебания горизонтов воды при внезапном закрытии турбин станции, в то время как нижняя галерея обеспечивает достаточный объем воды в камере, необходимый для поддержания напора в трубопроводе при пуске агрегатов.

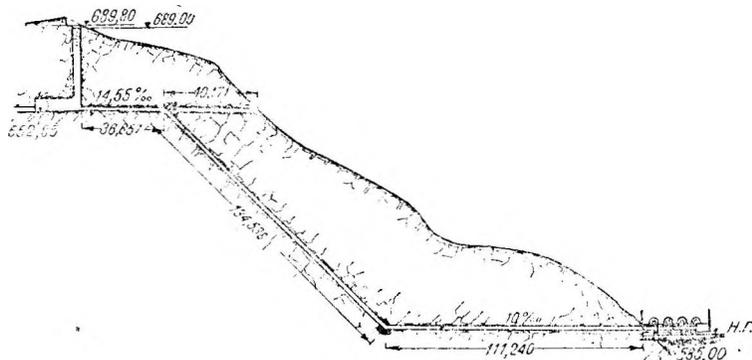


Рис. 6. Продольный профиль по оси напорной штольни-шахты Штрубкламм.

При установившейся работе станции расход воды во всех сечениях штольни одинаков, и в уравнильной камере устанавливается постоянный горизонт воды ниже горизонта верхнего бьефа на величину потерь напора (рис. 5).

В целях ограничения массы воды, находящейся между уравнильной камерой и трубопроводом, длина последнего должна быть возможно короче.

Напорный трубопровод, являющийся последним звеном деривации, при подводе воды к турбинам станции иногда заменяется напорной шахтой, идущей наклонно под дневной поверхностью. Работа напорной шахты мало чем отличается от работы напорной штольни. При пробивке ее часто пользуются вспомогательными окнами в виде горизонтальных штолен небольшой длины.

На рис. 6 представлена напорная шахта - гидроустановки Штрубкламм в окрестностях города Зальцбург в Австрии. Диаметр шахты в свету 1,70 м. Статический напор в конце ее около 11 атм. Запроектированная вначале из двух рабочих колец—внутреннего железного и наружного бетонного—облицовка шахты в 1924 г., ввиду падения цен на металл, была возведена из одного более мощного железного кольца, принимающего на себя полностью все нагрузки (рис. 7).

Расположение напорных шахт в общей схеме сооружений гидроустановок определяет и действующие в них значительные напоры. Ввиду этого осуществление напорных шахт возможно только в исключительно прочных и плотных породах.

В Италии при сооружении гидроустановки Pallanzeno Rovessa возведена напорная шахта диаметром 1,5 м, работающая под давлением в 71,5 атм.

Отметим, наконец, способ устройства напорной деривации при помощи наклонной штольни, идущей непосредственно от водоприема к станции. Примером такого сооружения может служить напорная штольня гидроустановки Шгубах, имеющая длину 1600 м и средний уклон 1:3 (рис. 8). Штольня кругового очертания с внутренним диаметром 2,80 м проходит в гранито-гнейсах и имеет внутри железный трубопровод диаметром 1,60 м, расположенный на бетонных опорах (рис. 9).

В каналах, штольнях, напорных трубопроводах и других сооружениях деривационных установок теряется некоторая часть общего напора на преодоление сопротивлений. В безнапорной деривации экономические соображения при учете гидравлических потерь соответственно определяют и наиболее выгодные уклоны водоводов.

Иначе решается вопрос в напорных сооружениях. В этом случае геометрический уклон их, не будучи связан с гидравлическим, не влияет на величину потерь, и поэтому выбор уклона водовода должен определяться иными соображениями. Уклон напорной штольни определяет нижнюю отметку уравнильной камеры и ее сечение внизу. Верхняя отметка камеры определяется статическим горизонтом и колебанием уровня в ней при наивысшем стоянии воды в верхнем бьефе. Таким образом, большой уклон напорной штольни, сокращая длину напорного трубопровода, в то же время приводит к высокой уравнильной камере и большому напору в конце деривации.

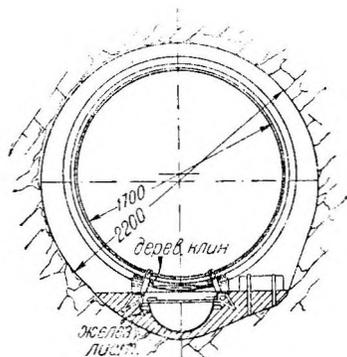


Рис. 7. Напорная шахта Щтруб-кламм.

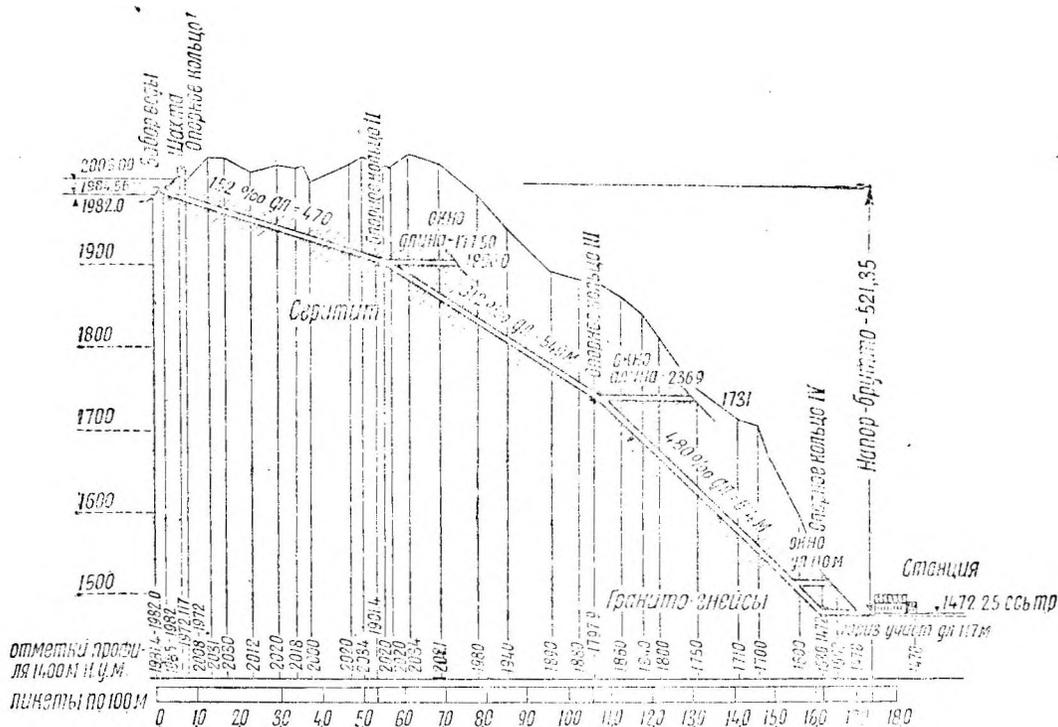


Рис. 8. Продольный профиль по оси наклонной штольни гидроустановки Шгубах.

Однако, уклон водовода должен быть достаточен для того, чтобы пьезометрическая линия даже при наибольшем расходе воды и при неустановившемся режиме лежала бы выше всех его точек. Другими словами, при увеличении нагрузки, колебания горизонта воды в уравнильной камере не должны достигать верхнего очертания штольни и трубопровода. Попадающий в напор-

ную штольню во время ее работы воздух способствует появлению дополнительных потерь при движении воды. Наивыгоднейшее решение и в этом случае

может быть найдено путем пробных подсчетов, определяющих минимум затрат на все

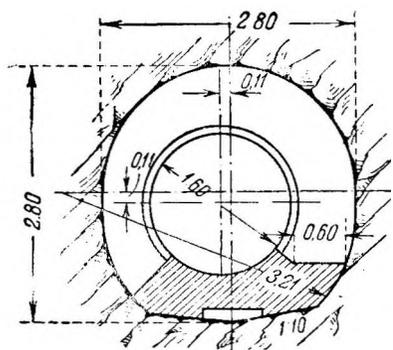


Рис. 9. Штубах.

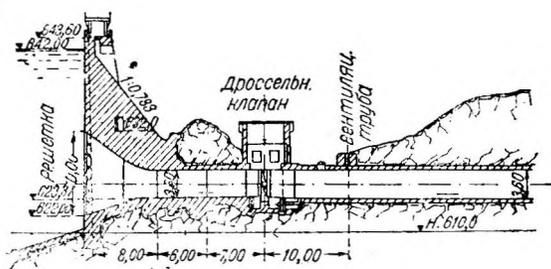


Рис. 10. Водозаборное сооружение гидроустановки Ремпен.

сооружения. При этом нужно иметь в виду, что для уменьшения размеров поперечного сечения штолен в них допускают скорости (от 3 до 5 м/сек.) несколько большие, чем в открытых каналах.

Для опорожнения штолен, с целью осмотра и ремонта их, в голове деривации у водоприемника устраиваются специальные сооружения, снабженные щитами или клапанами. На рис. 10 изображено подобное устройство гидроустановки Ремпен, расположенное в непосредственной близости от плотины.

Для защиты водоприема от плавающих тел и наносов у входа в деривацию устанавливаются решетки (рис. 11).

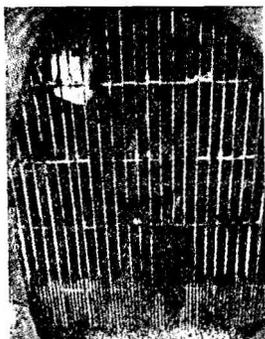


Рис. 11. Решетка.

Из подземных сооружений гидроэлектрических установок, кроме штолен и шахт, следовало бы отметить еще случай расположения под дневной поверхностью здания станции. Пример такого сооружения имеется во Франции, где в 1932 г. пущена в эксплуатацию гидроэлектрическая станция на р. Бромм, представленная на рис. 12. Здание станции устроено в подземной выработке высотой 29 м, размерами в плане 75 X 22 м, перекрытой сверху сводом толщиной 80 см в замке (рис. 13). Основное оборудование гидростанции состоит

из шести агрегатов общей мощностью в 167 000кВт. Станция работает при напоре около 250 м и расходе 84 м³/сек. Для сообщения с дневной поверхностью имеется двухэтажная наклонная штольня-бремсберг. По верхнему

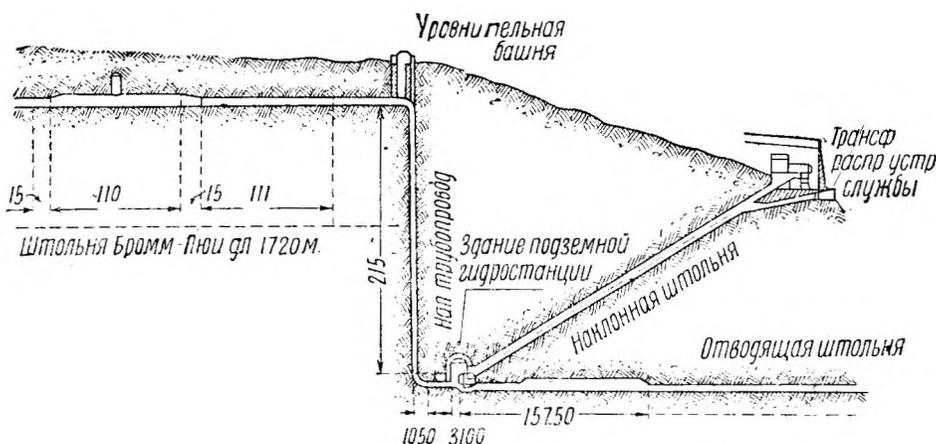


Рис. 12. Схематический разрез по станционному узлу гидроустановки Бромма.

из шести агрегатов общей мощностью в 167 000кВт. Станция работает при напоре около 250 м и расходе 84 м³/сек. Для сообщения с дневной поверхностью имеется двухэтажная наклонная штольня-бремсберг. По верхнему

этажу уложен рельсовый путь для тележек, обслуживающих станцию при помощи кранов (рис. 14). Нижний этаж отведен исключительно под размещение силовых кабелей. Отводящим каналом станции служит штольня длиной 1030 м с уклоном 0,0025.

В 1933 г. пущена в эксплуатацию подземная гидроэлектрическая станция на водопаде Парьюс в Лапландии. Так как указанный водопад при сильных морозах полностью замерзает с поверхности, то к турбинам станции, расположенной на 40 м ниже поверхности земли, подводится вода, текущая под льдом.

У нас в Союзе подобного рода установка с подземным зданием станции запроектирована на р. Храм на Кавказе; описание ее приведено в главе пятый.

Изложенные выше соображения характеризуют те условия, при которых применение деривационных схем позволяет использовать часто весь напор данной системы в одной установке. Во многих случаях это решение бывает более экономичным, и уменьшение первоначальных затрат на сооружение ведет к снижению стоимости отпускаемой энергии.

Однако, сама по себе напорная штольня, как ответственное подземное сооружение, предназначенное для работы в условиях значительных внутренних давлений, требует для своего возведения довольно большого промежутка

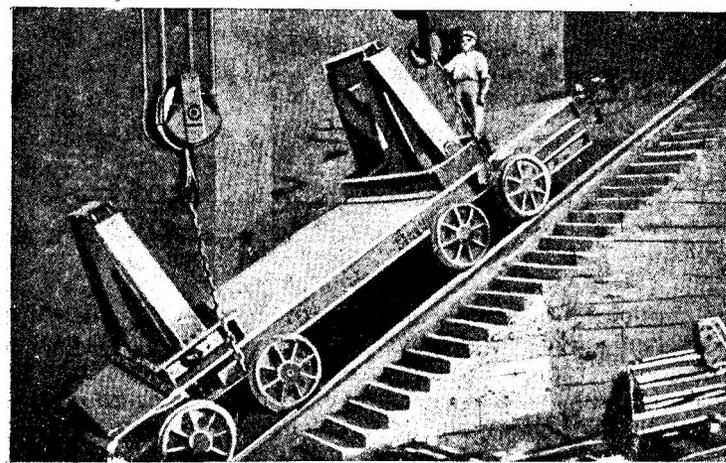


Рис. 14. Наклонный подземный бремсберг.

ной мере сглаживаются ввиду организации производства их в последнее время на заводах Союза (перфораторы, компрессоры и пр.). Наконец, положение с квалифицированными кадрами по проходческим работам и подзем-

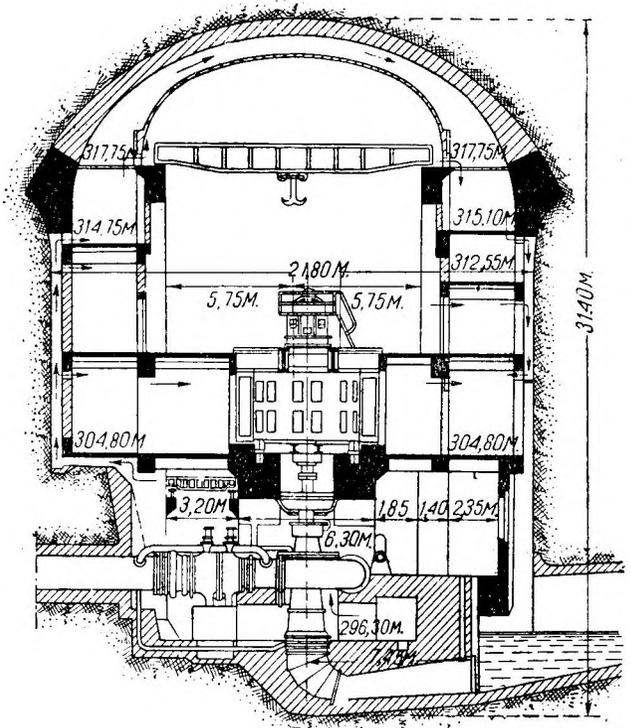


Рис. 13. Продольный разрез здания подземной станции.

сооружение ведет к снижению стоимости отпускаемой энергии.

времени, сложного оборудования и высококвалифицированной рабочей силы. При достаточно длинной деривации первое обстоятельство имеет весьма существенное значение при установлении времени постройки всех остальных сооружений и срока пуска гидроэлектростанции в эксплуатацию.

Затруднения в связи с необходимостью обеспечения строительства специальным оборудованием и механизмами в значитель-

ной механизации также облегчается в связи с общим развитием у нас тоннельного дела.

Таким образом, налицо все предпосылки для применения в настоящее время экономического подхода при сравнении и выборе вариантов различных схем проектируемых гидроустановок. Ниже приводятся примеры сравнительной стоимости главных сооружений уже возведенных и находящихся в эксплуатации гидроэлектрических станций.

Таблица 1 дает представление о стоимости сооружений на 1 *kW* американской гидроустановки Теллула Фолс.

Таблица 1

Теллула Фолс

№№ по порядку	Наименование сооружений	Стоимость на 1 <i>kW</i>	
		в довоен. доллар.	в проценти. отнош.
1	Плотина Мэтгис и водохранилище при ней	17104	26
	Плотина Теллула Фолс и мост	4606	7
3	Водоприемник	1102	2
4	2 напорных штольни сечен. 14 кв. м, общей длиной 2 032 м	12379	19
5	Уравнительная шахта	2395	3
6	Выходной портал и штольни для трубопроводов	0694	1
7	Напорный трубопровод длиной 372 м	5568	8
8	Здание станции и оборудование	22764	34
	Итого	66612	100

В таблице 2 приведены данные по стоимости сооружений швейцарских установок системы Веггиталь.

Таблица 2

Веггиталь

№№ по порядку	Наименование сооружений	Стоимость в миллион. швейц. франк.	Процент
2	2 напорные штольни диаметром 3,6 м общей длиной 6 850 м с водоприемными сооружениями и напорными шахтами	1225	14
3	Напорные трубопроводы длин. 1 400 м с затворами	813	10
4	Здания станций	1820	21
5	Концессионные платежи, проценты на капитал и проч. расходы	2820	32
	Итого	8628	100

Приводимые в таблицах данные, по вполне понятным причинам, не могут быть распространены на другие случаи гидроустановок. Они дают только общую сравнительную стоимость главных сооружений при данном вполне определенном объемном отношении их друг к другу. При каком-либо ином соотношении их весьма возможно, что разбивка напора на несколько установок явится более выгодной, чем сооружение одной станции с деривационной схемой. В каждом отдельном случае окончательное решение по исследуемому вопросу должно приниматься на основании пробных технических и экономических выкладок с учетом всех местных особенностей данной установки.

Работа напорных штолен в установках для водоснабжения электроцентралей и промышленных предприятий мало чем отличается от работы штолен в деривации гидроэлектростанций.

Для обслуживания такого рода водоснабженческих установок обычно вводятся следующие гидротехнические сооружения.

Водоприемник с решетками и ситами, предохраняющими водопроводную сеть от попадания в нее посторонних тел.

Штольни или водоводы, подводящие воду к насосным установкам и, как выше уже указывалось, мало чем отличающиеся по своей конструкции и роду применяемых материалов от штолен гидростанций.

Насосная станция, в которой расположены агрегаты, т. е. насосы с двигателями.

Отводящий канал со сбросными сооружениями.

При составлении схемы водоснабжения к штольням приходится прибегать в тех случаях, когда колебания горизонта в водохранилище или в озере бывают значительны (в пределах 5 — 6 м).

На рис. 15 представлена схема водоснабжения Зуевской районной электрической станции в Донбассе.¹ Проектом предусмотрено устройство ряда водохранилищ на реке Крынке, служащих для регулирования стока, питания электростанции и нескольких заводов. Зуевское водохранилище снабжает водой местный металлургический завод и электростанцию, расположенную на берегу. Пополнение воды в нижнем водохранилище происходит за счет воды Ольховского, Ханжонковского и др. водохранилищ.

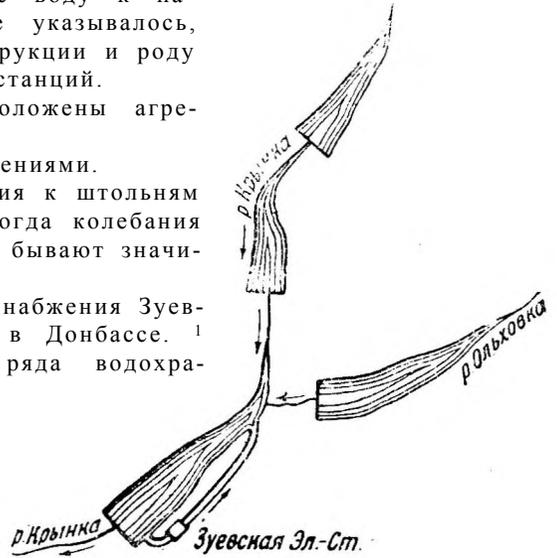


Рис. 15. Схема водоснабжения Зуевской электростанции.

Рис. 16 изображает напорную штольню Ольховского водохранилища.

Для водоснабжения Ленинграда из Ладожского озера запроектирован водоприемник островного типа (криб, рис. 17) на расстоянии 2 км от берега, на глубине около 9 м.² Более близкое расстояние от берега было признано нецелесообразным вследствие наличия в береговой полосе осадков и из опасения образования донного льда.

Напорная штольня круглого сечения, рассчитанная на расход 13 м³/сек, запроектирована диаметром

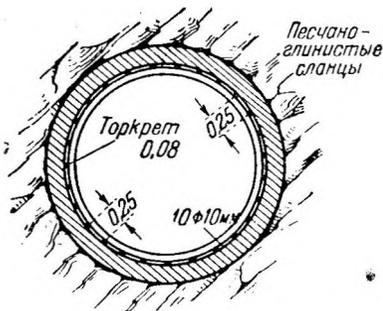


Рис. 16. Напорная штольня Ольховки.

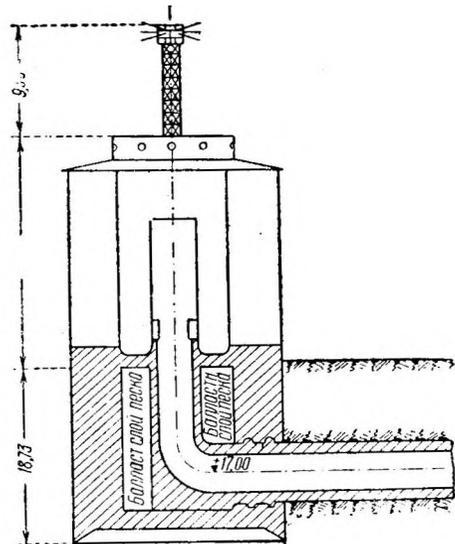


Рис. 17. Водоприемник островного типа (криб).

3 м с комбинированной облицовкой из бетонного кольца с железоторкретным внутренним слоем толщиной 7,5 см. На берегу штольня примыкает к шахте, откуда вода подводится непосредственно к насосной станции.

¹ Петров. — Водоснабжение, стр. 165.

² Кашкаров. — Водопровод и канализация. Т. VI, 1933 г.

Проходку штольни предположено осуществлять щитовым способом с двух концов: от водоприемника в озере и от береговой шахты.

Водоприемный криб предположено заглублять помощью опускного колодца, для чего в озере отсыпается островок, окаймленный рядами, заполненными песчаным грунтом. Криб заглубляется ниже отметки штольни с целью производства через него щитовой проходки.

Ориентировочная стоимость 1 пог. м штольни—1500 руб., стоимость всего водоприемника-криба — от 2,5 до 3 млн. руб.

II. ГЕОЛОГИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ ТОННЕЛЕЙ

Среди всех гидротехнических сооружений напорные штольни занимают первое место как по объему требуемого для них геологического материала, так и по сложности и высокой стоимости его. Как известно, ни одна из областей инженерного искусства не связана так тесно с геологией, как тоннельное дело. По сравнению с обычными тоннелями, напорные штольни, требуя от горных пород еще целый ряд дополнительных качеств (водонепроницаемость, малая податливость и пр.), тем самым обуславливают и известный порядок проведения всех геолого-изыскательских работ.

Но в то же время для целей технического проектирования у эксперта-геолога не всегда есть возможность, в каждом отдельном случае, давать точные, исчерпывающие ответы на все интересующие строителя вопросы по геологии района данного тоннеля. В известной степени всякая геологическая экспертиза является предсказанием или, как говорят, „прогнозом“, составленным на основании аналогий и сравнений с другими подземными сооружениями, сходными с рассматриваемым по общему комплексу геологических условий.

Успешное строительство напорных штолен остается до сего времени прежде всего практической проблемой, требующей для своего разрешения тесного сотрудничества геолога и инженера.

Общий круг сведений по геологии пород в районе будущей штольни, необходимый как исходный материал для проектирования, должен содержать в себе следующее:

1. Характер и порядок напластования отдельных пород.
2. Тектоника горного массива, прорезаемого штольней (сбросы, сдвиги, складки и пр.).
3. Характеристика горных пород в рассматриваемом районе (крепость, податливость, водонепроницаемость, склонность к выветриванию, выщелачиванию, вымыванию, пучению и пр.).
4. Химический состав пород, грунтовых вод и вероятность вредного действия их на материал облицовки.
5. Водоносность пород и вероятность встречи с фильтрационными водами, источниками и подземными водотоками.
6. Размер ожидаемого горного давления и вероятность встречи областей со значительным давлением.
7. Возможная температура в районе штольни.

В получении и соответствующей обработке всего необходимого для этого материала и состоит роль геолога. После этого на долю строителя остается разрешение задач только чисто технического характера. Порода в деле тоннельного строительства является уже не только гранитом, юрским известняком или доломитом, а — или однородной упругой породой с известными коэффициентами крепости и упругости, или пластичной массой с определенной консистенцией и показателем пластичности.

С точки зрения строительного искусства и механики, разница между различными гранитами в одной и той же штольне может быть гораздо больше, чем между гранитом и известняком; между выветрившимися слюдяными сланцами и сланцевым мергелем гораздо меньше, чем между слюдяным сланцем в различных стадиях его выветривания.

Только всестороннее овещение подробными исследованиями всей геологической обстановки дает строителям исходные материалы для рационального выбора конструкции, методов расчета и производства работ.

Однако, разрешение далеко не всех поставленных выше вопросов необходимо бывает во всех стадиях проектирования гидротехнических тоннелей.

Геологическая экспертиза в некоторых случаях может ограничиться лишь общим описанием строения горного массива, приблизительной характеристикой ожидаемых горных пород и указанием на возможность осуществления напорной штольни в данном районе.

Работы по определению геологии горного массива в зависимости от способа производства и степени подробности их разделяются на:

1. Первоначальные изыскания — геологическая рекогносцировка.
2. Более подробные геолого-технические исследования — разведки.
3. Окончательные наблюдения и испытания в направляющем ходе.

1. Геологическая рекогносцировка

Первоначальные изыскания — съемка или рекогносцировка — предпринимаются в целях получения общего представления о строении неисследованной еще местности и о характеристике ожидаемых в ней горных пород.

Прежде чем приступить к обследованию местности, необходимо ознакомиться со всеми литературными и архивными материалами по геологии данного района и, в зависимости от объема и характера этих материалов, составить план съемочных работ.

Для начала работ по плану или топографической карте данного района намечают главные участки, подлежащие обследованию. Изучение района начинают с долин. В них так же, как по берегам рек и склонам оврагов, имеются естественные „разрезы“ местности с обнажением значительного количества пластов.

Обследуя долины от устья к вершинам, отмечают встреченные

обнажения, производя, если возможно, во всех случаях измерения мощности, падения и простирания пластов. При этом в местах предполагаемых выходов коренных пород, для получения наиболее полных и точных данных залегания пластов, производят „расчистки“, обнажая выходы от наносов при помощи лопат или кайл. Прослеживая залегание пластов, делают заключения о нарушениях (сбросы, сдвиги и пр.) в пластах горного массива. Также описывают выходы подземных вод в виде источников, тип источника (восходящий, нисходящий), род породы, характер выхода, примерный дебит, температуру и пр.

Отмечают отдельные области, покрытые богатой яркоокрашенной растительностью, заметно отличающейся от окружающей местности, и делают на этом основании заключение о близости грунтовых вод.

Во все время производства рекогносцировки делают отбор образцов встречаемых пород, наносят на карту все произведенные наблюдения и ведут подробный журнал полевых работ.

Ввиду большого разнообразия отличительных свойств отдельных обнажений, требующих в каждом отдельном случае особого описания, — общей формы для документации этих работ не имеется.

Ниже приводится пример документации одного из обнажений по геологической рекогносцировке гидроустановки Тертер.¹

„У верхнего варианта „плотины № 3“ и у № 17 в выступе берега на высоте около 12 м над поймой у дороги видно (рис. 18):

а) Известняк, сильно метаморфизированный, местами почти черный, иногда буро-красноватый или в виде „конкреций“ лиловатых внутри, красный кристаллический, с прожилками зеленого минерала и ископаемыми.

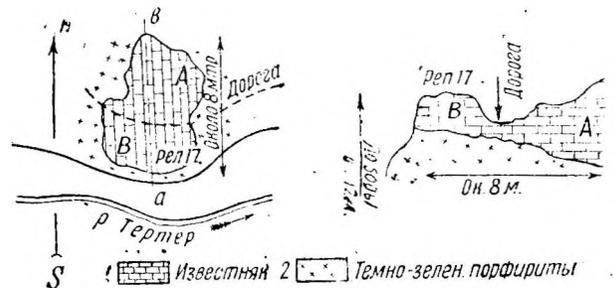


Рис. 18. Схематич. план и профиль обнажения.

¹ М а з а р о в и ч. — Гидрогеология Тертера, 1930 г.

Глыбы имеют неровную поверхность, угловатые. Общая окраска части—А красная. Видно 4 м.

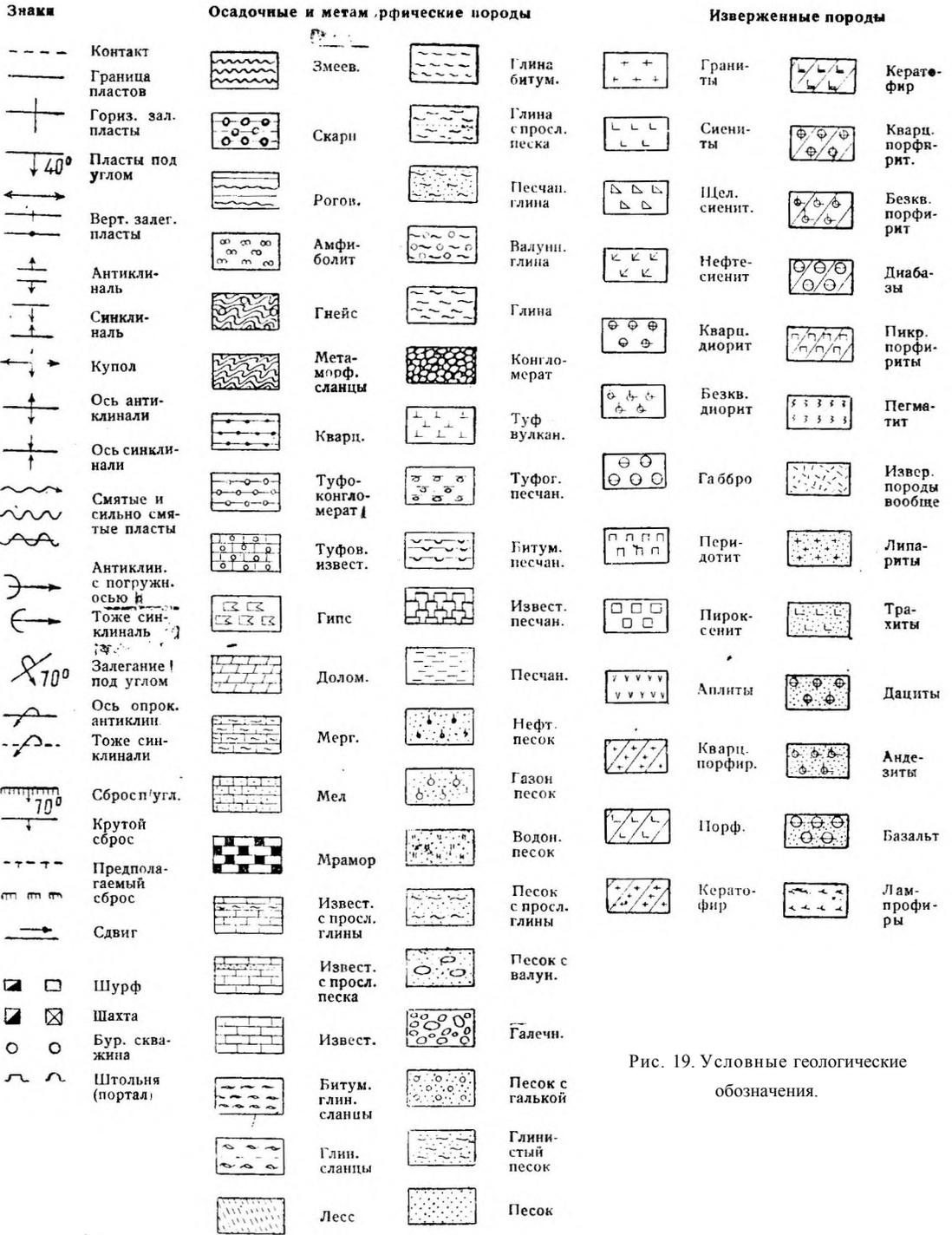


Рис. 19. Условные геологические обозначения.

По дороге и ближе к реке, приблизительно на той же высоте в части В рисунка, виден темно-серый известняк с большим количеством *Terebratula of carnea* Sow. Поверхность глыб более гладкая. Видно 2 м.

б) Со всех сторон описанный выступ шапки известняка окружен зелеными кристаллическими породами со включениями: метаморфических пород и темно-

зеленых кристаллических (пироксеновых андезитов). Видно 3 м. Граница соприкосновения пород *a* и *b* довольно извилистая, неровная, но резкая.

в) У поймы выходит кристаллическая порода темно-зеленая андезитового типа, которая в одном месте покрывается прямо известняком".

Следует возможно подробнее вести описание в журнале работ, сопровождая записи подробными зарисовками, а иногда и профилями. На зарисовках, всегда ориентированных относительно стран света, кроме деталей, касающихся геологического строения горных пород, указываются места взятия образцов, номера их, характер расположения и пр.

Весь материал по поискам служит первой подготовительной стадией к более подробным и дорого стоящим разведкам и геолого-техническим испытаниям в направляющем ходе.

На основании геологической рекогносцировки или съемки составляют геологическую карту обследованного района и схематические разрезы местности в характерных направлениях, которые используются для первоначального назначения трасс и уточняются на основании дальнейших разведочных работ.

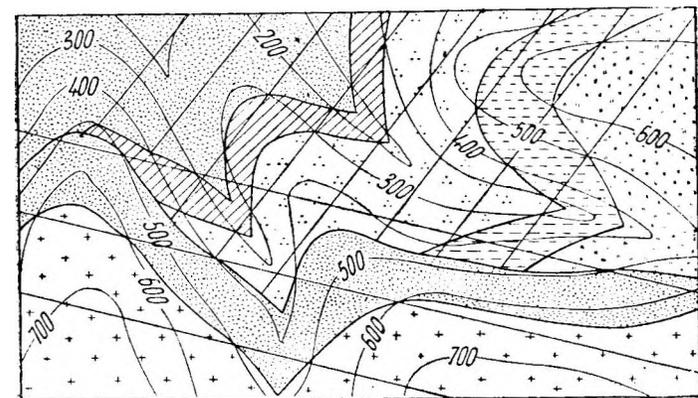


Рис. 21. Геологическая карта.

руженными геологом в поле. На основе их и составляется геологическая карта данной местности (рис. 21. Милановский. Геокарты).

2. Геолого-технические разведки

Геолого-техническая разведка производится с целью получения данных, необходимых для составления подробных геологических разрезов и планов данной местности, с одновременным освещением всех вопросов, входящих в задание геологической экспертизы.

• При сложности и ответственности работ по геолого-технической разведке, успешное производство их во многом зависит от формы и строения горного массива, от глубины заложения и длины штольни и от имеющихся в распоряжении изыскателей технического оборудования и материальных средств. Основными приемами геолого-технической разведки являются бурение и шурфование.

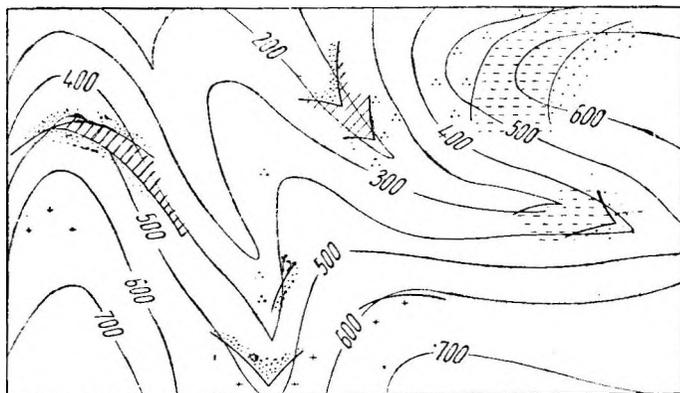


Рис. 20. Полевая зарисовка обнажений.

Геологическая карта дает наглядное изображение геологического строения района: распространение различных геологических образований, напластований, тектонических нарушений и пр. Для этого служат условные знаки — цветные, штриховые и одноцветные (рис. 19).

Рис. 20 изображает обычную топографическую карту района с нанесенными на ней обнажениями и отдельными выходами пластов, обна-

Скважина №.....

Местонахождение скважины.....

Отметка устья скважины.....

Абсолютная отметка.....

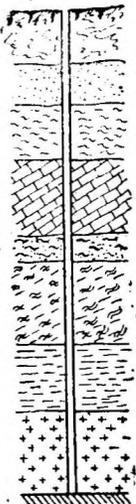
Метры	Техногеологический разрез по оси скважины	Год, месяц и число	Длина бура	Диаметр обсадных труб	Род напарья	№ образца	Гростирание и падение	Толщина пласта	Отметка подошвы пласта	Название и подробное описание породы, цвета, оттенка, твердости, строения, размера зерна, свойства породы, примеси, включения и т. д.	Отметка, с которой взят образец	Отметка появления грунтовой воды		Примечание
												От поверхности	По реперу	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
														

Рис. 22.

Отметка установившегося горизонта воды

- 1. Способ бурения
- 2. Кто производил работы

Подписи { Производитель работ
 { Буровой мастер

Бурение. Разведка при помощи бурения известна как наиболее распространенный способ исследования горных массивов, главными достоинствами которого являются: относительная скорость получения результатов и сравнительная дешевизна производимых при этом работ.

Вопрос о числе, расположении и порядке производства буровых скважин, в сильной степени зависящий от местных особенностей, требует самостоятельного разрешения в каждом отдельном случае. Однако, основные положения буровой разведки, остающиеся справедливыми для всех случаев производства их, могут быть сведены к следующим:

1. Основное направление разведочной линии избирается по трассе штольни, причем все буровые скважины с присвоенными им номерами и отметками устьев наносятся на план с указанием всех расстояний.

2. При прохождении коренных сцементированных пород (скальных) применяется колонковое бурение, причем скважины могут закладываться при наличии круто падающих пластов и наклонно. Основным преимуществом этого рода бурения является возможность получения наглядной картины геологического строения исследуемого массива по образцам пород в виде колонок — кернов.

В наносах и слабосцементированных коренных породах (глины, пески, галечники, рыхлые песчаники и конгломераты), в которых затруднительно применение

ШУРФОВОЙ ЖУРНАЛ

Шурф №.....

Местонахождение шурфа.....

Отметка устья шурфа.....

Абсолютная отметка.....

Год, месяц, число	Размер шурфа	Способы крепления	№ образца	Глубина заложения пласта	Отметка подошвы пласта	Простираение пласта	Наклон пласта	Название и подробное описание породы, цвета, твердости, строения, размера зерна, свойства породы, примеси, включения и т. п.	Отметка, с которой взят образец	Отметка появления грунтовой воды	
										От поверхности	По реперу
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12

1. Способы отделения грунта
2. Сведения об атмосферных осадках

Подписи { Производитель работ
Десятник

колонкового бурения, прибегают к бурению ударному и ударно-вращательному.

3. В последнем случае при ручном способе норма проходки в среднем, с учетом времени на откачку и частые перестановки, может быть принята от 50 до 60 м на 1 буровой комплект в месяц при средней трудности проходки и глубине скважин до 50 ж.

При механическом ударном бурении, применяемом в более глубоких скважинах, норму на один станок, в условиях галечных отложений, в среднем можно принять от 30 до 50 м в месяц с возможностью колебаний как в ту, так и в другую сторону. (При бурении в мощных галечных отложениях, состоящих из весьма крепких изверженных пород, для Убинской гидроэлектрической станции норма проходки на станок не превышала 10 ж в месяц).¹

4. При ударном бурении в наносах, в случае встречи с коренными породами, бурение продолжается при помощи колонкового, причем число колонн и диаметры их зависят от состава горных пород и глубины скважин.

5. От тех же причин зависит и норма проходки при колонковом бурении

¹ Проф. Н. В. Бобков. — Инженерно-геологические исследования. 1932 г.

В среднем на 1 станок при трехсменной работе она может быть принята от 100 до 150 м в месяц.

6. Общее число скважин должно определяться протяжением штольни наличием числа обнажений, сложностью геологического строения и степенью подробности произведенной уже рекогносцировки. Однако, обязательной является закладка буровых скважин в местах, где имеются предположения:

- об изменении состава пород или уровня грунтовых вод;
- о районе контакта изверженных и метаморфических пород для выяснения характера и мощности контактной зоны и выбора соответствующего крепления;
- о тектонических нарушениях внутри горного массива (сбросы, сдвиги, складки);
- о возможности оползней. В этих случаях весь угрожающий оползнем участок должен быть особенно подробно и всесторонне исследован с постановкой соответствующих опытов и испытаний.

7. Относительно расстояний между скважинами, величина которых сильно колеблется в зависимости от местных условий, можно принять следующие ориентировочные указания. При большом протяжении штольни, наличии значительного числа обнажений и достаточно однообразном строении пород расстояние между скважинами может быть от 250 до 500 м. В случаях, указанных в п. 6, расстояние это значительно сокращается и может доходить до 50 м и меньше.

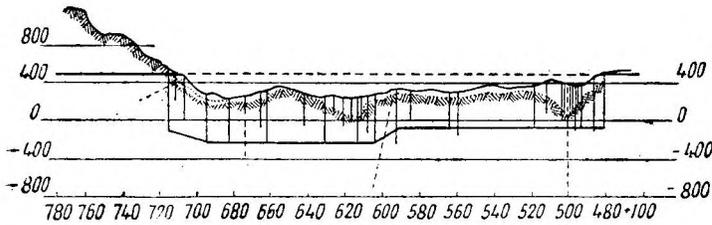


Рис. 23. Продольный профиль по оси напорной штольни Рондоут.

кому бурению, что видно из чертежей, приводимых ниже.

9. В местах встречи слоев жидкого грунта или грунтовой воды скважину тампонируют жирной глиной или цементным раствором на крупном песке. После тщательной забивки ее снова проходят буром, причем слабое место уже является защищенным от проникания воды.

10. От каждой выемки грунта из скважины отбирается образец в двух экземплярах в количестве около 0,50 кг, причем расстояние между ними по оси скважины должно быть около 0,50 ж.

При взятии образцов необходимо немедленное производство описания не только петрографического и минералогического состава их, но обязательно физических свойств пород. Так, напр., глины характеризуются как: крепкая, плотная, вязкая, влажная, размоченная, комковатая, жирная, слабо песчаная. О суглинках следует указать: грубый, с значительным количеством крупного, мелкого или среднего песка, тонкий иловатый, размоченный. Для песков в описании должно быть указано: крупнозернистый, среднезернистый, мелкозернистый, тонкозернистый, глинистый, сильно глинистый, пльун и т. д. Для галечников и валунов необходимо отмечать размер диаметра элементов и характер примеси. Все образцы пород хранятся в специально устроенных для них ящиках с ячейками, над которыми пишутся номера и места взятия их.

При производстве бурения необходимо точное и подробное ведение соответствующего журнала, форма которого приведена на 24 стр.

В гр. 2 журнала дается подробный техно-геологический разрез скважины с соблюдением всех условных изображений, приведенных в настоящей главе (рис. 22).

Для измерения простирания и падения пластов (графа 8) требуется периодическое закладывание группы из трех скважин (не расположенных на одной прямой) до пересечения ими одного и того же пласта.

Особое внимание требуется уделять точному определению мест смены пород и наличию контакта их, соответствующие отметки которых заносятся а графу 10.

8.

буровых скважин лежит в пределах от 50 до 100 ж, однако, в случае надобности прибегают и к более глубо-

В графе 11, кроме сведений, указанных выше, указывается также степень трудности проходки, напр.: трудно поддается бурению, бурение идет легко и т. д.

Глубина появления воды при встрече с водоносными горизонтами фиксируется в графе 13—14 журнала, после чего дают воде подняться до нормального уровня и отмечают глубину его стояния в обсадных трубах. В случае надобности навинчивают дополнительно обсадные трубы выше устья скважины до прекращения изливания и отмечают высоту воды выше поверхности земли.

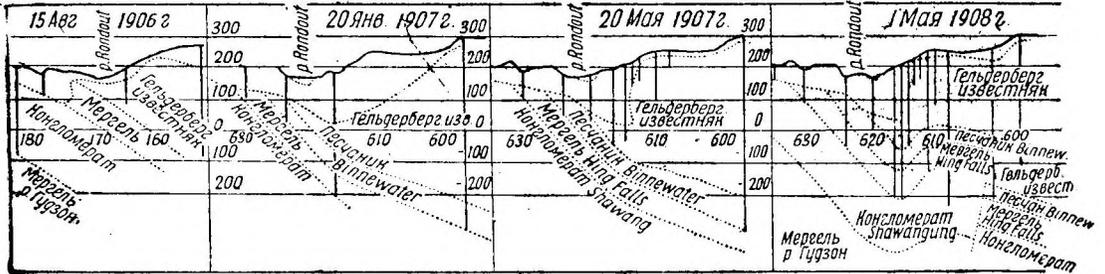


Рис. 24. Различные этапы геологической съемки штольни Рондоут.

В конце журнала указывается род бурения (ударное, алмазное, колонковое и пр.), а также тип применяемого оборудования (см. Журнал бурения).

Точки заложения буровых скважин увязываются между собой и с реперами съемки нивелировкой.

В качестве примера расположения буровых скважин может служить продольный профиль напорной штольни Rondout под р. Гудзон в Нью-Йорке (рис. 23). При полной длине штольни в 7200 м, общее число скважин 25 со средним расстоянием между ними 250 ж. Однако, в двух местах, где оказались складки и перегибы пластов, расстояние между скважинами уменьшено до 30—60 м. При этом средняя глубина буровых скважин 100—120 м.

Насколько влияет на представление о геологии пород число и расположение буровых скважин, видно из следующего сопоставления геологических разрезов, составленных для одной и той же части профиля описываемой штольни (рис. 24). Число буровых скважин в период с 1906 до 1908 г. было доведено с 4 до 14, что, как показывает чертеж, соответственно изменило и представление исследователей о геологии массива.

По трассе напорной штольни New-Croton, на участке ее длиной около 1450 ж, проходящем под р. Harlem, было заложено всего 12 скважин (рис. 25), из них 5 в районе контакта пород. Средняя глубина скважин—100—120 м, наибольшая—150 м.

Геологическое строение пород в долин «реки Танна в Японии, пересекаемой Таннским тоннелем, освещено четырьмя глубокими скважинами (рис. 26), осуществленными помощью алмазного бурения. Наибольшая глубина скважин, заложённых ниже подошвы тоннеля, достигает здесь 202 м.

Шурфы. В породах с явно выраженной нарушенностью при мощности наосов не более 15 ж, в целях получения более определенной картины положения пластов и характеристики их, производят разведку при помощи шурфов.

Последние представляют собою вертикальные шахтообразные выработки обычно прямоугольного сечения 1 X 1,5 м. Шурфование, выполняемое по типу рытья колодцев, производится обычными инструментами и не требует никаких

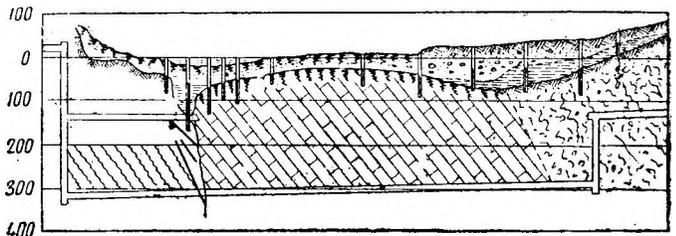


Рис. 25. Геологический профиль по оси штольни Нью-Кротон.

особых специальных навыков в работе. Стенки шурфов почти вертикальные, до глубины 8 м не крепятся вовсе, а ниже укрепляются обычными венцами

Наибольшая глубина заложения шурфа не превосходит 25 м, ниже чего этот способ разведки представляет уже большие затруднения.

Производство разведки шурфами становится удобным, когда водоносность пород незначительна, падение пластов пологое и глубина наносов невелика. При крутом падении пластов слишком возрастает количество шурфов.

В целях всестороннего освещения характера залегания пород, расположение шурфов необходимо производить таким образом, чтобы каждый последующий шурф верхним своим участком пересек тот же пласт, что и нижний участок предыдущего шурфа (рис. 27).

Расстояние между шурфами назначается в зависимости от сложности строения горного массива, разнообразия напластований, желательной степени подробности исследований, количества комплектов оборудования и пр.

При геологических изысканиях одной из штолен Ульбинской гидроустановки расстояние между шурфами колебалось от 30 до 60 м, а глубина их от 14 до 20 м, а при изыскании тоннелей Закавказских ж. д. шурфы закладывались друг от друга на расстоянии 20 м.

Места шурфов нивелируются, увязываются с репером, нумеруются и наносятся на план расположения штольни.

Документация выработки должна вестись немедленно после отрывки и желательно до уста-

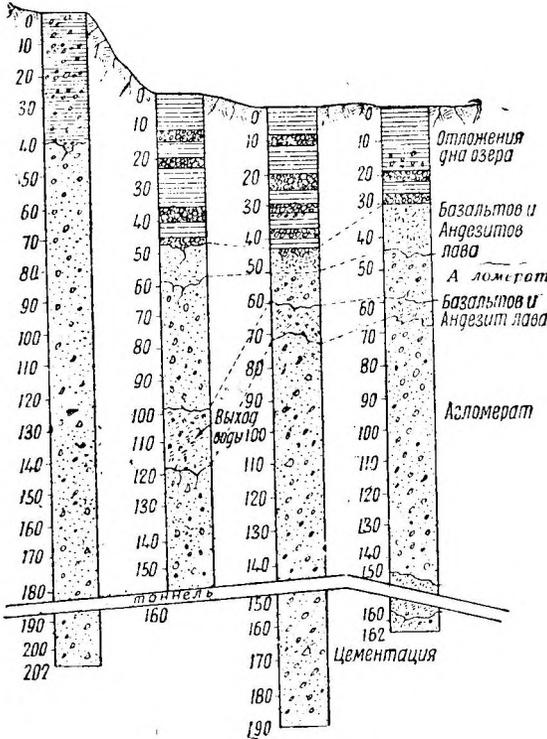


Рис. 26. Разрезы буровых скважин Танна-тоннеля в Японии.

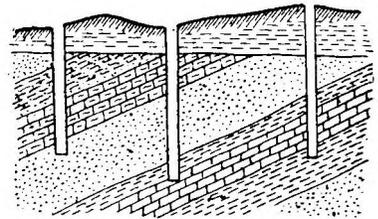


Рис. 27. Расположение шурфов.

новки крепей, до тех пор пока еще не осыпались стенки шурфа и породы доступны для наблюдений в незагрязненном виде. При описании пород необходимо давать полевое петрографическое определение их с указанием структуры, цвета, всех наблюдаемых нарушений, влажности и пр.

Одновременно со взятием образцов пород рекомендуется откалывать небольшие кусочки породы для изготовления шлифов.

При заполнении графы 11—12 необходимо установить, имеется ли в шурфах текучая или неподвижная вода. Скорость течения устанавливается в шурфе по поплавку или при помощи окрашивания воды анилиновыми красками. Окрашивают воду в шурфе с наиболее высоким горизонтом воды, а в шурфах с меньшей высотой наблюдают за появлением окраски. При наличии течения необходимо обращать внимание на качество грунтов в этих местах в смысле сопротивляемости их вымыванию и разрыхлению.

На обороте журнала изображается развертка шурфа (см. рис. 28).

Геологические разрезы Продольный профиль вдоль трассы штольни, с указанием всех разрезов скважин и шурфов, составляет основу геологического профиля.

При непрерывности наслоений соединяют линиями верхние и нижние границы одной и той же породы через все скважины и получают общий геологический разрез вдоль штольни. Такой профиль, изображенный в масштабе $1/500 - 1/1000$ с соблюдением всех условных обозначений, дает точное и наглядное изображение пластов по трассе штольни, чередование их, нарушения, складки и пр.

При выклинивании пород должны назначаться дополнительные буровые скважины или шурфы для выяснения причины выклинивания или фациального изменения пласта или наличия сброса.

Геологический разрез составляется по литологическому признаку, но необходимо обозначить и возраст напластований, что особенно важно при нарушенном залегании слоев, напр., в случае сбросов, надвигов и т. д.

На геологический разрез наносятся те же данные о водоносности пород, глубине залегания подземных вод по скважинам, высоте напора и т. д.

Для характеристики залегания отдельных пластов служат также „подземные“ горизонталы, так называемые стратоизогипсы, проведенные через определенные высотные интервалы. При помощи их наглядно изображается структурная поверхность пластов, почему такие съемки подземного рельефа носят название структурных карт.

Способ составления их следующий. По данным буровых скважин и шурфов на карту наносятся абсолютные отметки залегания рассматриваемого пласта. Нанесенные точки соединяются прямыми, которые делятся на равные части соответственно числу проводимых горизонталей. Кривые, соединяющие точки с одинаковыми высотными отметками, и характеризуют подземный рельеф пласта.

Весьма важно при построении структурных карт иметь общее представление о характере имеющихся в данном районе тектонических нарушений, иначе возможны неточности и ошибки вследствие интерполирования между точками, лежащими на разных крыльях складок, сбросов и пр.

3. Геолого-технические наблюдения в направляющем ходе

Окончательный проект и рабочие чертежи напорной штольни должны, как правило, составляться с учетом всех тех дополнений и коррективов, которые



Рис. 29. Геологическая разведка направляющей штольни Шаглерзее

могут быть внесены после пробивки направляющего хода в геологический прогноз и экспертизу.

Эти дополнения должны быть основаны на исследованиях и наблюдениях, производимых непосредственно в направляющем ходе над свойствами и особенностями всех проходимых штольней горных пород, над величиной и направлением давления на крепи, над режимом и составом грунтовых вод и пр. Самой собой разумеется, что в отличие от данных рекогносцировочных разведок

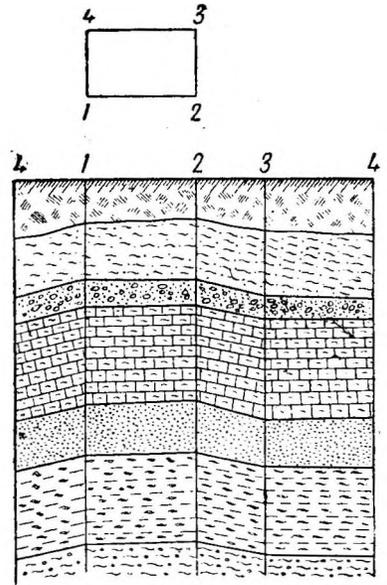


Рис. 28. Развертка шурфа.

полученный в направляющем ходе материал является наиболее точным, вполне отвечающим действительным условиям будущей работы штольни. В основном все исследовательские работы сводятся к следующему.

1) Съёмка и составление геологического профиля и развертки направляющего хода. Съёмка заключается в подробной зарисовке напластования и смены пород в штольне, в определении простирания и падения отдельных слоев, трещиноватости и пр.

Особое внимание при этом должно быть уделено местам контакта пород, точное расположение которых наносится на самый профиль.

Полученный таким образом материал, вместе со всеми имеющимися уже данными предыдущих рекогносцировочных разведок, служит для составления подробного геологического профиля по оси штольни.

Кроме того, на основании этих же исследований, составляется геологическая развертка направляющего хода (рис. 29—развертка напорной штольни гидроустановки Шпуллерзее).

Средняя полоса развертки представляет геологическую съемку потолка штольни, две крайние — съемку боков.

2) Определение технических свойств и особенностей всех встречающихся в направляющем ходе горных пород, с отборкой образцов их. Одновременно с составлением геологической съемки дается название и краткое описание проходимых направляющим ходом горных пород, с подробным указанием всех встречающихся включений и вкраплений. Для руководства в этой части может служить помещенная ниже отдельная таблица 3 главных горных пород.

Отбираемые в направляющем ходе образцы грунтов заносятся в особый журнал, где точно указываются места взятия их. Примерный объем каждого образца — от 250 до 500 см³.

Вместе с тем необходимо, в целях выяснения действия грунтовых и иных вод на материал облицовки напорной штольни, производить в соответствующих лабораториях подробный химический анализ состава встречающихся пород и подземных вод.

Предметом этих исследований служит, как подробнее будет указано ниже, выяснение степени сопротивляемости испытуемых пород выщелачиванию и установление присутствия в породах и грунтовых водах вредно действующих на бетон примесей (углекислых и сернокислых солей и пирита).

Попутно с пробивкой направляющего хода должно производиться также определение коэффициентов крепости горных пород способами, указанными в отдельной главе о горном давлении.

3) Определение горного давления. Существенной частью геологических наблюдений в направляющем ходе является определение действительной величины горного давления в различных участках штольни.

Здесь должен применяться какой-либо из экспериментальных методов непосредственного определения давления пород на крепи направляющего хода.

Эти методы имеют значительное преимущество перед приближенным способом определения величины горного давления по коэффициенту крепости породы. В результате экспериментальных наблюдений определяются действительная величина и направление давления в испытуемом участке штольни с учетом целого ряда факторов, недостаточно характеризуемых величиной, коэффициента крепости породы (трещиноватость, напластование, водоносность и пр.).

Из всех способов, существующих для этой цели, вполне современным, дающим наиболее точные результаты, является акустический метод проф. Давыденкова, описанный ниже.

4) Определение температуры. Наблюдения над температурой горных пород и воздуха в направляющем ходе служат лучшей проверкой правильности полученных расчетов (см главу о температуре) и принятых при прогнозе-приближительных значений температуры в штольне.

Понятно, что значительное расхождение этих величин требует своевременного пересчета облицовки штольни, а иногда и способа производства работ.

Измерение температуры горных пород производится при помощи максимальных термометров, устанавливаемых на два часа в сухие скважины в металлических, герметически закрываемых чехлах (рис. 30).

Температура воздуха измеряется обычным способом.

Наблюдения ведутся: вне штольни—у выходов три раза ежедневно; внутри штольни через каждые 500 м и в месте забоя.

Измерения температуры производятся таким образом, чтобы на результаты не влияли присутствие людей, вентиляция направляющего хода, действие взрывов и пр.

5) Производство гидрогеологических наблюдений. Наблюдения над водами при проходке направляющего хода производятся как в самой штольне, так и вне ее, на дневной поверхности.

В первом случае ведется соответствующий журнал, в котором отмечается время и место появления воды в выломке, величина расхода, направление притока и температура, определяемые не менее двух раз в сутки.

Как показывает опыт постройки многих штолен, приток воды в них происходит не только из водоносных пластов и подземных бассейнов, но часто с дневной поверхности из источников и ручьев, расположенных на достаточном удалении от района штольни.

Вследствие этого необходимо производить наблюдения над режимом поверхностных вод в районе местности, расположенной над выработкой.

Связь между кривыми расходов воды в штольне и надземными водотоками дает основание для выяснения причин появления воды в направляющем ходе и для принятия соответствующих мер.

Кроме этого способа, одним из часто употребляемых приемов в практике является окрашивание вод поверхностного источника химическим реактивом и соответственное наблюдение за окраской вод, появляющихся в штольне.

Производство гидрогеологических наблюдений решает вопрос: требуется ли заглушать ключи или необходимо дать естественный выход им и удовлетвориться водоотливом. В этом случае может помочь дренаж, устраиваемый часто не только в подошве штольни, но и в теле самой облицовки. Пример — напорные штольни Шварценбах (рис. 110), Ахензее (рис. 400).

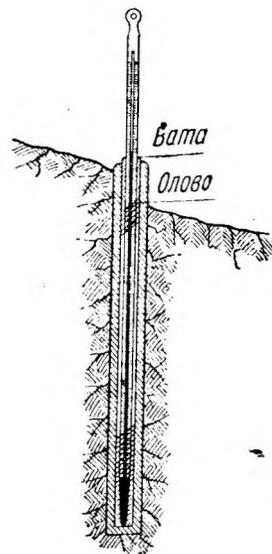


Рис. 30. Измерение температуры горных пород.

4. Учет геологических факторов при проектировании и постройке напорных штолен

Ни один из видов инженерного искусства не соприкасается так тесно с геологией, как тоннельное дело. Неправильное понимание геологических условий сильнее и скорее, чем в каком-либо другом сооружении, сказывается целым рядом неудач при возведении и постройке напорных штолен. Примером этого могут служить штольни гидроустановок Ритомзээ, Альбула и др. Ввиду этого проектирование и сооружение напорных штолен требует весьма солидной геологической подготовки путем производства соответствующих изыскательских работ. Главной задачей их является всестороннее и подробное изучение внутреннего строения горного массива для установления влияния ряда отдельных факторов, учет которых сводит к минимуму все затруднения и неудачи.

К решающим факторам относятся прежде всего характер и свойства горных пород.

Тектонические процессы, образующие в массиве складки, сбросы, сдвиги, а в отдельных случаях сужающие причиной метаморфизации пород, оказывают самое неблагоприятное влияние на них в смысле уменьшения прочности, появления трещиноватости, сланцеватости и пр.

С другой стороны, и влияние напластования пород (стратиграфия) может существеннейшим образом сказаться на условиях работы будущей штольни. В этом отношении имеет значение, идет ли штольня по простиранию пластов или составляет с ними прямой и острый угол, проходит по мощным или по тонким слоям, при крутом или пологом падении их и пр.

Опыт проходки штолен в различных условиях показывает, что наибольшие затруднения, а иногда и бедствия связаны в большинстве случаев с подземными водами. Поэтому весьма важным является также выяснение вопросов, с какими водами, какой интенсивности возможны встречи и какие мероприятия могут явиться наиболее рациональными по борьбе с ними.

Повышение температуры по мере углубления с поверхности вглубь горного массива, вызывающее необходимость усиленной вентиляции, а также охлаждение облицовки протекающими водами заставляют должным образом учитывать эти обстоятельства и в статических расчетах, и при производстве работ.

В дальнейшем излагаются основные случаи влияния перечисленных факторов на сооружение и работу напорных штолен.

Влияние свойств горных пород. Все породы, залегающие на глубине, под действием вышележащих слоев а также отчасти под влиянием тектонических

процессов находятся в напряженном состоянии. Условия всестороннего сжатия, в которых находятся породы, окружающие выломку, требуют особого подхода в постановке лабораторных испытаний их по сравнению с обычными исследованиями грунтов для строительных целей.

Впервые опыты по исследованиям свойств горных пород в условиях работы их на большой глубине были произведены О. Müller'ом в механической лаборатории Высшей Технической Школы в Бреслау.¹

Для создания условий всестороннего сжатия образцы пород в форме кубиков помещались во время испытания в стальные ящики, в которых отсутствовали две грани (верхняя и боковая).

Давление производилось точно пригнанным поршнем-штампом таким образом, что порода имела возможность расширяться только в одну сторону через отсутствующую боковую грань.

Вторая серия испытаний состояла в наблюдении над комбинированным действием на цилиндрические образцы (диамет. 40 мм) двух гидравлических прессов, из которых один передавал осевое давление, а другой одновременно с этим производил сжатие с боков (способ Кагтапп'а). Величина наблюдаемых деформаций определялась с точностью до 0,01 мм.

Рис. 31. Сопротивляемость породы раздавливанию при всестороннем сжатии.

Результаты испытаний песчаника по первому способу, при давлении нормально к плоскостям напластований, дали сопротивляемость его сжатию в среднем 800 кг/см², при давлении параллельно наслоению—770 кг/см². Глинистый сланец в тех же условиях дал 815 кг/см² и 560 кг/см².

Влияние всестороннего сжатия на увеличение сопротивляемости породы раздавливанию видно из рис. 31. Кривая показывает, что у песчаника с увеличением охватывающего бокового давления с 0 до 750 кг/см² сопротивляемость сжатию возрастает с 1000 кг/см² до 4000 кг/см².

Кроме того опыты установили весьма значительное влияние высоких давлений на увеличение пластических свойств горных пород. Пластичность, как известно, есть способность тела значительно изменить свою форму без нарушения связности и сохранять измененную форму по удалении нагрузки. При испытании кубика из глинистого сланца, помещенного в стальную закрытую форму, исследователю Кисек'у удалось вдавить в образец монету при давлении 720 атм.

¹ О. Müller. — Beitrag zur Klarung einiger Qebirgsdrucklagen „Gltickauf“, 1930 г., № 47/48.

В отношении влияния различных пород на условия проходки и работы штолен представляют несомненный интерес следующие указания авторитетов тоннельного дела.

Особенно благоприятными при проходке тоннелей являются пестрые и кварцные песчаники, юрские доломиты и постелистые известняки как вследствие своей устойчивости, так и благодаря легкой разрабатываемости. Наоборот, сланцы и мергели юрской формации, отличающиеся водопроницаемостью, в большинстве случаев обнаруживают сильное давление на крепи. Затруднительна также проходка тоннелей в глинистых и мергелистых фациях мела.

Раковистые известняки, особенно в случае небольшой толщины пластов, перемежающихся со слоями мергеля, а также пестрые мергели с прослойками „гнилой“ породы требуют весьма сильных креплений и мощной облицовки (F. R z i h a).

Доломит, обычно трещиноватый, склонен к выкрашиванию и, как правило, гораздо более неблагоприятен, чем залегающие с ним в той же пачке пласты известняка.

Гнейсы и слюдяные сланцы, подвергшиеся тектоническим нарушениям и раздавливанию, часто требуют при проходке временного деревянного крепления и массивной облицовки с обратным сводом, в то время как известняки, подвергшиеся перекристаллизации, обычно стоят без всякого крепления (K. V g a n d a u).

Кремнистый сланец, роговиковые древние породы, вследствие мелкой трещиноватости, склонны вообще к обрушению (T. S t i n y).

По наблюдениям в штольнях, проходящих в кембрийских отложениях, гнейсы и кристаллические сланцы оказываются более благоприятными, чем связанные с ними известняки и доломиты (Ch. V e g k e y).

Влияние тектоники. Оценка влияния тектоники при проведении напорных штолен должна состоять в тщательном учете и подробнейшем изучении всех геологических особенностей данного массива. Однообразие и простота внутреннего строения, ненарушенность дислокациями горных пород служат наиболее благоприятными обстоятельствами для будущих тоннельных работ. В этом случае вполне определенно можно ожидать незначительного и однообразного горного давления по всей длине штольни и равномерного притока грунтовых вод.

Отдельные виды нарушений, являющиеся следствием тектонических процессов, могут оказывать самое разнообразное влияние и на сооружение штолен и на работу их в период эксплуатации.

При наличии складчатости в породах в виде синклиналей, т. е. перегиба пластов, обращенного вершиною вниз (мульда), возможны обрушения частей породы, разбитых трещинами и представляющих собою как бы опрокинутый свод (рис. 32, участок АВ). Это явление имеет место при расположении штолен как вкрест пластов, так и по оси синклинали. При этом приток воды в штольню по трещинам под давлением обычно бывает значителен и нередко вызывает затруднения в работе.

Более благоприятным является расположение штольни в антиклиналях, т. е. в складках, обращенных вершиною вверх (рис. 32, участок ВС), хотя породы в своде антиклиналей и являются обычно сильно разрушенными.

Над выработкой в этих случаях образуется как бы естественный свод, уменьшающий величину горного давления на кровлю. Поступление грунтовых вод при этом обычно незначительно.

Особенно неблагоприятными для производства тоннельных работ являются тектонические нарушения в виде сбросов и сдвигов, плоскости которых служат местом разрыва сплошности в породах.

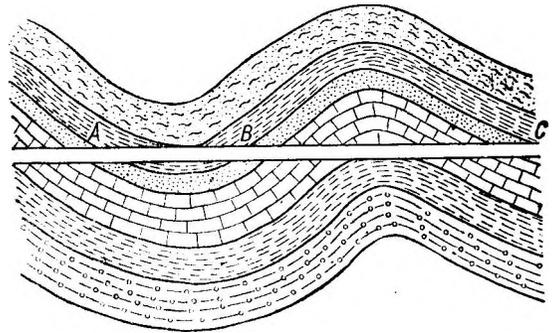


Рис. 32. Синклираль и антиклираль.

Сбросы, т. е. перемещения горных пород по близкой к вертикали трещине, всегда сопровождаются зоной разрушения, создающей опасность потерь воды в процессе эксплуатации штольни (рис. 33). Кроме того плоскости разрыва представляют весьма серьезную опасность и для устойчивости в этом месте облицовки штольни. Примером может служить разрыв обделки тоннеля Gunnison в Колорадо, происшедший вследствие относительного смещения стенок трещины.

Флексура — нарушение в залегании горных пород в виде однобокой коленчатой складки, представляющей собою перегиб пластов (рис. 34), может привести к увеличению горного давления в тоннеле.

Сдвиги, представляющие собою перемещение части массива по простирающей трещине, ведут к понижению общей устойчивости окружающих пород и к появлению горного давления в значительных размерах.

Под влиянием большого бокового давления часто образуется вторичная, или ложная, сланцеватость, так называемый кливаж, плоскость которого перпендикулярна к направлению действующего давления. Кливаж всегда ведет к понижению прочности и ослаблению устойчивости горного массива, тем самым затрудняя и осложняя производство работ. Вода, попадающая в плоскости сланцеватости, способствует скольжению грунта, увеличивая горное давление, особенно в тех случаях, когда направление вторичной сланцеватости

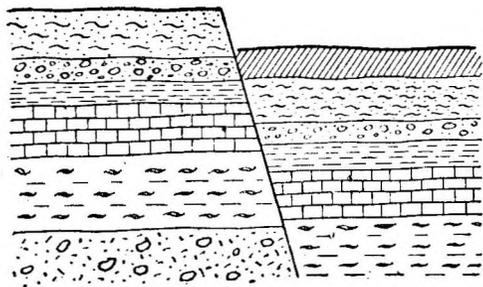


Рис. 33. Сброс.

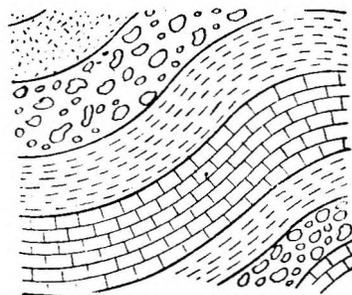


Рис. 34. Флексура.

перпендикулярно к напластованию пород. С другой стороны, вторичная сланцеватость заметно облегчает разработку, и сланцеватые породы нетрудно отделяются грубым молотом.

Применение взрывов здесь мало выгодно вследствие быстрого улетучивания газов через тонкие трещины и щели.

Исключительно серьезное внимание должно быть обращено на место соприкосновения двух различных горных пород, так называемые контакты. Возникшие в результате сложных дислокационных процессов, сопровождаемые частичным или полным разрушением смещаемых горных пород, контакты представляют один из наиболее опасных для тоннельных работ видов нарушений. Они характеризуются значительным притоком грунтовых вод, повышенным вертикальным и боковым давлением, общей неустойчивостью горных пород и, как следствие этого, возможностью образования вывалов.

Трещиноватость пород, образующаяся в результате тектонических процессов, решающим образом сказывается на величине горного давления в штольне. При соответствующем расположении и величине трещин могут иметь место не только значительное вертикальное и боковое давление, но возможны также случаи обвалов в штольне. В этом отношении особенно опасными являются трещины в водоносных породах, заполненные глиной или иловато-песчаным грунтом. Катастрофа в деривационной штольне гидроустановки Ацгэс в 1927 г. с человеческими жертвами имела своей причиной как раз подобный случай скольжения пластов сильно дислоцированной скалы по влажной трещине, заполненной иловато-глинистым грунтом.

Влияние стратиграфии. Геологические особенности горного массива, прорезаемого штольней, могут считаться выясненными только лишь в том случае,

Горные породы

№№ по пор.	Название и краткая характеристика породы	Цвет	Вес 1 м ³ в массиве в тоннах	Прочность	Примеры осущесствленных напорных штолен в данной породе
1. Изверженные породы					
Гранит					
1	Кристаллическая порода, равномерно-зернистой структуры, состоящая из полевого шпата, кварца и слюды. Порода трудно выветривающаяся. В случае трещиноватости обладает значительной водопроницаемостью и горным давлением. Иногда встречается с гнейсами.	Розовый, красноватый и серый	2,6—2,7	Сопротивление сжатию кубика по Ганишу 1581 кг/см ² . Разрабатывается трудно. Наличие слюды понижает степень сопротивляемости. Присутствие роговой обманки повышает.	Шварценбах Ранна
Сиенит					
2	Более мягкая, массивно-кристаллическая порода, довольно устойчивая и прочая. При отсутствии трещин штольня может быть оставлена без облицовки.	От серовато-красного до темно-зеленого	2,7—2,9	Среднее сопротивление раздроблению 1500—2000 кг/см ² .	
Диорит					
3	Порода кристаллически-зернистого сложения, по прочности соответствует сиениту. Чем крупность зерен меньше, тем порода тверже. Большая вязкость.	От темно-зеленого до черно-зеленого	2,75—3,0	Сопротивление сжатию кубика по Ганишу 2400 кг/см ²	Бридж Маунт
Порфир (кварцевый)					
4	Весьма твердая порода, часто встречается разбитая трещинами. Содержит вкрапления крупных минералов.	Светлая окраска	2,4—2,6	Сопротивление сжатию кубика по Ганишу 1835 кг/см ² . Трудно разрабатываем.	
Базальт					
5	Мелкозернистая порода, весьма твердая, но хрупкая. Хорошо сопротивляется выветриванию.	От темного до черного	3,0	Сопротивление сжатию кубика по Ганишу 2600 кг/см ² . Наличие отдельных облепчает разработку.	
2. Осадочные породы					
Известняки					
6	Породы, состоящие в основном из углекислого кальция (CaCO ₃). Залегают в виде пластов, почти всегда трещиноватых. Иногда очень водоносны. Принадлежат к растворимым породам. Имеют часто каверны, заполненные глинистым грунтом.	Обычно от серого до черного. При отсутствии прирмесей—белого цвета	1,8—2,6	Сопротивление на сжатие кубика по Ганишу 159—1000 кг/см ² . Твердость небольшая, свободно царапается ножом.	Фадальто Веггиталь

№№ по пор.	Название и краткая характеристика породы	Цвет	Вес 1 м ³ в массиве в тоннах	Прочность	Примеры осу- ществленных напорных што- лен в данной породе
7	<p>Опасны обвалами, требуют креплений и устройства дренажа. Обладают значительной вязкостью и склонностью к выщелачиванию.</p> <p>Часто содержат пирит, признаки присутствия которого: с поверхн. охристо-буроватый цвет, в изломе голубовато-серый.</p> <p>Доломит</p> <p>Порода кристаллического и плотного сложения, состоящая в основном из $\text{CaCO}_3\text{MgCO}_3$.</p> <p>Склонен к карстовым образованиям.</p> <p>Содержит примеси и прослойки других минералов. Подвержен интенсивному выщелачиванию и разрушению от действия углекислоты.</p> <p>Гораздо менее благоприятен, чем залегающие с ним пласты известняка.</p>	Белого, желтого и серого цвета.	2,9	Сопrotивление раздроблению 600 кг/см ² . Более крепок, чем известняк, поэтому разрабатывается труднее	Вальхензее Визталь Штрубкламм
8	<p>Песчаник</p> <p>Обломочная горная порода, состоящая из песчинок, сцементированных каким-либо веществом, кремнистым, глинистым и пр.; часто трещиноват. Неморозоупорен. Тонкослойный песчаник оказывает более сильное горное давление, чем толстослойный.</p>	Окраска раз- нообразная	2,4—2,5	Сопrotивление на сжатие кубика по Ганишу 990 кг/см ² с глинистым цементом. Крепок при разработке.	Кноксвилль Хеймбах
9	<p>Глинистые сланцы</p> <p>Порода сложного строения, образовавшаяся путем метаморфизма сланцеватых глин. Распадается на тонкие плитки.</p> <p>Неустойчив, дает значительное вертикальное и боковое давление, возрастающее с увеличением водоносности породы.</p> <p>Требует солидного крепления.</p> <p>Под действием грунтовых вод легко разлагается, превращаясь в размоченные глины.</p>	От серого до черного, иногда буровато-зеленый	2,8	Сопrotивление раздроблению 400 кг/см ² . Разрабатывается клин- нями и взрывами.	Цигенрюк Визталь
10	<p>Конгломерат.</p> <p>Грубая обломочная порода, представляющая собою сцементированные округлые валуны и крупную гальку,</p> <p>Подвержен выветриванию и выщелачиванию, в особенности при наличии глинистого цемента.</p> <p>Обладает повышенным горным давлением, в силу чего требует солидного крепления.</p>	Разнообразная окраска соответ- ственно харак- теру струк- туры.	2,5	Сопrotивление на сжатие кубика по Ганишу 618 кг/см ² .	Арнензее

№№ по пор.	Название и краткая характеристика породы	Цвет	Вес 1 м ³ в массиве в тоннах	Прочность	Примеры осуществленных напорных штолен в данной породе
11	<p align="center">Мергель</p> <p>Слоисто-сланцеватая слабая порода, представляющая собою смесь извести с глиной. Легко выветривается и вымывается водой, образуя пустоты. Впитывая воду пучится, увеличивая объем до 120%. Слабая морозоупорность и значительная обрушимость. Вследствие значительного горного давления и склонности к оползням требует усилен. крепления.</p>	Всех цветов	2,5	Сопrotивление раздроблению 300 кг/см ² . Малая прочность. Рыхлее и мягче известняка. Разрабатывается вручную.	Альфенц Веггиталь
12	<p align="center">Глина</p> <p>Порода землистого сложения, во влажном состоянии вязкая и пластичная. Состоит из водных силикатов глинозема с примесью кварца, каолинита и др. Характеризуется склонностью к пучению. Легко разрушаясь от выветривания и поглощая воду, оказывает сильное давление на крепи. Целесообразно устройство продольного дренажа за облицовкой.</p>	Различные оттенки в зависимости от химического состава. Желтые, бурые, зеленоватые при наличии окисл. железа. Серые и черные при наличии углистых веществ.	2,0	В сухом состоянии сопротивление раздроблению 80 кг/см ² . Разрабатывается вручную. Сопrotивление добыче обуславливается силой сцепления породы и прилипания к орудию.	Ахензее
3. Метаморфические породы					
13	<p align="center">Гнейс</p> <p>Крупно или среднезернистая кристаллическая порода, отличающ. слоистым строением. Некоторые виды гнейсов (богатые слюдой) сильно выветриваются. При разработке требует крепления.</p>	От почти белого, через оттенки красного и серого, до почти черного	2,6	Сопrotивление сжатия кубика по Ганишу 1200 кг/см ² . Разработка легка. Эффект взрыва, вследствие наличия сланцеватости породы, значительно понижается.	Ритом Венаус
14	<p align="center">Сланцы (Кристаллические)</p> <p>Порода с параллельной слоистостью и сланцеватостью. Особенно тяжелы в тоннельном деле слюдяные, хлоритовые и тальковые сланцы. Года, размачивая их, способствует сползанию по плоскостям напластования. Требуется сильное крепление и предохранение от воды. В ненарушенном трещинами состоянии порода весьма водонепорна.</p>	От светлосерого и коричневого (слюдяные сланцы) до зеленого (хлоритовые) и черного (рогово-обманковые)	2,6	Сопrotивление раздроблению 600 кг/см ² . Сопrotивление разрыву и излому различно.	Дэвис Бридж

когда установлен характер и порядок залегания всех встречаемых горных пород. При этом определению подлежат мощность, падение и простираие пластов породы (рис. 35), а также петрографические характеристики ее. (Минералогический и химический состав, структура, классификация и пр.)

Если ось штольни составляет небольшой угол с направлением простираия пластов, следует ожидать значительного горного давления. Увеличение этого угла создает более благоприятное положение для устойчивости пород.

При прохождении штольни по простираию мощных пластов прочных по-

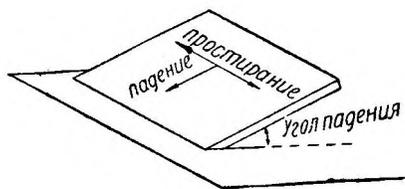


Рис. 35. Простираие и падение.

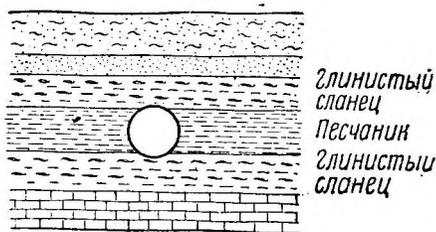


Рис. 36. Пересечение штольней глинистых сланцев.

род затруднения в производстве работ может представить лишь приток воды по водоносным трещинам.

В случае попеременного расположения водоносных и водонепроницаемых пластов возможно появление одностороннего бокового давления, вследствие сдвига более твердых пород по смоченным поверхностям глинистых и мергелистых залегаий. Такой случай чаще всего имеет место при прорезании штольней водоносного песчаника, залегающего над глинистыми сланцами, весьма подверженными размоканию (рис. 36).

То же затруднение, т. е. значительный приток воды, возможно и при прохождении штольни вкрест простираия пластов, в особенности при пересечении водоносного пласта, заключенного между двумя водоупорными. Горное давление при этом обычно тем меньше, чем круче поставлены пласты.

Влияние расположения штольни в горных массивах. При рассмотрении условий, сопровождающих проходку штольни, различают следующие случаи

пересечения ее с горными массивами.

Штольня прорезает отдельные горные выступы, возвышающиеся в виде пик. Встречаемая порода прочна, устойчива, мало подвержена выветриванию и лишь незначительно трещиновата; горное давление и приток воды обычно невелики.

Штольня залегает в склонах гор. Возможны встречи с сильно нарушенными, трещиноватыми

неустойчивыми породами со значительным содержанием воды. При наличии на косогоре отдельных, не глубоко залегающих пластов, создающих для штольни угрозу оползней, — необходимо отодвигание трассы внутрь массива (рис. 37).

Штольня проходит под горным хребтом, обычно на значительной глубине, пересекая разнообразные горные породы со всевозможными нарушениями (складки, сбросы, сдвиги и пр.). Опасения встретиться со значительными затруднениями в проходке и креплении выломки, вследствие наличия большого горного давления и притока воды, настоятельно требуют в этих случаях предва-

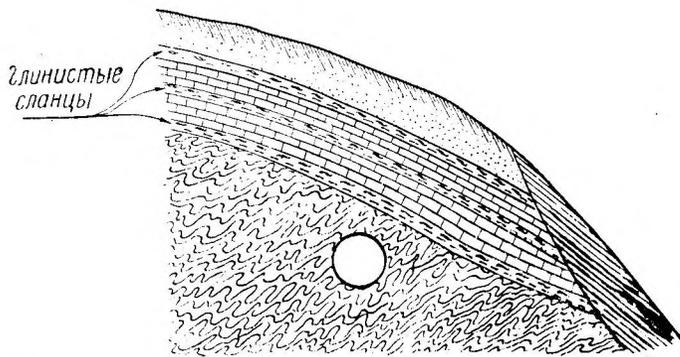


Рис. 37. Штольня на косогоре.

рительной горной разведки и тщательного обследования трассы штольни геологами.

Влияние подземных вод. Встреча с подземными водами при проходке штольни часто вносит существенные затруднения в производство работ. Приток воды в выработку может происходить из пересекаемых водоносных, обычно трещиноватых пород, из отдельных ключей и подземных водотоков и, наконец, вследствие просачивания поверхностных вод в глубокие слои горных пород. Вымывая и выщелачивая породы, пропитывая их, подземные воды повышают величину вертикального горного давления, способствуют появлению бокового давления, тем самым вызывая необходимость в усиленном креплении выломки.

Для подземных вод, находящихся в покое или слабо протекающих, пробивка направляющего хода штольни является как бы созданием искусственного стока, объединяющего воды в мощный водоток.

В крепких, но пористых грунтах, не содержащих песка или ила, это явление само по себе не представляет особой опасности. Наоборот, в трещиноватых породах в этом случае может произойти скольжение одних пластов по другим, причем особенное значение приобретает тогда интенсивность самого притока воды. Наиболее неблагоприятной в этом смысле породой являются известняки, обычно сильно трещиноватые и водоносные. Песчаники в этом отношении более благоприятны и, наконец, менее всего тре-



Рис. 38. Дренажная труба.



Рис. 39. Выход грунтовых вод через трещины.

щидоваты сланцы. Одной из обычных мер для отвода воды служит устройство дренажа (рис. 38), открытых канав и пр.

В тоннелях, расположенных в зоне карстовых областей, при вскрытии водоносных слоев, отвод воды приходится производить иногда на весьма значительное расстояние, до ближайшего открытого речного русла, так как простая перекачка воды на поверхность ведет к обратному возвращению ее через трещины в тоннель.

Все это как нельзя более подтверждает необходимость самого подробного предварительного выяснения режима грунтовых вод во всех тех случаях, когда имеется предположение о встрече с водоносными зонами.

В местах тектонических нарушений, в особенности контактов горных пород, приток воды достигает обычно значительных размеров (рис. 39).

Особые затруднения бывают всегда связаны с сильным притоком воды в штольнях, сооружаемых при помощи вспомогательных шахт или наклонных штолен-окон. Интенсивность поступления в 20-30 л/сек. уже представляет для производства работ весьма ощутительные затруднения. Однако, известны случаи притока грунтовых вод в глубоко расположенных тоннелях горного типа, во много раз превосходящие это количество. Так Симплонский тоннель

давал 1200 л/сек., а Таурнский,— при прорыве Иккарского ручья, — до 4000 л/сек.

Влияние подземных вод на отдельные породы, в зависимости от характера их, различно. Твердые, равномерно трещиноватые породы, за исключением крупнозернистых, пористых песчаников, поглощают своими трещинами воду. В этом случае водопроницающая способность горных пород зависит от величины водосборного бассейна, от расположения выходов водопроницаемых слоев на поверхность и от числа и величины трещин в породе.

Инж. Вeuerle приводит пример прорыва воды при постройке в трещиноватых гранитах напорной штольни гидроустановки Партенштейн в Верхней Австрии. Явление сопровождалось понижением уровня грунтовых вод и иссяканием источников в местечке Клейнцель, несмотря на среднюю толщину налегающего слоя породы в 110 м.

Характерные случаи затруднений при проходке штолен в водоносных грунтах имели место при сооружении упоминаемого выше Catskill'ского водопровода в Нью-Йорке, состоящего, как известно, в большей своей части из напорных штолен. Проходящие в силлурийских известняках, водоносных песчаниках, конгломератах и мергелях штольни пересекали все формации начиная с архейских и до среднего девона включительно.

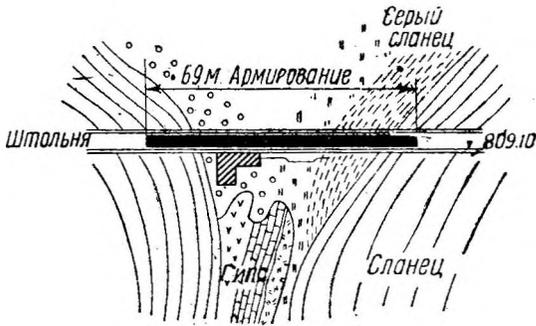


Рис. 40. Напорная штольня гидроустановки Альбула у Солиса.

ность снизить его до 22 л/сек. Расход цемента на 8 буровых скважин составлял 320 мешков.

Особенно разрушительно влияние подземных вод на неустойчивые, плохо связанные сцеплением породы, содержащие растворимые части. Известен случай, когда после полуторамесячной эксплуатации напорной штольни одной из швейцарских гидроустановок (Альбула у Солиса) в месте перехода доломита в серую вакку, на участке длиной в 4 ж, произошло опускание подошвы на 15 см. Как оказалось, вода, пройдя через трещины, образовавшиеся в облицовке под влиянием внутреннего давления, проникла в породу и растворила гипс, содержащийся в серой вакке, что и повело к образованию пустот.

После удаления поврежденной части облицовки была обнаружена расселина в 2 ж шириною и несколько метров глубиною. Расселина была забетонирована и перекрыта сверху железобетонной плитой, после чего на всем участке длиной в 69 ж была сделана железобетонная облицовка (рис. 40).

В песках и песчаных грунтах вода, протекающая через зазоры в крепях, вымывает песок и выработку. Склонность песков к текучести повышается с уменьшением крупности зерен. Образовавшиеся при этом пустоты заполняются новым материалом и разрушение, продолжающее распространяться внутри массива, может повести к обвалам и разрушениям.

Кроме размывающего действия на породу, вода, проникая в тело бетона и растворяя в нем известь, выносит ее оттуда и тем способствует постепенному разрушению бетонной кладки. Однако, простое поверхностное соприкосновение пресной воды с бетоном редко приводит к разрушению последнего, и вполне достаточной мерой является применение более плотного бетона.

При проведении в трещиноватом песчанике одного из участков штольни, расположенного примерно на 120 м ниже уровня грунтовых вод, для уменьшения притока воды, достигавшего 38 л/сек., путем нагнетания в трещины цементного раствора через 27 буровых скважин было достигнуто уплотнение песчаника и прекращение поступления воды. Общий расход цемента при этом составлял 2900 мешков.

Тот же прием, примененный в конгломератах с притоком воды (содержащей H_2S) до 54 л/сек., дал возможность

Гораздо серьезнее опасение разрушения бетонной облицовки при наличии фильтрации через нее воды. Вода, фильтрующая под большим давлением изнутри штольни или снаружи, производит непрерывный процесс выщелачивания извести до полного разрушения бетона (рис. 41). Мерами борьбы с этим служат как употребление более жирных и поэтому менее водопроницаемых составов, так и применение специальных изолирующих веществ (инертоль, литурин, муролинеум, церолит, гидрозит, трикозель и др.)

Той же цели можно достигнуть инъекцией цементного раствора за облицовку и торкретированием штольни изнутри.

Учитывая возможность разрушительного влияния грунтовых вод, необходимо, в случае проникания воды в штольню, производить тщательный химический анализ ее. По результатам его можно приблизительно судить о степени агрессивности исследуемой воды, руководствуясь следующими практическими указаниями.

Хлористые соли считаются безвредными для бетона, между тем как сернокислые соли, особенно сернокислый магний, разрушающим образом действуют на кладку. Также вредными считаются воды, имеющие кислую реакцию, содержащие свободную углекислоту, гуминовые кислоты и др. Мягкие воды признаются вредными, в то время как воды, имеющие большую карбонатную жесткость, безвредны.

Нужно иметь в виду, что эти указания слишком приближены и недостаточны для полного суждения о степени агрессивности исследуемых вод. Одни и те же вещества, растворенные в воде, могут оказывать вредное влияние на бетон или, наоборот, быть безвредными, в зависимости от наличия в том же растворе других веществ. Примером может служить серная кислота, которая в большинстве случаев вредна, однако, при наличии некоторых веществ в растворе является совершенно безвредной. То же относится к угольной кислоте, хлористому натрию и пр.

Специальный химический анализ, производимый в лабораториях, должен более точно установить возможные вредные последствия от действия на бетонную кладку исследуемых подземных вод. Здесь требуется особенно тщательное выяснение активной реакции воды (концентрация ионов водорода), а также определение связанной и свободной углекислоты. Наоборот, наличие в растворе небольших количеств аммиака, азотной и азотистой кислоты не придают особого значения.

Как правило, требуется определение всех солей в исследуемой воде, однако, точность производства анализа может уступать обычно принятой точности при исследованиях воды для санитарно-гигиенических, промышленных и др. целей.

В качестве примера приводится таблица химического анализа водных вытяжек, произведенного при гидрогеологическом исследовании Кара-Сахкальской гидроэлектрической станции на Кавказе (см. табл. 4). На основании данных анализа делается заключение о необходимости принятия тех или иных мер. Вопрос о возможности применения портланд-цемента или же необходимости замены его глиноземистым или шлако-портланд-цементом должен решаться лабораторией испытания строительных материалов на основе данных химического анализа.

Влияние температуры. При проведении тоннелей на больших глубинах под поверхностью земли особую важность приобретает вопрос о высоких температурах, существующих внутри горных массивов, так как в этих случаях для облегчения условий производства работ необходимо прибегать к мощному оборудованию для вентиляции и охлаждения.



Рис. 41. Разрушение облицовки штольни.

Химический анализ водных вытяжек (на 100 г породы 500 г воды)

№ № по пор.	Образцы	Cl г	SO ₃ г	CaO г	MgO г	Общая щелочность в см ³ HCl 0,1 н. на 500 см ³	Возможный солевой состав водных вытяжек							
							Na ₂ SO ₄	CaSO ₄	NaHCO ₃	Ca(HCO ₃) ₂	Mg(HCO ₃) ₂	NaCl	MgCl ₂	CaCl ₂
1	Обр. № 14, головной участок, лессовидный суглинок из шурфа № 5	0,0524	0,0334	0,00527	0,0109	4,1	—	0,057	—	—	0,030	0,018	0,006	0,058
2	Обр. № 115, хв. участок, лессовидный суглинок	0,8474	0,1175	0,1336	0,0210	3,2	—	0,200	—	—	0,023	1,248	0,034	0,102
3	Обр. № 44, головной участок, коренная зеленосерая глина	0,1415	0,0091	0,0066	0,0014	9,0	0,016	—	0,050	0,019	0,005	0,233	—	—

При статическом расчете облицовки напорной штольни на одновременное действие всех факторов весьма существенное значение имеет разность между температурой протекающей воды и средней температурой породы, окружающей штольню.

При определении температуры на различных глубинах современная наука вводит следующие два понятия.

Геотермическая ступень или глубина, отвечающая повышению температуры пород на 1°, и геотермический градиент — число градусов, соответствующее возрастанию температуры горного массива с углублением на 100 м.

На величину геотермического градиента и геотермической ступени оказывают заметное влияние как структура горных пород, так и рельеф окружающей местности.

В то время как в равнинных местностях величина геотермической ступени более или менее одинакова (около 35 м), под горными вершинами она увеличивается, делаясь не постоянной для различных высот. На вершине Мон-Сени геотермическая ступень равна 50 м, на вершине С. Готарда—44 м, на вершине Симплон — 43,5 м, в шахте Адельберг у Пшимбрана — 60 м, в Сурамском тоннеле — 44,73 м.

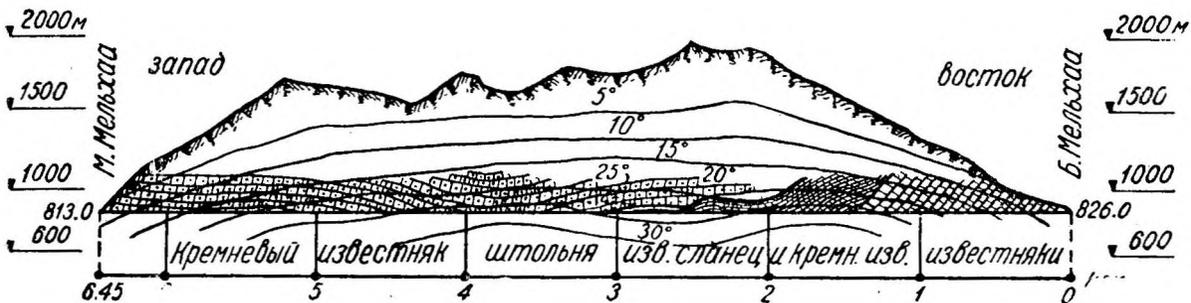


Рис. 42. Геоизотермы по оси штольни Мельхаа гидроустановки Люнгернзее.

Характер напластования также влияет на величину геотермической ступени, увеличивая ее при крутом падении пластов. Кенигсбергер¹ приводит

¹ Koenigsberger und Mihlberg M. Ueber Messungen der geothermischen Tiefenstufe deren Technik und Verwertung zur geologischen Prognose. Neues Jahrbuch f. Mineralogie. u. Paläont. Bei-Band. 1911.

следующие данные о расстояниях между геоизотермами (линии равных температур) в слоистых породах:

Гнейсы пологие 28—29 м Слюдяные сланцы под углом 45° . . 28—29 м
 Гнейсы крутонаклоненные..... 35—37 „ Слюдяные сланцы крутонаклоненные 34—37 „

Можно считать установленным, что факторами, уменьшающими величину геотермического градиента, являются:¹ большая продольная и поперечная изрезанность горной цепи, крутое падение пластов, близость больших водных бассейнов и отсутствие молодых вулканических образований.

Зная температуру почвы на поверхности и задаваясь величиной геотермической ступени, можно нанести геоизотермы на продольный профиль штольни и тем самым определить температуру в любой точке выломки (рис. 42).

Для учета влияния очертания дневной поверхности не только над осью штольни, но и по обе стороны от нее нанесение геоизотерм начинают от некоторого воображаемого продольного профиля, построенного по средним отметкам полосы шириною 4 км (по 2 км в каждую сторону).

Величины средней температуры почвы на дневной поверхности по всей длине штольни необходимо брать на основании наблюдений ряда лет. При отсутствии их прибегают к определению средних температур почвы при помощи так называемого аэротермического градиента, т. е. величины понижения температуры воздуха, на каждые 100 м подъема равной 0,57° С.

Вычислив таким образом температуру воздуха для различных отметок рельефа продольного профиля, можно перейти к температуре почвы в тех же точках, пользуясь следующей эмпирической таблицей Кенигсбергера.

Таблица Кенигсбергера

При высоте над уровнем моря в м	0	500	1 000	1 500	2 000	2 500
Надо к температуре воздуха прибавить градусов С	0,8	1,0	1,3	1,7	2,3	3,0

Средне-годовые температуры воздуха для главных пунктов Союза имеются в „Таблице климатических величин“, изд. Института норм и стандартов 1931 г.

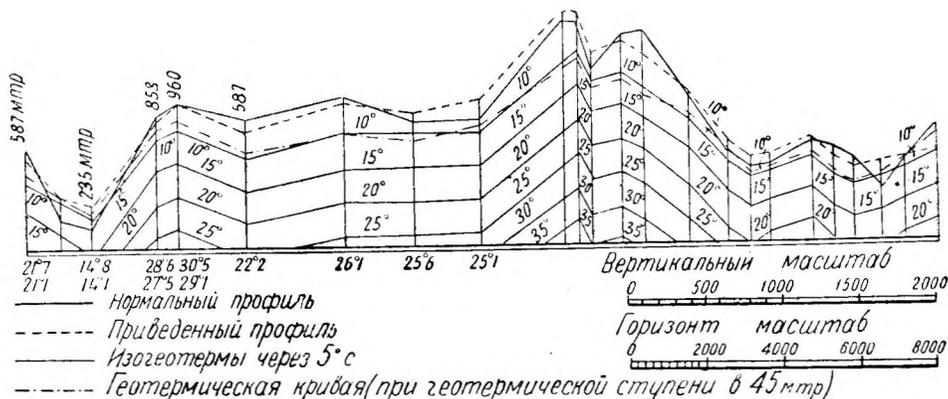


Рис. 43. Геоизотермы на продольном профиле Архотского тоннеля.

В качестве примера приведем расчет температуры для тоннеля под Архотским перевалом на Кавказе, произведенный академиком Ф. Ю. Левинсон-Лессингом (рис. 431).

Для геотермической ступени на основании сравнения с упомянутыми выше тоннелями Сен-Готардским, Симплонским и Мон-Сени было принято среднее значение 45 м.

Так как данных о температуре воздуха на перевале не имелось, то определение ее произведено было с помощью аэротермического градиента.

¹ Левинсон-Лессинг Ф. Ю. — Значение геологии при проведении тоннелей,

Средняя годовая температуры в м. Гудаур, лежащем на 530 м ниже Архотского перевала, равна $3,4^{\circ}\text{C}$. Принимая аэротермический градиент $0,5^{\circ}\text{C}$ на 100 м, получаем величину поправки для перевала $530 \times 0,01 \times 0,5 = 2,6^{\circ}$, откуда температура воздуха на перевале равна $3,4 - 2,6 = 0,8^{\circ}\text{C}$.

Для перехода к температуре почвы, учитывая отметку перевала над уровнем моря 2886 ж, следует по таблице Кенигсбергера прибавить

$$3,0 + \frac{3,0 - 2,3}{2500 - 2000} (2886 - 2500) = 3,5^{\circ}$$

Таким образом, температура почвы Архотского перевала будет $0,8 + 3,5 = 4,3^{\circ}\text{C}$. Далее, принимая, как указано выше, геотермическую ступень 45 м, определяем температуру в тоннеле, учитывая глубину его под поверхностью земли 1494 м

$$t = 4,3 + \frac{1494}{45} = 37,9^{\circ}\text{C}.$$

Для построения геоизотерм (рис. 43) продольный профиль был „исправлен“ с учетом полосы в 2 км от оси тоннеля в каждую сторону.

Первая изотерма (геотермическая кривая) построена для температуры 10°C следующим образом: в отдельных точках исправленного профиля, зная геотермическую ступень (45 ж) и температуру почвы в них, были определены отметки внутри массива с температурой 10°C . Кривая, соединяющая их, и является искомой изотермой. Остальные проведены через 5° .

Существуют эмпирические формулы для определения температуры в глубоко залегающих тоннелях, дающие однако весьма приближенные результаты. Из них укажем на формулы Штапфа, составленные на основании данных, полученных при постройке альпийских тоннелей.

Если h расстояние по вертикали от дневной поверхности до оси тоннеля, то разность температур этих двух точек по Штапфу

$$\delta = \sqrt{41,6593 - 0,1517 h + 0,00011195 h^2} + 6,4544 + 0,01058 h.$$

В предположении прямолинейного закона возрастания температуры с глубиной, тем же автором дана упрощенная формула

$$\delta = 0,020679 h.$$

Неоднократная проверка этих формул при постройке упомянутых выше тоннелей дала максимальное расхождение при расчетах по первой из них $\pm 2,6^{\circ}$ и по второй $\pm 4,94^{\circ}$.

Для данных рассмотренного нами примера по первой формуле

$$\delta = \sqrt{41,6593 - 0,1517 \times 1494 + 0,00011195 \times 1494^2} + 6,4544 + 0,01058 \times 1494 = 30,4^{\circ}$$

и, следовательно, ожидаемая температура в тоннеле

$$t = 4,3 + 30,4 = 34,7^{\circ}.$$

По упрощенной формуле

$$\delta = 0,020679 \times 1494 = 30,9^{\circ};$$

$$t = 4,3 + 30,9 = 35,2^{\circ}.$$

Максимальное расхождение с результатами вычислений по Левинсон-Лессингу

$$37,9 - 34,7 = 3,2^{\circ}.$$

В тех случаях, когда кратчайшее расстояние n от тоннеля до дневной поверхности берется не по вертикали, а по нормали к ней, Штапф дает соответственно следующие две эмпирические формулы:

$$\delta = \sqrt{35,1682 - 0,1278 n + 0,000103 n^2} + 6,014 + 0,010161 n;$$

$$\delta = 0,02159244 n.$$

Нужно иметь в виду, что формулы Штапфа, выведенные для глубоко залегающих тоннелей в определенных местных условиях (характер пород, залегание их, гидрогеология и пр.), не могут быть распространены на все случаи расположения тоннелей.

По этой причине ими в настоящий момент в расчетах не пользуются.

Влияние газов. В тоннельном строительстве известны случаи отравления рабочих газами, выделяющимися через трещины в породах. Из газов, могущих явиться опасными для людей, необходимо указать на следующие.

Углекислый газ (CO_2); без цвета и запаха, растворимый в воде, получающийся при разложении веществ растительного и животного происхождения.

При проходке в песчаниках напорных штолен Лос-Анжелос в Калифорнии имело место обильное выделение CO_2 из трещин в породе на участке длиной 45 м. Для изолирования газа от рабочих на протяжении 220 м была возведена бетонная облицовка, с оставлением в середине участка кольцеобразного зазора между породой и бетоном. Собирающийся в этом свободном пространстве газ отсасывался помощью вентиляторов наружу.

При появлении углекислого газа в незначительных количествах наилучшим способом борьбы с ним является усиленная вентиляция. Такой метод применен был при постройке тоннеля Сасако в Японии, где количество выделяющегося в выработку углекислого газа не превышало 7%. Устройством вертикальных вентиляционных колодцев-шахт было обеспечено усиленное поступление свежего воздуха и отвод газов.

Сероводород (H_2S), выделяющийся при гниении многих органических веществ, образуется также при действии воды на сульфиты. Легко узнается по сильному запаху, весьма ядовит даже при незначительном содержании его в воздухе.

При проходке штольни упомянутого выше Catskill'ского водопровода на участке между шахтами № 3 и № 4 было обнаружено выделение значительного количества сероводорода из воды. Газ вредно действовал на слизистую оболочку людей, разъедал и превращал ссадины на коже в гноящиеся раны.

Известны случаи встречи с газами (H_2S и CO_2) при постройке напорных штолен Анпулийского водоснабжения в Южной Италии (общая длина всех напорных штолен около 50 км). При разработке штолен в горных массивах Аппенин во многих местах были обнаружены выходы газов. Сероводород разъедал как известковый раствор и кирпич, так и естественную кладку из известкового камня. Борьба состояла в изолировании газа путем включения источников его в трубы и закупоривания их.

Болотный газ (метан, гремучий, рудничный CH_4), легкий углеводород, неядовитый, без цвета и запаха. Скопляясь в верхних частях тоннельных выработок, образует вместе с воздухом гремучую смесь, опасную по взрывам. Известны случаи пожаров от взрыва гремучего газа в тоннелях, так, напр., в Кабрском железнодорожном тоннеле.

Азот (N) встречается при прохождении выработок в молодых изверженных породах, чаще всего вместе с другими газами.

Случаи встречи с газами имели место и при проходке русских тоннелей. Напр., тоннель через Малый Хинган у Лагар-аула Восточно-Амурской ж. д. в 1911 — 1913 гг., тоннель № 5 Черноморской ж. д., у Сочи, Сурамский тоннель и друг.

5. Геофизические методы разведки

Обычно применяемые способы геологической разведки бывают связаны или с непосредственным обнажением недр земли, или с прониканием буровых инструментов в глубину горного массива. Значительная стоимость добываемых таким образом данных, зависимость их от многих случайностей, оказывающих влияние на общее представление о геологическом строении данной местности, способствовали возникновению новых, геофизических способов разведки горных пород.

Геофизические методы позволяют с поверхности земли обнаруживать изменение физических свойств породы на различных глубинах и одновременно с этим выяснять стратиграфию и тектонику их. Они подразделяются на две группы. Методы первой группы основаны на исследовании свойств горного массива в его естественном состоянии, без применения каких-либо внешних влияний. К числу их принадлежат геотермика, гравиметрия, магнитометрия и др.

Ко второй группе относятся методы, которые изучают явления, возникающие под дневной поверхностью в результате искусственных внешних воздействий на исследуемый горный массив (сейсмометрия, радиометрия и электрометрия).

Геотермика основана на изучении распределения температуры на различных глубинах в зависимости от теплопроводности горных пород, характера залегания их, циркуляции подземных вод и пр.

При геотермическом методе разведки заключенные в герметические сосуды (для предохранения от действия воды) максимальные термометры отдельными комплектами опускаются в скважины на различные глубины. Каждый комплект состоит из одного большого (от -4° до 50° С) и трех малых термометров (от $+4^{\circ}$ до $+18^{\circ}$ С, от $+14^{\circ}$ до $+28^{\circ}$ С и от $+24^{\circ}$ до 58° С).¹

Данные измерений, представленные в виде графиков, определяют изменение температуры пород в зависимости от глубины.

Заметные изменения главного очертания кривой, так же как и переломы ее, дают основания судить о неоднородности геологического строения исследуемого горного массива.

Связанный с необходимостью бурения некоторого числа скважин, геотермический метод разведки сколько-нибудь широкого распространения до сего времени не получил.

Гравитационный метод георазведки (гравиметрия) основан на изучении строения массива в зависимости от изменений сил тяжести, наблюдаемых в непосредственной близости от исследуемых горных пород. Наличие неравномерности в распределении масс вызывает неравномерность и в распределении силы тяжести.

Определение районов расположения тяжелых или легких пород в массиве в гравитационной разведке производится маятниковым прибором и вариометром.

Первый измеряет величину абсолютного изменения силы тяжести, в то время как второй — только изменения силы тяжести по горизонтальным направлениям (горизонтальный градиент) и некоторые другие данные, характеризующие форму поверхности равного потенциала тяжести.

Маятниковый прибор, как измеритель, значительно менее чувствителен, чем вариометр, и поэтому последний служит для нахождения ограниченных

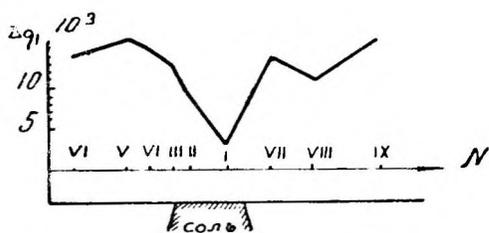


Рис. 44. Гравитационная кривая над соляным куполом.

структурных форм и нарушений (сбросы, соляные купола и др.).²

При нахождении достаточно глубоких, мощных и протяженных залегающих (длинные антиклинали, гранитные хребты и пр.) применяется более грубый маятниковый прибор. Принцип разведки при помощи маятникового прибора основан на том, что маятник качается быстрее, когда сила тяжести больше.²

Примеры применения маятниковых приборов известны в США в округе Кау в Оклахоме и в др. местах для обнаружения соляных куполов, гранитных кражей, вершущек подстилающих пород и пр. Характерная кривая изменений силы тяжести по профилю над соляным куполом, верхние слои которого находились на глубине 100 м, приведена на рис. 44. Из рисунка видно, как более легкой соли соответствует явно выраженный минимум силы тяжести.

Случаи применения этого метода (при помощи вариометра) известны и у нас в Союзе при определении глубины залегания гипсоносных пород и соляных куполов в районе постройки Самаро-Златоустовской жел. дор.

Многочисленные случаи применения вариометров для обнаружения местонахождения сбросов и сдвигов были в различных областях США, в округе Раписо в Мексике, в западном Техасе и др.

Самым старым из всех способов геофизической разведки, основанным на изучении магнитных аномалий, является магнитометрия. При помощи магнитометра определяется направление или напряжение всех или некоторых компонентов магнитного поля земли (склонение, наклонение, горизонтальная и вертикальная составляющая и пр.). В зависимости от наличия в горном массиве формаций и минералов с различной магнитной проницаемостью, все наблюдаемые

¹ Heiland C. A.—Geophysical Methods of Prospecting Principles and Recent Successes. Colorado 1929 г.

² Подробнее см. Donald C. Barton.—Technical Publication № 50. American Institute for Mining and Metallurgical Eng.

³ Подробнее см. Clarence H. Swick.—Modern Method for Measuring the Intensity of Gravity.

направления и напряжения отклоняются от своих нормальных значений, зависящих от широты и долготы места.

Применяемая главным образом в горном деле магнитометрия служит для обнаружения рудных залегающих и нефти.¹

К первой группе геофизических методов разведки принадлежит также радиоактивный способ. Последний основан на богатстве радиоактивными веществами пород в зонах тектонических нарушений, вследствие усиленной циркуляции в этих местах воздуха и воды.

Однако, максимальная толща, через которую может быть непосредственно обнаружена повышенная радиоактивность нарушений, не превосходит 3 м.

Из многих способов радиоактивной разведки наиболее распространенным является следующий: в скважину на определенную глубину погружается трубка, соединенная резиновым шлангом с насосом. Последний накачивает почвенный воздух в особую ионизационную камеру, соединенную в свою очередь с электроскопом, измеряющим радиоактивность обычным способом.

Практика этого способа в СССР и в Европе дала благоприятные результаты по обнаружению линий сбросов и нарушений под покровом из аллювия, что в некоторых случаях служило руководящим началом для выбора мест возведения ответственных гидротехнических сооружений.

Вторая группа геофизических способов разведки состоит в изучении явлений, возникающих в горном массиве в результате искусственных внешних влияний на него.

Геосейсмический метод разведки основан на том, что отдельные горные породы имеют различные упругие свойства, вследствие чего скорости распространения в них упругих волн различны.

Производство наблюдений этим способом состоит прежде всего в подрывании специально закладываемых зарядов из сильно бризантных взрывчатых веществ, возбуждающих в исследуемом горном массиве упругие волны.

В отдельных точках на различных расстояниях от места взрывов производятся при помощи сейсмографов измерения колебания земной поверхности. Одновременно с этим фиксируются момент соответствующего взрыва и время начала колебания.

Дальнейшая обработка полученных данных состоит в решении интерпретационной задачи, т. е. в установлении свойств расположенных на глубине горных пород, характера залегания их и петрографического состава, в зависимости от времени распространения упругих волн.

Порядок производства геосейсмической разведки поясняется следующим примером (по Heiland'у). Гранитная масса отделяется вертикальным сбросом от прилегающих осадочных пород, например, песчаников. Требуется определить сейсмическим способом положение линии сброса, перекрытой сверху слоем растительной земли. Скорость распространения волн в граните предположена 4 000 м/сек., в песчанике 2 000 м/сек.²

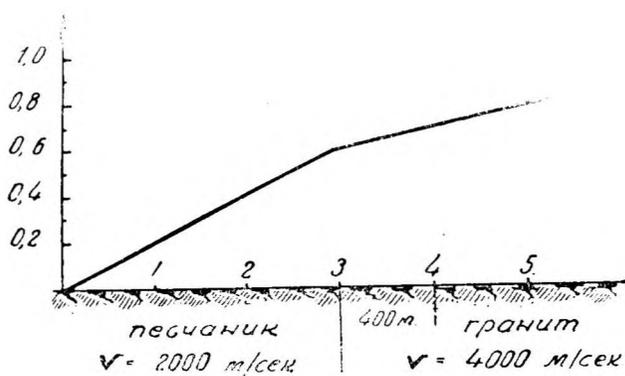


Рис. 45. Сейсмический график времени над линией сброса.

По оси абсцисс отложены расстояния, по оси ординат — время прохода сейсмических волн.

¹ E u g e n H a a n e I. — The location and examination of magnetic ore bodies by magnetometric measurements.

² F o r H e i l a n d'у, предельные значения скорости распространения волн в различных породах следующие:

Гнейсы, кристаллич. сланцы, граниты	5 500 м/сек.	Каменная соль.....	5000 м/сек.
Эффузивные изверженные породы	3000 "	Песчаник.....	2000 "
Известняк.....	5000 "	Песок и сланцевая глина.....	1500 "

Наблюдения с помощью сейсмографов производятся в пяти пунктах на расстоянии 400, 800, 1200, 1600 и 2000 м от места взрыва (точки О). После производства взрыва отмечается время прохода сейсмических волн через пункты 1, 2, 3, 4, 5.

Полученные данные нанесены на график рис. 45. Излом графика соответствует месту расположения сброса.

Из всех современных видов геофизической разведки электрметрия является методом наиболее распространенным в тоннельном деле. Обследование электроразведкой ряда гидротехнических штолен ранее проведения детальных изысканий дало вполне удовлетворительные результаты (тоннель Бридж-Ривер в Британской Колумбии, Льевр-Ривер у Массона и др.).

Электроразведка, или электрметрия, основана на разности в электропроводности, наблюдаемой среди различных пород.

В зависимости от того, применяется ли при электроразведке переменный или постоянный ток, ее подразделяют на следующие две группы:

Группа первая — электроразведка переменным током, состоящая из:

- 1) метода эквипотенциальных линий,
- 2) метода интенсивности,
- 3) метода индукции и
- 4) ондометрического или волнового метода.

Вторая группа (постоянного тока) состоит из:

- 5) электроразведки помощью естественных постоянных токов и

б) электроразведки способом искусственного постоянного тока.

Метод эквипотенциальных линий состоит в том, что в землю пропускается переменный ток низкой частоты (250—500 периодов в секунду).

Как известно, в этом случае образовавшееся между двумя полюсами электрическое поле характеризуется:

- 1) линиями тока, т. е. кривыми, вдоль которых проходит ток под землей (на рис. 46-а показаны пунктиром) и
- 2) эквипотенциальными линиями или кривыми равного потенциала, направленными нормально к линиям тока (на рис. изображены сплошными линиями).

Наличие в электрическом поле проводника (рис. 46-б) сближает в этом месте линии тока и заставляет раздвигаться эквипотенциальные линии. (Для получения электрического поля к первичным электродам А и В ток подается генератором или батареей).

При помощи двух электродов и потенциометра (рис. 46-в) производится измерение искаженного первичного поля. Потенциометр представляет собою комбинацию из двух обычных потенциометрических схем миллиамперметра постоянного тока и служит для измерения разности потенциалов между двумя точками.

Величину сопротивления пород можно установить также, измеряя падение потенциала на единицу длины (градиент потенциала вдоль линии АВ). Часто вместо эквипотенциальных линий прибегают к построению линий равного сопротивления.

Искривление и отклонение эквипотенциальных линий дает возможность судить о размерах и глубине залегания пород, различных по своей электропроводности.

Нередки случаи обнаружения также и тектонических нарушений путем описанного выше метода электроразведки. Так, например, найдено было

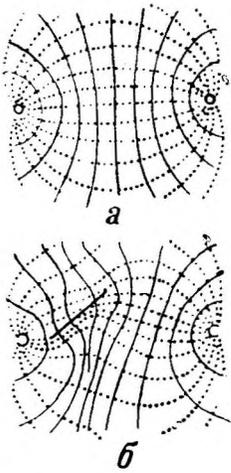


Рис. 46 а и 46-б Эквипотенциальные линии и линии тока.
а — в невозмущенном электрическом поле; б — в присутствии электропроводного тела.

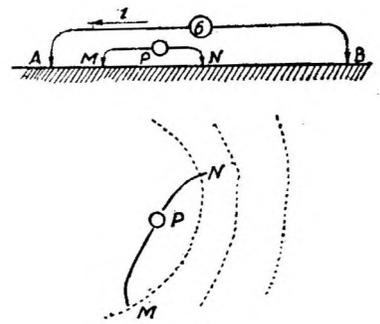


Рис. 46-в. Расположение первичных А и В и добавочных М и N электродов.
G — генератор, P — потенциометр.

в Эльзасе местонахождение сброса, отделяющего вогезские песчаники от олигоновых подстилающих пород, обладающих меньшим сопротивлением, чем первые. Удачные результаты при этом способе получаются и при антиклиналях, когда сопротивления материала и покрывающих пород отличаются друг от друга.¹

В Америке имеются геологические компании, применяющие такие способы электрической разведки для структурных исследований горных пород.

Метод интенсивности состоит в выявлении аномалий путем измерений магнитного поля и сравнения его с нормальным. Повышенному значению электромагнитного поля на поверхности отвечает концентрация тока в земле, вызываемая присутствием определенных пород или залежей.

При помощи этого метода часто представляется возможность обнаружить зоны контакта, разлома, верхние части жил, заполненных рыхлым материалом, и прочее.

Метод индукции отличается от остальных способов электроразведки тем, что ток при нем не вводится в землю, а возбуждается в породах путем индукции. Метод отличается высокой чувствительностью, легко реагирует на поверхностные изменения электропроводности и не требует громоздкой аппаратуры,

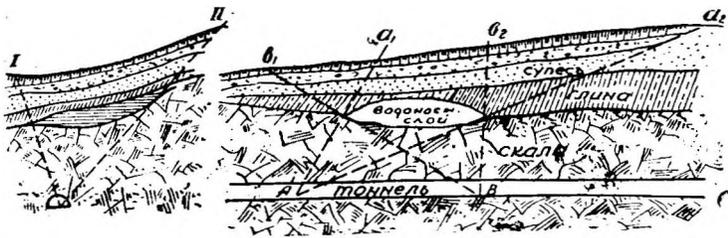


Рис. 47. Подземная разведка методом радиоволн.

Ондометрический метод, или метод радиоволн, основан на исследованиях внутреннего строения земли при помощи электромагнитных волн, излучаемых специальными радиоаппаратами. Разведка этим способом осуществима лишь при наличии выломов, направляющих ходов или шахт.

Рис. 47 представляет пример обнаружения подземного бассейна методом радиоволн (теневого способ).

Направлением лучей радиоаппарата, устанавливаемого последовательно в точках А и В тоннеля, определяются размеры и расположение подземного водоёма.

Описываемый метод применялся при постройке тоннелей Мон Д'ор, Грехенбергского и др.²

Метод естественного постоянного тока, применяющийся пока только в горнорудном деле, основан на способности рудных залежей при известных условиях развивать электродвижущую силу. По распределению и величине естественных постоянных токов, порождаемых электродвижущей

¹ По Нейланду, при постоянном токе средние значения сопротивления в омах на 1 см³ породы соответственно равны:

1. Кварц	10 ¹⁴	8. Сухой песчаник	10 ⁶ — 10 ¹⁰
2. Сырой песок	10 ³ — 10 ⁵	9. Шифер	10 ¹⁰
3. Серпентин	10 ⁵	10. Известняк	10 ¹¹
4. Габбро	10 ⁶	11. Базальт	10 ⁸
5. Кристалл. сланец	} 10 ¹⁰	12. Речная вода	10 ² — 10 ⁵
6. Гнейс		13. Электролитические растворы около 5% концентрации	1 — 10
7. Гранит			

Приведенные величины заметно колеблются в зависимости от влажности, причем в направлении напластования пород проводимость более значительна, чем в направлении, перпендикулярном пластам.

² Проф. М. И. Евдокимов - Рокотовский, — Основы геологии, 1928 г.

силой, во многих случаях представляется возможным судить о наличии полезных ископаемых.

Метод искусственного постоянного тока лучше всех существующих способов электроразведки решает вопросы структурной и глубинной геологии.

Основан он на способности пород принимать различную проводимость в зависимости от содержания в них воды и количества растворенных солей.

Схема производства работ по описываемому методу состоит в следующем.

На поверхности земли устраивается заземление двух точечных электродов, соединенных с источником постоянного тока, обычно с элементами, аккумуляторами и в редких случаях с динамо постоянного тока.

На линии основных питающих электродов A и B (рис. 46) симметрично относительно них устанавливаются приемные точечные электроды (M и N), соединенные с потенциометром (P). Последний измеряет силу тока в питающей цепи и разность потенциалов между приемными электродами.

Зная расстояние между питающими и приемными электродами, их относительное расположение и разность потенциалов, можно вычислить среднее удельное сопротивление объема пород, захватываемых током.

Практика электроразведки подтвердила возможность отнесения этого сопротивления к породе, залегающей посередине между питающими электродами A и B на глубине, равной одной четверти расстояния между ними.

Условием, благоприятствующим получению верных результатов при производстве разведки методом искусственного постоянного тока, нужно считать наличие малой сопротивляемости у исследуемых пород по сравнению с сопротивляемостью вышележащей толщи. Кроме того, неизменность на большом протяжении электропроводности определяемого слоя пород также способствует правильности результатов разведки.

Как указывалось уже выше, электропроводность пород, измеряемая в омах на 1 м^3 , зависит от степени насыщенности их водой и количества растворенных в воде солей. С увеличением количества воды сопротивляемость пород падает.

В качестве примеров укажем на сопротивляемость следующих пород. Глина и глинистые формации измеряются сопротивляемостью в пределах от 10 до 30 ом / м^3 . Глинисто-известковые породы — от 200 до 2 000 ом/ м^3 в зависимости от плотности их. Пески дают сильно различающиеся коэффициенты сопротивляемости в зависимости от степени влажности, содержания примесей (глина или органические вещества) и пр.

Как показывает несложный расчет, в случае электроразведки постоянного тока среднюю сопротивляемость исследуемых пород можно найти по формуле¹

$$\rho = \pi \frac{\Delta v}{i} \cdot \frac{AM \cdot AN}{MN},$$

где Δv — есть измеренная между точками M и N разность потенциалов,
 i — сила тока, проходящего через породы.

В соответствии с данными практики участком, на который распространяется в подобных испытаниях действие тока, считается район исследуемого массива в форме параллелепипеда длиной $\frac{3AB}{2}$, шириной $\frac{AB}{2}$ и глубиной $\frac{AB}{4}$. Как следствие этого, электроразведка может быть горизонтальной и вертикальной.

В первом случае, оставляя неизменной длину AB , меняют установки на площади исследуемого района. Во втором случае, не меняя района, делают ряд наблюдений, изменяя каждый раз расстояние AB , т. е. захватывая экспериментом слои пород на различных глубинах исследуемого участка.

Данные электроразведки могут быть представлены по аналогии с обычной геологической документацией или в виде графика сопротивляемости вдоль определенной трассы (профиль) или в пределах какого-либо контура (план). Построение графика производится следующим образом. По оси абсцисс откладываются величины изменения AB , а по оси ординат величины сопротивляемости пород на соответствующей глубине.

¹ Schlumberge г.—La Methode de la carte des resistivites du sol. Annales des Mines. Sept. 1930.

Рис. 48 а, б, с, представляет теоретические примеры диаграмм сопротивляемости различных пород в трех отдельных случаях залегания их.

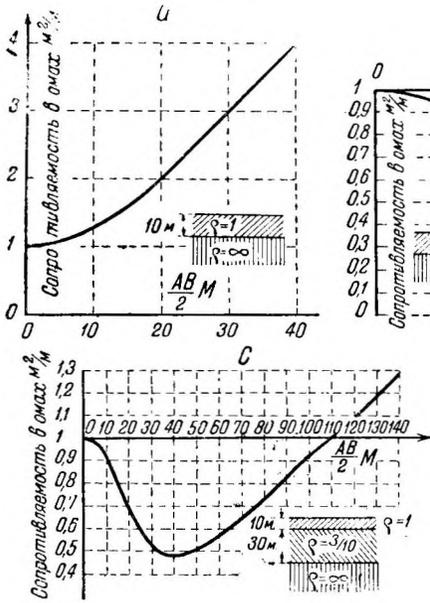


Рис. 48. Теоретические диаграммы сопротивляемости пород при электроразведке.

Фиг. а соответствует случаю, когда пласт породы толщиной 10 м, сопротивляемостью $p=1$, покрывает коренную породу сопротивляемостью $p = \infty$, распространяющуюся на большую глубину.

Фиг. б относится к случаю залегания верхнего слоя мощностью 10 м, при $p = 1$ и коренной породы с сопротивлением $p = 0$.



Рис. 49. Залегание пород по оси штольни Бридж.

Фиг. с соответствует случаю 3-х слоев с $p = 1, \frac{3}{10}$ и ∞ .

В течение ряда лет эти методы применялись в горно-рудном деле для обнаружения залежей ископаемых. В 1928 г. в США был впервые сделан опыт предварительного изучения геологии района, при выборе расположения двух плотин на р. Коннектикут в Нью-Хэмпшире, помощью метода постоянного тока. Благоприятные результаты этих исследований послужили примером

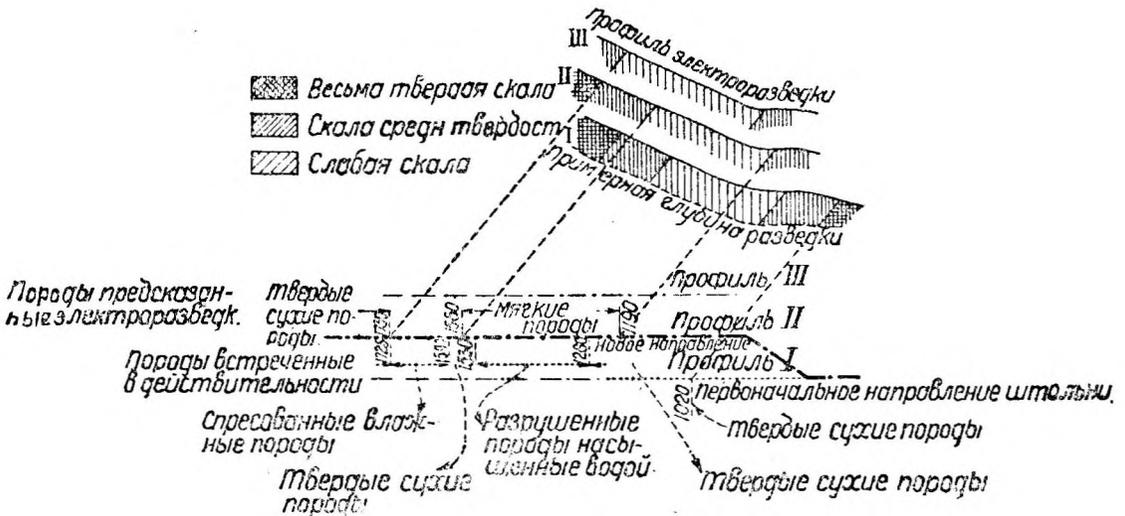


Рис. 50. Данные электроразведки штольни Бридж.

для повторения их, и в настоящее время имеется несколько десятков подобного рода изысканий для тоннелей и плотин.

Примером производства электроразведки могут служить изыскания при проходке штольни гидроустановки Бридж-Ривер в Канаде¹ (см. описание). Разработка штольни общей длиной около 4000 м велась от обоих порталов (рис. 49). На расстоянии 375 м от южного портала ворвавшаяся в штольню вода произвела обрушение крепей на участке до 60 м длиной и сделала затруднительной дальнейшую проходку в выбранном направлении.

С целью выбора нового менее водоносного участка геология южного склона горы была обследована электроразведкой, давшей результаты, представленные на рис. 50.

Штриховкой различной частоты на рис. 50 показаны результаты электроразведки с учетом имеющихся данных о наклоне пластов исследуемого склона. Профиль I соответствует первоначальному направлению штольни, а профиль II окончательно выбранной трассе.

Проходка штольни в новом направлении, произведенная без затруднений, окончательно подтвердила надежность и достоверность полученных данных.

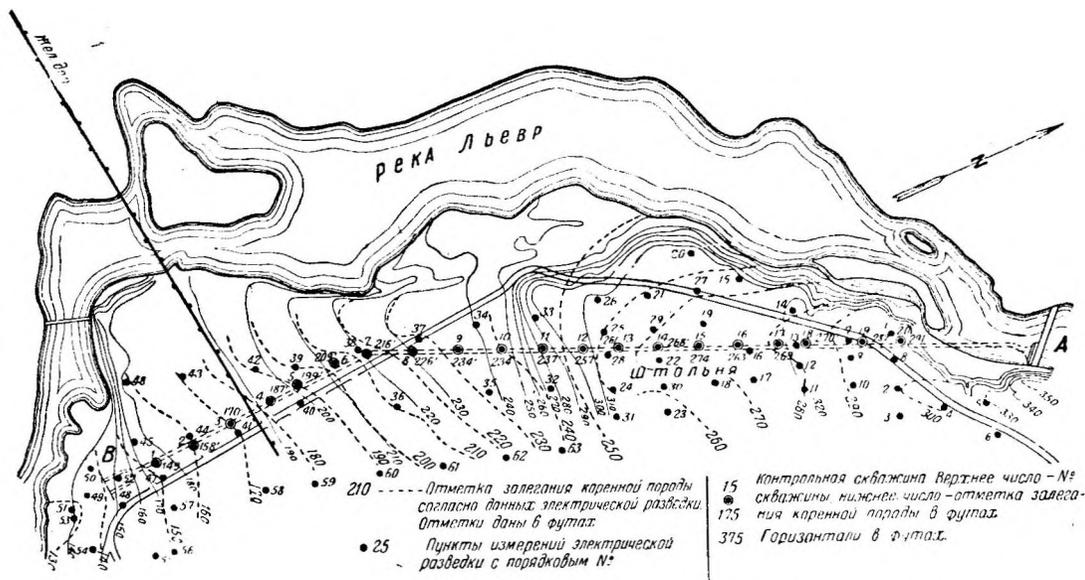


Рис. 51. План электроразведки штольни Львер.

Другим примером электроразведки грунтов для выбора направления трассы штольни гидростанции могут служить изыскания в долине Массон в Квебеке (США). На реке Львер в сечении А (рис. 51) предполагалось устройство плотины, от которой штольней длиной 1 500 м подводилась вода к зданию станции В.

Целью электроразведки являлось изучение в кратчайший срок геологии района для выбора направления трассы штольни в твердых водонепроницаемых породах. Общие данные по геологии местности заранее характеризовали благоприятные условия для электроразведки в описываемом случае. Верхний покров из свиты галечников, песков и глин ледникового происхождения перекрывал твердые материковые породы большой электросопротивляемости.

На рис. 51 дан план расположения 63 установок для „вертикальной” съемки, со средним расстоянием между ними около 60 м. Пунктиром указаны горизонталь коренной породы.

После выбора на основании полученных материалов наиболее выгодного направления штольни вдоль трассы ее было заложено 20 контрольных скважин, подтвердивших данные электроразведки. Рис. 52 (продольный профиль по оси штольни) показывает, насколько точно электроразведка (изображена пунктиром) определила толщину верхних слоев пород, перекрывающих коренные.

¹ Schlumberger et Leonardon. — Application de la prospection electrique a l'etude des projets de tunnels et de barrages. Annies des ponts et chaussees. 1932 № 2.

Касаясь вопроса выгодности применения электроразведки при геологических изысканиях для штолен, необходимо указать следующее. Быстрота и дешевизна электроразведки в некоторых случаях делают ее незаменимой при предварительном выяснении геологии района для выбора расположения гидротехнических сооружений. Однако, электрический метод разведки не исключает совершенно бурения, и известное число буровых скважин служит лучшим контролем всех геофизических методов изысканий. Необходимость скважин вызывается также и тем, что данные, полученные при помощи электроразведки, не обладают большой точностью, т. к. являются „осередненными“.

Для возможности суждения о скорости и дешевизне электроразведки приведем следующие данные: работы в Моррисбурге и в Массоне были выполнены в течение 30 дней, причем 176 отдельных определений глубин обошлись в 250 000 франков. Между тем, в тех же грунтах (ледниковые глины с валунами) в окрестностях Литтлтона рытье одного шурфа до глубины коренной породы обошлось около 200000 франков, т. е. равнялось почти полной стоимости всей электроразведки для двух плотин,

У нас в Союзе с 1932 г. ведутся в различных районах работы по электроразведке под руководством Научно-Исследовательского Института Гидротехгео.

Этим методом были облецованы районы будущего Московского северо-западного порта сооружаемого канала Волга — Москва.

Контрольное бурение в районе шлюзов у Химковской плотины Москаналстроя полностью подтвердило предсказанное электроразведкой Института Гидротехгео пониженное залегание юрских глин на двух участках строительства.

Результаты электроразведки, проведенные, кроме того, на ряде наших гидростроительных объектов (Свирь № 2, Енисей, Васильевский и Жигулевский створы Волгостроя, Камышинская плотина), с несомненной ясностью показали целесообразность применения этого метода изысканий для гидротехнических сооружений в наших условиях.

В заключение укажем на необходимость при электроразведке самого тесного контакта в работе геофизика и геолога, взаимно дополняющих друг друга, исключающих возможные ошибки и часто сокращающих лишние операции и измерения.

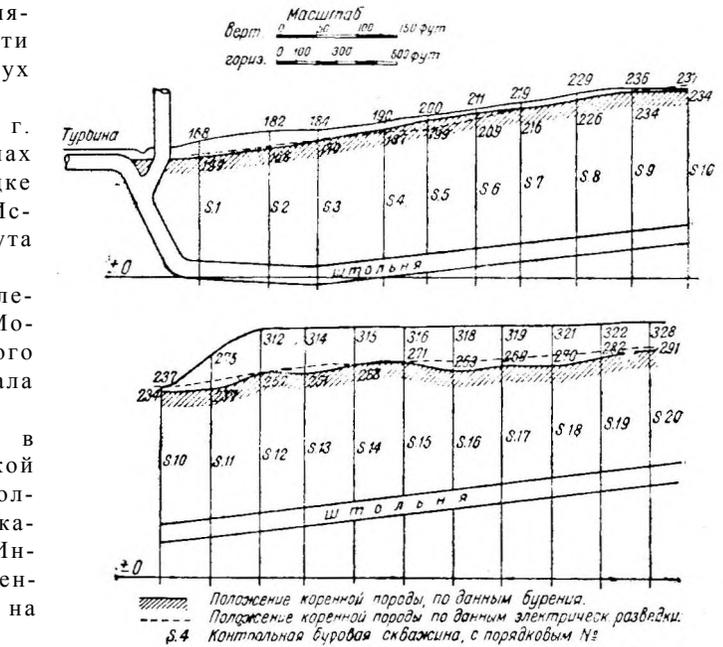


Рис. 52. Сопоставление данных бурения и электроразведки штольни Льевр.

III. ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

С пробивкою направляющего хода в горных массивах, породы, находящиеся до того времени в равновесии, приходят в движение, устремляясь в пространство выломки.

В массиве начинается перегруппировка напряжений. Создающееся, вследствие этого, в породах, окружающих штольню, напряженное состояние проявляется в виде горного давления, обнаруживающегося ранее всего в кровле выломки.

Величина его и направление зависят от столь значительного количества различных геологических факторов, что сколько-нибудь точное предсказание

размеров горного давления в отдельных случаях проходки штолен представляет весьма сложную и ответственную геолого-техническую задачу. К числу этих факторов следует прежде всего отнести: состав, качество и технические свойства проходимых горных пород в смысле их ломкости и пластичности, порядок чередования отдельных пластов, степень трещиноватости их, выветрелости, водоносности и проч. Как упоминалось уже выше, наиболее совершенные результаты по определению размеров горного давления получаются при непосредственных геолого-технических наблюдениях в направляющем ходе штольни.

Существование горного давления весьма значительных размеров, особенно в породах слабых и мало устойчивых, подтверждается многочисленными фактами обрушения крепей, оседания кровли и стенок выломок. Большинство современных теорий полагает, что при проходке штольни сфера разрушения горных пород, окружающих выломку, распространяется только на определенное расстояние вглубь горного массива. При отсутствии креплений разрушенные породы, оторвавшись от горного массива, устремляются в разработанное пространство выломки и в некоторых случаях могут заполнить все ее сечение (рис. 66).

При рассмотрении зависимости величины горного давления от механических свойств различных горных пород Rziha разбивает последние на следующие четыре отдельные группы: породы сыпучие, пльвунные, твердые и пластичные.

Сыпучие породы в отношении горного давления характеризуются появлением напряжений в кровле, а часто и в боках выломки при малейшем ослаблении временных крепей.

Величина давящей на потолок выработки массы грунта зависит не от толщины залегающих над выломкой пластов, а от размеров штольни и свойств окружающих ее горных пород. Некоторые исследователи вопроса о горном давлении, как это будет изложено ниже, предполагают в этих случаях сползание в выломку, под влиянием собственного веса, объема породы в виде призмы или клина с размерами по низу равными пролету выработки. Силами, сопротивляющимися указанному движению, являются силы трения по плоскостям скольжения.

Производство работ по проходке выломок в подобного рода сыпучих породах является для строителей весьма трудной задачей. Одновременно с выемкой грунта требуется установка временных креплений, принимающих на себя давление горных пород. По этой причине в практике постройки штолен в сыпучих грунтах нередки случаи отдельных аварий. Примерами могут служить прорывы песков в Лечбергском тоннеле, а также обрушение песчаных грунтов в Мендонском тоннеле под Парижем. В обоих случаях имело место весьма значительное, почти мгновенное повышение давления в кровле и боках выломки, приведшее к обрушению крепей на отдельных участках тоннелей.

Характерное явление для сыпучих пород — быстрое возрастание горного давления при нарушении статического равновесия — подтверждается многочисленными фактами проходки штолен в подобных грунтах.

Случай проходки штольни в сыпучих песках имел место у нас в Союзе при постройке тоннеля на Мало-Кабардинском канале. Наибольший пролет выломки в описываемом случае составлял около 8,5 м.

Во избежание проникания песка в выемочное пространство, по всему профилю штольни возводилась забивная крепь с заделкой всех щелей соломой и тряпками.

Малейшие зазоры в крепях приводили к вывалу десятков куб. метров сыпучего песка с последующим образованием пустот и каверн в породе. Как следствие этого, у западного портала тоннеля имело место разрушение крепежных рам из мощных бревен толщиной 8—9 верш. По той же причине с восточной стороны тоннеля наблюдалась осадка крепей, превышающая 20 см.

Первоначальная попытка осуществить проходку штольни обычным австрийским способом повлекла за собою большую утечку грунта при повторном креплении кровли. Более удачным был признан измененный австрийский способ, при котором не приходилось делать перекрепления потолка.

Особенно тщательно при проходке описываемой штольни производилось лобовое крепление выломки. Это вызывалось опасением вывалов грунта в пространстве между лобовым креплением и крепями первого кольца, что в свою очередь могло привести к обвалам и обрушению крепей. С такими же затруднениями вследствие сыпучести пород приходилось сталкиваться строителям при возведении облицовки описываемого тоннеля.

Приведенные выше примеры достаточно характеризуют затруднения при проходке штолен в сыпучих грунтах по причине значительной величины возникающего при этом горного давления.

Плывунные породы по своему содержанию представляют мелкие пески, обильно смоченные водой. Обычно грунтовые воды, вытекающие через щели и зазоры креплений, выносят песок в выемочное пространство, образуя в окружающей породе пустоты и каверны. Пустоты способствуют возникновению подвижек грунта, причем поры разрыхленной массы заполняются притекающей к ним водой из окружающей породы. Происходит разжижение пльвуна, ведущее к значительному увеличению давления на крепи.

Размеры описываемых явлений зависят от мощности, консистенции и степени распространения пльвунных пород, а также от наличия в общем комплексе напластований прочных и твердых пород. Эти последние породы в таких случаях служат пределом для вызываемых размывом разрушений, при том однако условии, что мощность прочного пласта достаточна для принятия давления вышележащих масс.

Возвращаясь к характеристике пльвунных пород, отметим, что незначительный коэффициент внутреннего трения разжиженного пльвуна способствует приобретению последним свойства „течь“ почти по горизонтальной плоскости.

Величина угла естественного откоса при этом находится в зависимости от крупности зерен грунта, степени насыщенности их водой и давления, испытываемого породой.

Как показывают опыты М ю л л е р-Б р е с л а у, проф. Немилова и др. исследователей, с увеличением давления угол естественного откоса пльвунных грунтов заметно падает. По данным проф. Протоdjаконова угол естественного откоса для пльвунных пород может быть принят в пределах от 5 до 15° (пльвуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и др. разжиженные грунты с коэффициентом f ниже 0,3), причем для весьма жидких пльвунов этот угол близок к нулю.

Обычным признаком размыва пород в подземных работах служит наличие мути в притекающей в выломку грунтовой воде. Наоборот, в тех случаях, когда водоотлив в тоннеле дает чистую воду, т. е. без взвешенных в ней частиц породы, возможность аварии в выломке вследствие размыва грунтов мало вероятна.

Попытки применения в разжиженных грунтах способов проходки со сжатым воздухом не всегда кончались удачно. Пример постройки в водоносном мелком песке и морене Эммерсбергского тоннеля, в котором происходило падение давления вследствие утечки сжатого воздуха через щели в кладке, достаточно показателен. При проходке обычным способом, несмотря на тщательное и плотное крепление, в том же тоннеле происходило весьма интенсивное вытекание мелкого песка, обильно смоченного водой. Общий приток воды у северного портала вначале доходил до 160 л/мин и только через значительный промежуток времени он снизился до 60 л/мин. Если учесть, что в одном объеме воды, как показывали наблюдения, заключалось около $\frac{1}{3}$ мелкого песка, то общий объем вытекающего песка составлял не менее 1 м³/час. Это послужило причиной значительной осадки (до 6 м) толщи пород над кровлей выломки.

Обычно чем меньше крупность зерен, тем менее устойчивы и более подвержены текучести водоносные пески при проходке. Слабое сцепление и невысокая степень пластичности еще более усиливают затруднения при проходке выломок в подобных грунтах.

Часто большое выпадение поверхностных осадков или местное интенсивное повышение питания грунтовых вод приводит к авариям в тоннелях, возведенных в пльвунных породах. В Стэмплтонском тоннеле (длиною 500 м.), построенном

в углистых мергелях мощностью 12 м, в летний период строительства обнаруживалось весьма незначительное горное давление. Однако последующие сильные ливни привели к значительному повышению этого давления, вызвавшего в результате обрушение части тоннеля.

При постройке тоннеля Черниц в Верхней Силезии было также обнаружено значительное повышение горного давления вследствие затяжных ливней, способствовавших появлению усиленных токов воды через кладку свода. Тонкие трещины, появившиеся в облицовке тоннеля, постепенно возрастали одновременно с выпучиванием грунта выломки со стороны подошвы. На пятый день после начала выпирания произошло полное разрушение тоннеля на участке длиной более 100 м.

Многочисленные случаи проходки тоннеля в пльвунных грунтах имели место и у нас в Союзе при постройке подземных сооружений Московского метрополитена. Пльвуны различной консистенции и мощности (толщиной от 4 до 12 м), перекрывающие на отдельных участках тоннеля слои юрских глин, вызвали необходимость применения самых разнообразных способов проходки (шпунты, щитовая проходка и др.).

В тех случаях, когда обычные методы проходки в пльвунах не приводят к цели, приходится прибегать или к химическому методу закрепления грунтов или к способу замораживания пльвунных пород.

Твердые однородные породы не подчиняются явлениям и законам, установленным для грунтов сыпучих и пльвунов. В первом случае распределение напряжений в горном массиве обуславливается уже не столько силами трения между отдельными частицами пород, сколько законами упругого взаимодействия их. На смену задаче определения угла трения грунтов выступает еще менее изученная проблема определения упругих свойств пород в условиях всестороннего сжатия.

В главе о влиянии свойств горных пород на работу штолен приводились данные опытов О. Müller'a, характеризующие значительное повышение механического сопротивления образцов раздавливанию в условиях всестороннего сжатия. Исследования А. Брандзаэрта в механической лаборатории гос. университета в Иллинойсе еще более подтвердили значительное возрастание временного сопротивления сжатию бетонных образцов при одновременном вертикальном и боковом давлении. При увеличении горизонтального давления от 0 до 286 кг/см^2 временное сопротивление испытываемого образца повышалось с 175 до 1260 кг/см^2 . При повышении горизонтального давления до 460 кг/см^2 — временное сопротивление образца доходило до 1720 кг/см^2 .

При пробивке Вейсенштейнского тоннеля на глубине 500 м от дневной поверхности были обнаружены пласты юрского шифера в совершенно неразрушенном состоянии. При объемном весе породы $2,5 \text{ т/м}^3$ — напряжение в массиве от всей вышележащей толщи пород должно было достигать примерно 125 кг/см^2 , между тем как сопротивление образцов породы раздавливанию не превосходило 20 кг/см^2 .

Все эти опыты и данные практики показывают, насколько трудно бывает установить связь между техническими качествами образцов отдельных пород (*Gesteinsfestigkeit*) и прочностью тех же пород в горном массиве (*Gebirgsfestigkeit*). Кроме условий всестороннего сжатия, вопрос усложняется наличием в горном массиве трещиноватости, сланцеватости, свилеватости и прочих геологических особенностей, присущих каждой рассматриваемой породе.

Если до проходки давление от веса вышележащих слоев породы на горизонтальную плоскость, проходящую через середину штольни, было $p \text{ кг/см}^2$ (рис. 53), то после выломки вес расположенной над нею породы может передаваться только на боковые стенки.

В зависимости от свойств породы давление это может распространяться на большее или меньшее расстояние вглубь от выломки.

В упругих породах оно распределяется по сторонам на более значительное расстояние (рис. 54), чем в породах хрупких (рис. 55).

Так как полное давление, приходившееся ранее на пролет выломки BB , должно передаться после проходки на боковые стенки штольни, то сумма приращений давлений, выражающаяся площадями эпюр aef и bgh (рис. 54 и 55), должна быть

равна пролету выработки, умноженной на интенсивность нагрузки p . Отсюда ясно, что увеличение напряжений в стенках штолен по краю их, в случае наличия хрупких пород, значительно больше, чем в породах упругих. Это обстоятельство служит между прочим одним из объяснений явления „стрельания“ в тоннелях (Bergschlage), когда от боков выломки в хрупких породах с грохотом и треском отскакивают чечевицеобразные осколки и плитки в виде отдельных линз.

По Willmann'у, в твердых породах избыток давления распространяется, примерно, наполовину ширины штольни в каждую сторону вглубь от стенок, причем давление на кромку выработки увеличивается, примерно, в три раза.

Затруднительность в определении напряженного состояния в породах, окружающих выломку, заставила многих исследователей этого вопроса обратиться к изучению распределения напряжений в растянутом железном листе, ослабленном круглым отверстием. Применяя получаемые результаты к напряженному состоянию породы вокруг выломки, простой переменной знаков заменяли при этом явление растяжения — сжатием.

Известен случай подобного экспериментального изучения А. Leon'ом¹ работы отверстия, соответствующего форме поперечного сечения железнодорожного тоннеля. Рассматривая распределение напряжений в растянутой полосе с круглым отверстием, незначительным по сравнению с шириной полосы, Kirsch² нашел, что наибольшие растягивающие напряжения получаются у краев отверстия в точках $a — a$ (рис. 56) и равны:

$$\sigma_i = 3Y_y,$$

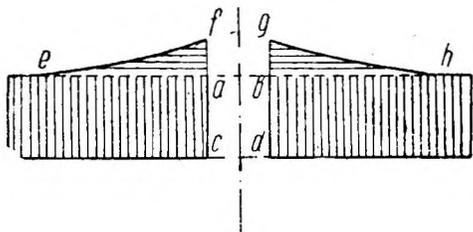


Рис. 54. Напряженное состояние в упругих породах.

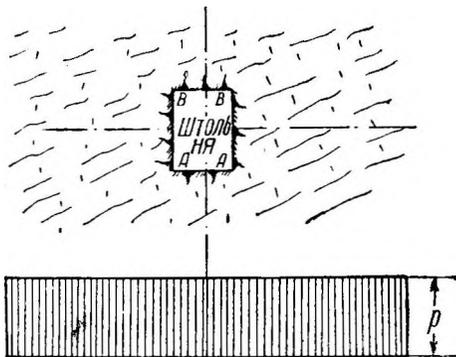


Рис. 53. Напряженное состояние пород до проходки штольни.

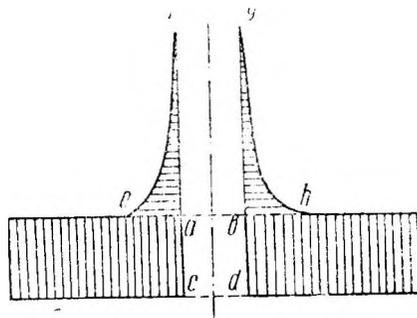


Рис. 55. Напряженное состояние в хрупких породах.

т. е. местные напряжения в три раза превосходят средние значения растягивающих напряжений в полосе³.

Распределение растягивающих напряжений по плоскости поперечного сечения mn представлено на рис. 56 заштрихованной площадкой. Указанные выводы были полностью подтверждены опытами Reuss'а.

Экспериментальные данные по наблюдениям над горным давлением в тоннелях дали большинству исследователей этого вопроса основание полагать образование естественного свода равновесия над выломкой (рис. 57"). Порода, заключенная внутри свода, является „ненапряженным телом“ и своим весом оказывает давление на крепи.

¹ А. Л е о η. — Wochenschrift Oster. f. d. off. Baud. 1912.

² Kir sch — Zeitschrift d. V. D. J. 1898.

³ Тимошенко. — Теория упругости, ч. I, стр. 123, а также .Овлинии круглых отверстий на распределение напряжений в пластинках" (Известия Киевск. Полит. ин-та, 1907 г).

Так как стенки штольни, выдерживавшие до проходки равномерно распределенное давление p кг/см², с увеличением нагрузки, теряя боковую опору, получают возможность вдавливаться в выломку, то это может привести к увеличению пролета естественного свода равновесия (рис. 57, III).

Соответствующая такому состоянию диаграмма напряжений в породе представлена над сводом.

Чем более сдвигается передача вертикального давления в направлении от штольни вглубь горы, тем больше будет ширина параболического ненапряженного тела над пролетом выломки. Если порода в боковых стенках штольни настолько разрыхлена и разрушена, что не может вовсе воспринимать давление,

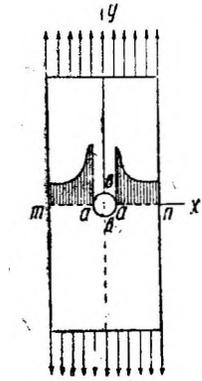


Рис. 56. Эпюра распределения напряжений в просверленном железном листе.

то вокруг штольни образуется ненапряженное тело, указанное штриховкой.

Диаграмма распределения напряжений в боковых стенках штольни в этом случае имеет вид, представленный внизу рисунка.

Излагаемые выше положения об образовании ненапряженного тела, в зависимости от степени сопротивляемости пород в стенках штольни, дают лишь в общем виде представление о характере явлений, происходящих вокруг выломки, когда нарушено первоначально существовавшее равновесие в породах.

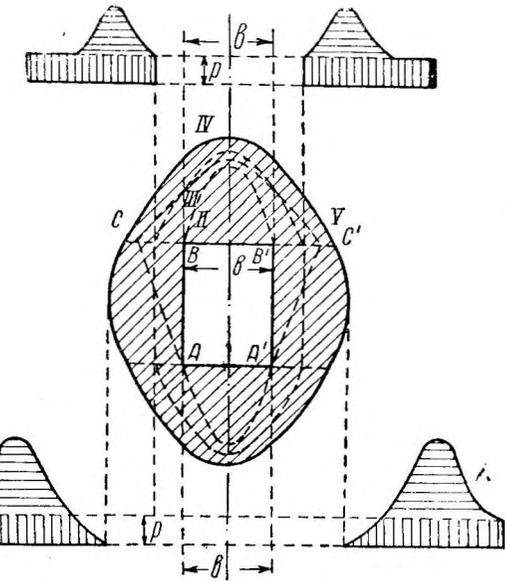


Рис. 57. Напряженное состояние пород, окружающих штольню.

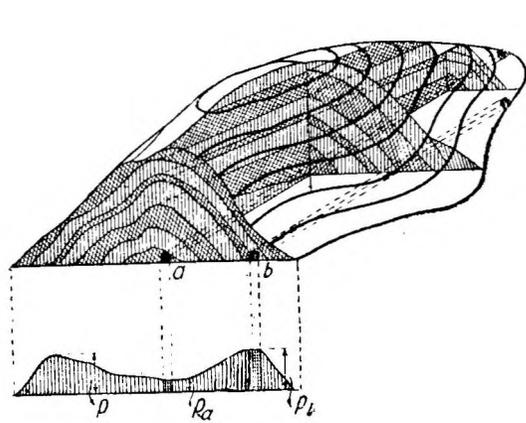


Рис. 58. Давление в штольнях при наличии антиклинальной складки.

штольни (рис. 58, a) и, наоборот, сильное давление при малых глубинах (рис. 58, b) как это указывает Е. Willmann в своем труде „Ober einige Gebirgsdrucker-scheinungen" (1911 г.).

Весьма существенным фактором, определяющим величину горного давления, является пролет выработки. Чем больше пролет штольни, тем сильнее давление на крепь.

Высота ненапряженного тела над выработкой, так же как и все остальные размеры его, в каждом отдельном случае зависит от свойств самой горной породы, условий залегания ее, степени трещиноватости, водоносности и пр.

Как правило, породы слабые, обладающие малой связью между частицами, оказывают большее давление на крепь, чем плотные, крепкие породы, не разбитые трещинами и расчленинами.

Решающее значение в этом вопросе имеет всегда геологическое строение горного массива, наличие складок, напластований и пр. Так, напр., при наличии антиклинальной складки слабое давление породы может наблюдаться при большой глубине залегания

Большинство существующих в настоящее время теорий считает величину горного давления не зависящей от глубины залегания штольни под дневной поверхностью, когда эта глубина не является чрезмерно большой, что обычно соответствует расположению гидротехнических тоннелей.

Многочисленные наблюдения в тоннелях в процессе пробивки и эксплуатации их показали, что оседание кровли выломки, происходящее всегда постепенно, продолжается весьма значительный промежуток времени. Часто почти необнаруживаемое вначале, оно начинает производить давление на тоннельную крепь только после расширения штольни на полный профиль.

В породах прочных и особенно плотных нередко отпадает необходимость не только во временных креплениях, но и в облицовке тоннеля в период эксплуатации его. Подобным примером могут служить некоторые участки трех гидротехнических тоннелей Ленинанского оросительного канала в ССР Армении, проходящие в монолитных базальтах и прочных туфах. Только из условий гидравлических и отчасти вследствие стираемости туфов, эти участки вместо облицовки были покрыты цементной штукатуркой по всей своей длине.

Весьма значительные затруднения часто связаны с определением величины и направления горного давления в породах, развитых трещинами. Катастрофа с японским тоннелем Казенами, проходящим в сильно трещиноватых гранитах, может служить примером тяжелых последствий вследствие недоучета этого обстоятельства. Результаты аварии были тем более тяжелы по последствиям, что обвалившиеся глыбы породы завалили ход в тоннель, отрезав таким образом на несколько суток от внешнего мира 12 рабочих.

Наряду с давлением пород на тоннельные крепи сверху весьма часто при проходке штолен можно наблюдать горное давление, действующее в подошве штольни снизу. Своевременное устройство обратного лотка тоннеля или нижней части облицовки часто останавливает выпирание грунта снизу и тем самым дает возможность беспрепятственно производить выломку породы на полный профиль и кладку облицовки.

С особой силой проявляется „дутье с почвы" при пластовых и особенно при горизонтально расположенных слоях горных пород. Наличие грунтовых вод в породах мергелистых, глинистых и сыпучих значительно усиливает описываемое явление и нередко приводит к катастрофе.

В Pragtunnel'е у Штуттгарта выпирание грунта со стороны подошвы было настолько значительным, что вследствие уменьшения размеров тоннеля в свету, потребовалось разобрать всю железобетонную облицовку и возвести ее заново после дополнительной доборки породы.

Чрезвычайно разнообразным и менее всего изученным является боковое давление в подземных выработках. Обнаруживается оно, как и все остальные разновидности горного давления, по деформации и излому крепи. И в этом случае одним из лучших средств является, кроме усиления стенок облицовки, возведение обратного свода.

Особенно часто и в значительных размерах проявляется боковое давление в участках и зонах, подверженных оползням и обвалам. По этой причине многие исследователи полагают, что в основе явления бокового давления лежит дислокация горных пород, сопровождающаяся изменениями и нарушениями первоначального залегания.

Пластичные породы имеют своим характерным отличием способность разбухать, крошиться и вдавливаться в выемочное пространство, тем самым сильно перегружая тоннельную крепь. К этой группе пород прежде всего относятся глины, мергели, мягкие сланцевые породы и др. Возрастание горного давления в мергелях и глинах в некоторых случаях начинается даже при соприкосновении обнаженных поверхностей выломки с атмосферным воздухом.

Так, например, в Блечингли-тоннеле жирная на ощупь мергелистая вэлдерская глина, разбитая трещинами и пересеченная сбросами, при разработке была настолько плотна, что требовала применения взрывных работ. От соприкосновения с воздухом та же самая глина пучилась и оказывала настолько сильное давление на тоннельную крепь, что дубовые стойки и переклады диаметром 35—40 см не выдерживали и ломались. Интересно отметить, что

в описываемом тоннеле горное давление у порталов проявлялось в кровле выломки, а в середине тоннеля наиболее сильное давление было боковое.

Та же порода глин „blue bind" в Незертонском тоннеле на участке длиной в 40 м разрушила обратный лоток, раздавила кирпичную кладку и выдавила в некоторых местах породу в тоннель на высоту до 2-х м.

Большое количество гидротехнических тоннелей Аппулийского водоснабжения в Италии (Аппенины) залегают в серой отчасти иловатой глине. При проходке порода разрабатывалась динамитом, однако спустя короткий промежуток времени, после обнажения стенок выломки, началось пучение и набухание породы. Сильное горное давление ломало крепи и выложенные своды облицовки, вследствие чего возникла необходимость в полном переустройстве почти всех тоннелей.

Несколько иной характер разрушения пород, а следовательно и увеличения горного давления, имеет место при контакте с воздухом мергелистых глинистых сланцев. При работах в тоннеле Biidingen доломитизированный мергель с содержанием до 35% глины при обнажении забоя распадался в присутствии воды на тонкие сланцеватые пластинки и развивал сильное горное давление, потребовавшее весьма мощных креплений. В этом случае залегание пластов было довольно равномерное, горизонтальное, с небольшим количеством поперечных трещин. Вся высота налегающей толщи пород над самой глубокой точкой тоннеля была около 33 м.

Другим примером может служить проходящий в горных породах меловой формации Сурамский тоннель на Кавказе. Самые верхние слои пород состояли из перемежающихся пластов серовато-белого мергеля и глинистых известняков белого цвета. Под известняками залегала мощная толща глинистых мергелей и сероватых сланцеватых глин. Все эти породы довольно крепкие при выломке, под действием атмосферного воздуха, воды и переменной температуры вначале стали расслаиваться, а со временем окончательно разрушились, превратившись в земляную массу. Указанное явление сопровождалось пучением и значительным давлением на крепи, что принесло немало забот строителям тоннеля.

К числу таких же пород, обладающих способностью увеличивать горное давление в присутствии воды, относятся суглинки, филлиты и некоторые породы сланцев („Steifenschierter").

Терцаги делит пластичные породы по характеру и размеру развиваемого ими горного давления на: 1) глины, 2) мергели, 3) выветрившиеся горные породы и 4) породы, поддающиеся химическому воздействию грунтовых вод.

Глины, подобно губке, впитывают поступающую извне воду, причем увеличение объема их и возрастание горного давления происходит за счет объема воды, принятого породой.

Хотя при свообразном очертании кровли тоннелей глинистые грунты не должны давать значительных вспучиваний, так как большая часть напряжений разряжается при этом внутри ее собственной массы, тем не менее известная мера предосторожности, в виде придания выломке очертания с запасом, была известна строителям тоннелей с давних пор.

Мергели в техническом и петрографическом отношении представляют породы весьма разнообразные. Однако, большинство из них более устойчиво при отсутствии влаги. При разработке выломки сложение мергелей нарушается, что обычно сопровождается появлением трещин и увеличением горного давления. Еще хуже обстоит дело при наличии влаги. Вода превращает мергелистые пласты в кашеобразную массу, что иногда служило причиной значительных разрушений в тоннелях (Стэмптонский тоннель, Алтенбекенерский и др.).

Выветрившиеся породы различаются в зависимости от степени изменения состава их в процессе выветривания. При большой потере составных частиц выветрившаяся порода проявляет склонность к „оплыванию" и одновременно с этим к значительному увеличению горного давления. К числу подобных пород строители Готтардского тоннеля относили прежде всего слюдянистые гнейсы, встречаемые в проходке этого тоннеля.

К породам, подверженным химическому действию вод, относят чаще всего ангидрид, превращающийся в присутствии влаги в гипс. Это превращение

также сопровождается весьма значительным повышением давления на тоннельную крепь, что нередко вызывало аварии. Примеры подобного рода, так же как и условия химического влияния грунтовых вод на породы, приведены были выше в отд. 4.

Ниже излагаются основные положения существующих теорий горного давления.

1. Теории Гейма, Янсена и Бирбаумера

Проф. А. Гейм¹ первый установил в теории горообразования то положение, что на значительных глубинах породы, находящиеся под большим все-сторонним сжатием, приходят в состояние „скрытой пластичности“.

Однако, второе его положение, что на кровлю выработки при этом давит весь вес залегающих выше горных пород, опровергается практикой существования тоннелей на больших глубинах.

После Гейма Янсен и Бирбаумер дали формулу для определения величины горного давления, рассматривая над кровлей столб породы, стремящийся спуститься в выработку и вызывающий при этом силы трения по боковым граням смежных пород:

$$p = \frac{1}{2} \gamma l \cdot \operatorname{tg} \rho \quad (т/м^2),$$

где \square — пролет выломки, а ρ — угол естественного откоса. Но ввиду резкого противоречия результатов вычислений по этой формуле с данными опытов над сыпучими телами, дальнейшего распространения в тоннельном деле эти теории не имели.

2. Теория Риттера

Другие исследователи этого вопроса за основу своих выводов принимали предположение об образовании над выломкой естественного свода, разгружающего выработку от веса всей вышележащей толщи породы.

Наиболее видным представителем этой группы является В. Риттер,² который для пород, обладающих силами сцепления (глина, мергель и т. п.), а также для крепких пород дал следующее выражение для высоты h параболического свода обрушения:

$$h = \frac{t^2}{16c},$$

где

t — пролет выработки в метрах,

c — сила сцепления частиц породы, выраженная в долях веса $1 м^3$ породы.

Так, напр., если опытным путем для какой-либо породы установлено сопротивление ее разрыву в $0,2 кг/см^2$ или, что то же, $2000 кг/м^2$, то при весе $1 м^3$ породы в $1800 кг$ величина силы сцепления будет:

$$c = \frac{2000}{1800} = 1,1.$$

Ниже помещены данные V. Ott'а о величине c :

1) Мелкий песок.....	0,33	5) Сухая глина.....	0,33
2) Крупный песок, гравий.....	0,06	6) То же — мокрая.....	0,21
3) Насыпная земля.....	0,16	7) Ломкие породы.....	20,00
4) Гравий.....	0,79	8) Крепкая скала.....	33,00

Необходимо при этом иметь в виду, что действительная сопротивляемость породы в массиве, ввиду наличия трещин, напластований и пр., существенным образом отличается от сопротивляемости разрыву опытных кубиков.

¹ Heim A.— Mechanismus des Gebirgsbildung, 1878.

² W. Ritter. — Die Statik der Tunnelgewölbe, 1879.

Результаты расчетов, получаемые по формуле Риттера, далеко не всегда подтверждаются данными опытов Энгессера и Иранте. Кроме того, для грунтов, лишенных сцепления (сыпучих тел), по формулам Риттера парабола обрушения обращается в две параллельные прямые и на кровлю выработки давит вес всей вышележащей массы породы, что, как известно, противоречит действительности.

3. Теория Коммерелля

В последнее время в Германии для определения величины горного давления весьма широко пользуются теорией О. Коммерелля.¹ В основе ее лежит предположение об образовании над выломкой свода, внутри которого порода разрушается, стремится занять больший объем и, производя при этом давление на крепи, вызывает прогиб их.

Заменяя для удобства подсчетов параболическое очертание свода обрушения эллиптическим (рис. 59), Коммерелль получает следующее уравнение эллипса обрушения:

$$\frac{x^2}{\left(\frac{l}{2}\right)^2} + \frac{y^2}{h^2} = 1,$$

где высота эллиптического свода обрушения

$$h = \frac{100 \cdot e}{S}.$$

e — наблюдаемое провисание середины потолка выработки,

S — относительное линейное увеличение в процентах данной породы при раздроблении.

По Нитте, величина S (иначе называемая „остающимся разрыхлением" породы) может быть принята в процентах (т. III, стр. 996, 1926 года):

1. Песок и гравий	1—1,5	4. Твердая глина.....	6—7
2. Глина.....	2—4	5. Скала.....	8—15
3. Мергель, суглинок	4—5		

Полное давление на крепь при этом выразится величиной

$$P = \frac{\pi}{2} \cdot \frac{l}{2} \cdot h \cdot \gamma.$$

Здесь отсутствует явная зависимость высоты свода обрушения от пролета выломки, входящая в скрытой форме в значение прогиба.

Необходимость в каждом отдельном случае определения величины провисания кровли e сильно затрудняет пользование формулами Коммерелля, часто заставляя прибегать к излишним запасам прочности при проектировании облицовок и крепления штолен.

4. Теория Энгессера

Расчетные значения величины горного давления, полученные на основании различных теорий, только тогда имеют реальное значение и смысл, когда они подтверждаются данными практики. Однако, затруднения, возникающие при проведении наблюдений над кровлей выработки и крепями штолен в условиях работы подземных сооружений, заставляют пользоваться для проверки расчетных формул специально поставленными опытами.

В литературе известны опыты Энгессера,² производившего наблюдения над песком в особом для этой цели сконструированном приборе. Дно аппа-

¹ O. K o m m e r e l l. — Statische Berechnungen ion Tunnelmauerwerk. Berlin, 1912.

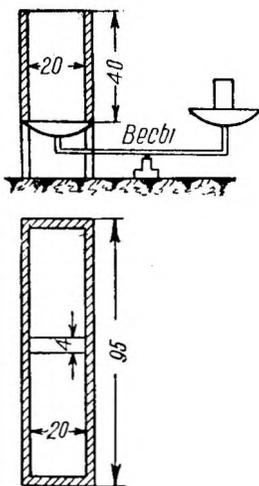
² E n g e s s e r. — Cber der Erddruck gegen innere Stützwanne (Tunnlwanne). Deutsche Bauzeitung.

рата имело вырез, закрывающийся снаружи задвижкой. Давление на вырез измерялось с помощью весов, как то видно из рис. 60. При постепенном уменьшении груза на чашке весов достигалось равновесие, после чего чашка под отверстием опускалась.

Вес оставшегося груза определял величину давления песка на вырез в днище.

На основании этих опытов Энгессер дал формулу для определения давления на кровлю выработки в сыпучих грунтах в зависимости от угла естественного откоса породы ρ .

Полное вертикальное давление на весь пролет выработки по этой формуле



$$P = \gamma l^2 \left[\frac{H \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right)}{2H \operatorname{tg} \rho + l \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right)} + \frac{\operatorname{tg} \rho}{6} \right],$$

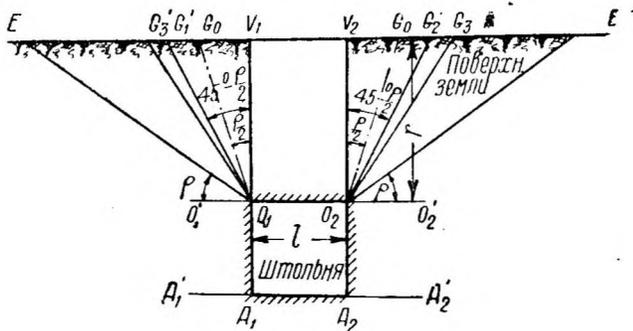


Рис. 60. Прибор Энгессера для опытов с песком.

Рис. 61. Схема нагрузки на кровлю выломки по Дёрру.

где

\square — пролет выработки,

γ — объемный вес грунта,

H — глубина залегания штольни под дневной поверхностью.

В тех случаях, когда H велико в сравнении с \square , можно пользоваться упрощенной формулой

$$P = \gamma l^2 \left[\frac{1}{2} \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \cdot \operatorname{ctg} \rho + \frac{\operatorname{tg} \rho}{6} \right]$$

Эта последняя формула показывает, что при значительной глубине заложения штольни давление на потолок ее не зависит от веса вышележащих Шустов породы.

5. Теория Дёрра

Основываясь на опытах Энгессера и пользуясь его теорией клина (Kell-theorie), Дёрр дал метод графического определения величины давления на потолок выработки.

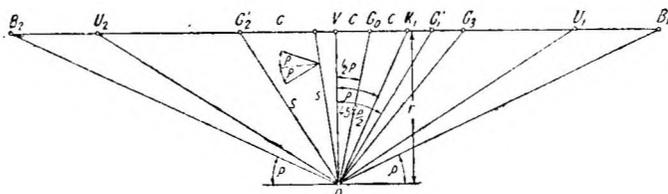


Рис. 62. Положение плоскостей скольжения.

При этом предполагалось, что в массе горных пород над выработкой выделяется некоторая призма $O_1 V_1 V_2 O_2$, соответствующая пролету штольни (рис. 61).

При опускании потолка выработки (прогиб кровли) наступает разрыхление земляных масс, причем деформации распространяются как между плоскостями $O_1 V_1$ и $O_2 V_2$, так и снаружи от них. Чем

больше сопротивление крепей, поддерживающих кровлю, тем меньше границы разрыхления.

Однако, не весь вес призмы $O_1O_2V_1V_2$ передается на кровлю выработки, часть его уравнивается силами трения, возникающими по плоскостям скольжения. Величина сил трения при этом зависит не только от угла естественного откоса ρ , но и от напряженного состояния самого грунта. С увеличением высоты засыпки над штольной давление на кровлю увеличивается лишь до определенного предела, после чего остается постоянным, независимо от глубины заложения штольни.

Упомянутая выше теория клина Энгессера дает возможность определить то предельное значение высоты над выработкой, при котором получается ма-

ксимальное давление на кровлю.

На рис. 62 и 63 дан графический прием определения давления земли в неограниченной массе ее при горизонтальной верхней поверхности.¹

Если глубина залегания штольни r , то, разбивая клин B_1OB_2 , образованный плоскостями, проведенными под углом естественного откоса ρ , на ряд отдельных клиньев произвольной величины, можно вес каждого малого клина представить как произведение основания

его S на $\gamma \frac{r}{2}$.

Поворачивая рис. 62 на 90° , получаем план сил (рис. 63). Принимая силовую вертикаль BB_1 за ось симметрии, получаем в точке F (зеркальное изображение

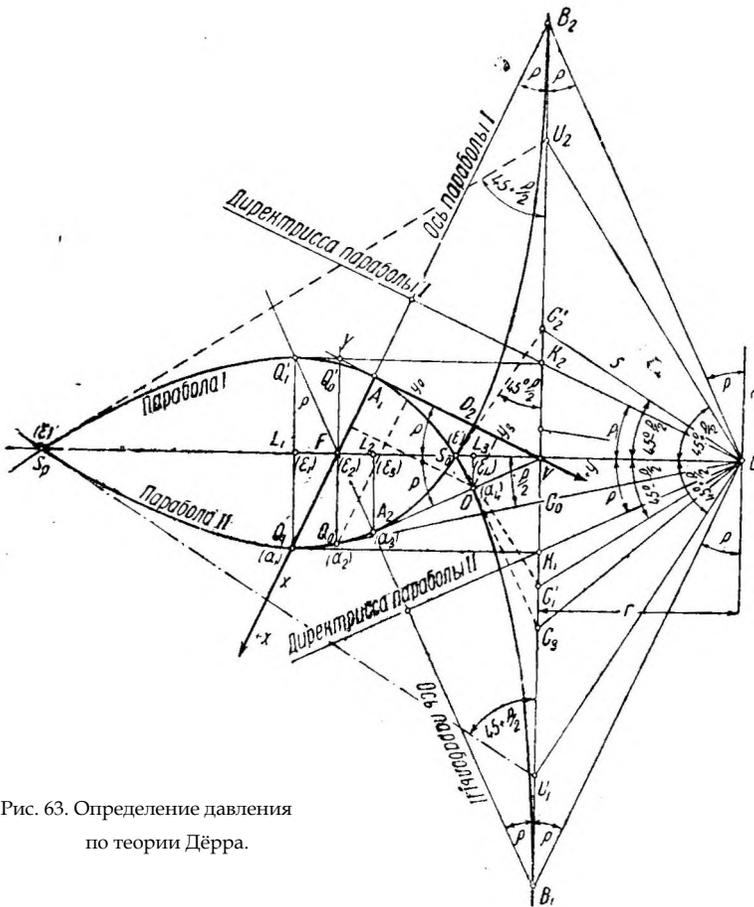


Рис. 63. Определение давления по теории Дёрра.

ние точки O) фокус парабол I и II . Оси парабол составляют углы ρ с силовой вертикалью, а директрисы их — углы ρ с горизонтальной осью OV .

Параболы дают возможность простым графическим путем определить величины вертикальной и горизонтальной составляющих давления земли.

Определение этих величин для грунта с одним и тем же углом естественного откоса ρ производится, согласно теории Дёрра, для следующих четырех напряженных состояний породы:

1. Искусственно уплотненный грунт (α_1).
2. Грунт, естественно напряженный, что соответствует непо потревоженной массе породы (α_2).
3. Грунт, напряжение которого ослаблено вследствие прогиба крепи и опускания потолка выработки (α_3);
4. Полностью разрыхленный, вследствие обвалов, грунт (α_4).

¹ Н. Д б г г. — Erddruck auf die Ausklefung im Stollen und Tunnel. Bautechnik. 1924.

Первое состояние грунта характеризуется наибольшей вертикальной составляющей давления в шве OV , определяющейся проведением касательной, параллельной оси VF ,

$$Q_1 L_1 = r \cdot \operatorname{tg} \rho = \alpha_1 r.$$

Соответствующая горизонтальная составляющая

$$L_1 V = r(1 + \operatorname{tg}^2 \rho) = \varepsilon_1 r.$$

Плоскостью скольжения при этом является шов $K_1 O$, причем точка K_1 определяется как пересечение касательной $K_1 Q$ к параболе с силовой вертикалью.

Второму состоянию (естественной напряженности) соответствует величина горизонтальной составляющей давления

$$FV = r = \varepsilon_2 r,$$

где

$$\varepsilon_2 = 1.$$

Вертикальная составляющая при этом

$$Q_0 F = 2r \cdot \operatorname{tg} \frac{\rho}{2} = \alpha_2 r.$$

Соответствующая плоскость скольжения есть $G_0 O$, где G_0 — точка пересечения касательной к параболе с силовой вертикалью.

Третьему состоянию (пониженной напряженности грунта) соответствует горизонтальная составляющая давления $L_2 V$, определяемая из того условия, что давление на шов OV отклоняется от нормали к шву на полный угол трения ρ ($FVX = \rho$);

$$L_2 V = r \cdot \cos^2 \rho = \varepsilon_3 r,$$

а вертикальная составляющая

$$A_2 L_2 = \frac{1}{2} r \sin 2\rho = \alpha_3 r.$$

Шов скольжения — OV .

Четвертому состоянию (разрыхленному грунту) соответствует горизонтальная составляющая давления $L_3 V$ и вертикальная составляющая DL_3 . В этом случае давление на шов OV также составляет угол ρ с нормалью. Отрезки — DL_3 и $L_3 V$ на рис. 63 будут:

$$DL_3 = \frac{\sin \rho}{\cos 2\rho} \left(\cos \rho - 4 \operatorname{tg} 2\rho \cos \frac{45^\circ + \rho}{2} \sin \frac{45^\circ - \rho}{2} \right) r = \alpha_4 r$$

$$L_3 V = \frac{\cos \rho}{\cos 2\rho} \left(\cos \rho - 4 \operatorname{tg} 2\rho \cos \frac{45^\circ + \rho}{2} \sin \frac{45^\circ - \rho}{2} \right) r = \varepsilon_4 r.$$

Плоскостью скольжения является шов $G_3 O$. При этом необходимо иметь в виду, что действительные значения искомых величин получаются после умножения их на $1/2 \gamma r$ (силовой масштаб).

Обращаясь к рис. 61, заметим, что на потолок выработки передается давление P от веса призмы земли $O_1 V_1 V_2 O_2$ (G) за вычетом силы трения R , возникающей по плоскостям скольжения,

$$P = G - R = \gamma (rl - r^2 \alpha).$$

Максимум этой функции определится из равенства нулю первой производной ее:

$$l - 2 r_1 \alpha = 0$$

или

$$r_1 = \frac{l}{2\alpha}.$$

После подстановки в предыдущее уравнение можно получить максимальное давление на 1 пог. м кровли выломки

$$P_{\max} = \frac{\gamma l^2}{4\alpha}.$$

В таблице 5 приведены значения коэффициентов α и ε для углов ρ от 20° до 45° . Пользуясь этой таблицей, можно легко определить по вышеприведенной формуле давление на кровлю выработки.

Значение коэффициентов α и ϵ

ρ^0	α_1	α_2	α_3	α_4	ϵ_1	ϵ_2	ϵ_3	ϵ_4
20	0,364	0,352	0,321	0,146	1,132	1,00	0,883	0,402
25	0,466	0,442	0,384	0,150	1,217	1,00	0,822	0,322
30	0,577	0,536	0,434	0,149	1,334	1,00	0,750	0,259
35	0,700	0,630	0,470	0,144	1,490	1,00	0,671	0,206
30	0,839	0,723	0,492	0,137	1,705	1,00	0,586	0,163
45	1,00	0,828	0,500	0,125	2,000	1,00	0,500	0,125

Учитывая то обстоятельство, что, как бы быстро вслед за взрывом ни производилось крепление штольни неизбежно наступает процесс разрыхления породы над выломкой, Дёрр рекомендует для безопасности принимать в расчетах значения $\alpha = \alpha_3$.

6. Теория Протодьяконова

Значительно позже Энгессера проф. М. М. Протодьяконовым был произведен ряд опытов по определению давления сухого и влажного

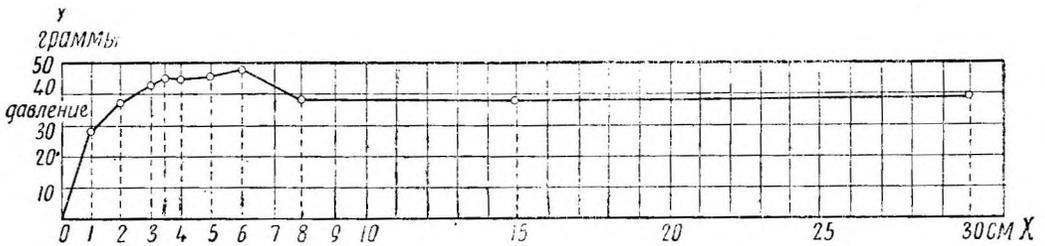


Рис. 64. Опыт с песком.

песка и льняного семени (рис. 64 и 65). Результаты этих опытов, мало отличающиеся от данных Энгессера, послужили основанием к установлению проф. Протодьяконовым собственной теории горного давления.

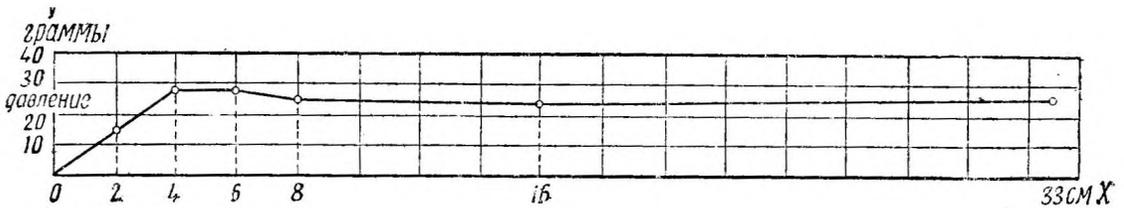


Рис. 65. Опыт с льняным семем.

По оси абсцисс отложена высота засыпки в см, по оси ординат давление на вырез в граммах.

Согласно этой теории предполагается, что при проходке штольни происходит перераспределение напряжений в окружающем ее массиве, появятся деформации и подвижки породы, ведущие к взаимному заклиниванию частиц. Вследствие этого над выломкой образуется естественный свод, принимающий на себя давление вышележащих слоев земли. Порода, находящаяся под сводом, разрушается и частицы ее, стремясь упасть в выломку, производят давление на крепь.

Многочисленные наблюдения над явлениями в горных выработках подтверждают это предположение (рис. 66).

Высота образующегося свода обрушения зависит от свойств горных пород и размеров выломки и совершенно не зависит от глубины залегания штольни. Чем больше крепость породы, тем положе образующийся свод.

¹ М. М. Протодьяконов. — Давление горных пород и рудничное крепление. 1930.

Величину и очертание свода обрушения проф. Протодьяконов определяет, рассматривая горные породы не как сплошные, твердые, упругие тела, какими они являются в образцах, а как отдельные куски, разбитые трещиноватостью, слоистостью, прожилками и пр., только отчасти связанные между собою. Это обстоятельство позволяет применять к горным породам законы сыпучих тел, с тою лишь разницей, что вместо настоящего вводится „кажущийся коэффициент трения“, позволяющий учитывать, кроме сил трения, также и силы сцепления между частицами.

В телах сыпучих, вследствие отсутствия связи между отдельными частицами, кажущийся коэффициент трения превращается в действительный.

Однако, теория проф. Протодьяконова, как показывают опыты, одинаково справедлива и для сыпучих тел и для тел со связью.

Рассматривая образующийся в породе свод AOB (рис. 67), автор теории полагает, что устойчивое равновесие его возможно только при условии возникновения в своде одних тангенциальных усилий, при отсутствии сдвигающих сил.

Выделяя часть свода OM , находящуюся под действием равномерно-распределенной нагрузки сверху p на кв. единицу горизонтальной проекции, можно заменить действие правой отброшенной части свода горизонтальной силой

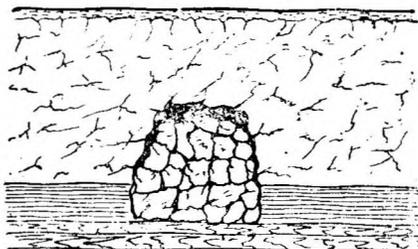


Рис. 66. Образование естественного свода над выломкой.

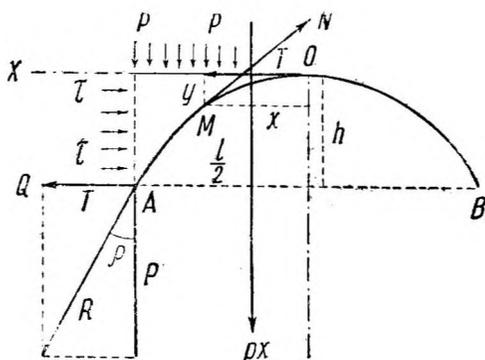


Рис. 67. Свод равновесия по Протодьяконову.

(распором) T , приложенным в замке, а действие нижней части свода AM силой N , касательной в точке M к своду.

Выражение для момента всех сил относительно точки M будет

$$\frac{px^2}{2} = Tu.$$

Уравнение указывает на параболическое очертание свода. Незвестная сила T может быть определена из условий равновесия свода на опорах. Для этого необходимо, чтобы горизонтальная составляющая Q опорной реакции была меньше или равна силе трения $\frac{1}{2} fpl$. Но так как $Q = T$, то

$$T \leq \frac{1}{2} fpl.$$

Для большей устойчивости свода необходимо, чтобы сила T была меньше $\frac{1}{2} fpl$. Этот запас устойчивости можно представить в виде горизонтальных сдвигающих сил τ на единицу вертикальной проекции свода или

$$T + \tau h = \frac{1}{2} fpl.$$

Тогда уравнение моментов для точки опоры будет

$$\frac{pl^2}{8} = \left(\frac{1}{2} fpl - \tau h \right) h.$$

Высота свода h находится из условия максимального запаса сил τ Определив из предыдущего уравнения τ и приравняв нулю первую производную

от нее по h , можно получить:

$$l = 2hf$$

или

$$h = \frac{l}{2f}. \quad (1)$$

Это и есть общее выражение для высоты свода обрушения по Протодьяконову.

Величина давления на погонную единицу длины выломки будет равна площади параболы, умноженной на объемный вес породы γ :

$$P = \frac{2}{3} l h \gamma = \frac{\gamma \cdot l^2}{3f}.$$

Входящий в выведенные выше формулы „кажущийся коэффициент трения“ f , который результирует и собственно трение и сцепление между частицами грунта, в виду особых свойств его, называется коэффициентом „крепости породы“.

Исходным материалом для установления коэффициентов крепости различных пород (табл. 6) послужила для проф. Протодьяконова таблица Ржиха,¹ подвергшаяся пересмотру, дополнению и уточнению.

При пользовании этой таблицей необходимо учитывать примечание 1-е „Урочного положения горных работ“.

„Относить породу к той или иной категории надлежит не по одному только ее наименованию, но и по ее физическому состоянию, сравнивая ее по крепости с другими перечисленными в таблице породами. Выветрившиеся, разрушенные, разбитые отдельностью, перемятые дислокацией, близкие к поверхности породы надлежит относить к более низким категориям, нежели соименные им породы, поставленные в таблице, которая имеет в виду породы, вообще говоря, в плотном состоянии“.

Коэффициенты крепости породы характеризуют ее не только в отношении производимого ею давления, а служат также мерилем добываемости, буримости, взрываемости и пр. Это последнее обстоятельство дает возможность во всех отношениях сравнивать породы между собою, зная только их коэффициенты крепости.

Непосредственное определение действительных значений коэффициентов крепости может быть произведено следующими способами.

1) По раздробляющему усилию. Коэффициент крепости пород, выдерживающих испытание на сжатие, составляет одну сотую временного сопротивления раздроблению (K) в кг/см² (см. таблицу 6)

$$f = \frac{K}{100}.$$

2) По производительности ручного бурения одного бурильщика (L пог. м горизонтального шпура в смену), коэффициент крепости равен по формуле

$$f = \frac{8,5}{L};$$

¹ Таблица Ржиха (Rziha)

Класс грунта	Название разновидности грунта	Число поединщн на 1 м ³ выемки	Динамита № 1 на 1 м ³ выемки	Количество работы на 1 м ³ выемки (в кг. м)	Коэффициент крепости
Ia	Мягкий лопатный грунт	0,08	—	10400	1,0
Iв	Плотный лопатный грунт	0,12	—	15600	1,5
IIa	Мягкий кайловый грунт	0,16	—	20800	2,0
IIв	Плотный кайловый грунт	0,20	—	26000	2,5
IIIa	Мягко-ломкая порода	0,30	—	39000	3,8
IIIв	Твердо-ломкая порода	0,50	0,1	72500	7,1
IVa	Твердая взрывная порода	0,70	0,2	106000	10,2
IVв	Очень твердая взрывная порода	1,00	0,3	152500	15,0
IVс	Особенно твердая взрывная порода	1,60	0,5	245500	24,0

Коэффициенты крепости пород по проф. М. М. Протодьяконову

Категории	Степень крепости	Породы	Вес 1 м ³ в массиве	Раздробляющее усилие в кг/см ²	Коэфф. крепости <i>f</i>
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 породы	Очень крепкие гранитовые породы, кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, менее крепкие, чем указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	2600—2700	1500	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы, очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	2500—2600	1000	10
IIIa	" "	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники, крепкий мрамор, доломит. Колчеданы	2500	800	8
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	2400	600	6
IVa	" "	Песчанистые сланцы. Сланцеватые песчаники	2300	500	5
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк. Мягкий конгломерат	2400—2800	400	4
Va	" "	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	2400—2600	300	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька и хрящ. Каменистый грунт	2200—2600	от 200 до 150	2
VIa	" "	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, отвердевшая глина	2200—2400	—	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Крепкий нанос. Глинистый грунт	2000—2200	—	1,0
VIIa	" "	Легкая песчанистая глина, лесс, гравий	1800—2000	—	0,8
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф, мягкий суглинок, сырой песок	1600—1800	—	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	1400—1600	—	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс и другие разжиженные грунты	—	—	0,3

3) По проходке в породах, разрабатываемых вручную, в зависимости от числа поденщин забойщиков на 1 м³ выломки — *A*; площади забоя в м² — 5.

$$f = \frac{A\sqrt{S}}{0,55}$$

4) По работе землекопов на поверхности, по формуле

$$f = 3,3A,$$

где *A* — число поденщин землекопов на 1 м³ грунта.

5) По количеству затупленных буров. Проф. Сухановым предложен следующий способ определения коэффициента крепости пород по количеству затупленных буров при пробуривании 1 пог. м шпура. Если сохранять постоянными условия, влияющие на затупляемость буров, как-то: 1) форму головки бура, 2) качество закалки, 3) качество буровой стали и 4) угол заложения шпура к напластованию, — то количество затупленных буров будет зависеть только от крепости породы.

Производя многочисленные наблюдения над затуплением буров в различных породах, проф. Суханов составил таблицу, из которой видно, что число затупленных буров на 1 пог. м шпура численно равно коэффициенту крепости породы f по Протодьяконову у. (Разница получается только для пород I группы, для которых по Протодьяконову $f = 20$, а по Суханову $f = 25$.)

Таблица 7

Определение коэффициентов крепости по количеству затупленных буров

Категория	Степень крепости	Породы	Среднее количество раскобуров на 1 пог. м шпура	По Протодьяконову		Число минут чист. бурения для проходки 30 м шпура
				Степень крепости	Коэффициент крепости	
1	2	3	4	5	6	7
I	В высшей степени крепкие породы	В высшей степени крепкие железистые роговки, не содержащие трещин, не обнаруживающие ни малейших следов выветривания и выщелачивания	25	В высшей степени крепкие породы	20	25
II	Очень крепкие	Очень крепкие кварциты с редко расположенными трещинами	16	Очень крепкие породы	15	15
III	Крепкие породы	Крепкие кварциты с хорошо развитой трещиноватостью	10	Крепкие породы	10	10
IV	Выше средней крепости породы	Кварцит с ясно выраженным выветриванием и выщелачиванием и сетью трещин	6	Довольно крепкие породы	6—5	6
V	Средней крепости породы	Средней крепости кварцит. Плотная кусковая руда. Синий кварцит	3	Средние породы	4—3	3
VI	Выше мягкой крепости породы	Слабый кварцит. Кусковая слабая сухая руда. Мокрый, слабый, сильно обогащенный железом кварцит	1,5	Довольно мягкие породы	2—1,5	1,5
VII	Мягкой крепости породы	Мягкая руда. Очень слабый кварцит	0,75	Мягкие породы	1—0,8	0,75

Нужно иметь в виду, что приведенные в таблице данные получены при следующих условиях:

- 1) форма головки бура звездчатая, с углом лезвия 90° ;
- 2) буры из шестигранной 32-миллиметровой буровой стали Шеллера-Блекмана марки НВА;
- 3) закалка буров нормальная, без перегрева, температура закалывающей воды 20° ;
- 4) угол наклона шпуров к напластованию 45° .

В случае изменения одного или нескольких из указанных условий можно при определении количества буров пользоваться переходными коэффициентами, имеющимися в труде проф. Суханова — „Пути рационализации бурения шпуров“ (стр. 61).

6) По скорости бурения. В той же таблице 7 приведены результаты определения крепости пород по скорости бурения. Коэффициент крепости оценивается числом минут чистого бурения, затрачиваемого на пробуривание шнура длиной 30 см, при соблюдении, кроме указанных выше четырех условий, также следующие трех: бурение производится перфораторами Чикаго-Пневматик СР — 10, диаметр бура $d = 55$ мм, давление воздуха в забое 4 атм.

Обращаясь к основной формуле (1) проф. Протодьяконова $h = \frac{l}{2f}$, следует заметить, что она выведена для случая, когда толщина породы над кровлей выработки достаточна для образования естественного свода, принимающего на себя вес вышележащих слоев. Для восприятия и распределения давления в массе породы свод должен обладать некоторой толщиной. В случае, когда действительная высота над сводом недостаточна, на кровлю выломки действует увеличенное давление, которое в запас прочности может быть принято равным весу всего столба породы над кровлей.

С этим явлением часто приходится встречаться при проектировании порталных участков и при расчете тоннелей на небольшой глубине.

В литературе не имеется определенных данных, на основании которых можно было бы судить о минимальной высоте над выломкой, необходимой для образования свода равновесия. Однако, исходя из упомянутых выше опытов проф. Протодьяконова, можно следующим образом весьма приблизительно установить искомую высоту.

Из рис. 64 видно, что при увеличении слоя песка над вырезом в дне ящика примерно до 6 см, давление возрастает, после чего несколько падает и в дальнейшем остается постоянным, независимо от высоты засыпки.

Предполагая, что этот переход от возрастания давления к убыванию соответствует образованию естественного свода, учитывая пролет выреза, равный 4 см, и коэффициент крепости песка, принятый в опытах 0,617, можно определить высоту свода

$$h = \frac{4}{2 \cdot 0,617} \cong 3,3 \text{ см.}$$

Откуда видно, что для образования естественного свода над выработкой необходимо, чтобы толщина слоя породы над ней была бы не менее удвоенной высоты свода, определенной по формуле (1).

Те же результаты получаются при обработке данных опытов с другими размерами выреза (6 см) и с другим материалом (льняное семя, рис. 65; см. Протодьяконова. — Давление горных пород, ч. I, стр. 77—78).

7. Выводы

Резюмируя все вышеизложенное, можно прийти к следующим выводам.

Горное давление служит весьма важным фактором, влияющим на размеры облицовок штолен, но в настоящее время этот вопрос является менее всего разработанным. Причины этого заключаются как в особенно значительном влиянии, которое имеют на величину горного давления местные особенности строения пород, не поддающиеся какой-либо обобщающей оценке, так и относительно небольшое количество экспериментальных данных и опытов, связанных с горным давлением. „Теорий могло быть так много именно потому, что фактов было мало“ (Протодьяконова).

Произведенный выше обзор ограничивается кратким изложением главных теорий, рассматривающих горные породы не как сплошные упругие тела, а как разбитые на отдельные куски породы, приближающиеся по состоянию своему к телам сыпучим.

Наиболее отвечающей данным опытов и в то же время самой простой из всех существующих является теория проф. М. М. Протодьяконова.

Автор ее признает, что предлагаемая им теория основана на априорном допущении вида происходящих явлений и не вполне строга по выводу. Тем не менее, ввиду подтверждения выведенных формул опытами, он рекомендует их как для сыпучих тел, так и для сплошных пород.

Изложенная выше теория инж. Г. Дёрра в этом отношении служит необходимым весьма интересным дополнением и проверкой выводов проф. Протодьяконова.

Основанные полностью на теории сыпучих тел Энгессера выводы Дёрра, строгие по своему развитию, не содержат уже в себе тех произвольных допущений, которые имеют место в теориях других авторов.

Кривые изменения величины горного давления по Протодьяконову, Дёрру и Энгессеру представлены на графике рис. 68.

По оси абсцисс отложены углы естественного откоса породы, по оси ординат полные величины давлений на 1 пог. м выломки пролетом $\square = 1$, деленные на объемные веса пород.

Само собой разумеется, что сравнение результатов по этим теориям допустимо производить лишь в пределах от $\rho = 0^\circ$ до $\rho = 45^\circ$, что учтено при построении графиков. Проф.

Протодьяконов в одной из своих работ делает заключение, что, „не рискуя сколько-нибудь значительно разойтись с действительностью, мо-

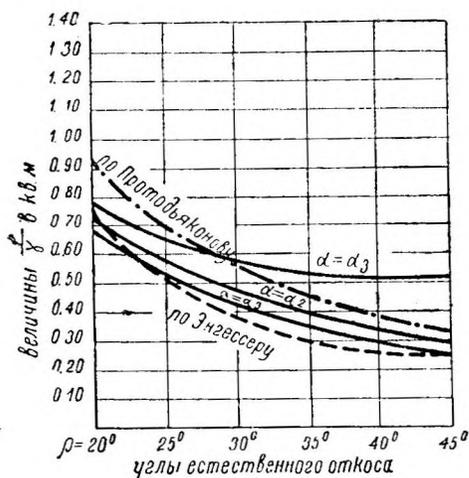


Рис. 68. Горное давление при пролете выломки $\square = 1$ для пород с различным углом естественного откоса.

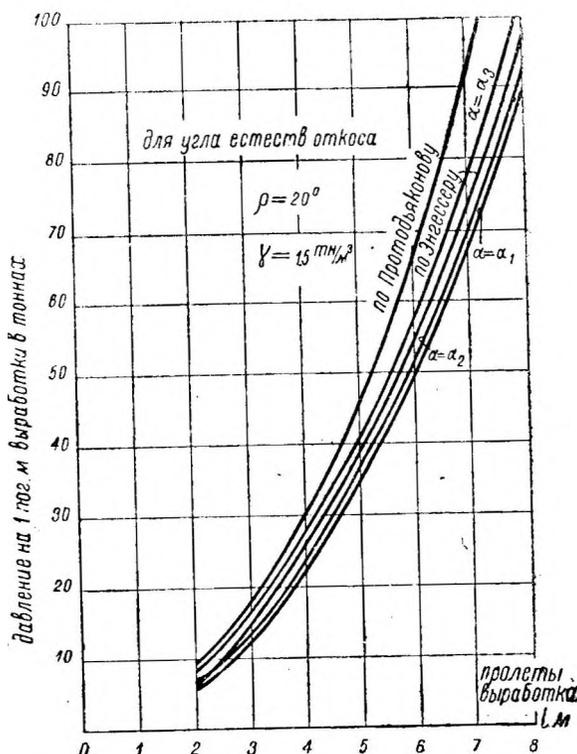


Рис. 69. Давление на кровлю выломки при угле естественного откоса $\rho = 20^\circ$.

жно до $\rho = 50^\circ$ пользоваться как нашими формулами, так и формулами Энгессера".

Обращаясь вновь к тому же графику, можно на этом основании уже сделать вывод о степени точности в определении величины горного давления по формулам Протодьяконова и Энгессера. Действительное значение искомой величины должно находиться в пределах между кривой Энгессера и Протодьяконова.

При ρ от 0° до 30° кривая Дёрра для $\alpha = \alpha_3$ проходит в указанных пределах, отклоняясь от данных Протодьяконова не более чем на 15%. (Напомним, что α_3 характеризует состояние грунта, частично разрыхленное).

В дальнейшем сравнении необходимо учесть замечания Дёрра о выборе величины α между α_2 и α_3 в тех случаях, когда крепление выработки следует вскоре за выломкою породы и следовательно степень разрыхления породы невелика.

Обращаясь к графику, можно заметить в этих пределах ($\rho = 30^\circ - 45^\circ$) еще большее приближение кривой Дёрра к кривой проф. М. М. Протодьяконова.

Таким образом, все теоретические выводы Дёрра полностью подтвердили в пределах, характерных для сыпучих тел, возможность пользования простой

формулой Протоdjяконова. Однако, применение теории Протоdjяконова возможно и за этими пределами вследствие введения в рассмотрение „кажущихся коэффициентов трения" f , учитывающих силы сцепления породы.

Графики рис. 69, 70 и 71 дают вычисленные по различным формулам значения полного давления в тоннах на кровлю выработки штольни в зависимости от величины пролетов.

Согласно этих графиков для грунтов с углом естественного откоса $p = 20^\circ$ кривая Протоdjяконова идет несколько выше кривой Дёрра (для $\alpha = \alpha_3$).

Для грунтов с $p = 40^\circ$ она проходит между кривыми $\alpha = \alpha_3$ и $\alpha = \alpha_2$ и наконец для грунтов с углом $p = 30^\circ$ кривая Дёрра ($\alpha = \alpha_3$) полностью совпадает с кривой Протоdjяконова.

8. Теория Kühn'a и Kurt Lenk'a

Все изложенные выше теории горного давления, рассматривающие породы или как массы, лишенные сцепления (Энгессер, Дёрр), или как грунты со связью между частицами (Риттер, Протоdjяконов), выводят величину давления пород на основании теории сыпучих тел.

В последние годы появился ряд исследований в области горного давления (H. Schmid, P. Kühn, K. Lenk), основанных на рассмотрении породы как

однородного упругого тела, к которому, следовательно, могут быть применены основные уравнения теории упругости. Во всех выводах последних теорий упругие свойства породы характеризуются как модулем упругости E , так и Пуассоновым числом μ , зависящим не только от физических свойств данной породы, но также от условий залегания ее, глубины расположения и пр.

При исследовании вопроса о напряженном состоянии пород, окружающих выломку кругового очертания (рис. 72), находящуюся под действием наружного давления p ,

равного весу всей вышележащей толщи пород, д-р Kühn приводит к следующим выводам.¹

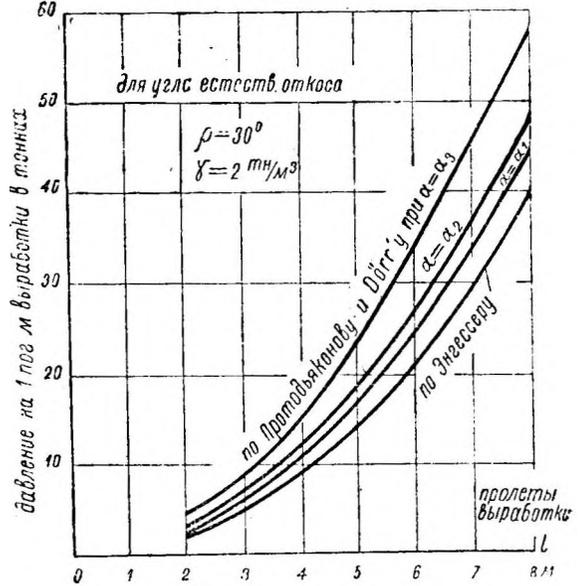


Рис. 70. Давление на кровлю выломки при угле естественного откоса 30° .

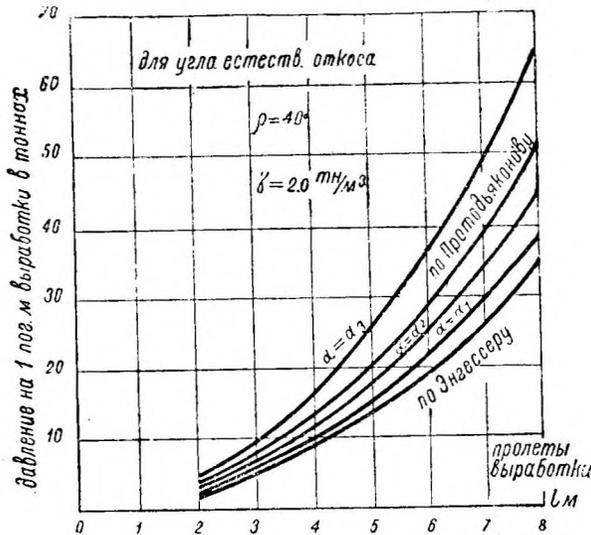


Рис. 71. Давление на кровлю выломки при угле естественного откоса $p = 40^\circ$

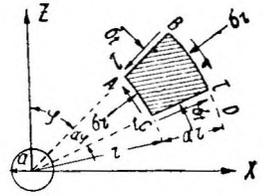


Рис. 72.

¹ Kühn. — Betrachtungen über die Gebirgsdruckfrage. Glückauf. 1931 № 48.

В полярных координатах функция напряжений F должна удовлетворять следующему уравнению:

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}\right) \left(\frac{\partial^2 F}{\partial r^2} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 F}{\partial \varphi^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial F}{\partial r}\right) = 0.$$

Напряжения нормальные по граням элемента AC и BD (радиальные)

$$\sigma_r = \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 F}{\partial \varphi^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial F}{\partial r};$$

нормальные к граням AB и CD (тангенциальные)

$$\sigma_t = \frac{\partial^2 F}{\partial r^2};$$

касательные напряжения, вызывающие искажение первоначальных прямых углов элемента $ABCD$,

$$\tau = -\frac{1}{r} \frac{\partial^2 F}{\partial r \partial \varphi}.$$

Подчиняя условиям обращения в нуль напряжений, действующих по площадкам, совпадающим с контуром выломки (при $r=a$; $\sigma_r = 0$ и $\tau = 0$), находим:

$$F = \frac{p}{4} \frac{m}{m-1} (r^2 - 2a^2 \cdot \lg r) - \frac{p}{4} \frac{m-2}{m-1} \cdot \frac{(r^2 - a^2)^2}{r^2} \cos 2\varphi,$$

где

$$m \text{ — величина, обратная Пуассонову числу, т. е. } m = \frac{1}{\mu};$$

a — радиус выломки.

Подставляя значение F в предыдущие уравнения и производя дифференцирование, получаем:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{p}{2} \cdot \frac{m}{m-1} \cdot \frac{r^2 - a^2}{r^2} + \frac{p}{2} \cdot \frac{m-2}{m-1} \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\varphi \\ \sigma_t &= \frac{p}{2} \cdot \frac{m}{m-1} \cdot \frac{r^2 + a^2}{r^2} - \frac{p}{2} \cdot \frac{m-2}{m-1} \left(1 + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\varphi \\ \tau &= \frac{p}{2} \cdot \frac{m-2}{m-1} \left(-1 - \frac{2a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cdot \sin 2\varphi \end{aligned}$$

Для точки, лежащей на значительном расстоянии от выломки, т. е. когда r велико по сравнению с a и, следовательно, отношение — будет близко к нулю, выражения для напряжений примут вид:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{p}{2(m-1)} [m + (m-2) \cos 2\varphi] \\ \sigma_t &= \frac{p}{2(m-1)} [m - (m-2) \cos 2\varphi] \\ \tau &= -\frac{p}{2} \frac{m-2}{m-1} \sin 2\varphi. \end{aligned}$$

Эти последние формулы выражают в полярных координатах напряженное состояние в непо потревоженной горной породе.

Для сечений под углом $\varphi = 0$

$$\sigma_r = p; \quad \sigma_t = \frac{p}{m-1}; \quad \tau = 0.$$

Kühn'ом произведен ряд численных определений σ_t , σ_r , τ для большого числа точек вокруг отверстия. Для точек, расположенных на радиусе-векторе под углом $\varphi = 45^\circ$ на рис. 73, построены кривые напряжений σ_r , σ_t и τ для различных значений m ($m = 5, 10, 100$).

Как видно из чертежа, по периметру выломки тангенциальные напряжения σ_t приобретают наибольшее значение, тогда как радиальные σ_r и касательные τ равны 0. Кроме того подтверждается принцип S. Venant'a¹ о незначительном влиянии круглого отверстия на изменение напряжений в точках, отстоящих на достаточно большом расстоянии от отверстия. На основании

¹ Тимошенко. — Теория упругости. Часть I, стр. 121.

изложенного выше можно прийти к заключению, что устройство выломки не сопровождается разгрузкой окружающей ее породы, а наоборот — перераспределение ранее существовавших в породе напряжений приводит к повышению их.

Картина распределения напряжений, представленная на рис. 73, показывает, что наибольшая опасность разрушения породы имеет место по краю выломки. При разрушении породы возникает явление горного давления, а разрушенная зона оказывается целиком или частично разгруженной.

Нужно заметить, что исследования Kühn'a, освещая характер явлений в породах, окружающих выломку, не дают определенного выражения для величины горного давления. Выводы его помогают установить возможность появления в каждом отдельном случае горного давления, когда прочность породы по краю выломки будет превзойдена.

Kurt Lenk,¹ исходя в своих выводах из тех же основных уравнений для напряжений в породах, окружающих выломку, вводит для удобства дальнейших построений обозначение $p_h = ap$ вместо принятого Kühn'ом значения горизонтального давления породы в любой точке = $\frac{p}{m-1}$.

Тогда уравнения принимают вид:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= p_h \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{p-p_h}{2} \left[1 - \frac{a^2}{r^2} + \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\varphi\right] \\ \sigma_t &= p_h \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{p-p_h}{2} \left[1 + \frac{a^2}{r^2} - \left(1 + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\varphi\right] \\ \tau &= \frac{p-p_h}{2} \left(-1 - \frac{2a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \sin 2\varphi \end{aligned}$$

Для нахождения величины горного давления по этому методу предварительно определяются границы зоны разрушения, т. е. области, где прочное сопротивление породы K_a превзойдено. Опасность разрушения, очевидно, будет иметь место там, где $\tau = 0$, т. е. при $\varphi = \pm \pi/2$, причем K_a определится в этом случае как разность напряжений $K_a = \sigma_t - \sigma_r$.

Подставляя в это выражение значения σ_t и σ_r из предыдущих уравнений, для случая $\varphi = \pm \pi/2$ можно получить:

$$\sigma_t - \sigma_r = K_a = p - p_h - \left(\frac{a}{r}\right)^2 (p - 3p_h) + 3 \left(\frac{a}{r}\right)^4 (p - p_h)$$

или, вводя обозначения

$$\begin{aligned} \beta &= \frac{K_a}{p} \quad \text{и} \quad \alpha = \frac{p_h}{p}, \\ \beta &= 1 - \alpha - \left(\frac{a}{r}\right)^2 (1 - 3\alpha) + 3 \left(\frac{a}{r}\right)^4 (1 - \alpha). \end{aligned}$$

Отсюда может быть найден радиус зоны разрушения r .

Для сокращения расчетов при определении r служит график рис. 74, на котором по оси абсцисс отложены β , а по оси ординат отношение $r : a$. Кривые построены для различных значений $\alpha = \frac{p_h}{p}$, а именно $\alpha=1, \alpha=0,50, \alpha=0,10$; для промежуточных значений α отношение $\frac{a}{r}$ может быть найдено по интерполяции.

При этом К. Lenk оговаривается, что полученные таким образом размеры зоны разрушения нужно считать наименьшими возможными, так как процесс ослабления породы с течением времени распространяется вглубь массива.

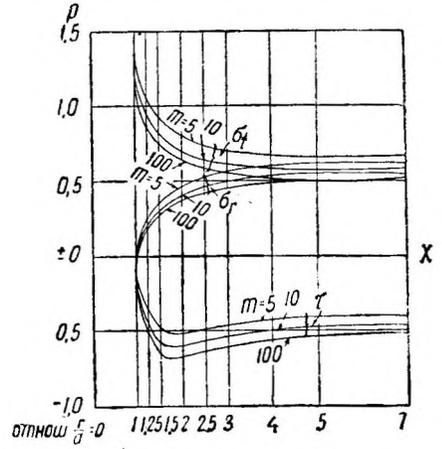


Рис. 73. Картина напряжений в породе.

¹ Dr.-Ing. Kurt L e n k. — Der Ausgleich des Gebirgsdruckes beim Tunnelbau, 1931.

После определения r и подстановки отношения $\frac{r}{a}$ в первое из уравнений можно найти величину радиального напряжения

$$\sigma_r = p' \text{ в разрушенной зоне.}$$

Кривые рис. 75 дают возможность графически определить величину p' при известных $p, \frac{r}{a}$ и $\alpha = 1,0; 0,5; 0,1; 0$.

После определения p' , принимая тангенциальные напряжения по наружному и внутреннему очертанию разрушенной зоны равными $P_t = p'(m-1)$, можно определить величину радиальной нагрузки p_0 по краю выломки (горное давление). При этом можно считать m весьма близким к 2.

Если принять нагрузку p' распределенной равномерно, то напряженное состояние в любой точке

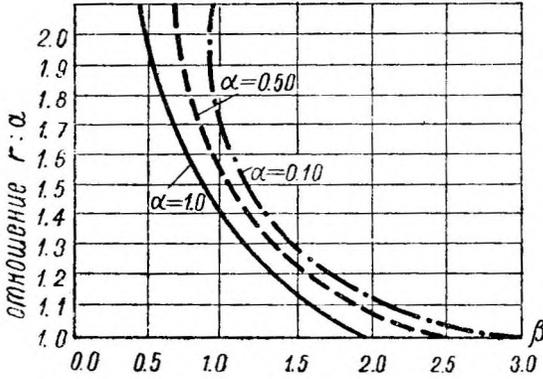


Рис. 74. Определение радиуса зоны разрушения.

по контуру одинаково. Функция напряжений Airis ch'a будет:

$$F = C_0 + C_1 \lg r + C_2 r^2 + C_3 r^2 \lg r.$$

Постоянные определяются из следующих условий: по внутреннему краю зоны разрушения:

$$\text{при } r = a, \quad \sigma_t = -p_t;$$

по наружному краю:

$$\text{при } r = b, \quad \sigma_t = -p_t, \quad \sigma_r = -p'.$$

Вместе с тем радиальное напряжение в любой точке разрушенной зоны

$$\sigma_r = -p_t + \frac{p' - p_t}{\left(\frac{b}{a}\right)^2 - 1 - 2 \lg \frac{a}{b}} \left[\left(\frac{b^2}{a^2} - 1\right) \left(\lg \frac{r}{b} - 1\right) + \left(1 + \frac{b^2}{r^2}\right) \lg \frac{a}{b} \right].$$

Радиальная нагрузка по краю выломки (горное давление) будет равна:

$$p_0 = -p_t + \frac{p' - p_t}{\left(\frac{b}{a}\right)^2 - 1 - 2 \lg \frac{a}{b}} \left[\left(\frac{b^2}{a^2} - 1\right) \left(\lg \frac{a}{b} - 1\right) + \left(1 + \frac{b^2}{a^2}\right) \lg \frac{a}{b} \right].$$

По мнению К. Ленк'a, определяемая по этой формуле величина горного давления нуждается в подтверждении опытными данными. Входящие в формулы величины m и b должны выбираться в каждом отдельном случае в зависимости от характера породы, крепости ее и пр.

Пример. Определить величину горного давления в штольне диаметром 2 м, проходящей на глубине 800 м в породах, характеризующихся числом $m = 11$ и прочным сопротивлением $K_a = 3500 \text{ т/м}^2$.

Вес 1 м³ породы равен 2,5 т.

Вертикальное давление на уровне штольни

$$p = 800 \times 2,5 = 2000 \text{ т/м}^2,$$

горизонтальное давление

$$p_h = \frac{p}{m-1} = 200 \text{ т/м}^2;$$

$$\alpha = \frac{p_h}{p} = 0,10$$

$$\beta = \frac{K_a}{p} = \frac{3500}{2000} = 1,75.$$

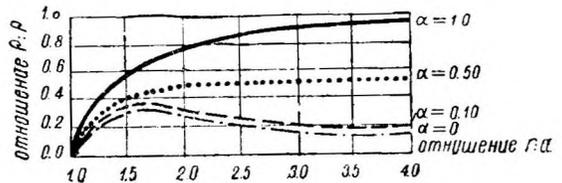


Рис. 75. Определение нагрузки зоны разрушения p' .

По рис. 74 находим границу разрушенной зоны на расстоянии $r = 1,2a$ от центра штольни. По рис. 75 получаем напряжение в разрушенной зоне

$$p' = 0,25p = 500 \text{ т/м}^2.$$

Уменьшение этого напряжения в разрушенной зоне оценивается числом $m=2,2$, вследствие чего тангенциальное напряжение будет

$$p_t = (m - 1) p' = (2,2 - 1) 500 = 600 \text{ т/м}^2.$$

Принимая радиус зоны разрыхления B от 2 до 10 м, находим при $b = 2$ м

$$p_0 = -p_t + (p' - p_t)(-1,94) \cong -410 \text{ т/м}^2;$$

при $b = 10$ м:

$$p_0 = -p_t + (p' - p_t)(-5,40) \cong -56 \text{ т/м}^2.$$

9. Экспериментальные методы определения горного давления

Все расчетные формулы для определения горного давления дают величину последнего в самом общем виде, вне зависимости от местных особенностей (условий залегания, трещиноватости, водоносности и пр.). Поэтому понятно исключительное внимание, отводимое строителями тоннелей всякого рода экспериментальным наблюдениям, производимым в этой области.

Наиболее употребительным приемом, нашедшим издавна особенно широкое применение в горном деле, является способ определения горного давления по излому крепи. Единственным достоинством этого способа, дающего весьма приближенное значение определяемых величин, является отсутствие необходимости в каком-либо оборудовании или специальных устройствах для производства наблюдения.

Сущность этого способа состоит в следующем.

Подвергающийся изгибу горизонтальный переклад дверного оклада направляющего хода работает в условиях балки на двух опорах, нагруженной давлением сверху. Принимая нагрузку распределенной по параболическому закону, общей величиной P кг на единицу длины выломки, расстояние между окладами a , диаметр сломившегося переклада d и временное сопротивление дерева на растяжение при изгибе k кг/см², имеем

$$M = \frac{5}{32} Pla = \frac{\pi d^3}{32} k,$$

откуда

$$P = \frac{\pi d^3}{5al} k,$$

где все величины в кг и см.

По последней формуле и производится определение величины горного давления по излому крепи.

Если, напр., при установке крепи переклад диаметром в 20 см ломается, а установленный на его месте переклад диаметром в 22 см выдерживает, то в формулу следует подставить $d = 20$ см.

Грёгер, производя ряд наблюдений подобного рода в тоннеле Раткониа, определил следующие величины давления в тоннах на 1 м² в различных породах:

№	П о р о д ы	в кровле	в подошве	боковое
1	Плотный песок и галечник . .	3	—	—
2	Желтая песчанистая глина . .	7	4	3
3	Сухая крепкая голубая глина.	28	16	10
4	Тоже мокрая	60	32	20

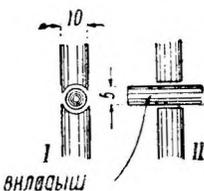
Из таблицы следует, что боковое давление составляет приблизительно $1/3$ а давление в подошве $1/2$ от давления в кровле.

Нужно иметь в виду, что излагаемый способ является только приближенным, ввиду заметных колебаний величины временного сопротивления дерева в зависимости от состояния крепежного леса. Кроме того, пользоваться этим способом возможно лишь при проходке направляющего хода, так как при более сложной системе крепей определение напряжений в отдельных элементах ее—затруднительно.

Бирбаумер¹ предложил для определения величины горного давления производить наблюдения над деформацией и изломом деревянных вкладышей различного сортамента (рис. 76, таб. 8). В результате подобных наблюдений им составлена приводимая ниже таблица 9 средних величин горного давления в различных породах.

Таблица Бирбаумера

Таблица 8

Схема установки	Состояние дерева	Вкладыш	
		Мягкие породы дерева	Твердые породы дерева
 <p>Рис. 76. При одинаковом материале вкладыша результаты испытаний по I и II мало отличаются друг от друга.</p>	Плотное соприкосновение без заметного смятия при давлении	25	50
	Сильное смятие без признаков разрушения вкладыша при	50	100
	Первые признаки разрушения вкладыша — треск и отскоки при	75	150
	Полное разрушение вкладыша, сопровождающееся размочаливанием при	100	200

Примечание. Разрушение вкладыша наступает раньше крепи, т. к. прочность дерева поперек волокон менее, чем вдоль волокон.

Горное давление по Бирбаумеру

Таблица 9

№№ по пор.	Породы	Давление на кровлю		Крепление штольни		Примечание
		Во время проходки т/м ²	При устоявшемся положении т/м ²	Род и характер	Характер давления	
1	2	3	4	5	6	7
1	Скала более или менее хрупкая	0	8—12	Редкое и легкое	Отсутствует или незначительное	Незначительное давление от разрыхления
2	Цементированная порода (гравий, галька), сильно разрушенная скала. Мягкая порода незначительной мощности	10	35	Редкое, но сильное	Незначительное	Значительное давление, которое не обнаруживается при проходке
3	Круглая галька, сильно разрушенная скала (обрушение кровли)	20—25	35	Частое и сильное	Не чрезмерное	Значительное давление, в достаточной мере обнаруживаемое уже и при проходке
4	Мягкие породы большой мощности, производящие сильное давление (также и пльвуны)	35	50	Очень частое и сильное	Значительное	
5	Мягкая порода очень большой мощности с сильным давлением	50	120	Возможно частое и сильное	Вплоть до обрушения	

¹ Bierbaum A. — Die Dimensionierung des Timmelmauerwerkes. Leipzig, 1913.

Тот же принцип, что у Бирбаумера, применен д-ром Kogier'ом в его способе определения величины горного давления по сжатию особых брусчатых клиньев, закладываемых между отдельными секциями деревянных и бетонных облицовок штолен (рис. 77).

Сущность наблюдений состоит в точном определении изменения расстояний между остриями нагелей, забитых в испытываемые клинья. Предварительное тарирование вкладышей производится до начала опытов.

Для выяснения полной картины изменения величины горного давления запись наблюдений ведется периодически в течение большого промежутка времени.

Способ Кюглера по точности даваемых им результатов не представляет особых преимуществ по сравнению с грубо приближенным способом Бирбаумера. Причиной этого является как затруднение в точном определении изменения расстояния между мерными иглами, так и влияние на результаты наблюдений физических свойств древесины в зависимости от влажности ее, структурных особенностей и пр.

Недостатки описываемых выше способов, значительно снижающие ценность получаемых результатов, заставили исследователей этого вопроса итти по

линии уточнения приемов и аппаратуры для экспериментальных наблюдений.

В 1929 г. Британским Обществом in Mines Research Board (Safety) опубликован материал по определению горного давления специальными приборами д-ра Wazau, состоящими из цилиндра, камеры наполненной ртутью, и стальной плиты. В гнездо, устроенное в нижнем конце испытуемого штендера, вводится стальной цилиндр прибора. При действии нагрузки движением цилиндра сокращается объем камеры заполненной ртутью, и часть последней поступает в особую трубку, где измеряется помощью точного микрометричного винта.

В процессе опыта подтвердилось известное положение о возрастании горного давления по мере удаления от забоя к устоявшимся крепям.

В 1931 — 1932 г. в Германии инж. G g e m m l e r'ом были сделаны опыты по определению горного давления в штольне кругового очертания.¹ Сопровождавшиеся подробными исследованиями, эти опыты представляют значительный интерес вследствие особой конструкции

примененных при этом измерительных приборов. Последние состояли из от-

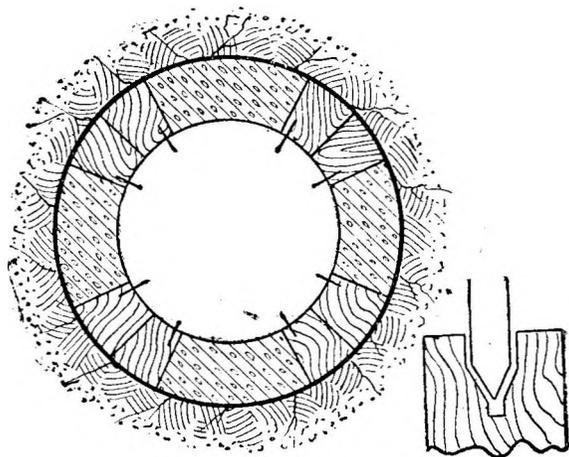


Рис. 77. Определение горного давления по способу Кюглера.

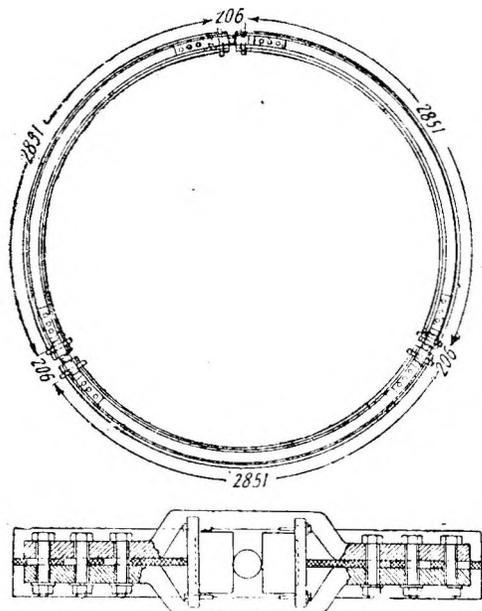


Рис. 78. Прибор для измерения горного давления.

¹ G g e m m l e r E. — Messungen und Beobachtungen des Gebirgsdruckes, „Glickauf“, 1933 № 19/20.

дельных трехшарнирных замкнутых колец профильного железа (рис. 78), расположенных в различных участках штольни на определенном расстоянии друг от друга.

Шарнирное устройство колеи осуществлялось помощью шариков из твердой стали диаметром 50 мм, обжимаемых с двух сторон цапфами из мягкого железа. При действии горного давления, по величине деформации цапф от вдавливания в них шариков, определялась величина тангенциальных сил в шарнирах кольца.

Значительное число установленных колец (20 штук) на сравнительно небольшом участке штольни дало возможность довольно точно установить картину изменения горного давления по длине штольни, в зависимости от характера и условий залегания пород.

Обработка результатов опытов, произведенная в специальном Бюро в Rheinhausen'e, имела целью по наблюдаемым деформациям установить наиболее вероятные схемы нагрузок кольца давлением горных пород.

Обозначая продольные силы в шарнирах через A , B и C (рис. 79), а равнодействующие внешних тангенциальных сил каждого звена через T_1 , T_2 и T_3 , можно определить последние из следующих уравнений моментов всех сил относительно центра кольца:

$$\begin{aligned} T_1 + B - A &= 0, & T_1 &= A - B \\ T_2 + B - C &= 0, & T_2 &= C - B \\ T_3 + A - C &= 0, & T_3 &= C - A \end{aligned}$$

Вычисленные по этим формулам тангенциальные силы для различных колец приведены в 4-й графе нижеследующей таблицы, откуда видно, что значения их весьма невелики и не превосходят 7 т (для кольца № 12).

Тангенциальные и радиальные нагрузки

№№ колец	Число и месяц	Средняя тангенциальная сила в шарнирах t	Внешняя тангенциальная нагрузка $T = Q_{\max} - Q_{\min} t$	Радиальная нагрузка колец		Примечание
				t/m	t/m^2	
1	2	3	4	5	6	7
1	24.9	30,5	—	20,9	27,8	Средние значения тангенциальных сил округлены до 0,5
2	24.9	30,0	—	20,6	27,4	
3	24.9	30,5	—	20,9	27,8	
4	24.9	30,5	—	20,9	27,8	
5	24.9	29,0	—	19,9	26,5	
6	24.9	30,0	—	20,6	27,4	
7	24.9	30,0	—	20,6	27,4	
8	24.9	30,0	—	20,6	27,4	
9	24.9	29,0	—	19,9	26,5	
	15.12	30,0	1,0	20,6	27,4	
10	24.9	30,0	—	20,6	27,4	
11	24.9	30,0	1,0	20,6	27,4	
	7.11	31,0	—	21,2	28,2	
	27.11	32,0	—	21,9	29,2	
	15.12	35,0	—	24,0	32,0	
12	29.12	38,0	3,4	26,0	34,6	
	24.9	31,0	3,0	21,1	28,2	
	7.11	35,0	—	24,0	32,0	
	27.11	37,5	—	25,7	34,2	
13	8.12	36,0	7,0	24,6	32,8	
	24.9	30,0	1,0	20,6	27,4	
	7.11	32,0	3,0	21,9	29,2	
	27.11	34,0	4,0	23,3	31,0	
14	8.12	—	—	—	—	
	15.12	34,0	2,6	23,3	31,0	
	24.9	31,0	5,0	21,2	28,7	
	30.12	17,0	—	11,2	15,6	

Гораздо большее значение имеют радиальные силы, для определения величины которых рассмотрены следующие три возможные схемы загрузки колец.

I случай. Кольцо симметрично загружено двумя противоположными вертикальными силами P (рис. 80).

Силу P , действующую в шарнире B , можно разложить на две составляющие, идущие по BA и BC , вызывающие в верхних третях кольца изгибающие моменты M , равные

$$M = \frac{P \cdot r}{2 \cdot \sqrt{3}}$$

и продольные силы

$$N = -\frac{P}{\sqrt{3}}.$$

В нижней части кольца соответственно

$$M = \frac{Pr}{\sqrt{3}}$$

и

$$N = -\frac{P}{2\sqrt{3}}.$$

Наибольшие напряжения будут иметь место в нижней половине кольца и будут равны:

$$\sigma = \frac{P}{2\sqrt{3} \cdot F} + \frac{Pr}{\sqrt{3} \cdot W} = \frac{P}{W} \cdot \frac{W}{F} + 2r.$$

Зная радиус железного кольца $r = 146 \text{ см}$, площадь сечения его $F = 38,2 \text{ см}^2$ и момент сопротивления $W = 149,2 \text{ см}^3$, принимая величину напряжения железа у предела упругости $\sigma_n = 2400 \text{ кг/см}^2$, можно определить.

$$P = \frac{i2\sqrt{3}\sigma_n \cdot W}{2r + \frac{W}{F}} = 4190 \text{ кг}.$$

Тангенциальные силы в шарнирах будут тогда:

$$A = B = C = \frac{K}{2} = \frac{P}{2\sqrt{3}} = 1210 \text{ кг}.$$

Измеренные во время опыта действительные тангенциальные силы в шарнирах, как видно из таблицы, более чем в 20 раз превосходят вычисленные по формуле. Это показывает, что принятый закон распределения внешних сил, действующих на кольцо, не отвечает действительности.

II случай. Кольцо нагружено симметрично равномерно распределенной нагрузкой по схеме, представленной на рис. 81.

Наибольший изгибающий момент относительно точек ядра сечения будет иметь место в середине II участка и определится по формуле.

$$M_{\max} = pr^2(0,50588 - \frac{r \pm \frac{W}{F}}{r} 0,07991) = 0,4281 pr^2.$$

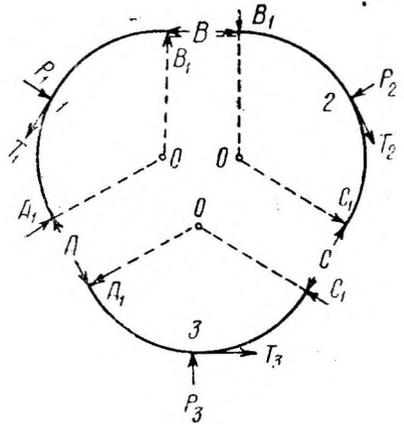


Рис. 79. Расчетная схема измерительного прибора.

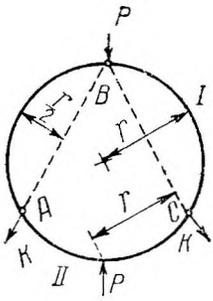


Рис. 80. Первая схема нагрузки.

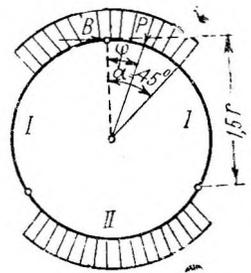


Рис. 81. Вторая схема нагрузки.

Исходя по предыдущему из напряжения $\sigma_n = 2400 \text{ кг/см}^2$, можно найти интенсивность нагрузки p

$$p = \frac{\sigma_n \cdot W}{0,4281 \cdot r^2} = 39,2 \text{ кг/см.}$$

Полная нагрузка на верхнюю и соответственно нижнюю часть кольца будет

$$P = 8100 \text{ кг.}$$

Тангенциальные силы в шарнирах

$$A = B = C = 0,50588 pr = 2900 \text{ кг,}$$

т. е. в 10 раз меньше измеренных в действительности.

III случай. Кольцо нагружено равномерно по всей окружности нагрузкой, равной p_0 . Тогда

$$A = B = C = N = p_0 r.$$

При том же значении $\sigma_n = 2400 \text{ кг/см}^2$ равномерно распределенная нагрузка p_0 будет

$$p_0 = \frac{2400 \cdot F}{r} = 629 \text{ кг/см.}$$

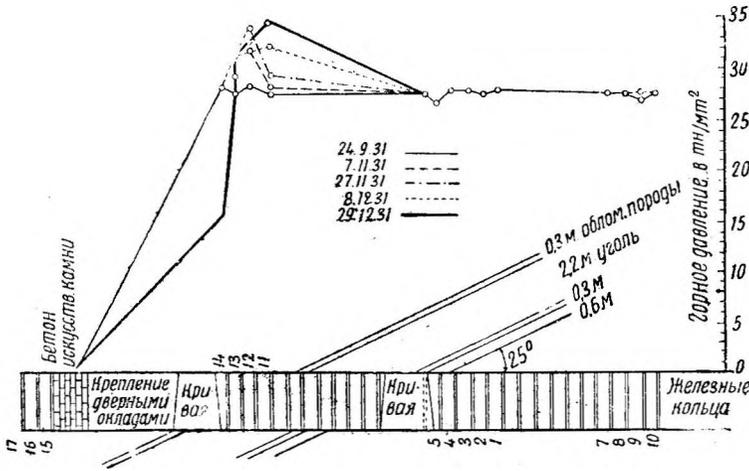


Рис. 82. Распределение горного давления по длине штольни.

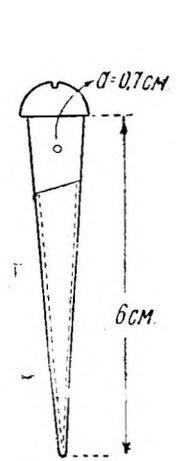


Рис. 83. Стальной колок для опытов.

Тангенциальные силы в шарнирах

$$A = B = C = 91900 \text{ кг}$$

почти в три раза превосходят определенные опытом.

Из сопоставления трех рассмотренных схем было сделано заключение, что действительный закон распределения нагрузки можно представить как частичное действие нагрузок по II и III случаю.

Для установления величины каждой из этих нагрузок можно воспользоваться следующими двумя уравнениями:

$$\sigma = \frac{p_0 \cdot r}{F} + \frac{0,4281 pr^2}{W} = 2400 \text{ кг/см}^2,$$

$$A = B = C = r(p_0 + 0,50588p) = 32000 \text{ кг,}$$

откуда $p_0 = 205 \text{ кг/см}$ и $p = 26 \text{ кг/см}$. В процентном отношении равномерно

распределенная нагрузка по всей окружности

$$p_0 = \frac{205}{205 + 26} = 89\% \text{ и по части}$$

кольца $p = \frac{26}{231} = 11\%.$

На основании полученных результатов исследователи вопроса пришли к заключению, что внешняя радиальная нагрузка — горное давление — является преимущественно равномерно распределенной.

В графе 5-й и 6-й таблицы даны величины радиальных нагрузок, найденные в предположении равномерного распределения их по окружности кольца. На основании данных таблицы построен график изменения величины горного давления по длине испытуемого участка штольни рис. 82. Наибольшее давление 35 т/м^2 было получено в месте встречи наклонного пласта со штольней.

Акустический метод проф. Н. Н. Давыденкова. Современный достаточно точный способ определения давления горных пород на крепи представляет акустический метод проф. Давыденкова, неоднократно применявшийся у нас в Союзе в различных штольнях.

Сущность его заключается в измерении деформации элементов крепи с помощью прослушивания строя тонкой стальной струны, натянутой на двух колках, укрепленных в испытуемом элементе тоннельной крепи (бревне). Ввиду того, что при этом испытании приходится от величины измеренных деформаций переходить к определению вызвавших их нагрузок, более точные результаты получаются при испытании простых систем креплений. Поэтому испытания производятся всегда в направляющем ходе штольни, причем для этой цели избираются наиболее нагруженные верхняки (переклады) дверных окладов.

На каждый из них в середине пролета, где изгибающий момент достигает наибольшего значения, натягиваются помощью колков (рис. 83) три струны. Одна по нижнему волокну, служащая для измерения напряжений от вертикального давления породы, и две другие струны по бокам бревна, позволяющие измерить осевую силу и изгибающий момент в горизонтальной плоскости (рис. 84).

После соответствующей настройки струн и определения числа колебаний их N_1 при нагруженном состоянии верхняков последние освобождаются от давления породы помощью подведения по обе стороны испытуемого верхняка (под марчеванки) двух вспомогательных дверных окладов (рис. 85).

При разгруженном испытуемом верхняке вторично определяется частота колебания струн N_2 .

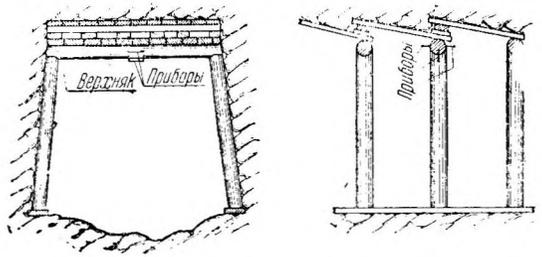


Рис. 84. Расположение измерительных приборов при определении горного давления струнным методом.

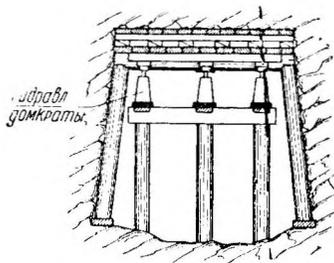


Рис. 85. Разгрузка испытуемого верхняка.

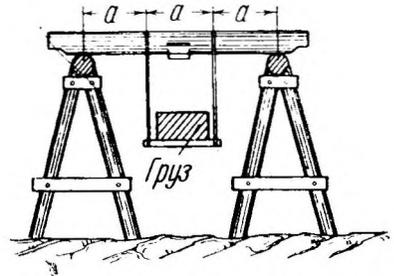
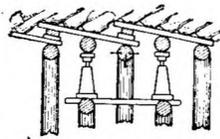


Рис. 86. Определение модуля упругости дерева опытным путем.

В дальнейшем, пользуясь теоретической зависимостью между напряжением струны и частотой ее колебаний (закон Мерсене и Галлилея) и учитывая равенство относительных удлинений струны и связанного с ней волокна дерева, можно получить напряжение в последнем по формуле

$$\sigma = 4l_1^2 \rho (N_1 + N_2) (N_1 - N_2) \frac{E_d}{E_s},$$

где

l — длина струны в см,

ρ — плотность ее, принимаемая равной $8 \cdot 10^{-6}$

E_c — модуль упругости стали $= 2,1 \cdot 10^6$ кг/см²,

E_0 — модуль упругости дерева, определяемый экспериментальным путем.

Для определения E_0 вынутый из крепления верхняк подвергают чистому изгибу двумя симметрично приложенными грузами.

Наблюдая тем же струнным методом (рис. 86) деформации нижнего волокна, определяют величину модуля упругости материала E_0 .

По полученной величине напряжения в верхняке σ можно определить соответствующий ему изгибающий момент M по формуле

$$M = \sigma W.$$

В предположении параболического закона распределения нагрузки на перекрыклад, пользуясь соответствующими формулами изгиба балки на двух опорах, можно получить величину нагрузки на 1 пог. м тоннеля как

$$P = \frac{M}{0,156 \cdot l \cdot a}.$$

В этой формуле a — расстояние между дверными окладами (случаю равномерного распределения нагрузки отвечает формула $P = \frac{M}{0,125 al}$).

Отсюда высота параболы обрушения над креплением направляющего хода при объемном весе породы γ будет равна

$$h_1 = \frac{P}{\frac{2}{3} \gamma l} = \frac{M}{0,104 l^2 a \gamma}.$$

Из закона подобия параметров кривых можно получить для полного пролета выработки в свету высоту параболы

$$h = \frac{L}{l} \cdot \frac{M}{0,104 l^2 a \gamma},$$

а пользуясь формулой проф. П р о т о д ъ я к о н о в а $h = \frac{l}{2f}$ для величины коэффициента крепости

$$f = \frac{0,052}{M} a \gamma l^3.$$

Порядок и правила производства опытов при этом испытании в основном сводятся к следующему:

1. В связи с данными, полученными при геологическом исследовании направляющего хода и при бурении, устанавливается число участков и дверных окладов, подлежащих испытанию.
2. На испытуемых элементах последних устанавливаются и настраиваются по камертону струнные измерительные приборы.
3. В течение одних суток происходит отстаивание приборов.
4. Определяется частота струны при загрузенных горным давлением элементах крепей.
5. Подведением вспомогательных окладов производится разгрузка испытуемых элементов.
6. Вторично определяется частота струны при разгруженных элементах.
7. Путем загрузки испытуемого элемента определяется величина его модуля упругости.

В дальнейшем приступают к расчетной обработке данных, полученных на основной опытов.

Подобно определению вертикального горного давления, пользуясь тем же способом, возможно получить и величину бокового давления. В этом случае струнные измерительные приборы (экспансометры) устанавливаются не на верхняках, а на стойках рам направляющего хода.

По вышеописанному методу Ленинградским физико-техническим институтом были определены величины горного давления в выработках штолен гидроэлектрических установок Дзорогэс, Гизельдон, Баксан, Ульба и др.

В табл. 10 (Дзорогэс) приводятся наиболее характерные данные опытов, произведенных в участках со слабыми дацитами, сильно нарушенными и трещиноватыми¹

Таблица 10

Дзорогэс

№№ опытов и рам	Значение величины							
	1	2	3	4	5	6	7	8
	65	277	236	208	125	320	320—2	
Наибольшее напряж. от изгиба в кг/см ²	144	49	108	47	43	56	71	30
Осевое напряжение в кг/см ²	20	6	6	22	5	7	1	—
q ₁ (при нагрузке по прямоугольнику) т/пог. м	6,35	1,46	1,51	1,71	1,38	1,71	3,9	0,63
q ₂ (при параболе) т/пог. м	7,65	1,75	1,82	2,08	1,66	2,06	4,7	0,77
p ₁ (при нагрузке по прямоугольнику) т/м ²	5,6	1,59	1,72	1,87	1,44	1,82	3,75	0,63
p ₂ (при параболе) т/м ²	3,05	1,90	2,07	2,24	1,73	2,19	4,5	0,77
h (для полного профиля) м.	7,9	1,68	1,85	2,01	1,55	2,46	5,2	0,88
f коэф. крепости породы при $\frac{L}{2} = 2,1$ м	0,3	1,25	1,15	1,05	1,35	0,9	0,4	2,4

Рассматривая эту таблицу и учитывая то, что опыты № 1 и № 7 проходили в особенно неблагоприятных грунтах (сильная пропитанность, выветрелость породы и проч.), можно, по исключении их, считать высоту параболы обрушения, определенную экспериментальным путем для различных участков тоннеля в пределах от 1,5 до 2,5, в среднем около 2,0 м.

Строительством при расчетах облицовки была принята по формуле проф. Протоdjяконова высота параболы $h = 2,1$ м, что весьма близко подходит к данным опытов.

В таблице 11 приведены результаты опытов в штольнях гидроустановки Гизельдон.

Таблица 11

Гизельдон

№ опыта	Эквивалентные нагрузки q т/м ² на					f коэф. крепости	Примечание
	верхняк			стойку			
	вертик.	гориз.	tgφ	№ 1	№ 2		
Напорная штольня							
№ 1. Сильно-трещиноватый известняк	7,05	1,89	0,27	2,2	≥ 4,4	0,25	φ—угол направления давления на верхняк с вертикалью (в осевой плоскости тоннеля), l/2 — полупролет верхняк = 0,88 м, γ—объемный вес породы = 1,9 т/м ³ , $f = \frac{l}{2 q \gamma}$
№ 2. Глыбовые завалы у входного портала	6,55	1,62	0,25	1,9	—	0,26	
№ 5. Породы, цементированные глиной	7,60	1,50	0,20	3,0	—	0,23	
Сбросной тоннель							
№ 3. Глыбовые завалы у входного портала	4,86	0,31	0,06	—	—	0,35	
№ 4. Породы, цементированные глиной	7,10	0,78	0,11	—	—	0,25	

¹ Бюллетень Дзорогэсстрой¹ № 1 и 2. Журнал „Строит. Промышл.“ 1929 г. № 12 и 1931 г. № 6.

Большая разница в напряжениях двух стоек одного и того же оклада указывает на неравномерность загрузки верхняка давлением горных пород.

Если не считать рамы № 3 (при возведении которой была допущена меньшая жесткость конструкции), то величина эквивалентной нагрузки на каждую раму весьма мало колеблется и в среднем равна около 7 т/м^2 .

Нужно иметь в виду, что кроме напряжений, вызываемых давлением пород, в элементах крепления, вследствие жесткой расклинки их, возникают дополнительные напряжения, со временем исчезающие. Кроме того полная величина горного давления появляется не сразу, а нарастает постепенно, достигая своей постоянной величины только через известный промежуток времени, весьма непостоянный в зависимости от различных условий.

На этом основании определение величины горного давления в выработках производится только по тем крепям, срок службы которых исчисляется не менее чем шестью месяцами.

Ввиду особого интереса, который представляют немногочисленные данные опытов по определению величины горного давления на тоннельные крепи, приведем результаты испытаний в штольнях Ульбы и Баксана.

Ульбинская штольня № 1 проходит в породах, охарактеризованных геологами как эпидото-хлоритово-кварцевые сланцы. Породы слоистого строения, с плоскостями отдельности, наклоненными к горизонту под углом $60-80^\circ$ и пересекающими ось тоннеля под острым углом.

Таблица 12 представляет краткую сводку данных опытов по наиболее нагруженным крепям направляющего хода трех участков упомянутой выше штольни № 1.

Ульба

Таблица 12

№ Уг.	Расположен. участков	Характеристика пород	Расст. от порталов	$p \text{ т/м}^2$ нагрузка равномерная	$q \text{ т/м}^2$ нагрузка по параболе	h соотв. высота параб. в м	f коэф. крепости для случая параболы
1	У выходного портала	Наиболее крепкие породы	17 м от выхода	0,30	0,36	0,17	6,0
2	В контактной зоне	Менее крепкие породы	105 м от входа	0,33	0,40	0,20	5,0
3	У входного портала	Наиболее слабые разрушенные породы	36 м от входа	1,16	1,40	0,66	1,5

Примечание: p — давление на 1 м^2 потолка штольни и m в предположении равномерного распределения нагрузки;

□2 — полупролет верхняка $1,05 \text{ м}$;

q — нагрузка на 1 м^2 потолка в середине штольни в предположении параболического очертания;

γ — вес 1 м^3 породы = $2,1 \text{ т}$.

Данные опытов по направляющему ходу штольни гидроустановки Баксан дали менее показательные результаты, чем все предыдущие опыты, по следующим причинам. Штольни №№ 1, 4 и 5, в которых производились испытания акустическим методом, проходят в основном по вулканическим переотложенным породам типа липаритовых лав, представляющих собою гравий с песком, с включениями отдельных больших валунов, диам. до $1,2 \text{ м}$, крепко цементированных кальцитом. Характерным для всех штолен является почти полное отсутствие влажности и грунтовых вод.

Наиболее характерные данные испытаний сведены в таблицу 13.

Баксан

Таблица 13

№ № верхняка	Расст. от выход. портал.	$p \text{ т/м}^2$ равномерн. распр.	$q \text{ т/м}^2$ при параболе	h — в м высота параб.	f коэф. крепости	Примечание
8	16 м	0,82	0,99	0,41	2	□2 полупролет верхняка = $\frac{1,76}{2} = 0,88 \text{ м}$ γ — объемный вес породы = $2,4 \text{ т/м}^3$
12	20 м	0,53	0,64	0,28	3	
18	26 м	0,52	0,63	0,26	3	

10. Боковое давление

Вопрос о боковом давлении в штольнях в настоящее время является гораздо менее разработанным, чем вопрос о давлении на кровлю выработки. Почти полное отсутствие данных опытов и наблюдений над боковым давлением заставляет всех исследователей идти в решении этой задачи чисто теоретическим путем. Практически наблюдаемое боковое давление в штольнях всегда меньше давления сверху. Так, например, из приведенной выше таблицы Грёгера, дающей давления, наблюдаемые в тоннеле Раткониа, видно, что боковое давление составляет только $\frac{1}{3}$ от давления сверху.

Нередки также случаи, когда при проходке выработки боковое давление не наблюдается вовсе.

Известное из теории сыпучих тел положение, что при горизонтальной верхней поверхности засыпки и вертикальной стенке, лишенной трения, плоскость скольжения составляет с вертикалью угол $45^\circ - \frac{\rho}{2}$, большинством авторов, с известной степенью точности, переносится и на явления бокового давления в штольнях.

По Коммереллю, в случае бокового давления вертикальная полуось эллипса давления (высота) остается той же, в то время как горизонтальная полуось увеличивается, становясь равной сумме пролета выломки и ширины по верху двух призм обрушения:

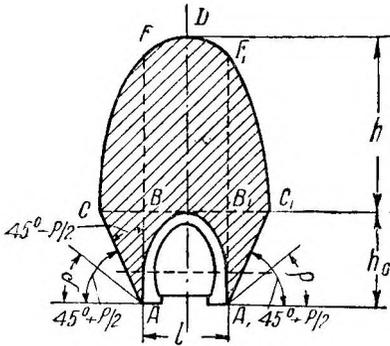


Рис. 87. Вертикальное и боковое горное давление по Коммереллю.

$$L = l + 2h_0 \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right)$$

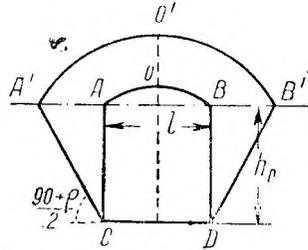


Рис. 88. Вертикальное и боковое горное давление по Протодьяконову.

(рис. 87). При этом на кровлю выработки передается давление от веса породы BFP_1B_1 , а боковое давление усиливается за счет нагрузки призм обрушения эллиптическими полусегментами BCF и $B_1F_1C_1$.

Точку приложения бокового давления земли, зависящую от величины нагрузки, находящейся на призме обрушения, Коммерелль предлагает принять, с достаточной точностью, посередине высоты штольни.

Следовательно, по Коммереллю, в случае бокового давления увеличившийся эллипс обрушения давит частично на кровлю выломки, частично же на призмы обрушения.

Проф. Протодьяконов, рассматривая случай, когда бока выломки, служащие опорами естественного свода, сами производят давление на крепь, считает, что на кровлю ее в этом случае передается по предыдущему вес породы, заключенной внутри параболы AOB (рис. 88).

Над выломкой при этом образуется новый свод $A'O'B'$, опирающийся на верхние поверхности призм обрушения.

Таким образом, призмы обрушения, кроме собственного веса, нагружены также весом породы, заключенной между сводами $A'O'B'$ и AOB ; эту нагрузку можно принять распределенной равномерно по плоскостям $A'A$ и BB .

В этом случае высота свода $A'O'B'$ определяется по основной формуле (1) проф. Протодьяконова и равна

$$h' = \frac{L}{2f},$$

где

$$L = l + 2h_0 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right).$$

Объем породы внутри свода $A'O'B'$ равен

$$V = \frac{2}{3} Lh = \frac{1}{3f} \left[l^2 + 4h_0 l \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) + 4h_0^2 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right].$$

Объем породы, заключенной между сводами $A'O'B'$ и AOB , будет

$$\begin{aligned} V' &= \frac{1}{3f} \left[l^2 + 4h_0 l \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) + 4h_0^2 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right] - \frac{l^3}{3f} = \\ &= \frac{4h_0}{3f} \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left[l + h_0 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right]. \end{aligned}$$

Деля полученный объем на длину двух призм обрушения, можно получить высоту приведенной нагрузки h_n :

$$h_n = \frac{V'}{2h_0 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right)} = \frac{2}{3f} \left[l + h_0 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right].$$

На любом расстоянии z от кровли выломки горизонтальное давление на кв. единицу боковой стенки ее выразится формулой

$$e_z = \gamma (h_n + z) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) = \gamma \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left\{ \frac{2}{3f} \left[l + h_0 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right] + z \right\}.$$

Полное давление грунта на всю боковую стенку выломки высоту h_0 будет равно:

$$E = \gamma h_0 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left\{ \frac{2}{3f} \left[l + h_0 \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right] + \frac{h_0}{2} \right\}.$$

11. Давление породы со стороны подошвы (дутье почвы)

При проходке штолен в слабых и неустойчивых породах часто наблюдается сильное давление со стороны подошвы выломки. По наблюдениям Г р ё г е р а, в тоннеле Раткониа давление это, доходя до 32 т/м^2 , составляло около половины всего давления сверху.

Если в отношении давления на кровлю выработки имеется много различных теорий, то вопрос о дутье почвы является до сего времени почти неизученным.

Проф. Ц и м б а р е в и ч¹ дал способ определения величины давления со стороны подошвы, рассматривая условия равновесия частиц грунта, расположенных ниже дна выломки.

Если предположить, что с боков выломки отделились призмы обрушения, над которыми образовался свод естественного равновесия $A'O'B'$ (рис. 89), то нагрузка на плоскость I—I на уровне подошвы будет равна весу столба породы высотой h_0 , нагруженного сверху давлением породы, заключенной между сводами $A'O'B'$ и AOB . Под влиянием этой нагрузки грунт ниже уровня дна штольни, устремляясь в выломку, вызывает явление вспучивания.

Частицы грунта, расположенные по вертикали вниз от точки С, находятся под действием активного давления (e_a) породы слева и пассивного сопротивления ее (e_p) справа.

Равновесие частиц должно установиться на такой глубине x_0 , для которой напряжение от пассивного сопротивления равно напряжению от активного давления $e_p = e_a$.

Обозначая через H_1 приведенную высоту нагрузки на призме обрушения CFE , равную $H_1 = h_0 + h_n$,

¹ П. М. Ц и м б а р е в и ч. — Величина горного давления в горизонтальной выработке. Горный журнал 1933 г., № 3.

где

h_0 — высота выломки,

h_H — приведенная высота нагрузки от веса части породы, заключенной между сводами, равная

$$h_H = \frac{2}{3f} \left[l + h_0 \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right],$$

можно для величины напряжения e_n написать следующее выражение:

$$e_n = \gamma (H_1 + x_0) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right).$$

Соответственно e_p будет равно

$$e_p = \gamma x_0 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ + \frac{\rho}{2} \right).$$

Из условий равновесия частиц имеем

$$\gamma (H_1 + x_0) \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) = \gamma x_0 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ + \frac{\rho}{2} \right),$$

откуда

$$x_0 = \frac{H_1 \operatorname{tg}^4 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right)}{1 - \operatorname{tg}^4 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right)}.$$

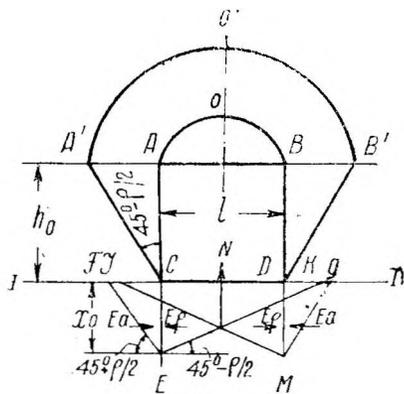


Рис. 89. Давление со стороны подошвы.

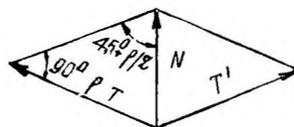
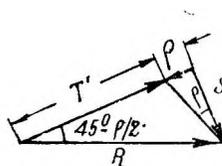


Рис. 90.

Величина x_0 является высотой призмы обрушения CEF и призмы отпора CEG . Полное активное давление E_a слева будет при этом

$$E_a = \frac{1}{2} \gamma (x_0 + 2H_1) x_0 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right).$$

Полное пассивное сопротивление справа:

$$E_p = \frac{1}{2} \gamma x_0^2 \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ + \frac{\rho}{2} \right).$$

Обе эти силы приняты направленными горизонтально.

Разность активного и пассивного давления, обуславливающая вспучивание грунта кверху, будет равна

$$R = E_a - E_p.$$

Эта сила может быть разложена на две составляющие, из которых одна S перпендикулярна, другая T параллельна плоскости выпирания EG . Величины этих составляющих будут соответственно равны: (рис. 90);

$$S = R \cdot \sin \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right);$$

$$T = R \cdot \cos \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right).$$

Сила T стремится сдвинуть грунт вдоль плоскости EG , чему сопротивляются силы трения, равные

$$P = S \cdot \operatorname{tg} \rho = R \cdot \sin \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \operatorname{tg} \rho.$$

Окончательно сдвигающая сила, за вычетом сил трения, будет равна T .

$$T = T - P = R \cdot \left[\cos\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) - \sin\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) \operatorname{tg} \rho \right]$$

или после некоторых преобразований

$$T = R \frac{\sin\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right)}{\cos \rho}$$

Такие же точно силы T будут действовать и в плоскости выпирания MJ . Равнодействующая их N будет равна давлению со стороны подошвы:

$$N = 2T \sin\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) = 2R \frac{\sin^2\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right)}{\cos \rho} = R \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right).$$

Подставляя значение R , можно найти

$$N = \frac{1}{2} \gamma x_0 \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) \left[(x_0 + 2H_1) \operatorname{tg}^2\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) - x_0 \operatorname{tg}^2\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right) \right].$$

Если точка пересечения следов плоскостей лежит ниже подошвы выработки, т. е. если

$$x_0 \operatorname{tg}\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right) \geq \frac{l}{2},$$

то вспучивание будет распространяться на всю ширину выработки. В том же случае, когда

$$x_0 \operatorname{tg}\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right) < \frac{l}{2}$$

(точка пересечения лежит выше подошвы), вспучивание может иметь место только у стенок выработки.

Пример.

Определить давление в подошве направляющего хода размерами: $\square = 2,80$ м. $h_0 = 2,50$ м, проходящего в песчано-глинистом грунте с коэффициентом крепости $f = 0,6$ и объемным весом $\gamma = 1,8$ м/м³.

Угол естественного откоса грунта ρ определится из того условия, что $\operatorname{tg} \rho = f = 0,6$, откуда $\rho \cong 31^\circ$.

Высота приведенной нагрузки h_H на верхних призмах обрушения $AA'C$ и BBD

$$h_H = \frac{2}{3 \cdot 0,6} (2,80 + 2,5 \cdot \operatorname{tg} 29^\circ 30') = 4,68 \text{ м.}$$

Высота приведенной нагрузки на нижних призмах обрушения CFE и DGM

$$H_1 = 2,50 + 4,68 = 7,18 \text{ м.}$$

Глубина x_0 , на которой устанавливается равновесие частиц грунта, будет равна

$$x_0 = \frac{7,18 \cdot 0,102}{1 - 0,102} = 0,83 \text{ м.}$$

Величина давления со стороны подошвы на всю ширину выработки и на 1 пог. м длины будет

$$N = \frac{1}{2} \cdot 1,8 \cdot 0,83 \cdot 0,5658 [(0,83 + 2 \cdot 7,18) \cdot 0,320 - 0,83 \cdot 3,120] = 0,96 \text{ м.}$$

Так как

$$x_0 \cdot \operatorname{tg}\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right) > \frac{l}{2},$$

т. е. $0,83 \cdot 1,7675 = 1,47 \text{ м} > 1,40 \text{ м}$,

то в рассматриваемом случае вспучивание распространяется по всей ширине выработки.

IV. УПРУГИЙ ОТПОР ПОРОДЫ

1. Влияние упругого отпора на работу облицовки

Условиям работы облицовок напорных штолен в гидростроительстве до последнего времени уделялось недостаточное внимание.

Так было во всяком случае до известной аварии в 1920 г. с напорной штольной Ритомзее в Швейцарии, всесторонне исследованной специальной экспертной комиссией. Выводы этой комиссии в дальнейшем сыграли решающее значение в установке основных принципов работы облицовок напорных штолен и шахт.

В период, предшествовавший работам упомянутой комиссии, главным фактором, диктующим размеры и очертание облицовки, считалось внешнее давление горных пород. Внутреннее давление воды, как расчетная нагрузка для обделки напорной штольни, не принималось вовсе. Предполагалось, что оно полностью воспринимается породой, остающейся при этом абсолютно жесткой.

Появление трещин в облицовке штольни упомянутой выше швейцарской гидроустановки (см. рис. 151 и 152), спустя некоторое время после пуска ее в эксплуатацию, показало всю ошибочность такого взгляда на работу обделки и заставило ввести в рассмотрение понятие о так называемой „податливости“ породы (*Nachgiebigkeit*), зависящей в каждом отдельном случае от разнообразных физических свойств ее.

С принятием в расчет этого обстоятельства стало ясно, что происходящие при действии напора изнутри деформации окружающих выломку горных пород втягивают в работу и облицовку штольни, распределяя тем самым все внутреннее давление воды между нею и породой.

Неоднократно производимые в Германии, Швейцарии и др. странах описанные ниже опыты с облицовками напорных штолен в различных грунтах дали первые обоснования к установлению порядка распределения напряжений между обделкой и породой.

Подобного же рода испытания, но в несколько иной обстановке, при помощи нового акустического метода определения напряжений, были произведены и у нас в Союзе проф. Н. Н. Д а в ы д е й к о в ы м на строительстве напорной штольни гидроустановки Дзорагэс в Армении.

Для этой цели в скально-обломочных и валунных грунтах были заложены на глубину 4 м 3 шурфа (шахты), облицованные изнутри бетоном, толщиной 20—30 см, при внутреннем диаметре 1,5 м (рис. 91), герметически закрытые сверху железобетонными крышками. Шурфы подвергались давлению сжатым воздухом до разрушения (появления трещин) бетонной облицовки. Специально сконструированные приборы-экспансометры измеряли соответствующие давлениям деформации.

Сравнением данных, полученных экспериментальным путем, с результатами расчетов того же самого бетонного кольца на внутреннее давление при отсутствии упругой среды было найдено, что в условиях, соответствующих производимым опытам, порода принимала на себя от 30 до 50% всего давления изнутри. ¹

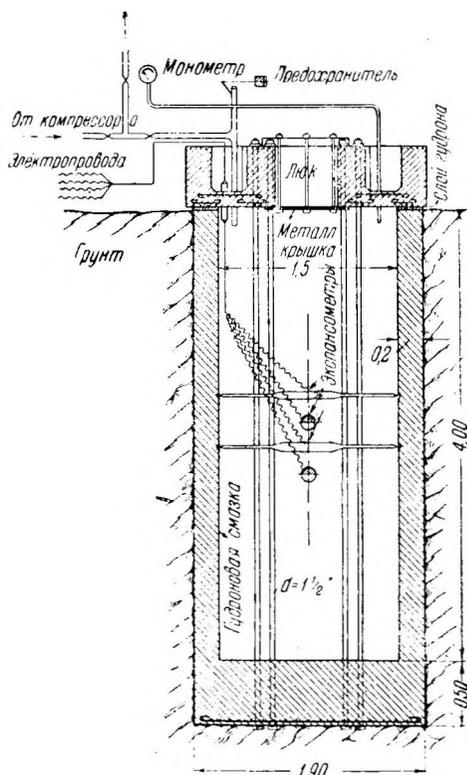


Рис. 91. Испытательный шурф.

¹ Бюллетень Дзорагэс-Канакирстрой № 1 за 1931 г.

В дальнейшем нами произведена более подробная обработка результатов исследований, полученных при испытании пробных участков напорных штолен заграничных гидроустановок. Однако, даже проведенных выше опытов вполне достаточно, чтобы установить всю важность учета податливости породы при совместной работе ее с облицовкой штольни.

Как известно, упругие свойства породы характеризуются в строительной механике коэффициентом упругого оседания грунта k (Bettungsziffer), т. е. силой, необходимой для погружения на 1 см глубины площадки в 1 см².

$$k = \frac{k\sigma}{\text{с.м}^2 \cdot \text{с.м}}.$$

Коэффициент этот одновременно является и измерителем твердости породы, так как для абсолютно твердой породы $k = \infty$, а случай $k=0$ соответствует полному отсутствию сопротивления внешней среды, что имеет место, напр., при пересечении напорными штольнями-трубопроводами ручьев и суходолов.

Для определения коэффициента k Эффенбергер¹ предложил производить испытания пробных участков штолен, снабженных тонкой бетонной облицовкой, доводя внутреннее давление в них до разрушения обделки, что может быть определено по внезапному падению напора.

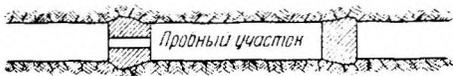


Рис. 92. Продольный разрез по пробному участку.

Рассматривая облицованную штольню как тонкостенную трубу, Эффенбергер дает следующую зависимость между внутренним давлением, напряжением в облицовке и коэффициентом k :

$$\frac{\sigma d}{pr} = \frac{Ed}{Ed + kr^2},$$

где: σ — напряжение на растяжение бетона,
 E — модуль упругости бетона,
 d — толщина облицовки,
 r — внутренний радиус,
 k — коэффициент упругого оседания породы,
 p — внутреннее давление.

Из этого уравнения может быть получена величина k по формуле

$$k = \frac{E_k(p_k r - \sigma_k d)}{\sigma_k r^2},$$

если подставить p_k — критическое давление, наблюдаемое в опыте,

σ_k — временное сопротивление бетона растяжению и

E_k — модуль упругости бетона при разрушении.

Две последние величины должны быть определены испытанием образцов, изготовленных из бетона того же состава, что и облицовка штольни.

2. Опытные испытания облицовок напорных штолен

Первые планомерно разработанные в этом направлении опыты были осуществлены Комиссией по напорным штольням в Швейцарии. В дальнейшем они получили свое развитие в Австрии и Германии.

Сущность опытов заключается в следующем.

В закрытый с двух сторон специальными затворами пробный участок (рис. 92) штольни нагнетается под рабочим давлением вода. В дальнейшем в случае утечки (что узнается по падению давления) подкачкой дополнительного объема воды устанавливается первоначальное давление и замеривается дополнительный расход воды. Этот расход в л/сек. с 1000 м² поверхности штольни и представляет собой удельную потерю воды в штольне. Понятно, что при этом требуются возможно точные измерения расходов воды через затворы на концах пробного участка (вследствие неплотности их). Действительный расход

¹ E f f e n b e r g e r W — Ober das Druckstollenproblem. Zeit. d. Ost. Ing. u. Arch. V. 1923, № 42

воды в породе равен разности между подкачиваемым количеством воды и расходом через затворы.

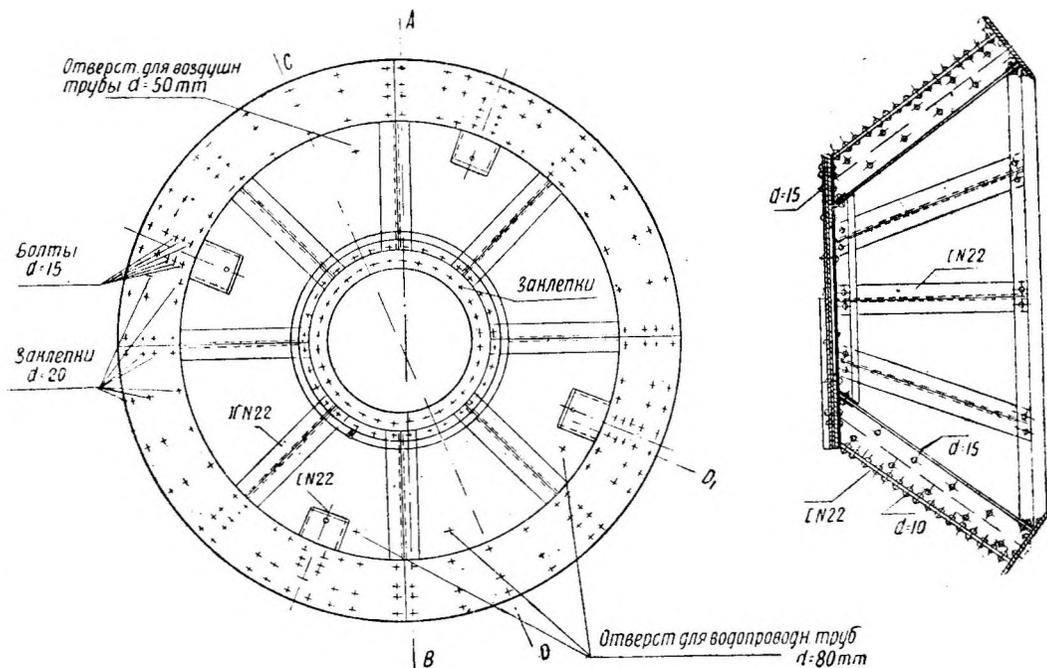


Рис. 93. Затвор штольни Дзорагас.

Для принятия значительных давлений изнутри затворам придается соответствующая форма (рис. 93), причем для установки их возводится бетонное опорное кольцо, укрепляемое в породе. Между железным затвором и бетонным кольцом устраивается уплотняющий слой из асфальта или просмоленного джута.

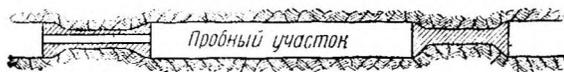


Рис. 94. Пробный участок суженного сечения.

Для участков с высоким давлением иногда в концах его устраивают суженные сечения, в которых устанавливаются затворы (рис. 94). Для сообщения с остальной частью штольни затвор снабжается лазом; кроме того в нем должны быть предусмотрены отверстия для манометра, подвода воды и проч. Рис. 95 представляет затвор штольни Амстэг конусообразной формы из фасонного железа.

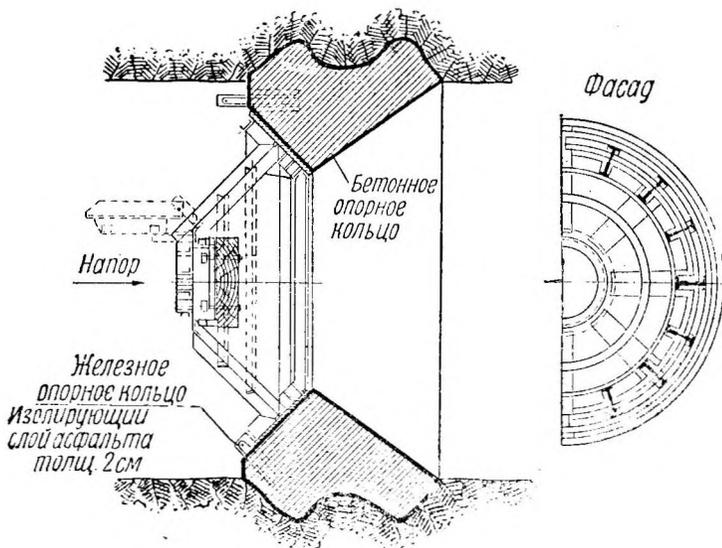


Рис. 95. Затвор штольни Амстэг.

Некоторые видоизменения представляют затворы итальянской установки Lira (рис. 96).

Для измерения деформации стенок штольни или облицовки служил весьма чувствительный прибор фирмы Амслер (рис. 97), состоящий в основном из

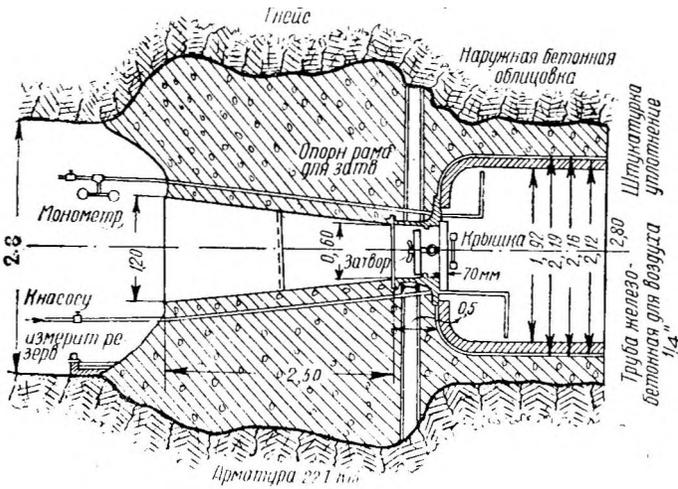


Рис. 96. Затвор штольни Лира.

колонки, устанавливаемой в центре сечения штольни, и семи стержней (игл), идущих от центра к стенкам выломки (рис. 98). Внутренние концы игл, снабженные штифтами, чертят concentрические круги на вращающейся в центре колонки шайбе (рис. 99).

При деформации породы вместе с нею двигаются и стержни, причем на вращающейся шайбе это фиксируется радиальными черточками. Сумма движений, записанных двумя стержнями, лежащими на одной прямой, дает деформацию диаметра штольни. С помощью микроскопа эти да-

вления могут быть измерены с точностью до 0,001 мм.

Так как при производстве опытов сама колонка не остается неподвижной, а может опускаться и подниматься, то все перемещения ее шайбы регистрируются особым вертикальным стержнем, укрепленным к потолку выломки.

Таким способом были произведены испытания напорной штольни установки Шварценбах в Германии на опытном участке ее длиной 61,0 м, проходящем в крепких гранитах. Половина штольни имела обделку бетоном и железобетоном, другая половина была без облицовки.

Опыт первый состоял в испытании необлицованного участка штольни на рабочее давление до 5,8 атм. В целях избежания влияния изменения температуры на деформации штольни испытания начались спустя 5 дней после ее запол-

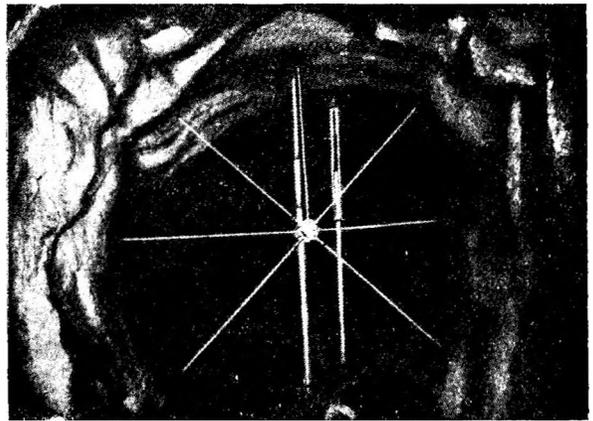


Рис. 97. Прибор для измерения деформации.

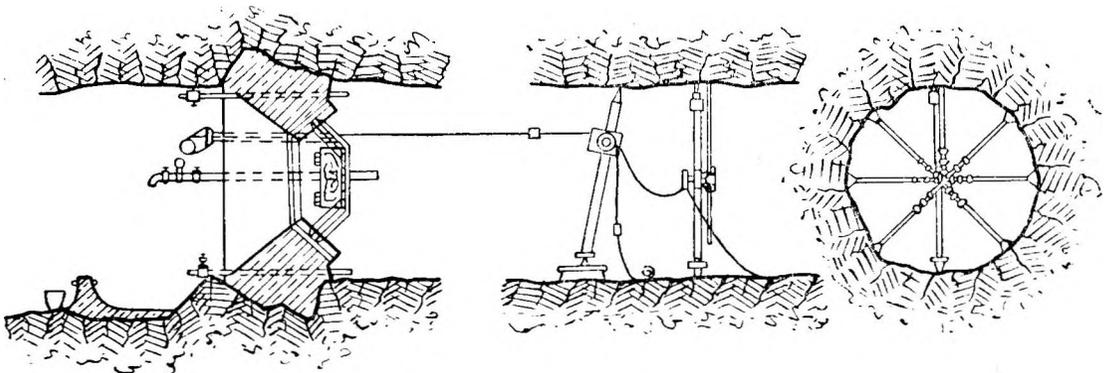


Рис. 98. Испытание штольни при внутреннем давлении.

нения. Графики рис. 100 дают наглядное представление о ходе опыта, причем как деформации, так давление и потери представлены на них в функции времени. В течение первых 4 $\frac{1}{2}$ ч. давление постепенно увеличивали до 5,8 атм., после чего был прекращен приток воды.

В течение следующих 25 минут давление упало с 5,8 атм. до 2,8 атм., что указывало на наличие потерь. Для поддержания первоначального давления 5,8 атм. в дальнейшем потребовалась постоянная подкачка воды в количестве 1 л/сек.

Наибольшая деформация при давлении 5,8 атм. составляла 0,087 мм, в то время как остаточная деформация была 0,030 мм.

Через некоторое время после первого опыта был произведен второй, при котором нарастание давления происходило в более короткие промежутки времени, что создавало в штольне условия, аналогичные явлению удара. Как видно из соответствующих графиков рис. 100-а, величина деформации в этом случае не достигала своих первоначальных значений примерно на 0,02, что представляет собою пластическую деформацию породы.

Рис. 101 изображает записи мерных игл прибора. Наибольшая деформация, как видно из графика, соответствует показанию вертикального штифта 4, ввиду сложения здесь деформаций в направлении двух радиусов.

Показания остальных игл тем меньше, чем ниже они расположены. Для получения по графику деформации какого-либо диаметра выработки необходимо суммировать показания двух соответствующих игл, лежащих на одной прямой. Из графика видно, что эти суммы примерно равны по величине деформации, зафиксированной вертикальным стержнем 4.

Нужно иметь в виду, что правильное судить не по показаниям отдельных игл прибора, а по среднему значению из всех записей игл, как это было сделано в описываемом случае в Шварценбахе.

Еще подробнее были проведены опыты по испытанию Амстэгской штольни, проходящей в различных породах (гнейсах и серицитовых сланцах). Некоторые участки испытываемой штольни не имели облицовки, в то время как другие имели бетонную облицовку толщиной 0,40 до 0,75 м со штукатуркой. На одном из участков была применена железобетонная облицовка толщиной 0,30 м.

На участке I без облицовки, в гнейсах (Augengneis), длиной 555 м, при давлении в 4,5—5 атм., удельные потери воды составляли 0,6—0,8 л/сек., при давлении же 2 атм.—0,1 л/сек.

На участке II, в биотитовых гнейсах, длиной 350 м, также без облицовки, при давлении в 4 атм. увеличение диаметра составляло 0,05 ж; при этом удельная потеря воды спустя 24 час. после заполнения составляла 1 — 1,5 л/се к. Спустя 3 дня при напоре в 3 атм. потери были лишь 0,1—0,25 л/сек.

Участок III длиной 87 м, проходящий в серицитовых сланцах, был подразделен, на 5 участков, один из которых не был облицован, остальные же имели бетонную облицовку толщиной от 0,375 м до 0,725 м.

На необлицованном участке, имевшем только выравнивающий слой торкрета, нанесенный под давлением 15 атм., при первом испытании под давлением в 5,3 атм. увеличение диаметра составляло 0,90 мм, из которых 0,25 мм—пластическая деформация.

Потери воды составляли 27 л/сек., что, однако, не может считаться постоянным, так как опыт продолжался очень короткое время.

При повторном испытании, после того как трещины были заделаны цементным раствором, увеличение диаметра при напоре в 3,5 атм. составляло 0,38 мм.

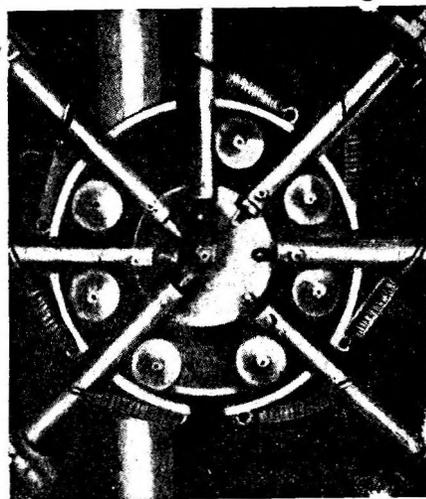


Рис. 99. Вращающаяся шайба измерительного прибора.

При следующем повторении опыта под давлением 4,5—5,3 атм. деформация равнялась 0,70 мм, а удельные потери воды—12 л/сек. После всех этих опытов решено было применить железо-торкретную облицовку.

На остальных участках, при напоре в 3,2 атм., при более мощной облицовке (0,725 м) деформация выразилась в 0,12 мм. При более слабой облицовке (0,375 м) деформация равнялась 0,23 мм. Как в первом, так и во втором слу-

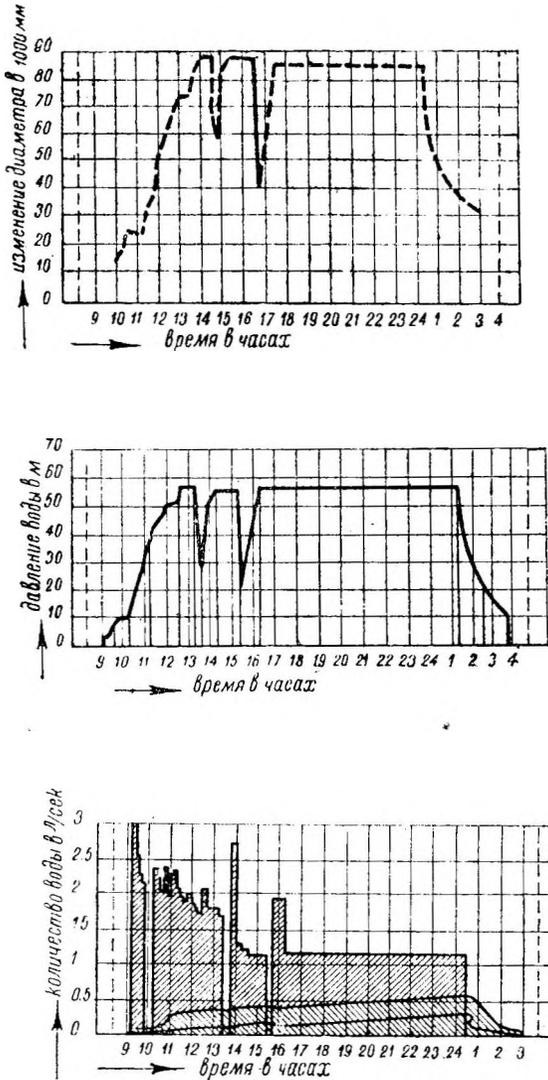


Рис. 100. Опыт I штольни Шварценбах.

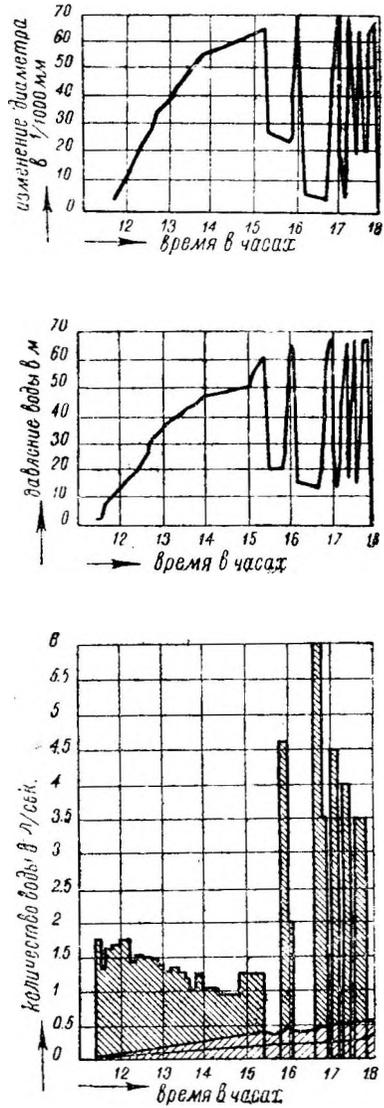


Рис. 100-а. Опыт II штольни Шварценбах.

чае остаточная деформация была 0,03 мм. Удельные потери воды при этом составляли 14 л/сек.

Проходящий в тех же породах участок IV имел бетонную облицовку со слоем внутренней штукатурки, укрепленную инъекцией цементного раствора.

При испытании под давлением 2,7 атм. наблюдалось изменение диаметра 0,08 мм, вызвавшее многочисленные трещины, особенно в нижней части профиля. После покрытия трещин слоем сидероля и повторного испытания при напоре 2,9 атм. наблюдалось увеличение диаметра на 0,10—0,11 мм и появление трещин, частично на месте старых. Удельная потеря воды при этом составляла 4,2 л/сек. Гидравлические опыты по определению потерь воды были

произведены также в напорной штольне гидроустановки Тейгитш в Австрии.

На участке длиной 50 м, проходящем в разрушенных скальных породах и имеющем облицовку частично торкретную, частично комбинированную бетонную с железно-торкретным внутренним кольцом, при напоре в 2 атм., удельная потеря воды достигала 10 л/сек. Однако, спустя некоторое время она снизилась до 5 л/сек. и продолжала уменьшаться, несмотря на увеличение давления. При напоре 4,2 атм. потеря воды составляла 2 л/сек. Обследование штольни после окончания опытов установило наличие трещин на участке с торкретной облицовкой.

На участке 2-м, длиной 783 м, имевшем бетонную облицовку, удельная потеря воды была меньше и при напоре 2,2 атм. колебалась от 1,05 до 0,95 л/сек.

На участке 3-м, длиной 1340 м, имевшем бетонную обделку только на протяжении 548 м, при напоре в 3 атм., удельная потеря воды равнялась 0,91 л/сек.

Меньшие величины потерь на двух последних участках могут быть объяснены хорошими качествами породы.

Аналогичные опыты были произведены также в напорной штольне швейцарской гидроустановки Барберин. Для этой цели штольня, не имеющая на всей длине облицовки, была подразделена на 4 участка.

Участок 1-й, длиной 603 м, проходящий в гнейсах, при напоре 8,2 атм. дал удельную потерю воды 2,3 л/сек., которая через 2 дня снизилась до 1,3 л/сек.

Второй участок, длиной 595 м, проходил в сильно трещиноватых гнейсах, богатых ключами, расход которых составлял около 7 л/сек.

При напоре в 8,6 атм. удельная потеря воды равнялась 4,8 л/сек. После прекращения дополнительной подкачки воды давление в штольне спустилось до 6,5 атм., и далее оставалось неизменным, несмотря на потери через затворы.

На участке 3-м, длиной 505 м, так же как на участке 4-м (длина 885 м), проходящих в гнейсах и гранитах, потери воды были особенно велики и достигали 14—15 л/сек. при напоре 7—8,3 атм.

Нужно иметь в виду, что точность этих опытов тем выше, чем меньше потери воды через затворы, чем длиннее испытуемый участок и продолжительнее время наблюдения.

Профессором Джойе в Швейцарии сконструирован особый прибор, служащий для наблюдения деформаций облицовки напорных штолен и шахт. Сущность этого измерительного аппарата, примененного при испытании напорной шахты с металлической облицовкой гидроустановки Ахензее, состоит в следующем.

Стальная мерная лента, концы которой приводят в движение поворотный рычаг аппарата, протягивается через ряд роликов, приклепанных к металлической облицовке. Поворотный рычаг вместе с обоими концами ленты заключен в закрытую камеру; движения его при помощи электричества передаются наблюдателю на дневную поверхность.

При нарастании давления расширение железного и бетонного кольца происходило одновременно, что способствовало передаче части внутреннего давления породе.

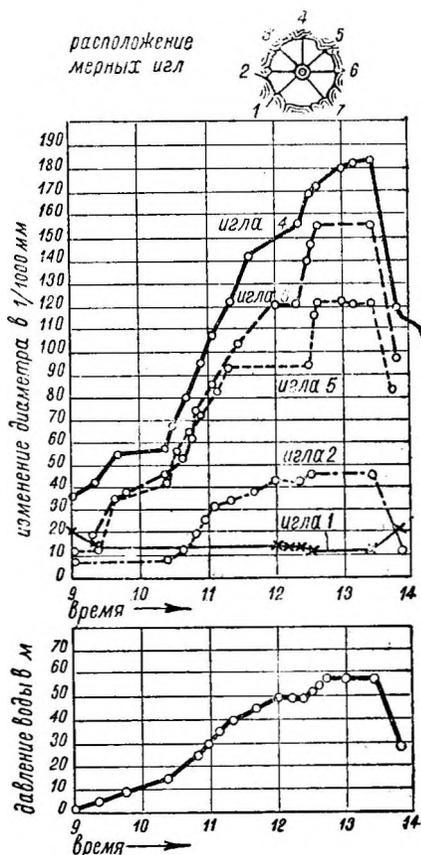


Рис. 101. Показание отдельных мерных игл при опыте.

При понижении давления сокращение железной облицовки опережало уменьшение размеров бетонного кольца, что создавало более невыгодные условия работы для железа.

В результате опытов было установлено, что $\frac{2}{3}$ всего внутреннего напора воспринимаются горным массивом и только $\frac{1}{3}$ — облицовкой.

В заключение следует упомянуть о так называемом механическом способе испытания штолен при помощи гидравлических домкратов. Так как исследованию в этом случае подвергаются только две незначительные, по сравнению со всей поверхностью, площадки, на которые опираются мощные домкраты, то результаты механического испытания всегда менее точны, чем результаты испытания гидравлического. Однако, несложное оборудование, простота и дешевизна самого опыта заставили строителей некоторых гидроустановок иногда прибегать к подобного рода испытанию.

Такой опыт был произведен в напорной штольне Амстэг.

При давлении от 0,5 до 2,5 атм. на участке штольни в серицитовых сланцах было получено увеличение диаметра ее на 0,40 мм.

В настоящее время в Германии применяется способ определения коэффициента оседания грунта в буровых скважинах при помощи сжатого воздуха.¹

Служащий для этой цели прибор (рис. 102) состоит из пустотелого резинового цилиндра, диаметром 15—20 см, высотой 1,25 м, спускаемого с треноги в буровую скважину на любую глубину.

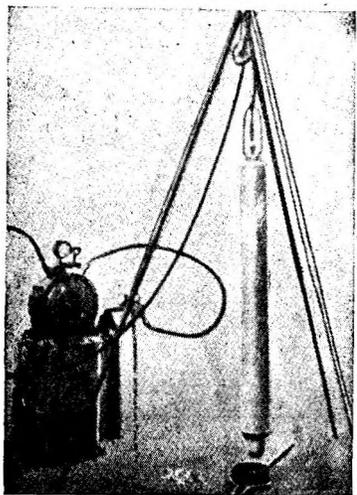


Рис. 102. Прибор для определения упругого оседания грунта в буровых скважинах.

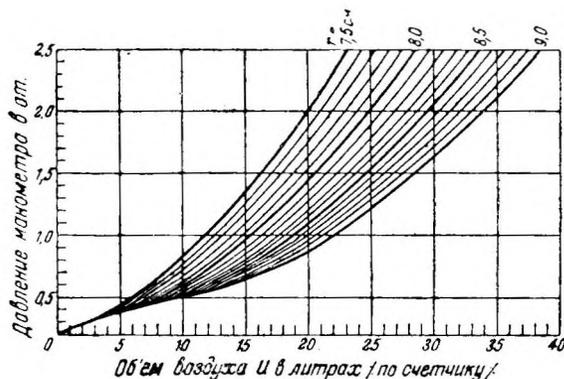


Рис. 103. Тарировочные кривые прибора.

Перед опусканием прибора в скважину производится его тарировка, т. е. строятся кривые объема воздуха при различных давлениях для ряда диаметров (рис. 103).

Нагнетание в резиновую камеру сжатого воздуха производится при помощи шланга, выходящего на дневную поверхность. При помощи манометра и счетчика определяют при этом давление p и объем нагнетаемого воздуха.

По этим двум данным и тарировочным кривым находят увеличение радиуса Δr цилиндра, производящего давление на стенки буровой скважины.

Отношение $\frac{p}{\Delta r}$ (кг/см^3) дает, как известно, величину коэффициента упругого оседания грунта k на уровне резиновой камеры прибора.

Произведенные описанным способом проф. Kogler'ом¹ испытания грунтов в буровых скважинах дали следующие значения коэффициента k для различных пород:

для слежавшегося песка $k = \frac{p}{\Delta r} = 2,73 \text{ кг. см}^3$;

для весьма плотного песка $k = 3,86 \text{ кг/см}^3$;

для частично цементированного песка $k = 8,9—27,4 \text{ кг/см}^3$.

¹ K ü g l e r.—Baugrundprüfung ira Bohrloch. Bauingenieur, 1933, № 19/20.

3. Выводы.

Данные описанных выше опытов, характеризующие в каждом отдельном случае качества и состояние породы и облицовки, не могут быть, однако, перенесены на аналогичные породы и облицовки, даже работающие в сходных условиях. Причина этого — общий комплекс факторов и обстоятельств, не поддающихся учету при производстве опытов (напластование, трещиноватость, выветриваемость, водоносность, распространение зоны разрушения и пр.). Это обстоятельство, не уменьшая ценности результатов подобных опытов, требует производства их во всех тех случаях, когда по размерам своим или стоимости напорная штольня занимает значительное место среди прочих объектов строительства.

Наряду с этим целый ряд весьма важных обобщающих выводов может быть распространен на многие случаи работы штолен, как напорных сооружений. Так, напр., следует отметить, что во всех случаях деформации породы происходят пропорционально повышению давления, обнаруживая при этом некоторое отставание. При одном и том же напоре в твердых массивных породах они во много раз меньше, чем в породах разрушенных. В первых главную роль составляют упругие деформации, в последних — остаточные.

Окончательно установленным надо считать факт, что даже незначительное увеличение диаметра штольни (0.1 мм) достаточно для того, чтобы вызвать трещины в самой сильной бетонной обделке.

Особенно важное значение приобретают все опыты, производимые гидравлическим и механическим способом, вследствие того, что на основании их могут быть определены как коэффициент упругого оседания грунта k для отдельных пород, так и закон распределения усилий от внутреннего давления между облицовкой и породой.

Коэффициенты оседания различных грунтов определялись неоднократно, и в литературе имеется по этому вопросу ряд указаний. Однако, в большинстве случаев они определены для целей строительства гражданского и промышленного характера¹ или выведены на основании опытов над балластом для ж.-д. пути (опыты Гентшеля и Васютинского)².

В обоих случаях испытанию подвергались только отдельные площадки, не дающие в результате характеристики податливости всего грунта.

¹ Корневиц и Эндер. — Формулы для расчета балок на упругом основании. 1932 г.

Таблица упругой податливости оснований

Общая характеристика	Материал основания	k в кг/см ³
Грунт плотный	Песок или гравий, плотно слежавшийся щебень. Хрящ. Глина малой влажности	5—10
Грунт весьма плотный	Песчано-глинистый, искусственно уплотненный. Глина твердая	10—20
Грунт твердый	Мягкая трещиноватая скала. Известняк. Песчаник. Мерзлота	20—100
Грунт твердый	Хорошая твердая скала	100—1 500

² Handbuch für Eisenbeton. Bd 8. S. 38.

По Гентшелю для баласта:

при рыхлом глинистом грунте $k = 3$
 при плотном „ „ $k = 7$
 при скалистом грунте „ $k = 8$

По Васютинскому

на баласте из песку $k = 6,1$
 на гранитной щебенке $k = 4,8$

Проф. Евдокимов-Рокотовский в своем труде „Основы геологии“ приводит (без указания источников) следующие данные о величине k :

Гранит 500—800	Базальт. 650—1500	Кварц. порфир. 600—800
Сиенит 650—900	Гнейс 350—500	Известняки 40—65
Диорит 650—900	Песчаник 80—250	Глин сланец 20—60
Габбро 800—1200	Доломит 50—75	Конгломераты 10—50

В условиях работы пород в сооружениях напорных штолен, кроме важности указанного выше соображения, приобретает особый смысл влияние еще таких факторов, как нарушенность горного массива тектоникой и взрывами, напластование, водоносность, выветрелость и т. п.

На этом основании при проектировании облицовок напорных штолен приобретает особый интерес получение в условиях работы подземных сооружений хотя бы ориентировочного представления о величине коэффициента оседания пород k , входящего, как известно, во все современные методы расчета облицовок напорных штолен.

Пользуясь данными описанных выше испытаний, заимствованными из иностранной технической литературы, в дальнейшем нами проделан опыт по определению, на основании их, коэффициентов оседания пород k и порядка распределения усилий от внутреннего давления между облицовкой и породой.

Опыты в необлицованных штольнях дают возможность сразу найти искомый коэффициент по формуле

$$k = \frac{p}{\Delta r},$$

где

p — достигнутое при опыте внутреннее давление в $кг/см^2$,

Δr — наблюдаемое при этом увеличение радиуса выломки в $см$.

Тогда имеем:

для крепких гранитов штольни Шварценбах:

$$k = \frac{5,8}{0,0435} = 1330 \text{ кг/см}^3,$$

в штольне Амстэг в биотитовых гнейсах:

$$k = \frac{4,0}{0,0025} = 1600 \text{ кг/см}^3,$$

в серицитовых сланцах были произведены три опыта, давшие следующие результаты:

$$k = \frac{5,3}{0,045} = 120 \text{ кг/см}^3, \quad k = \frac{3,5}{0,019} = 184 \text{ кг/см}^3, \quad k = \frac{5,3}{0,035} = 151 \text{ кг/см}^3.$$

В среднем 150 кг/см^3 .

При механическом испытании тех же серицитовых сланцев

$$k = \frac{2,5}{0,02} = 125 \text{ кг/см}^3.$$

Мюльгофер предлагает принимать следующие значения k для различных пород: для слабых трещиноватых $k = 100 \text{ кг/см}^3$, для прочных пород $k = 500 \text{ кг/см}^3$ и для особенно прочных и плотных пород k до 1500 кг/см^3 .

Кроме степени податливости испытываемой породы, опыты над пробными участками облицованных штолен дают возможность установить закон распределения усилий от внутреннего давления на основании следующих соображений.

Как известно, метод Лямэ¹ определяет величину радиальных деформаций кольца или толстостенной трубы, находящейся под действием внутреннего и наружного давления, следующим образом:

$$u = \frac{1 - \mu}{E} \cdot \frac{r_g^2 p_g - r_n^2 p_n}{r_n^2 - r_g^2} \rho + \frac{1 + \mu}{E} \cdot \frac{(p_g - p_n) r_g^2 r_n^2}{(r_n^2 - r_g^2) \rho},$$

где:

μ — Пуассоново отношение для бетона = $\frac{1}{6}$ (Нормы 1931 г.).

E — модуль упругости бетона = 140000 кг/см^2 ,

r_g и r_n — внутренний и наружный радиус кольца,

ρ — расстояние до точки, перемещение которой определяется.

¹ Тимошенко. — Сопротивление материалов.

Подставляя в выражение для перемещений u вместо значения p соответственно $r_в$ и $r_н$, можно получить в общем виде выражения для перемещений внутренней и наружной точки кольца.

Зная для испытуемой штольни из опытов величину деформации внутреннего радиуса облицовки $\Delta r_в$ и внутреннее давление $p_в$, можно определить наружное давление $p_н$ (в нашем случае отпор породы) из выражения

$$\Delta r_в = \frac{1-\mu}{E} \cdot \frac{r_в^2 p_в - r_н^2 \cdot p_н}{r_н^2 - r_в^2} r_в + \frac{1+\mu}{E} \cdot \frac{(p_в - p_н) r_в r_н^2}{r_н^2 - r_в^2},$$

где неизвестно только $p_н$.

Тогда деформация $\Delta r_н$ определится из выражения

$$\Delta r_н = \frac{1-\mu}{E} \cdot \frac{r_в^2 p_в - r_н^2 p_н}{r_н^2 - r_в^2} \cdot r_н + \frac{1+\mu}{E} \cdot \frac{(p_в - p_н) r_в^2 r_н}{r_н^2 - r_в^2}$$

Искомый коэффициент упругого оседания породы в случае испытания облицованных штолен будет найден как

$$k = \frac{P_н}{\Delta r_н}.$$

Наиболее полные данные по испытанию облицованных участков имеются для штольни гидроустановки Амстэг.

Напомним, что здесь имели место опыты в трех различных отрезках штольни, проходящей в серицитовых сланцах различной крепости. Внутренний радиус облицовки 1,4 м.

В е л и ч и н ы	III ^а участок	IV участок	III ^в участок
Толщина облицовки в см	72,5	60	37,5
Напор в атм. (кг/см ²)	3,2	2,9	3,2
Измеренные деформации $\Delta r_в$ в см	0,006	0,0055	0,0115
Вычисленные величины $p_н$ (кг/см ²)	0,75	0,87	0,52
Вычисленные значения коэффициента упругого оседания породы k (кг/см ³)	156	190	51

На основании полученных величин можно установить также в каждом отдельном случае и закон распределения усилий между облицовкой и породой по выражениям:

$$100 \frac{P_в - P_н}{P_в} \text{ и } 100 \frac{P_н}{P_в} \text{ (в процентах),}$$

где полное внутреннее усилие

$$P_в = 2\pi r_в \times 1 \times p_в,$$

а отпор породы

$$P_н = 2\pi r_н \times 1 \times p_н.$$

Соответственно трем случаям испытания распределение усилий приведено в нижеследующей таблице.

Напомним, что опыты в напорной штольне гидроустановки Дзорагэс показали способность породы принимать на себя от 30 до 50% всего внутреннего давления.

	III ^а уч.	IV уч.	III ^в уч.
Облицовка	65%	60%	80%
Порода	35%	40%	20%

Нужно иметь в виду, что сами испытания, послужившие нам для вывода характеристики податливости пород и закона распределения усилий между ними и облицовками, подтверждают недопустимость распространения полученных результатов не только на другие выломки, но и на те же породы в других условиях. Поэтому на все полученные значения величин нужно смотреть лишь как на ориентировочные, считая необходимым в каждом отдельном случае возведения напорной штольни производство опытов по определению коэффициентов оседания пород. В этом залог наиболее рационального проектирования облицовок напорных штолен, заключающийся как в рентабельном использовании всех средств и материалов, так и в уменьшении коэффициентов запаса, принимаемых в обычных расчетах.

4. Акустический способ определения напряжений в облицовках штолен

Особенностью такого метода измерения напряжений, предложенного проф. Н. Н. Давыденковым, является возможность непрерывного производства

наблюдений за изменениями напряжений в теле облицовки в течение продолжительного промежутка времени.

В начале главы о горном давлении уже упоминалось о том, что с пробивкой штольни в горном массиве происходит перемещение масс и, как следствие этого, перераспределение напряжений в породах, окружающих штольню. В связи с этим внешнее давление на облицовку штольни не остается постоянным, а с течением времени изменяется, не подчиняясь какому-либо простому закону.

Способ постоянного наблюдения при помощи акустического

метода за изменяющимися при этом величинами напряжений в различных сечениях облицовки штолен приобретает в связи с указанным выше особый интерес.

Прибором, служащим для производства подобного рода наблюдений, является „телетенсометр“ (рис. 104), закладываемый в тело облицовки при ее возведении. Изображенный на рис. 104-а телетенсометр состоит из струны, помещенной в специальном металлическом футляре, укрепляемом неподвижно в кладке при помощи отдельных выступов, имеющих на его концах. К струне прикрепляется электромагнит, питающийся током от источника измерительного прибора. Для учета влияния изменения температуры на колебания струны в металлическом футляре устраивается компенсационное приспособление из такого металла (обычно латунь), линейное расширение которого уничтожает влияние температуры на струну. Иногда для этой же цели устанавливается в породе за облицовкой в соответствующем гнезде контрольный телетенсометр. Так как на последний внешнее давление не оказывает своего действия, то по изменению колебаний струны контрольного телетенсометра можно соответственно судить о влиянии температуры. Показания последнего дают возможность внесения поправок за счет температуры в показания обычных телетенсометров, заложенных в кладке облицовки (рис. 105). По такому способу производятся наблюдения над работой облицовки напорной штольни гидроустановки Дзорогэс и тела бетонной плотины Днепрогэс. В каждом сечении напорной штольни (диаметром 3,0 м) заложено было восемь описываемых приборов. Последние прослушиваются при испытании тоннеля гидростатическим давлением.

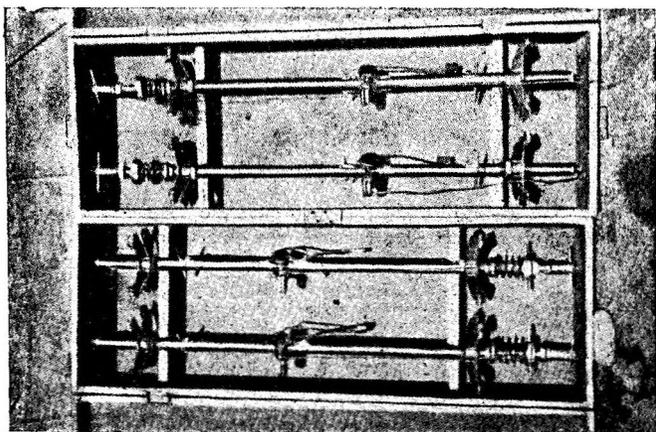


Рис. 104. Струнный телетенсометр.

При этом испытуемый участок штольни был закрыт с обоих концов специальными металлическими затворами (рис. 93), в отверстиях которых были пропущены изолированные от воды провода теле-тенсометров.

В течение опыта гидростатическое давление дважды подымалось и опускалось до нуля, причем было произведено тридцать прослушиваний всех приборов.

Сравнение величин деформаций, измеренных телетенсометрами в двух сечениях штольни, с вычисленными теоретически при учете упругих свойств бетона и окружающей породы дало следующие весьма близкие результаты: ¹

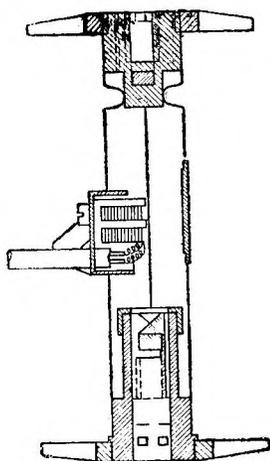
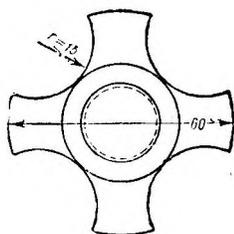


Рис. 104-а. Разрез и план телетенсометра.



Сечение штольни	Деформации	
	Измеренные	Вычисленные
I	$1,18 \times 10^{-5}$	$1,22 \times 10^{-5}$
II	$0,89 \times 10^{-5}$	$0,91 \times 10^{-5}$

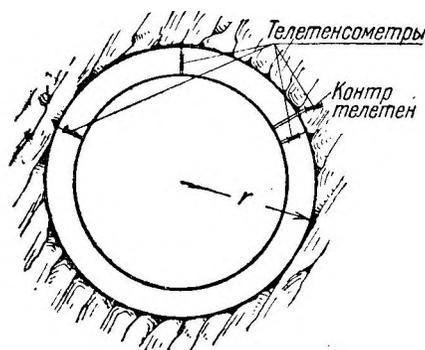


Рис. 105. Расположение телетенсометров в теле облицовки.

5. Измерение напряжений путем изменения силы тока ²

Американское государственное бюро стандартов предложило для измерения напряжений в элементах инженерных сооружений особый прибор — телеметр, основанный на следующем принципе (рис. 106).

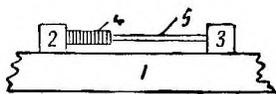


Рис. 106. Схема телеметра.

1 — испытуемый элемент, 2—3— жестко-связанные с ним стойки, 4— столбик из пластинок угля, 5 — жесткий проводник.

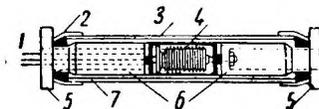


Рис. 107. Разрез патронного телеметра

1 — провода, 2—заушины крышек 3— медная обмотка, 4— угольный столбик, 5—крышка, 6 — рамка, 7 — футляр прибора.

При исследовании элемента 1 между упорами 2 и 3, жестко соединенными с ним, располагается пакет прижатых друг к другу угольных пластинок, удерживаемых жестким проводником 5. При включении угольного столбика

¹ Н. Н. Давыденков. — Струнный метод измерения деформаций, 1933 г.

² В. Кайсаров. — Журнал „НиТ“ 1933 г. № 11—12.

в электрическую цепь он, как известно, при изменении степени сжатия (что последует при деформации исследуемого элемента I) изменяет свое электрическое сопротивление. Таким образом, показание электроизмерительного прибора, отмечающего силу тока в цепи, будет характеризовать напряжения, если его проградуировать в механических единицах.

На рис. 107 изображен телеметр патронного типа, служащий для определения напряжений в железобетонных элементах сооружений, в которые он непосредственно заделывается. Электрическая проводка соединяет телеметр с испытательной станцией, которая может быть расположена на некотором отдалении от испытуемого элемента. (Отсюда и название телеметр, т. е. измеритель на расстоянии).

Фиксация напряжений устроена автоматическая, фотографическим путем, в виде графиков (кривых) на бумаге. Для этой цели служит особый прибор „осциллограф”.

ГЛАВА ВТОРАЯ

КОНСТРУКЦИИ ОБЛИЦОВОК НАПОРНЫХ ШТОЛЕН

1. СУЩЕСТВУЮЩИЕ ТИПЫ ОБЛИЦОВОК

Работа облицовок напорных штолен заметно отличается от работы обделок безнапорных и железнодорожных тоннелей. Если облицовка последних служит лишь для принятия давления горных пород, то в напорных штольнях ее основное назначение принимать на себя внутреннее давление воды и препятствовать просачиванию ее под напором в породу.

Практика возведения и эксплуатации напорных штолен показывает, что при наличии так называемой „податливости” породы, к облицовкам должны предъявляться требования особой прочности и водонепроницаемости. В случае сильно податливых пород полное внутреннее давление воды должны целиком восприниматься облицовкой, не вызывая в ней трещин, опасных для потерь воды в породу и для целости самой облицовки.

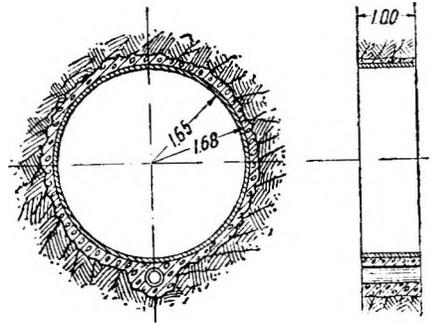


Рис. 108. Дзорагэс.

1. Необлицованные штольни

В сухих, плотных, весьма устойчивых породах, к числу которых можно отнести прочные граниты, гнейсы и т. п., часто отпадает вовсе необходимость в облицовке. В этих случаях прибегают лишь к выравниванию неровностей породы бетоном или торкретом для уменьшения потерь трения.

Практика существования необлицованных штолен показала возможность применения их в особо благоприятных условиях в большинстве случаев для сравнительно небольших напоров. Примерами этого могут служить: осуществленная у нас в Союзе напорная штольня гидроустановки Дзорагэс в прочных дацитах ($H = 3$ атм., $D = 3,3$ м, $v = 3,5$ м/сек.; рис. 108), а также напорная штольня, в цементированных сланцах, швейцарской гидроустановки Клосгер-Кублис ($H = 3,5$ атм., $D = 2,24$ м, $v = 3,0$ м/сек.) и установки Арнензее (водонепроницаемые сланцы и известняки; $H = 4,5$ атм.).

Так как стоимость облицовок напорных штолен иногда составляет до 50% всех расходов по ним, то необлицованные штольни являются особенно выгодными как из-за отсутствия самой облицовки, так и вследствие уменьшения при этом общего сечения выломки. Однако, при возведении подобного рода штолен всегда нужно иметь в виду, что даже в самых крепких и прочных породах могут встретиться слабые и разрушенные участки, которые не могут быть оставлены без облицовки. Кроме того, наличие в породе естественных трещин и расселин, количество которых обычно увеличивается при взрывных работах, заставляет с особой тщательностью и осмотрительностью применять описываемый род напорных штолен. В этих случаях мерой первостепенной важности является уплотнение трещин и неплотностей каким-либо способом,

чаще всего торкретированием породы. Перед этим применяется иногда способ очистки скалы песком под давлением. Торкрет, обычно накладываемый тонким слоем в 1—2 см, вследствие своей равномерной толщины лишь незначительно сглаживает породу, тем самым мало улучшая гидравлические условия протекания воды. По опытам Marchi и Scimemi), при необлицованных штольнях коэффициент шероховатости для формулы Гангилье и Куттера равен 0,027. При торкретировании непосредственно скалы коэффициент шероховатости достигает 0,022—0,027. Вследствие этого рекомендуется до нанесения торкретного слоя производить предварительное выравнивание неровностей породы бетоном.

В эксплуатации штольни подобного рода требуют постоянного надзора, так как при обрушении кусков пород и штольню происходит стеснение живого сечения водовода, а камни, отнесенные к остальным сооружениям, могут засорять и разрушать их.

2. Бетонные облицовки

В плотных, мало деформирующихся породах применяется простая бетонная облицовка различной толщины, в зависимости от характера породы, диаметра штольни и напора.

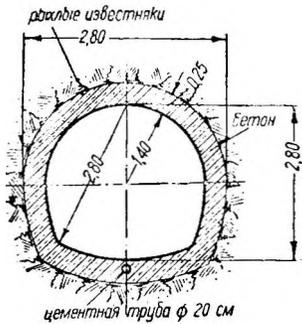


Рис. 109. Брок.

При расчете бетонных облицовок на внутреннее давление воды предполагается, что напор частично или целиком воспринимается устойчивой породой, окружающей штольню. Однако, как показали опыты и пробные испытания, достаточно самых незначительных деформаций породы (доли миллиметра), чтобы вызвать появление трещин в бетонном кольце. Поэтому при применении подобного рода облицовок является вопросом существенной важности — обеспечение плотного прилегания бетонной обделки к самой породе. Этой цели, как нельзя лучше, служит широко применяемый в настоящее время способ укрепления породы путем инъекции цементного раствора за облицовку. Для этого после возведения бетонной облицовки че-

рез трубки производится нагнетание раствора под давлением.

Основные цели, преследуемые инъектированием, состоят в следующем:

1. Всестороннее заполнение пустот за облицовкой, достижение вследствие этого плотного примыкания ее к породе, что, в свою очередь, обеспечивает передачу внутреннего давления породе.
2. Создание начального всестороннего внешнего давления на облицовку, облегчающего работу бетонного кольца на внутреннее давление воды.
3. Укрепление породы, окружающей штольню, вследствие забетонирования имеющихся в ней трещин и расселин и тем самым уменьшение „податливости“ ее.

Для повышения водонепроницаемости бетонной облицовки ее изнутри торкретируют или покрывают слоем цементной штукатурки толщиной 1 — 2 см; в отдельных случаях для этой цели применяются различные составы: сидеростен, инертоль и другие.

Примером подобного рода обделки может служить облицовка напорной штольни гидроустановки Брок в Швейцарии (1927 г. рис. 109). При напоре в 3 атм. и диаметре 2,80 м штольня, проходящая в прочных известняках, имеет бетонную облицовку толщиной в 25 см, покрытую слоем инертоля. Инъекция цементным раствором за облицовку была произведена под давлением 5—6 атм.

После первого пробного испытания штольни под рабочим давлением в облицовке были обнаружены волосные трещины. Утечка воды, после тщательной затирки облицовки, оказалась довольно незначительной.

Другим примером может служить гидроустановка Шварценбах в Германии (1924 г. рис. 110).

Напорная штольня, диаметром 3,2 м, проходящая в крепких гранитах, при напоре в 6 атм., имеет бетонную облицовку толщиной 15—35 см со слоем

торкрета в 3 — 4 см. Инъекция цементным раствором производилась через трубки диаметром 8 см под давлением в 6 атм. Продольный отвод воды осуществляется помощью трубы диам. 20 см, заложенной в подошве штольни.

3. Облицовки из штучного камня

При возведении бетонных облицовок штолен представляет известное затруднение необходимость принимать полное давление породы свежееужоженным бетоном. Это обстоятельство заставляет иногда, в породах с сильным горным давлением, прибегать к облицовке из штучного камня. Применение последней, особенно в верхней половине профиля, облегчает, кроме того, замыкание свода облицовки.

Другим фактором, вызывающим применение подобного рода облицовки, является наличие в грунтовых водах примесей, вредно влияющих на еще несхватившийся бетон.

Однако, облицовка из штучного камня, хорошо работающая на сжатие, как и всякая каменная кладка, плохо сопротивляется растягивающим усилиям, поэтому правильнее было бы применение ее ограничивать только штольнями с малым напором.

Известен случай применения в 1900 г. в Neu-Hausen'e Обществом Aluminiumindustrie¹ облицовки из искусственных камней в наклонной штольне сечением от 7 до 8,8 м², длиной 90 м, проходящей в глинистых грунтах и работающей при напоре в 6 атм.

Обделка, толщиной 40 см, покрытая изнутри слоем штукатурки, дала незначительные трещины и полностью оправдала себя в эксплуатации. Это объясняется высоким качеством и исключительной плотностью пород, окружающих штольню.

Другой пример сооружения облицовки с верхней частью из штучного камня представляет обделка напорной штольни гидроустановки Kander bei Spiez. Штольня поперечного сечения подковообразной формы, площадью 4 м²,

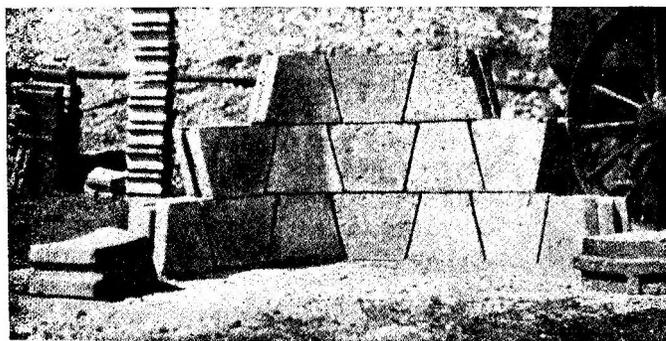


Рис. 111. Штучные камни для облицовки.

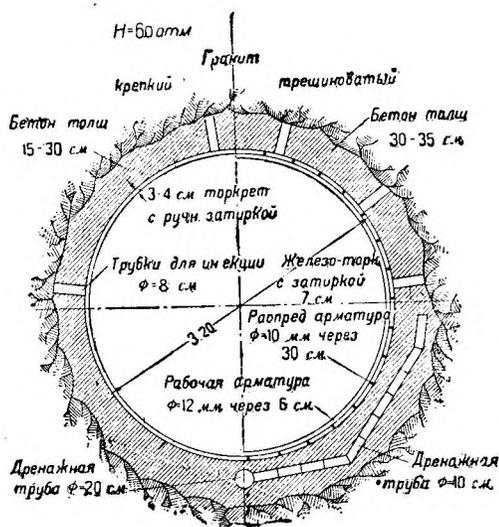


Рис. 110. Шварценбах.

длиной 560 м, проходит в сильно водоносных породах. Незначительный напор, достигающий всего нескольких метров, является, по видимому, главной причиной благополучной службы этой облицовки.

Рис. 111 изображает трапециодальные бетонные шпунтованные камни, примененные для облицовки двух гидротехнических тоннелей в Пенсильвании и Филадельфии в 1933 г.

Отдельные камни заготавливались на постройке при помощи специального гидравлического пресса (рис. 112) производительностью 400 штук в день. Соединение в швах уплотнялось горячим асфальтом.

¹ Zentralblatt der Bauverwaltung. 1900.

Другой вид фасонных бетонных камней, примененных для облицовки штольни, показан на рис. 113. Укладка их производилась специальной маши-

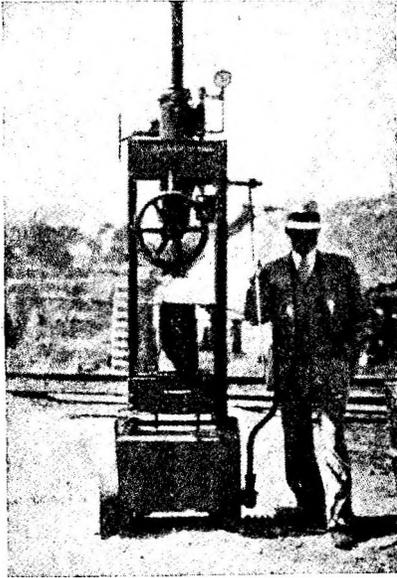


Рис. 112. Гидравлический пресс для изготовления камней.

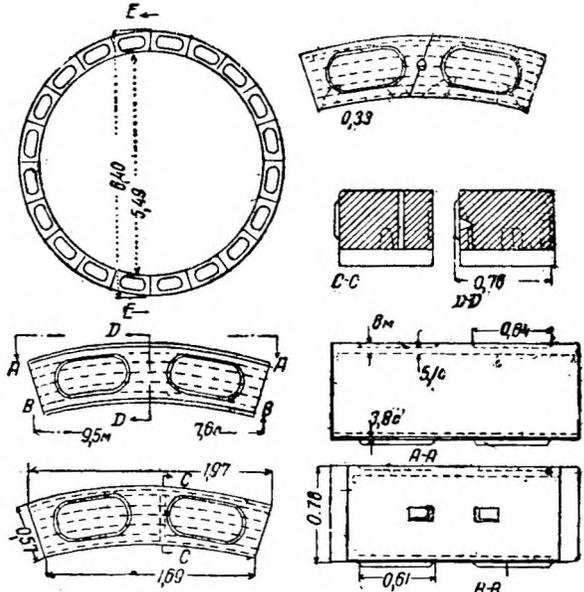


Рис. 113. Фасонные камни для облицовки тоннелей.

ной — эректором (erektor — рис. 114). Последний приводится в движение электрическими моторами. Рычаг эректора поворачивается около горизонтальной оси и его телескопическая часть может выдвигаться в радиальном направлении. Конец рычага снабжен специальными захватами (пальцами), входящими в соответствующие отверстия в камнях облицовки.

Гораздо чаще имеют место случаи применения кладки из штучного камня не как самостоятельных обделок напорных штолен, а в различном сочетании с железобетоном и торкретом в комбинированных типах облицовок.



Рис. 114. Укладка камней в тело облицовки эректором.

4. Железобетонные облицовки

В слабых породах при средних и высоких напорах иногда применяются собственно железобетонные облицовки. Особенное удобство представляют они или в случаях неожиданной встречи в проходке слабых пород, или при производстве дополнительного усиления существующих обделок.

В экономическом отношении подобные облицовки являются мало выгодными по следующим соображениям. В условиях работы бетона в напорных штольнях недопустимо появление трещин, если отсутствуют специальные уплотняющие приспособления. Поэтому железобетон приходится в этих облицовках

рассчитывать по I стадии, т. е. с учетом работы бетона на растяжение. Принимая по данным германской практики сооружения штолен допустимое напряжение бетона на растяжение 15 кг/см^2 (Bauingenieur, 1925. № 4. O. Walch)

и учитывая отношение модулей упругости железа и бетона, получаем для напряжения в железе 225 кг/см^2 , что указывает на невозможность полного использования железа в этих случаях. Совершенно естественно при этом возникает вопрос о применении специальных уплотняющих средств, за счет чего, допуская расчет железобетона по II стадии, возможно значительно сократить размеры облицовки.

При возведении железобетонных обделок обычно предварительно выравнивают бетоном неровности выломки и на последний уже укладывают арматуру. Некоторые лишние издержки, вызываемые необходимостью при таком способе работ в двухкратной установке опалубки, окупаются повышением качества железобетонной облицовки.

Примером чисто железобетонной облицовки является обделка напорной штольни гидроустановки Knoxville (1919 г.), длиной 137 м, проходящей в песчаниках. При напоре в 2,4 атм. облицовка штольни имеет толщину от 46 до 61 см.

Здесь была произведена инъекция цементным раствором за облицовку под давлением 7 атм. В эксплуатации штольни трещин в облицовке, так же как и потерь воды, обнаружено не было.

Другим примером может служить напорная штольня гидроустановки Senni-schia в Италии, в плохих участках которой была применена железобетонная облицовка толщиной 45 см при диаметре в свету 1,90 ж (рис. 115).

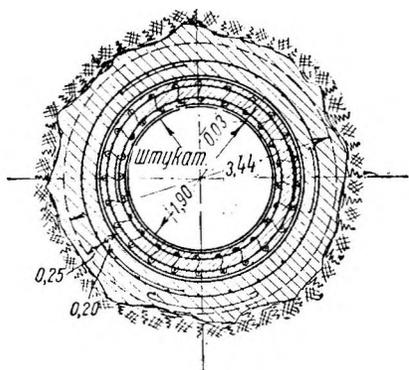


Рис. 115. Сенишиа.

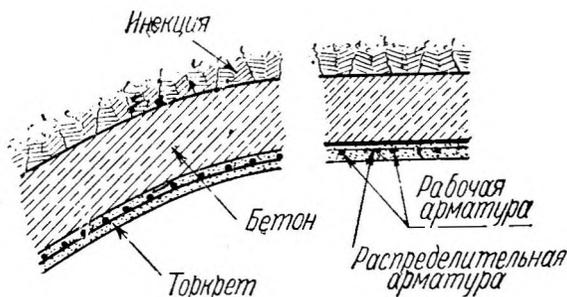


Рис. 116. Деталь комбинированной облицовки

Для водонепроницаемости внутренняя поверхность облицовки покрыта слоем цементной штукатурки толщиной 3 см. В водопроницаемых породах произведена инъекция цементным раствором за облицовку.

В заключение следует отметить, что при возведении железобетонных обделок штолен чрезвычайно затруднительна укладка бетона за опалубку вследствие наличия арматуры, и поэтому плохо обеспечивается плотное прилегание возводимой облицовки к породе, в особенности в замке.

В этом отношении значительным облегчением в работе является применение торкретбетона, при котором отпадает надобность в опалубке. Однако, необходимость нанесения последнего на неровности породы тонкими равномерными слоями затрудняет выполнение правильного профиля обделки штольни.

Неэкономичность железобетонных обделок напорных штолен и затруднения при производстве работ служат причинами редкого применения их за последнее время в качестве самостоятельных обделок. Им предпочитают комбинированные типы или облицовки с упругим уплотнением, в гораздо меньшей степени страдающие указанными выше недостатками.

5. Комбинированные облицовки

В современном строительстве напорных штолен чаще всего встречается комбинированная облицовка из различных материалов, впервые осуществленная в Европе швейцарским инженером Моог'ом в гидроустановке Кластер-Кублис.

Обделка такого рода состоит из двух колец: наружного, обычно бетонного, воспринимающего давление горных пород, и внутреннего—железоторкретного,

служащего как для водонепроницаемости, так и для принятия, совместно с бетоном, внутреннего давления воды (рис. 116).

Толщина наружного кольца зависит, главным образом, от свойств горных пород и в хороших грунтах настолько незначительна, что служит лишь для выравнивания неровностей породы.

В этом случае для обеспечения плотного примыкания породы к бетонному кольцу считается обязательной инъекция цементного раствора под давлением за облицовку. Это дает возможность при расчете облицовки на внутреннее давление воды учитывать упругий отпор породы.

Комбинированная обделка получила всеобщее признание как вследствие преимуществ торкрета перед бетоном (повышенная прочность, лучшее сцепление с железом, водонепроницаемость и пр.), так и из-за отсутствия необходимости в устройстве опалубки при возведении железоторкретного кольца.

Весьма подробно представлены различные виды комбинированных облицовок в напорной штольне гидроустановки Амстэг в Швейцарии (1918 г.). Штольня, длиной 7536 м, диаметром в свету 2,8 ж, проходит в гнейсах и сланцах различной прочности.

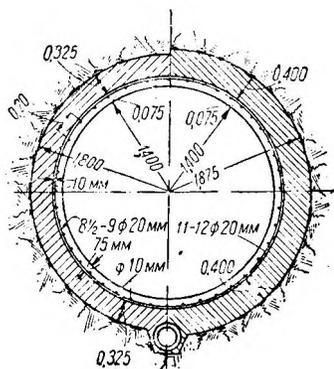


Рис. 117. Амстэг.

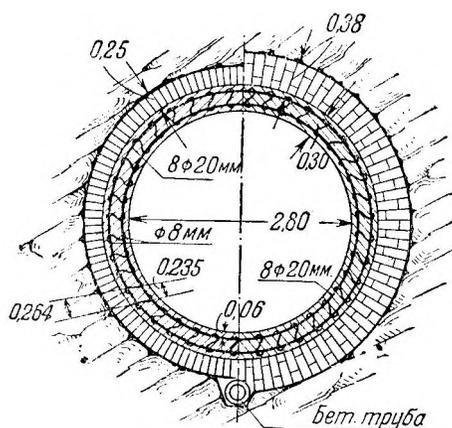


Рис. 118. Амстэг.

Штольня рассчитана на расход $21 \text{ м}^3/\text{сек.}$, при скорости $3,4 \text{ м/сек.}$ и напоре в 3 атм; имеет на нескольких участках комбинированную облицовку из бетона и железоторкрета (рис. 117). Сечение бетонного кольца меняется от 18 до 40 см, между тем как железоторкретное кольцо имеет повсюду толщину в $7\frac{1}{2} \text{ см.}$

Рабочая кольцевая арматура из круглого железа, диаметром 20 мм, поставлена в количестве от 10 до 12 штук на пог. м. Продольная распределительная арматура диаметром 10 мм уложена изнутри по рабочей арматуре, на взаимном расстоянии 20 см.

Инъекция цементного раствора за облицовку произведена под давлением 6—12 атм.

При испытании штольни под рабочим давлением утечка воды была обнаружена в среднем около $0,5 \text{ л/сек.}$ с 1000 м^2 поверхности штольни.

Интересная разновидность комбинированной облицовки применена на участке более слабых пород той же гидроустановки Амстэг (рис. 118).

Здесь наружное бетонное кольцо заменено кладкой из штучного камня толщиной от 25 до 38 см, а вместо внутреннего железоторкретного кольца устроено железобетонное толщиной 30 см с двойной арматурой из круглого железа диам. 20 мм (8 шт. на 1 пог. м).

Оба ряда арматуры связаны хомутами толщиной 8 мм на расстоянии 25 см один от другого.

Внутренняя поверхность из железобетона покрыта слоем цементной штукатурки.

Точно так же несколько разновидностей комбинированной облицовки встречается в напорной штольне гидроустановки Партенштейн в Австрии, возведенной в 1924 г.

Штольня диаметром 2,80— 2,95 м проходит преимущественно в гранитах, имеет длину 5740 м и работает при напоре до 4 атм. Максимальный расход равен 22,5 м³/сек., а скорость 3,4 м/сек.

Вначале на большинстве участков была возведена только бетонная облицовка толщиной в 20 см, однако, после пробных испытаний во многих местах были обнаружены трещины в обделке, что привело к необходимости устройства внутреннего железоторкретного кольца толщиной 7,5 см, на общей длине 800 ж (рис. 119).

На участках штольни с большим горным давлением, вместо описанной выше комбинированной облицовки, был применен другой тип ее (рис. 120), состоящий из наружного кольца, сложенного из бетонных штучных камней толщиной в 40 см и внутреннего железобетонного кольца толщиной в 25 см.

На протяжении всей штольни была произведена инъекция цементного раствора состава 2:1.

У нас в Союзе осуществлена подобная комбинированная облицовка в напорной штольне гидроустановки Дзорагэс (1929 — 32 г.) (рис. 370) на участке в разрушенных дацитах, общей длиной 1370 ж, при диаметре штольни 3,30 ж.

В трещиноватых гранитах

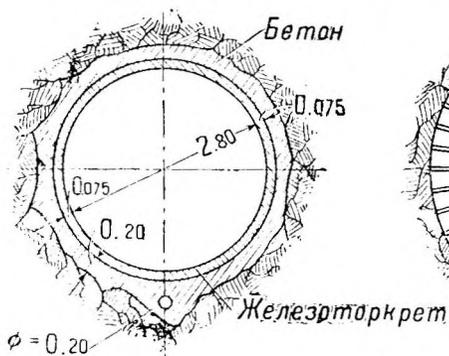


Рис. 119. Партенштейн.

В разрушенных гранитах

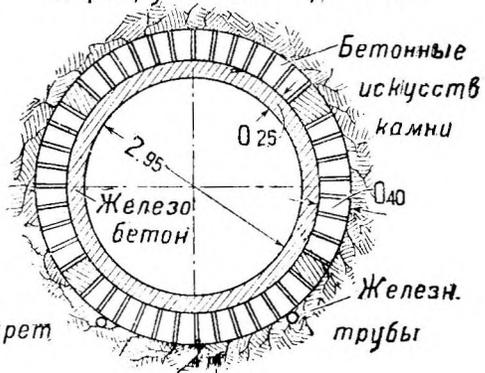


Рис. 120. Партенштейн.

Внешнее кольцо облицовки состоит из бетона толщиной 40 см, а внутреннее кольцо из железоторкрета, толщиной 8 см. Количество круговой рабочей арматуры, диаметром от 14 до 19 мм, менялось от 10 до 13 стержней на 1 пог. м. Инъекция цементного раствора за облицовку была произведена под давлением 6 атм.

При испытании потери воды оказались в среднем 1 л/сек. на 1000 м² поверхности штольни.

Комбинированные облицовки, кроме указанных выше, применены также в гидроустановках Кластер-Кублис, Веггиталь в Швейцарии, Вальхензее и Ахензее в Германии и во многих др.

По своей стоимости они несколько выше простых бетонных облицовок, тем не менее, для уверенности в бесперебойной работе деривации, в большинстве случаев предпочитают идти на некоторое удорожание в целях избежания последующего ремонта и усиления облицовок.

6. Облицовки с упругим уплотнением

За последние годы в заграничной технической литературе, посвященной вопросам напорных штолен, уделяется большое внимание новому типу облицовок с упругим уплотнением.

Многочисленные опыты на моделях и пробных участках, а также удачный пример осуществления подобного рода обделки в напорной шахте ($H=13$ атм.)

одной из итальянских гидроустановок дают все основания полагать, что облицовки с упругим уплотнением в ближайшее время займут видное место среди всех современных типов обделок напорных штолен.

В такого рода облицовках существует уже резкое разграничение в работе между бетоном, выполняющим статическую задачу принятия давлений, и специальным уплотняющим материалом, создающим водонепроницаемость обделки. В качестве такого уплотнения применяется обычно асфальт, толщина которого увеличивается с возрастанием напора.

Для предохранения асфальта от механического воздействия воды необходимо возведение внутреннего защитного железобетонного кольца (рис. 121).

Такой тип облицовок, особенно применимый при больших напорах или в слабых породах, представляет некоторые особенности в производстве работ и требует материалов, качеству которых необходимо уделять самое серьезное внимание.

Асфальтовое уплотнение состоит из двух частей: собственно уплотнения клейкой массы (клебемасса), представляющей собой асфальтовый продукт, и асфальтового картона, на который эта масса наносится.

Вначале горячей клебемассой покрывается поверхность бетонного кольца обделки, после чего укладывается первый слой картона. Далее наклады-

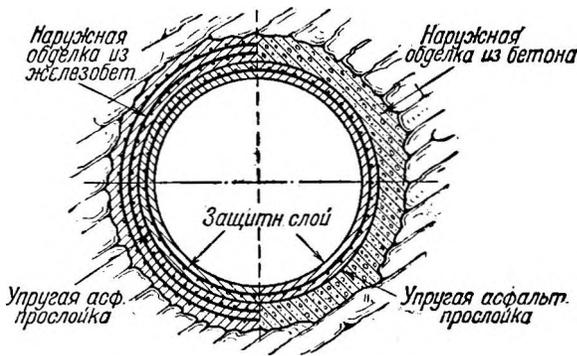


Рис. 121. Облицовка с упругим уплотнением.

вается следующий слой клебемассы и наклеивается второй ряд картона и т. д.

Число слоев картона, обычно употребляемых при устройстве уплотнения, от двух до четырех, причем отдельные полосы его укладываются по круговой поверхности обделки, а не вдоль ее. Стыки перекрываются и располагаются вразбежку.

Степень водонепроницаемости асфальтового уплотнения, как показали опыты гидроустановки Шпулерзее,¹ Гос. института стройматериалов в Берлине и др., — весьма высока. Изготовленная таким образом прокладка шириною в 1 см и длиною в 10,5 см выдерживала, не обнаруживая признаков просачивания воды, давление, доходящее до 70 — 80 атм, что служит вполне достаточной гарантией применимости подобного рода уплотнения в облицовках напорных штолен. Особенно ценным качеством асфальтового уплотнения является высокая степень его эластичности, позволяющая прокладке без всяких повреждений следовать за деформацией обделки. Упоминаемые выше опыты показали способность асфальтового уплотнения давать удлинение в 11—22% без разрушения материала. Опыты также обнаружили малую сжимаемость (около 5%) асфальтовой прокладки в условиях, предупреждающих возможность бокового расширения ее при давлении, доходящем до 12 атм.

При устройстве уплотнительной прокладки необходимо предупредить отставание ее от бетона под влиянием собственного веса, что особенно возможно в кровле штольни. Необходимой опорой для этого служит внутреннее защитное

¹ Zeitschrift des Oster. Ingenieur und Arch. Vereins, 1924, S. 185.

кольцо, возводимое из железобетона. Применения для этой цели торкретбетона, как наносимого без опалубки, — необходимо избегать.

Особенности производства работ по возведению облицовок с упругим уплотнением видны из рис. 122. Некоторую сложность представляет устройство части защитного кольца в замке, ввиду трудности бетонирования с головы

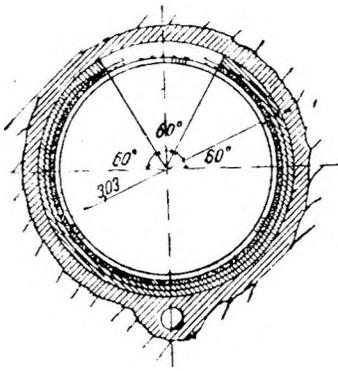


Рис. 122.

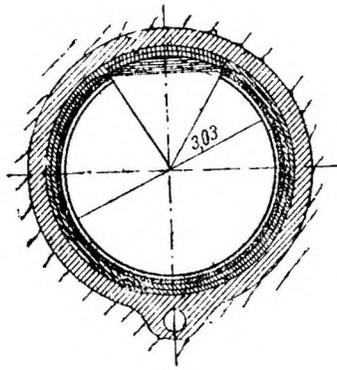


Рис. 123.

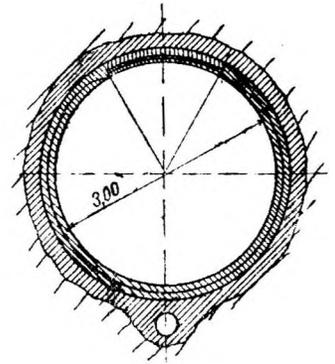


Рис. 124.

Производство работ при возведении облицовки с упругим уплотнением.

узкого пространства при наличии арматуры. По этой причине бетонирование внутреннего кольца производится до тех пор, пока возможна укладка бетона сбоку (рис. 123). Далее возводится часть бетонного слоя в замке между уплотнительной прокладкой и арматурой, для чего подводится соответствующая опалубка на клиньях (рис. 124).

После раскруживания устанавливается арматура в замке, стыкаемая с главными стержнями облицовки, и это место торкретируется.

7. Стальные облицовки

В случае особенно больших напоров, когда от обделки требуется полная водонепроницаемость, даже в устойчивых и прочных породах, прибегают к устрой-

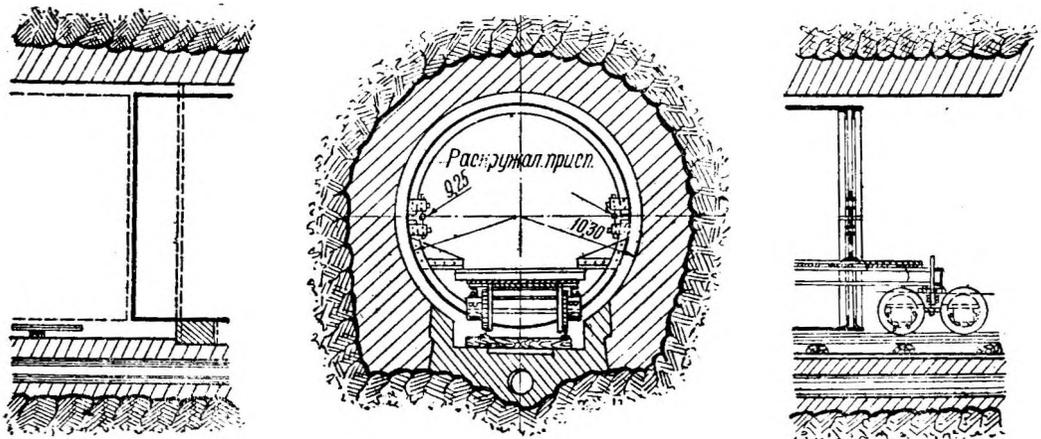


Рис. 125. Транспортирование металлических звеньев облицовки.

ству стальных облицовок с наружным бетонным кольцом. При этом следует разграничивать упругие металлические облицовки из листовой стали, толщиной 4—5 мм и более, и ребристые облицовки, сбалчиваемые из отдельных жестких секций.

В облицовках первой группы внутреннее давление или полностью воспринимается породой и наружным бетонным слоем (армируемым в случае надобности), или частично передается и на металлическую оболочку.

В облицовках второй группы на внутреннее давление работает только стальное кольцо.

Применение упругой листовой стали в первом случае обеспечивает высокую водонепроницаемость металлических облицовок. Отдельные звенья колец изготавливаются вне штольни и транспортируются в готовом виде к месту установки. Доставка сопряжена всегда с затруднениями, так как толщина стенок трубы весьма незначительна по сравнению с диаметром ее и звенья легко могут быть повреждены. Для транспортирования колец внутри штольни применяются особые тележки, перемещающиеся (рис. 125) по рельсам, уложенным в углублении обратного свода.

Жесткость звеньев при перевозке и установке обеспечивается металлическими кружалами, снабженными раскружаливающими приспособлениями в виде стяжных муфт.

При помощи консолей, приклепанных к косякам, кружала опираются на балки, концы которых укладываются на тележки.

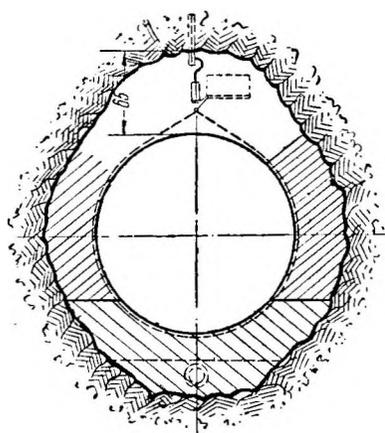


Рис. 126. Транспортирование по монорельсу.

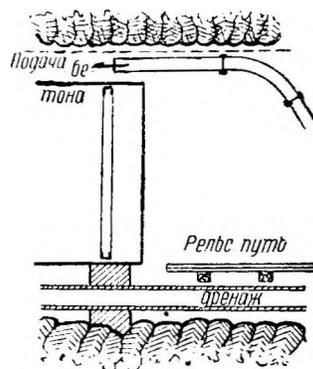
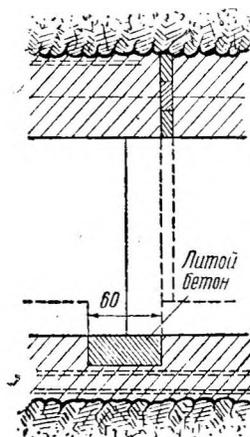


Рис. 127. Подача бетона под давлением.

Другой способ транспортирования звеньев состоит в перемещении их в подвешенном состоянии по рельсу, укрепленному в кровле выработки. Для этой цели в замке делается дополнительная выломка, заполняемая впоследствии бетоном или каменной кладкой (рис. 126).

Ухудшение условий доставки звеньев облицовки в случае наличия закруглений в плане, незначительная разница в размерах между диаметрами трубы, и штольни, вызывающие необходимость полной уборки всех крепей и временных сооружений, заставляют иногда вовсе отказываться от применения такого рода облицовок.

При минимальной длине звена 4 м и незначительном промежутке между трубой и первоначально уложенным бетонным кольцом или породой плотное заполнение бетоном этого пространства лучше всего производится при помощи подачи раствора сжатым воздухом аппаратом системы Торкрет или Ransom-saniiff (рис. 127).

Чрезвычайно важный вопрос о способах соединения отдельных звеньев трубы в одно целое решается помощью сбалчивания, склепки, соединения растробом, автогенной и электрической сварки.

При выполнении всех этих видов соединений требуется особая тщательность. Число и место расположения стыков в облицовке зависит от длины звена трубы, от возможности транспортирования их по железной дороге и внутри штольни, от способа производства бетонных работ и пр.

Стыки осуществляются как работами только изнутри штольни, так и работами одновременно изнутри и снаружи. Последний способ дает соединения более высокого качества, но редко применяется ввиду необходимости при этом дополнительной выломки и излишнего расхода бетона.

На рис. 128 изображен тип заклепочного соединения, выполняемого по первому способу, т. е. работами только изнутри, штольни. В гидравлическом отношении та-



Рис. 128. Заклепочное соединение.

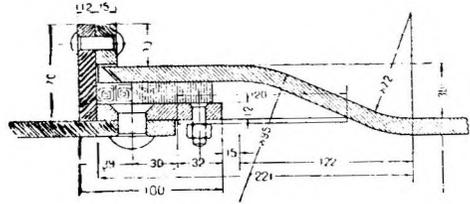


Рис. 129. Стык облицовки штольни Штрубкламм.

кие стыки являются невыгодными, ввиду наличия частей, выступающих внутрь штольни.

Этот недостаток устранен в стыке стальной облицовки напорной штольни гидроустановки Штрубкламм (рис. 129), где для предотвращения завихрения применен особый лист толщиной 3 мм. и шириною 120 мм.

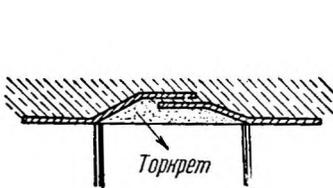


Рис. 130. Соединение раструбом.

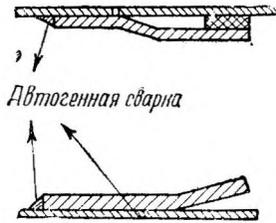


Рис. 131 и 132. Соединение с помощью сварки.

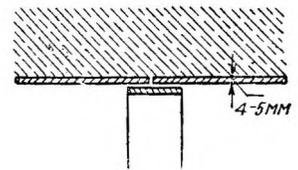


Рис. 133. Стык штольни Адамелло.

Водонепроницаемость этого стыка, неоднократно испытанного на практике, осуществляется соединением раструбом с уплотнением из свинцовой ваты и просмоленной пеньки.

Другой способ соединения раструбом представлен на рис. 130. Здесь уплотнение достигнуто при помощи торкрета, что избавляет от производства дополнительных металлических работ внутри штольни. Однако, при различных температурных деформациях железа и торкрета, в особенности зимой при протекании холодной воды, в этих местах возможно образование трещин.

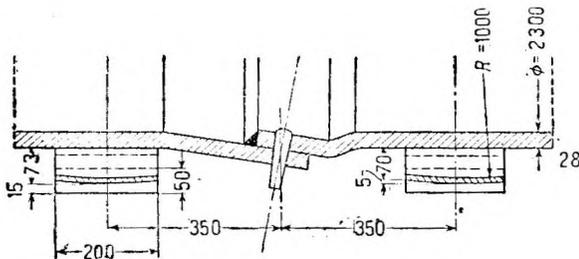


Рис. 134. Стык облицовки шахты Ахензее.



Рис. 135. Сварка с заклепочным соединением.

Рис. 131 и 132 представляют соединения с помощью сварки.

Другая разновидность сварочного соединения применена при возведении облицовки напорной штольни Adamello в Верхней Италии¹ (рис. 133), где, ввиду незначительной толщины звеньев, были приварены в стыках отдельные полосы в виде колец.

¹ „Annali del Consiglio superiore delle Aquee“, Bd. 2, S. 5, 1923. „Schweiz. Bauzeitung“, Bd. 57, S. 1.

В напорной шахте германской установки Ахензее, где толщина стальной облицовки доходила до 28 мм, был применен способ соединения звеньев при помощи сварки, представленный на рис. 134. Перед сваркой трубы соединялись друг с другом шестью штырями конической формы, расположенными по окружности колец.

Рис. 135 дает комбинированный тип сварки с заклепочным соединением. В этом случае происходит плотное перекрытие стыка, при котором свариваются не только внутренние листы, но и наружное кольцо.

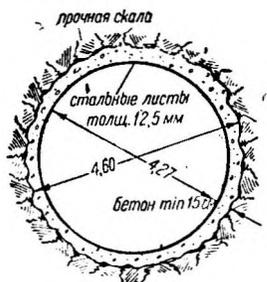


Рис. 136. Дэвис Бридж.

Нужно иметь в виду, что сварка автогенным способом особенно затруднительна в замке штольни, что отражается на качестве соединений. Гораздо надежнее получаются стыки при помощи электрической сварки, которая может быть произведена целиком изнутри, так как свариваемые концы служат одновременно и электродами. В длинных штольнях необходимо при этом учитывать стоимость подводки энергии (длинный, тяжелый кабель и пр.).

Опыты гидроустановки Шпулерзее подтвердили преимущества электрической сварки перед всеми другими видами соединений.

Наличие стыков в металлических облицовках требует часто, кроме продольного дренажа, применения также поперечного. При выборе диаметра дренажных труб следует учитывать возможность закупоривания их известью, отлагающейся с течением времени на стенках. Такой случай был обнаружен в штольне Rovesca, диаметр дренажных труб которой был равен 150 мм.

В Италии неоднократно наблюдались случаи повреждения облицовок при опорожнении штолен, несмотря на наличие дренажа. В этом отношении заслуживает внимания следующее мнение, высказанное проф. de Marchi: „Стальные облицовки штолен применимы только в тех случаях, когда гидравлические и геологические условия делают все остальные виды облицовок более невыгодными. При этом необходимо предусмотреть устройство постоянно действующего дренажа на случай опорожнения штолен“.

Из примеров осуществленных металлических облицовок можно указать на напорную штольню гидроустановки Дэвис Бридж, в Восточной части США (рис. 136). Штольня полной длиной в 4000 м, проходящая в слюдяных сланцах, работает при напоре в 61 м (с учетом удара) и имеет на последнем участке, длиной около 100 м, облицовку из стальных листов толщиной 12,5 мм и наружное бетонное кольцо толщиной 15 см. При внутреннем диаметре 4,27 м в свету и продольном уклоне в 0,1% штольня рассчитана на расход 36,8 м³/сек. при средней скорости 2,45 м/сек.

В Австрии подобного рода облицовка применена в наклонной напорной штольне гидроустановки Штрубкламм (1925 г.). Штольня, проходящая по всей длине в прочной скале, имеет наклонный участок (угол наклона 45°) длиной 125 м и горизонтальный (уклон 1%) длиной 113 м при напоре от 2,2 до 11 атм. Стальная облицовка толщиной от 7 до 25 мм имеет внутренний диаметр 1,7 м при длине отдельных звеньев от 3,8 до 4,8 м (рис. 7).

На наклонном участке применены трубы из сименс-мартеновской резервуарной стали с муфтовыми соединениями. Горизонтальный участок имеет облицовку из котельной стали с соединениями на фланцах. Последние уплотнены свинцовыми прокладками, уложенными в соответствующие пазы стыка.

Толщина бетонного кольца на различных участках штольни-трубопровода принята от 25 до 55 см. Опускание при помощи лебедки железных звеньев облицовки в наклонную штольню производилось по уголкам, размером 80X80 мм,

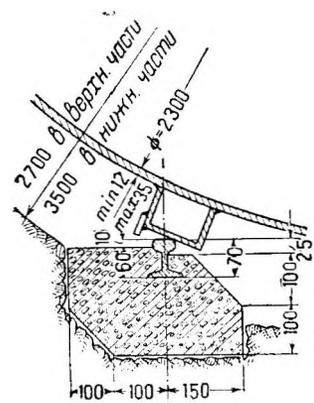


Рис. 137. Транспортирование звеньев в шахте Ахензее.

заделанным в обратный свод. При этом неоднократно приходилось перед установкой отдельных звеньев производить выправление поврежденных, полученных при транспортировании. Между упомянутыми выше уголками устроен был лоток, покрытый листовым железом, по которому самотеком подавался литой бетон для бетонирования облицовки.

Подобный же способ подачи звеньев к месту установки был применен при постройке наклонной шахты Ахензее (рис. 137).

Как указывалось уже выше, металлическая облицовка применяется почти исключительно при высоких напорах, что чаще всего имеет место в штольнях-трубопроводах и напорных шахтах. Высокая стоимость металлической облицовки, в сравнении с другими типами обделок, делает неэкономичным применение ее в остальных случаях.

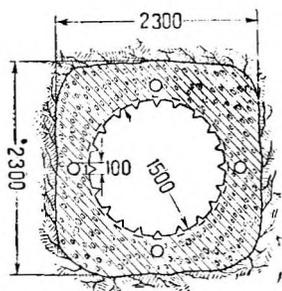


Рис. 138. Напорная шахта Паланцено.

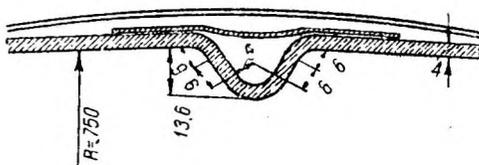


Рис. 139. Деталь облицовки из волнистого железа.

Ввиду общности в характере конструкции стальных облицовок горизонтальных и наклонных штолен и напорных шахт, заслуживают внимания следующие примеры таких сооружений в гидроустановках Швейцарии и Италии.

Проф. К. Терцаги еще в 1909 г. для напорной шахты ($H = 40$ атм.) гидроустановки Гаска в Кроации была предложена облицовка из волнистого железа.

Подобная облицовка осуществлена инж. Магипони в напорной шахте итальянской гидроустановки Pallanzeno Roveska bei Domodossola (рис. 138).

Работающая под огромным напором в 54,0 атм. шахта выдерживает его только благодаря высоким качествам окружающей породы, полностью воспринимающей внутреннее давление воды.

Для предохранения стальной оболочки от возможного наружного давления воды при опорожнении шахты, предусмотрены три дренажные трубы, расположенные в непосредственной близости от стен.

В целях доведения до минимума напряжений в железной облицовке последняя сделана из волнистого железа толщиной в 4 мм (рис. 139).

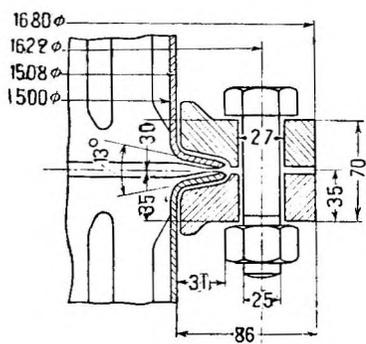


Рис. 140. Деталь стыка на фланцах.

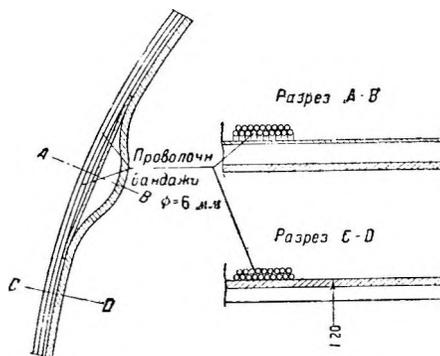


Рис. 141. Усиление облицовки стальными бандажками.

Таким образом звенья облицовки, обладающие достаточной эластичностью, имеют возможность следовать за деформациями породы, и только у стыков, осуществленных при помощи фланцев (рис. 140), является опасение в появлении в облицовке дополнительных напряжений. Общая длина шахты — 800 м, длина звена между стыками — 6 м.

Чтобы обеспечить возможность свободно деформироваться, отдельные волны облицовки со стороны породы защищены от проникания в них бетона тонкими полосами листового железа (рис. 139). В этих местах облицовка к породе не прилегает и полностью принимает внутреннее давление воды.

Облицовка при пробном испытании получила повреждения, потребовавшие временной задержки пуска в эксплуатацию гидроустановки. Причиной аварии в этом случае следует считать непредусмотренную расчетом слабость и податливость пород на отдельных участках. После восстановления облицовки шахта вполне удовлетворительно выполняет свое назначение, ничем не нарушая нормального хода работы гидростанции.

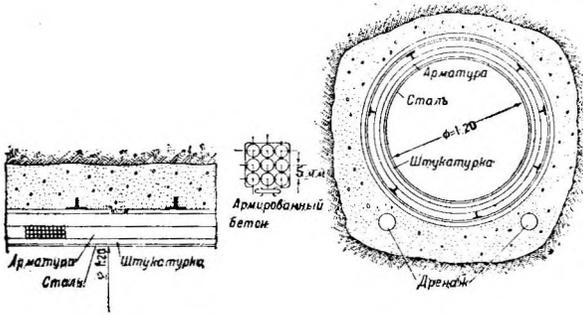


Рис. 142. Усиление облицовки штольни Ровеска.

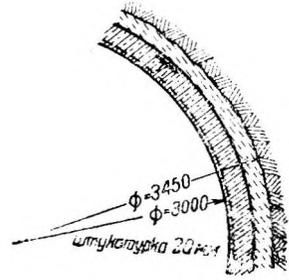


Рис. 143. Жесткая стальная облицовка.

В последнее время в Италии стали применять способ усиления стальных облицовок путем стягивания их бандажными из тонкой стальной проволоки высокого качества (рис. 141). Напряжения в последней доводятся иногда до 7500 кг/см^2 .

В штольне Месе в Италии при испытании без бандажной облицовки штольни из волнистого железа напором в 1,5 атм. наблюдалось увеличение диаметра на 4 мм. После установки бандажной рабочее давление в 76 атм. дало изменение диаметра только на 5 мм, из которых остающаяся деформация составляла 6%.

На рис. 142 показан способ усиления стальной облицовки одного из участков штольни Ровеска.

Кроме рассмотренных выше, существует еще один тип стальных облицовок, в которых полный внутренний напор, так же как и горное давление, принимается только стальной обделкой.

Последняя для этой цели имеет большую толщину и снабжается продольными и поперечными ребрами. Отдельные звенья таких труб собираются из частей на месте установки их и соединяются болтами, причем внутренняя поверхность для уменьшения потерь трения выравнивается бетоном

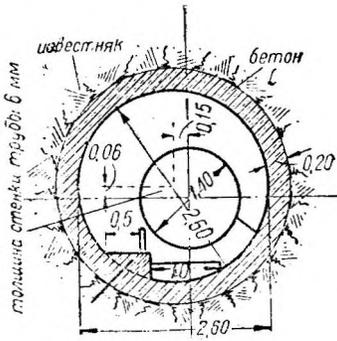


Рис. 144. Шпулерзее.

(рис. 143). Однако потребность в большом количестве стали и бетона, заметно удорожающая конструкцию таких облицовок, делает их мало применимыми для напорных штолен.

Ввиду значительных трудностей, встречающихся при возведении металлических облицовок напорных штолен, иногда прибегают к укладке в штольне металлического напорного трубопровода, располагая его на бетонных опорах. Такое решение было принято при постройке штольни гидроустановки Шпулерзее в Австрии (рис. 144).

Общая длина трубопровода — 1895 м, внутренний диаметр — 1,40 м, напор 5,0 атм., толщина стенок 6 мм. Штольня, внутренним диаметром 2,6 м, проходящая в мергелях и меловых породах, имеет бетонную облицовку толщиной 20 см. Свободное пространство между железным трубопроводом и стен-

ками штольни позволяет в процессе эксплуатации станции иметь постоянное наблюдение за работой трубопровода.

Подобного же рода конструкция осуществлена и в наклонной штольне гидроустановки Штубах. Размеры и отдельные детали этой облицовки видны на рис. 8 и 9.

К недостаткам стальных облицовок по сравнению с другими следует отнести возможность появления ржавчины на них, доходящей иногда до толщины 1 мм, и отложения на внутренней поверхности органических веществ, ухудшающих гидравлические условия работы штольни.

8. Облицовки с уплотнением из дерева

Особую категорию составляют облицовки напорных штолен, в которых роль уплотняющего материала играет дерево. В таких штольнях вся нагрузка, внутренняя и внешняя, принимается полностью бетонным кольцом.

Не получившие сколько-нибудь значительного практического применения, эти типы обделок находятся еще в стадии опытов, которые производятся с отдельными запатентованными системами их.

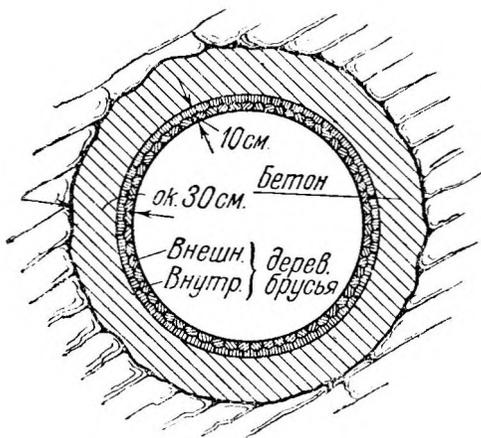


Рис. 145. Деревянная облицовка системы Kvetensky.

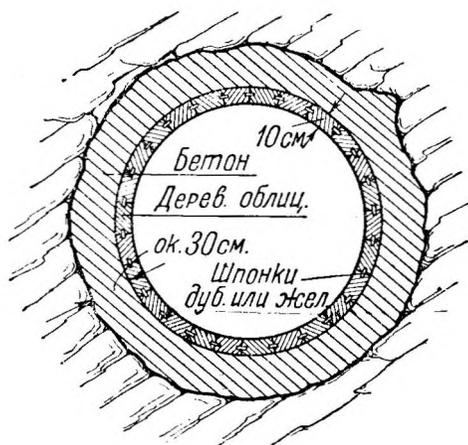


Рис. 146. Деревянная облицовка системы Angerer.

Благодаря некоторым своим положительным качествам (способность при разбухании уплотнять швы и тем самым повышать водонепроницаемость соединений, простота получения выгодной в гидравлическом отношении гладкой поверхности и пр.) дерево давно уже находит себе применение в отдельных гидротехнических сооружениях (трубы, лотки, водосливы и пр.). Однако в условиях работы во влажной атмосфере штолен-водоводов дерево начинает быстро разрушаться, что неминуемо должно привести к необходимости остановки станции для осмотра, ремонта и даже восстановления обделки штольни.

Примерами облицовок с деревянным уплотнением можно считать обделку системы Kvetensky (рис. 145), состоящую из бетонного слоя, возводимого обычным способом, и внутреннего кольца из двух рядов брусев, обтесанных на 5 кантов. Средняя толщина внутреннего кольца 10 см. При действии напора изнутри один ряд брусев прижимается к другому, чем достигается большая водонепроницаемость.

Во втором приводимом нами примере (система Angerer, рис. 146) уплотняющее кольцо состоит из одного ряда тесаных четырехкантовых брусев на шпонках из твердых пород дерева или из железа.

Особое преимущество этой системы состоит в том, что уплотняющее брусчатое кольцо служит одновременно и опалубкой для наружного бетонного слоя облицовки. Само собой разумеется, что для этой цели брусчатый ряд своевременно должен быть укреплен кружалами и подкружальными креплениями.

При опалубливании брусья (длиною по 4 м) укладываются постепенно, по мере бетонирования, один за другим от подошвы штольни в обе стороны.

Для уплотнения стыка торцов отдельных брусьев в этой системе применяется листовое железо.

Как уже указывалось выше, описываемые деревянные облицовки применялись только как опытные на пробных участках.

II. ВЫБОР ТИПА ОБЛИЦОВКИ

На примерах описанных выше типов облицовок, применяемых в различных условиях как в деривации современных гидроустановок, так и при водоснабжении и пр., особенно ясно выступают основные различия между конструкцией и условиями работ обделок напорных штолен и безнапорных тоннелей (железнодорожные тоннели, городские метрополитены и др.).

Изучение характера повреждений облицовок напорных штолен различных гидроустановок показывает, что причиной появления трещин в них обычно служит податливость породы под влиянием внутреннего давления — явление, не имеющее места в безнапорных тоннелях. Поэтому условия рационального выбора материалов и конструкции для облицовки напорных штолен требуют самого серьезного изучения практики уже возведенных сооружений подобного рода.

Недоучет каких-либо обстоятельств в работе облицовки сооружаемой штольни может вывести из строя всю деривацию еще до пуска гидростанции в постоянную эксплуатацию. Помимо большой сложности и высокой стоимости работ по восстановлению облицовки, повреждения подобного рода сопровождаются всегда длительными перерывами в работе всей гидростанции.

Основными факторами, влияющими на выбор облицовки напорных штолен, являются величина напора и качество окружающей породы.

Если напор есть величина вполне определенная, известная при выборе типа обделки, то характеристика и свойства горных пород, окружающих штольню, детально могут быть окончательно установлены только лишь после пробивки направляющего хода, на основании изучения на месте пород, опытов и испытаний. Нередки случаи, когда последние коренным образом изменяли тип обделок, запроектированных для напорной штольни до получения данных проходки и испытаний. Примером может служить штольня гидроустановки Шпурлерзее. Запроектированная стальная облицовка с бетонным кольцом была в ней заменена после подробных испытаний выломки и пробных участков стальным трубопроводом, уложенным внутри штольни, облицованной бетоном (рис. 144).

Согласно разбивке, принятой профессором К. Терцаги в его труде „Tunnelgeologie“ (1929 г.), при выборе облицовки все породы в зависимости от их свойств могут быть подразделены на:

- 1) устойчивые и неустойчивые;
- 2) непроницаемые, малопроницаемые и проницаемые;
- 3) трудно выветривающиеся и легко выветривают неся.

Различные комбинации приведенных выше свойств горных пород, а также величина действующего напора требуют в каждом отдельном случае применения того или иного типа облицовки.

При наличии пород устойчивых, водонепроницаемых и трудновыветривающихся (гранит, гнейсы, твердые сланцы и пр.) конструкция облицовки диктуется исключительно требованиями гидравлического порядка.

Хотя в этих случаях, из условий статических, можно было бы оставить штольню и необлицованной, однако в практике, в целях уменьшения потерь на трение, гораздо чаще прибегают к выравниванию неровностей породы бетоном или слоем торкрета. Такой пример имеется в напорной штольне гидроустановки Дэвис Бридж (США — 1926 г.) на одном из участков, проходящем в прочных слюдяных сланцах. (Размер штольни в свету — 4,26 X 3,96 м, расчетный расход — 36,8 м³/сек., скорость — 2,45 м/сек. и напор — до 5 атм.).

Экономический подсчет показал невыгодность оставления стенок выломки невыравненными, так как при тех же потерях на трение сечение ее по срав-

нению с облицованной увеличивалось почти в два раза. На этом основании была применена тонкая бетонная облицовка, служащая лишь для выравнивания неровностей породы (рис. 147).

Применение необлицованных штолен встречается не только при малых и средних напорах, но также и при высоких. Подковообразного сечения напорная штольня гидроустановки Varberin в Швейцарии (1925 г.), проходящая в особо прочных гнейсах и гранитах, при диаметре около 3 м имеет внутреннюю поверхность, выравненную слоем бетона, и выдерживает без повреждений напор в 7,2 атм.

Совершенно необлицованная напорная шахта гидроустановки Herlandsfoss в Норвегии, в исключительно плотных роговых обманках, работает при напоре, достигающем до 13 атм.

В устойчивых, непроницаемых или мало проницаемых, но трещиноватых и легко выветривающихся породах, при средних напорах, применяется обычно бетонная облицовка с обязательной инъекцией за нее цементного раствора. В большинстве случаев толщина ее колеблется в пределах от 25 до 50 см, доходя иногда при больших диаметрах и слабых породах до 70 — 75 см.

Известны отдельные случаи применения бетонных облицовок и при высоких напорах. Наклонная штольня гидроустановки Biaschina в Италии, длиной 247 м, при напоре, достигающем до 17 атм., имеет простую бетонную облицовку. (Сечение овальное размерами 2,8 X 4,5 м.)

Облицовка из штучных камней, применявшаяся в прежнее время при слабых породах и малых напорах, в современном строительстве напорных штолен, как самостоятельный тип отделки, не применяется почти вовсе. В породах неустойчивых, малопроницаемых, выветривающихся и склонных к пучению кладка из штучного камня входит иногда как составная часть в комбинированные облицовки. Так, напр., на участках с большим горным давлением штольни Achenseewerk в Австрии (рис. 399) и в ангидридах Walchenseewerk (рис. 380) она образует наружное кольцо облицовки.

В водопроницаемых даже сильно выветрившихся неустойчивых породах, когда деформации последних не слишком велики (от 0,5 до 1 мм), при средних и больших напорах прибегают обычно к устройству железобетонных и комбинированных облицовок.

Из этих двух типов отделки, не отличающихся сколько-нибудь заметно друг от друга по условиям своей работы в напорных штольнях, последняя обладает большими преимуществами в отношении удобства производства работ. Указанное достоинство и служит главной причиной того, что в современных напорных штольнях комбинированная облицовка получила самое широкое распространение.

В слабых неустойчивых породах, деформации которых превосходят указанные выше пределы, при наличии сильной водопроницаемости их, а также при исключительно больших напорах чаще всего прибегают к устройству стальных облицовок.

Однако, как показывают пробные испытания отделки с упругим уплотнением, последние с успехом могут быть применены во всех тех случаях, что и стальные облицовки, тем более, что опыты подтверждают большую эластичность и водонепроницаемость упругих прокладок.

В слабых породах наружное бетонное кольцо облицовок с упругим уплотнением, в случае надобности, может быть армировано.

Все выказанные выше соображения о выборе типа облицовок напорных штолен в различных случаях имеют только ориентировочный характер.

Они, как обобщающие, не в состоянии точно оценить в каждом отдельном случае особые местные условия, к которым можно отнести залегание пород, напластование их, степень трещиноватости, водоносности и пр. Вследствие этого возможны различные отступления от установленных выше общих

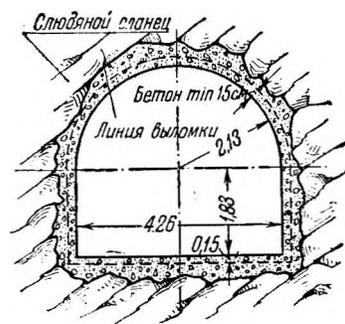


Рис. 147. Дэвис Бридж.

положений, и правильный окончательный выбор системы облицовки, гарантирующий удовлетворительную работу штольни, может быть сделан только после производства соответствующих опытов и испытаний. По заявлению одного из авторитетов тоннельного дела: „из довольно значительного числа напорных штолен, имеющих в облицовке трещины, большинство продолжает все же находиться в эксплуатации, так как потери воды в них лежат в экономически допустимых пределах, не причиняя никакого вреда□.¹

Однако все способы восстановления поврежденных облицовок, заключающиеся в последующем уплотнении трещин в них, возведении внутреннего железоторкретного кольца, устройстве упругого уплотнения с защитным слоем, установке звеньев стальных труб и пр., представляют настолько длительные и дорогостоящие работы, что при выборе системы обделок, так же как и при расчете их, следует всегда иметь некоторый запас, гарантирующий облицовки напорных штолен от возможности появления в них трещин.

Касаюсь в заключение вопроса о сравнительной стоимости различных типов обделок, следует отметить, что комбинированная облицовка дороже простой бетонной, но дешевле стальной и облицовки с упругим уплотнением. Из этих двух — последняя дешевле стальной, даже при наличии арматуры в наружном кольце. При отсутствии арматуры облицовка с упругим уплотнением лишь немного дороже комбинированной.

К числу факторов, заметно влияющих на стоимость обделок, следует отнести транспорт, который для железных облицовок обычно ложится гораздо большим накладным расходом, чем для всех остальных.

Однако приводимые выше соотношения стоимостей различных типов обделок, заимствованные из данных заграничной практики, совершенно не учитывают весьма важного обстоятельства в условиях нашего строительства — дефицитности того или иного строительного материала. Поэтому следует иметь в виду, что правильный учет, в связи с местными условиями и возможностями, и этого последнего, особенно существенного соображения служит одной из гарантий рационального выбора типа облицовки.

¹ „Von der grossen Zahl der gerissenen Stollen sind die meisten in Betrieb, da die Wasserverluste sich in wirtschaftlich tragbaren Grenzen halten und sie auch sonst keinen Schaden anrichten□. D-r.-ing. O. W a l c h — „Die Auskleidung von Druckstollen□, S. 181.

ГЛАВА ТРЕТЬЯ

РАСЧЕТЫ

1. ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ И ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ВЫБОР СЕЧЕНИЯ НАПОРНЫХ ШТОЛЕН

Экономический расчет напорных штолен гидроустановок производится с учетом мощности- и условий работы станции. Последняя зависит непосредственно от потребителя энергии, все особенности которого сказываются на работе гидроустановки. Неравномерность потребления энергии не только в различные годы, но даже изо-дня в день создает переменный режим работы станции и всех гидротехнических сооружений, связанных с нею.

Как указывалось выше в главе I, во всех деривационных сооружениях гидроустановок, в том числе и в напорных штольнях, некоторая часть энергии расходуется на преодоление сопротивлений. Потери эти пропорциональны квадрату скорости и, следовательно, зависят от размеров поперечного сечения напорной штольни.

При установившейся нормальной работе гидростанции расход воды во всех сечениях штольни и трубопровода остается неизменным. В этом случае в уравнительной камере устанавливается постоянный горизонт l (рис. 5), лежащий ниже статического горизонта на величину потерь напора

$$h_w = \xi \frac{v^2}{2g}.$$

Если бы гидростанция работала все время на одну и ту же нагрузку и, следовательно, расход воды был бы постоянным, потери энергии на преодоление сопротивлений определялись бы по постоянной скорости, соответствующей этому расходу.

Однако, нагрузка электрической станции как в связи с требованиями потребления энергии, так и мощностью водотока подвержена большим колебаниям не только по годам, но и по сезонам. Вследствие этого правильное определение потерь энергии должно производиться с учетом изменения скорости, а, следовательно, и расхода воды по времени.

Как известно, потери напора пропорциональны квадрату скорости, а так как теряемая мощность пропорциональна расходу воды и теряемому напору, то, следовательно, теряемая мощность пропорциональна кубу расхода воды. Вследствие этого при выборе экономического сечения напорной штольни в расчет должен быть введен средний кубический расход воды, определяемый за весь период времени погашения капитала установки.¹

Установление среднего кубического расхода воды производится на основе запроектированной мощности гидростанции и условий ее работы. Последние обычно задаются в виде суточных, сезонных, годовых и многолетних графиков мощности гидроэлектрической установки. Графики мощности, выраженные в киловаттах, переводятся в лошадиные силы, а затем с учетом коэффициента полезного действия гидроустановки—в расходы воды.

¹ Подробнее — см. проф. И. В. Е г а з а р о в. — Гидроэлектрические силовые установки, ч. I и II.

Средний кубический расход воды в м³/сек.

$$Q = \sqrt[3]{\frac{\int_i q^3 dt}{T}}$$

и может быть определен по формуле:

$$Q = \sqrt[3]{\frac{Q_1^3 t_1 + Q_2^3 t_2 + \dots + Q_n^3 t_n}{T}},$$

где

Q_1, Q_2, \dots, Q_n — расходы воды в измеряемые промежутки времени,

t_1, t_2, \dots, t_n — соответствующее им число секунд,

T — число секунд в году.

Кроме расчета на средний кубический расход воды сечение напорной штольни проверяется на возможность пропуска максимального расхода, требуемого пиками нагрузок.

Максимальная скорость воды в напорных штольнях в часы таких повышенных нагрузок и при больших расходах не должна превосходить 5 м/сек. Обычная скорость воды принимается в пределах от 2 до 4 м/сек., чаще всего около 3,5 м/сек. (в штольнях Партенштейн — 3,4 м/сек., Пит-Ривер 3,3 м/сек., Дзюрагэс до 3,5 м/сек.).

По материалам докладов 2-й мировой энергетической конференции, в швейцарских напорных штольнях принимается для случаев бетонных облицовок со штукатуркой скорость воды до 4 м/сек. (Лёнтш и Пиоттино), при отсутствии штукатурки — до 3,2 м/сек. и в необлицованных штольнях — до 2,5 м/сек.

Как указывалось выше (гл. I), потери в напорной штольне определяются уклоном пьезометрической линии, независящим от геометрического уклона штольни. Однако, увеличение геометрического уклона, при неизменном положении пьезометрической линии, ведет к возрастанию напора в штольне и, следовательно, к утяжелению конструкции и соответствующему удорожанию работ.

1. Потери на трение

В обычных условиях проведения трассы напорной штольни, при достаточно значительной длине ее, больших радиусах закруглений и отсутствии крутых поворотов, потери на трение являются преобладающими.

Потери на трение в штольне длиной L , при установленном средне-кубическом расходе воды Q м³/сек., могут быть определены по формуле:

$$h_w = \frac{v^2 L}{C^2 R},$$

полученной из формулы Шези

$$v = C \sqrt{Ri} = C \sqrt{R \cdot \frac{h_w}{L}},$$

где

i — пьезометрический уклон,

R — гидравлический радиус, т. е. отношение площади заполненного сечения к смоченному периметру.

Для напорной штольни кругового очертания

$$R = \frac{\pi D^2}{4 \cdot \pi D} = \frac{D}{4}$$

и формула для определения потерь напора окончательно может быть представлена в виде:

$$h_w = \frac{4v^2 L}{C^2 D} = \frac{64Q^2 L}{\pi^2 C^2 D^5}.$$

Входящий в это выражение коэффициент C может быть определен по формуле Базена (для метров)

$$C = \frac{87}{1 + \frac{m}{\sqrt{R}}},$$

где m — коэффициент шероховатости, в случае бетонной поверхности принимаемый равным 0,30; а для цементной штукатурки $m = 0,25$.

Для определения значений C можно пользоваться таблицей 14.

Таблица 14

Значение коэффициента C по формуле Базена $C = \frac{87}{1 + \frac{m}{\sqrt{R}}}$ при различных диаметрах штолен кругового очертания

D в м	$m = 0,16$	$m = 0,30$	$m = 0,46$	D в м	$m = 0,16$	$m = 0,30$	$m = 0,46$
2,00	70,9	61,2	52,7	4,20	75,2	67,2	60,1
2,20	71,5	62,0	53,7	4,40	75,4	67,7	60,5
2,40	72,1	62,9	54,6	4,60	75,7	68,0	60,9
2,60	72,6	63,6	55,4	4,80	75,9	68,3	61,3
2,80	73,0	64,1	56,1	5,00	76,0	68,6	61,7
3,00	73,4	64,6	56,8	5,50	76,5	69,2	62,4
3,20	73,8	65,1	57,4	6,00	76,9	69,9	63,2
3,40	74,1	65,6	58,0	6,50	77,2	70,3	63,8
3,60	74,4	66,1	58,6	7,00	77,5	71,0	64,5
3,80	74,7	66,6	59,1	7,50	77,8	71,3	65,1
4,00	75,0	66,9	59,6	8,00	78,2	71,7	65,6

При гидравлических расчетах напорных штолен коэффициент C можно брать также по сокращенной формуле Гангиле и Куттера (для метров)

$$C = \frac{23 + \frac{1}{n}}{1 + \frac{23n}{\sqrt{R}}}$$

где коэффициент шероховатости n для бетонных стенок и зацементированных поверхностей принимается равным от 0,013 до 0,017.

Для назначения коэффициентов шероховатости при гидравлических расчетах по приведенным выше формулам может служить таблица 15 (О. Штрек „Aufgaben aus dem Wasserbau“).

Таблица 15

Коэффициенты m в формуле Базена и n в формуле Гангиле и Куттера.

№№ по пор.	Род облицовки	m	n
I	Совершенно гладкие стенки (например хорошо оштукатуренный бетон с тщательной затиркой и железнением)	0,06	0,010
II	Гладкие стенки (например чистый бетон со сглаженными краями, гладкая тесовая или кирпичная кладка)	0,16	0,012
III	Стенки из грубо-притертой старой бетонной штукатурки; обычная каменная или кирпичная кладка	0,30	0,015
IV	Бетонные стенки без штукатурки или из хорошей бутовой кладки	0,46	0,017
V	Стенки из старого неоштукатуренного бетона или кладки	0,85	0,020
VI	Необработанная скала после взрывов	1,75	0,035 и больше.

При пользовании данными таблицы 15 нужно иметь в виду, что хотя коэффициент шероховатости хорошо оштукатуренной и тщательно затертой новой бетонной кладки и может быть принят по п. 1, однако в практических расчетах его надлежит устанавливать с учетом качества работ и материалов, считаясь с состоянием поверхности после нескольких лет эксплуатации штольни и пр.

При определении потерь по формуле Гангиле-Куттера в напорной штольне гидроустановки Лёнтш (цементная штукатурка с железнением) коэффициент

шероховатости n был принят от 0,016 до 0,017, в напорной штольне гидроустановки Пит-Ривер для штукатурки торкретным слоем n был взят равным 0,0158. В гидроустановке Хур (бетон с цементной штукатуркой) n принят равным 0,015.

Обращаясь к экспериментальным данным, нужно отметить, что Скобей („La Houille blanche“ 1927 № 125—126) на основании многочисленных опытов нашел величину коэффициента шероховатости n для бетонированных напорных водоводов в пределах от 0,013 до 0,017.

По опытам швейцарских гидроустановок для различных облицовок штолен были получены следующие значения коэффициента n („Wasserkraft und Wasserwirtschaft“ 1930 № 16, стр. 199. Материалы 2-й мировой энергетической конференции в Берлине в 1930 г.):

1. Бетонная облицовка, покрытая гладкой штукатуркой $n = 0,011 — 0,013$
2. Бетон без штукатурки, но возведенный в металлических формах $n = 0,0135 — 0,0136$
3. Необлицованные стенки штолен, покрытые торкретом $n = 0,022 — 0,027$
4. То же, при наличии бетонированной подошвы $n = 0,020$

В таблице 16 приведены готовые значения коэффициента C по сокращенной формуле Гангильте и Куттера для штолен круглого сечения при различных значениях коэффициента шероховатости n .

Таблица 16

Значения коэффициента C по сокращенной формуле Гангильте и Куттера $C = \frac{23 + \frac{1}{n}}{1 + \sqrt{R}}$ для штолен кругового очертания

D в м	В е л и ч и н ы n				D в м	В е л и ч и н ы n			
	0,013	0,017	0,020	0,025		0,013	0,017	0,020	0,025
2,00	70,3	52,6	44,2	34,8	4,00	77,0	58,8	50,0	40,0
2,20	71,2	53,5	45,0	35,5	4,50	77,9	59,7	50,8	40,8
2,40	72,1	54,3	45,8	36,1	5,00	78,8	60,5	51,6	41,6
2,60	73,0	55,0	46,5	36,7	5,50	79,7	61,3	52,4	42,3
2,80	73,7	55,8	47,1	37,3	6,00	80,4	62,1	53,0	43,0
3,00	74,4	56,4	47,7	37,9	6,50	81,0	62,7	53,6	43,5
3,20	75,0	57,0	48,2	38,4	7,00	81,5	63,2	54,1	44,0
3,40	75,5	57,5	48,7	38,8	7,50	82,1	63,7	54,6	44,4
3,80	76,5	58,3	49,5	39,6	8,00	82,5	64,1	55,1	44,8

При гидравлических расчетах напорных штолен коэффициент C часто определяют по формуле Маннинга:

$$C = \frac{1}{n} R^{\frac{1}{6}},$$

где коэффициент шероховатости n имеет те же значения, что и в формуле Гангильте и Куттера.

При определении потерь по этой формуле в напорных штольнях гидроустановок Дзорагэт и Ульба, имеющих бетонную облицовку с торкретной штукатуркой, коэффициент шероховатости n принимался равным 0,0135.

Значения коэффициента C по формуле Маннинга для штолен кругового очертания различных диаметров приведены в таблице 17.

Приведенные выше таблицы дают готовые значения коэффициента C , входящего в основную формулу для определения потери напора на трение в штольне:

$$h_w = \frac{4v^2L}{C^2D} = \frac{64Q^2L}{\pi^2C^2D^5} = 6,484 \frac{Q^2L}{C^2D^5}.$$

Коэффициент C по формуле Маннинга $C = \frac{1}{n} R^{\frac{1}{6}}$ для различных диаметров штолен кругового очертания

D в м	Величины n				D в м	Величины n			
	0,013	0,017	0,020	0,025		0,013	0,017	0,020	0,025
2,0	68,6	52,4	44,6	35,6	4,5	78,4	59,9	50,8	40,7
2,2	69,7	53,3	45,3	36,2	5,0	79,9	61,0	51,9	41,5
2,4	70,7	54,0	45,9	36,7	5,5	81,2	62,0	52,7	42,2
2,6	71,7	54,7	46,6	37,2	6,0	82,4	63,0	53,5	42,8
2,8	72,5	55,4	47,1	37,7	6,5	83,3	63,6	54,2	43,4
3,0	73,3	56,0	47,6	38,1	7,0	84,3	64,5	54,7	43,8
3,2	74,2	56,6	48,2	38,6	7,5	85,2	65,1	55,4	44,3
3,6	75,7	57,8	49,1	39,3	8,0	86,2	65,9	56,0	44,8
4,0	77,0	58,9	50,0	40,0					

2. Местные потери

Кроме потерь трения в напорной штольне, наличие в ней поворотов, закруглений, решеток и пр. вызывает дополнительные потери напора на так называемые местные сопротивления.

Как уже указывалось выше, при сколько-нибудь значительной длине штольни потери на трение являются настолько преобладающими, что влиянием местных сопротивлений пренебрегают. Последние учитываются только в случае коротких штолен.

При современном состоянии гидромеханики определение местных потерь чисто теоретическим путем представляет трудно-разрешимую задачу вследствие сложности характера движения воды вблизи рассматриваемых приспособлений.

Для определения величины местных потерь приходится прибегать к экспериментальным исследованиям и эмпирическим формулам.

Обычно принимается, что местные потери пропорциональны квадрату скорости и выражаются по Вейсбаху формулой

$$h_m = \xi_m \frac{v^2}{2g}$$

где ξ_m — коэффициент сопротивления, соответствующий в каждом отдельном случае характеру местного „препятствия“.

а) Потери при входе в штольню учитываются принятием величины $\xi_{вх}$ в приведенной выше формуле:

- $\xi_{вх} = 0,08$ — 0,1 при плавном очертании входа и закругленных краях;
 0,5 — при острых ребрах или частично закругленных;
 1,0 — при резком переходе и отсутствии уширения.

б) Потери в решетках чаще всего определяются по эмпирической формуле Киршмера, проверенной им на большом числе экспериментальных исследований:

$$h_p = \beta \left(\frac{s}{b} \right)^3 \frac{v_1^2}{2g},$$

где v_1 — скорость перед решеткой,

b — расстояние между стержнями решетки в свету,

s — толщина стержня решетки,

β — коэффициент, зависящий от формы стержней решетки и принимаемый равным:

2,42 — для стержней прямоугольного сечения,

1,83 — для таких же стержней, закругленных с напорной стороны,

1,67 — для стержней, закругленных с обеих сторон,
1,79 — для круглых стержней.

В случае, когда решетки устанавливаются с наклоном под углом α к горизонту, потери, как показывают опыты, уменьшаются пропорционально синусу угла наклона и формула для h_p имеет вид:

$$h_p = \left(3 \cdot \frac{s}{b}\right)^4 \frac{v_1^2}{2g} \sin \alpha.$$

Иногда для определения потерь в решетках пользуются формулой

$$h'_p = \xi_p \frac{v_2^2}{2g},$$

где v_2 — скорость в чистой (нетто) площади отверстия за вычетом решетки;

$$\xi_p = 1,45 - 0,45 k - k^2,$$

где k — отношение площади отверстия за вычетом решетки к общей площади отверстия.

В случае возможности засорения решетки последнее учитывается соответствующим уменьшением площади отверстия (нетто) в пределах от 25 до 50%.

с) Потери при закругленных поворотах зависят от величины угла поворота и радиуса закругления. По Вейсбаху при круглом сечении водовода коэффициент сопротивлений ξ_3 в этих случаях равен:

$$\xi_3 = \frac{\theta^0}{90^0} \left[0,131 + 0,163 \left(\frac{D}{R_1} \right)^{\frac{7}{2}} \right] = \frac{\theta^0}{90^0} \eta$$

где θ^0 — внешний угол поворота (равный центральному углу);

D — диаметр штольни;

R_1 — радиус закругления

Для различных отношений $\frac{D}{R_1}$ значения коэффициента η приведены в следующей таблице

$\frac{D}{R_1}$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
η	0,131	0,138	0,158	0,206	0,295	0,440	0,661	0,977	1,408	1,978

д) Потери при выходе из штольни равносильны потерям при внезапном расширении водовода и могут быть определены по Борда:

$$h_{\text{вых}} = \left(1 - \frac{\omega_1}{\omega_2} \right)^2 \frac{v^2}{2g} = \xi_{\text{вых}} \frac{v^2}{2g},$$

где ω_1 и ω_2 площади меньшего и большего сечения;

v — скорость в меньшем сечении.

При постепенном расширении величину $\xi_{\text{вых}}$ можно принять равной 0,5.

Для конических расширяющихся переходов В. Etcheverry дает следующее выражение для коэффициента $\xi_{\text{вых}}$

$$\xi_{\text{вых}} = \left(1 - \frac{\omega_1}{\omega_2} \right)^2 \sin \varphi,$$

где φ — угол между осью конуса и образующей.

Потери в дроссельных клапанах, в разветвлениях и пр. определяются по соответствующим формулам также в долях $\frac{v^2}{2g}$.

Общая потеря напора при учете местных сопротивлений выразится суммой всех потерь по формуле:

$$h_w^1 = h_w + h_{\text{вх}} + h_p + h_s + \dots$$

Однако, как это уже указывалось выше, местные потери составляют лишь незначительную часть потерь на трение и при сколько-нибудь значительных по длине штольнях в расчет не вводятся.

3. Экономический выбор сечения штольни

Энергия, теряемая на преодоление сопротивлений в штольне, будет равна:

$$W = \frac{1000}{75} h_w \cdot Q \cdot 0,736 \cdot \eta \cdot 24 \times 365 = 86\,000 h_w Q \eta,$$

где коэффициент полезного действия установки: $\eta = \eta_t \eta_r$.

Для предварительных подсчетов можно принять коэффициент полезного действия турбины $\eta_t = 0,85$, а к.п.д. генератора $\eta_r = 0,95$ и тогда

$$\eta = 0,85 \times 0,95 = 0,80.$$

Стоимость потерянной энергии B определится путем умножения полученного числа киловаттчасов на стоимость 1 киловаттчаса, т. е.

$$B = Wb = 86\,000 h_w Q \eta \cdot b.$$

По последней формуле можно определить стоимость потерянной энергии в рублях, при одном и том же расходе и различных диаметрах штольни.

Экономический расчет напорной штольни заключается в выборе наивыгоднейшего диаметра. При этом могут представиться два случая.

Первый случай может иметь место только тогда, когда надобность в энергии с избытком покрывается энергией водотока. Задача состоит в использовании некоторой части мощных запасов водной энергии с целью получения определенной мощности. Экономический расчет напорной штольни состоит в этом случае в выборе диаметра, соответствующего наименьшим затратам на единицу мощности. При этом должны быть соблюдены условия удобства производства работ, а получающиеся при эксплуатации штольни скорости не должны превосходить предельных допусковых.

Второй случай имеет место при наиболее полном использовании энергии водотока, когда спрос на дешевую водную энергию превышает предложение. Потери на сопротивление в этом случае должны быть возмещены из какого-либо другого источника и годовая стоимость дополнительно подводимой энергии (от тепловой станции или из общей сети) составляет ежегодные расходы по потерям.

Минимальные ежегодные расходы по капиталу, по эксплуатации и по потерям определяют минимум себестоимости энергии.

С увеличением диаметра штольни уменьшаются потери на трение, но зато возрастает стоимость самого сооружения (выломка, облицовка и пр.). Так как часть расходов при этом убывает, а другая часть возрастает, то при известном сечении и скорости сумма должна проходить через минимум. Это минимальное значение себестоимости энергии и определяет наиболее выгодный диаметр напорной штольни.

Затруднительность определения точной стоимости энергии вызывает часто необходимость делать подобного рода сравнительные подсчеты для нескольких стоимостей одного киловаттчаса (1; 1,5; 2 и 3 коп.). Руководящими указаниями при подсчете ежегодных расходов по капиталу и по эксплуатации установки могут служить данные Госплана и Главэнерго от 3 сентября 1929 г.¹

Если постройка данной штольни обходится A рублей, причем расходование этой суммы в продолжение всего периода строительства (t лет) происходит равномерно, то при 6% отчислений на полный затраченный капитал (считая с процентами за время постройки) вся затраченная сумма выразится как:

$$A + \frac{0,06t}{2} A = A (1 + 0,03t).$$

При 2% отчислений от полного затраченного капитала на налоги, сборы и пр. и 4% отчислений на амортизацию и ремонт сооружений, считая от соот-

¹ Проф. Е г и з а р о в . — Гидроэлектрические установки, ч. II, стр. 177, 1931 г.

ветствующей сметной суммы, полные ежегодные отчисления по капиталу составят:

$$(0,06 + 0,02) A (1 + 0,03t) + 0,04A = (0,12 + 0,0024t) A = \alpha A,$$

где

α — есть годовые отчисления по капиталу в долях единицы.

С учетом выведенной выше стоимости потерянной энергии B , суммарные ежегодные расходы по штольне составят:

$$B + \alpha A = 86\,000 h_w Q \eta b + (0,12 + 0,0024t) A.$$

Минимум суммарных ежегодных расходов по последней формуле может быть определен графическим путем.

Для этого, задавая стоимостью 1 куб. метра штольни (выломка и облицовка) при различных диаметрах ее, определяют стоимость всей штольни A , а также остальные члены, входящие в вышеприведенную формулу.

Закон изменения стоимости штольни в зависимости от диаметра ее может быть представлен графически в виде кривой рис. 149.

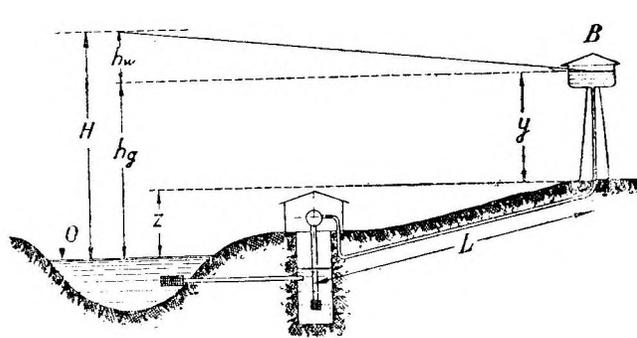


Рис. 148. Расположение штольни в схеме водоснабжения.

Экономический выбор наивыгоднейшего сечения напорных штолен водоснабженческих установок производится аналогично изложенному выше.

Если в схеме водоснабжения пункта B из водоема O (рис. 148), при помощи штольни длиной L , y есть давление, поддерживаемое в баке B , то суммарная ордината $y+z = h_g$ определяет высоту подачи воды, или геометрический напор.

Режим подачи воды из водоема в бак B предполагается известным.

Действующий напор H должен быть равен сумме геометрического напора h_g и напора h_w , теряемого на преодоление сопротивления в системе, в том числе и в напорной штольне, т. е. $H = h_g + h_w$.

Мощность применяемого оборудования и затраты энергии на перекачку определяются размерами сечения напорной штольни. В рассматриваемом случае, как и при утилизации водной энергии, экономически наивыгоднейшим сооружением явится такое, первоначальная стоимость которого вместе с расходами по эксплуатации будет минимальной.

Пример. Определить потери напора и установить экономически наивыгоднейший диаметр напорной штольни гидроустановки, если общая длина проектируемой штольни 870 ж, средний кубический расход деривации составляет $Q = 25 \text{ м}^3/\text{сек.}$, а расчетный напор $H = 30 \text{ м}$. Штольня проходит в породах, характеризуемых коэффициентом крепости по шкале проф. Протодьяконова $f = 3,5$. Постройку штольни предположено осуществить в 2 года ($t = 2$). Облицовка штольни предположена комбинированной, из бетонного наружного слоя с внутренним железобетонным кольцом.

Если предположить скорость течения воды от 2,5 до 3,5 м/сек., то примерная площадь штольни в свету должна быть от

$$\frac{\pi D^2}{4} = \frac{Q}{2,5} = \frac{25}{2,5} = 10 \text{ м}^2 \text{ до}$$

$$\frac{\pi D^2}{4} = \frac{Q}{3,5} = \frac{25}{3,5} = 7,15 \text{ м}^2,$$

что определит пределы внутреннего диаметра штольни D от 3,50 до 3,0 м.

Для построения по точкам кривой зависимости расходов по штольне от диаметра ее достаточно произвести расчеты для $D = 3,50; 3,20; 3,00$ и $2,80$ м. Ввиду значительной длины штольни местными потерями пренебрегаем.

Коэффициент шероховатости n , в соответствии с родом выбранной облицовки, принимаем равным $0,013$. Дальнейшие промежуточные и окончательные данные расчетов для удобства располагаем в виде таблиц.

Вычисляем потери напора по формуле

$$h_w = \frac{64Q^2L}{\pi^2 C^2 D^5} = \frac{64 \cdot 25^2 \cdot 870}{3,14^2 \cdot C^2 \cdot D^5} = \frac{3529412}{C^2 D^5},$$

определяя для этого C по формуле Маннинга (табл. 17). Зная потери напора находим соответствующие им потери энергии по формуле

$$W = 86\,000 h_w Q \quad 0,80 = 1\,720\,000 h_w.$$

Диаметр штольни D в м	3,5	3,2	3,0	2,8
Коэффициент C	75,3	74,2	73,3	72,5
C^2	5 670	5 505	5 372	5 256
D^5	525	335	243	172
Потери напора h_w	1,18	1,92	2,71	3,90
Потери энергии в кВт·часах	$2\,040 \cdot 10^3$	$3\,300 \cdot 10^3$	$4\,650 \cdot 10^3$	$6\,700 \cdot 10^3$

Далее, расчет и выбор экономически наиболее выгодного диаметра штольни необходимо производить с учетом стоимости работ и материалов. Обычно данными для этого служат сметные материалы по составляемому проекту или укрупненные измерители по тоннелям, возведенным в сходных условиях.

Для рассматриваемого случая приняты следующие укрупненные измерители:

Стоимость 1 м^3 проходки штольни вместе с креплением	50 руб.
Стоимость 1 облицовки с кружалами и опалубкой	120 „
Стоимость торкретирования и инъекции на 1 м^2 внутренней поверхности	20 „

На основании этих данных составлена приведенная ниже таблица экономических показателей штольни в зависимости от размеров поперечного сечения ее. Толщина облицовки (графа 1-я таблицы) должна для этой цели определяться по расчету. Однако так же, как и для назначения в первом приближении размеров облицовки при точном статическом расчете их, в данном случае можно с достаточной для расчетов точностью пользоваться графиками рис. 176. По ним для напорных штолен, проходящих в различных породах, можно сразу определить толщину облицовки в зависимости от внутреннего диаметра штольни.

На излишек выбираемого профиля в расчетах принято в среднем 15 см

№ по пор.	Наименование величин	Расчетные формулы	Диаметры штольни в м			
			3,5	3,2	3,0	2,8
1	Толщина облицовки в см	$h = 0,133 D$	46	42	40	37
2	Объем выломки в м^3 на 1 п. м штольни с учетом излишка профиля ($2 \times 0,15$)	$N_1 = \frac{\pi(D + 2h + 0,30)^2}{4}$	17,5	14,8	13,2	11,5
3	Стоимость выломки вместе с креплением на 1 п. м штольни в рубл.	$N_1 \times 50$	875	740	660	575
4	Объем облицовки с учетом заполнения вывалов в м^3 на 1 п. м штольни	$N_2 = \frac{\pi}{4} [(D + 2h + 0,30)^2 - D^2]$	7,85	6,72	6,13	5,40
5	Стоимость облицовки вместе с кружалами на 1 п. м штольни в рубл.	$N_2 \times 120$	942	806	735	648

№ по пор.	Наименование величин	Расчетные формулы	Диаметры штольни в м			
			3,5	3,2	3,0	2,8
6	Площадь внутренней поверхности штольни на 1 п. м длины ее в м ²	πD	11,00	10,05	9,42	8,80
7	Стоимость торкретирования и инъекции на 1 п. м штольни в рублях	$T = \pi D \times 20$	220	201	188	176
8	Стоимость 1 п. м штольни в рубл.	S	2037	1747	1583	1399
9	Общая стоимость всей штольни (А) в тысяч. рублей	$A = 870 \cdot S \cdot 10^{-3}$	1770	1520	1380	1218
10	Ежегодные отчисления на затраченный капитал в тысяч. рублей	$a = (0,12 + 0,0024t)A$	221	190	172	152
11	Стоимость потерь энергии из расчета 1 ¹ / ₂ коп. за 1 кВт·час в тыс. рублей	$b = W \cdot 0,015 \cdot 10^{-3}$	30,6	49,5	69,8	100,7
12	Суммарные годовые отчисления по штольне в тысячах рублей	$a + b$	251,6	239,5	241,8	252,7

На основании окончательных данных таблицы (графа 12) построена по четырем точкам кривая стоимости штольни (суммарные ежегодные отчисления)

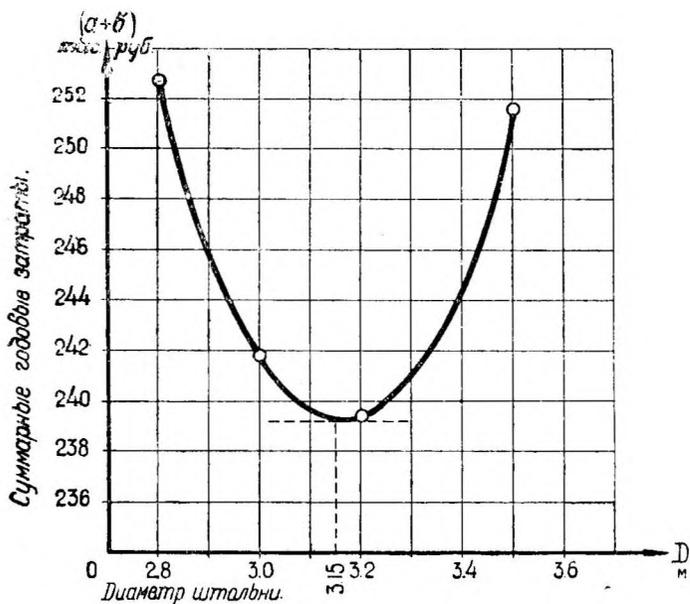


Рис. 149. Кривая стоимости штольни.

в зависимости от размеров поперечного сечения ее (рис. 149).

Касательная, проведенная параллельно оси абсцисс (пунктиром), определяет наивыгоднейший в экономическом отношении диаметр (3,15 м) для напорной штольни, проектируемой в заданных условиях.

В случае надобности аналогичные расчеты могут быть произведены и для других стоимостей энергии (1, 2 и 2,5 коп. за 1 кВт·час).

Существуют и аналитические способы определения экономического сечения штольни без подсчетов стоимости отдельных вариантов. Гидроэлектропроектном разработан подобный метод экономического выбора ди-

аметра тоннелей, рассчитываемых по формуле Форхеймера¹.

Для напорных штолен, рассчитываемых по Маннингу, нами приводится ниже аналогичный вывод формулы для экономического выбора диаметра.

Согласно приведенной на стр. 124 формулы, потери напора по длине штольни равны:

$$h_w = \frac{64 \cdot Q^2 \cdot L}{\pi^2 C^2 D^5}$$

Подставляя значение С из формулы Маннинга, находим

$$h_w = 10,31 \frac{Q^2 \cdot n^2 \cdot L}{D^{5,33}}$$

¹ А. М. Мазур. — Формулы и номограммы для экономического расчета тоннелей. Гидротехническое строительство 1933 г., № 9,

Стоимость потерянной энергии будет:

$$B = 86\,000 \cdot Q \cdot \eta \cdot b \cdot h_w = 886\,660 \frac{Q^3 \cdot n^2 \cdot L \cdot b \cdot \eta}{D^{5,33}}$$

Стоимость штольни выразим как функцию внутреннего диаметра. С известной степенью точности принимаем, что она может быть выражена укрупненной стоимостью выломки (разборка, транспорт, крепи и пр.) и укрупненной стоимостью облицовки (кладка, кружала, торкретирование, инъекция и пр.). Если площадь выломки в функции внутреннего диаметра — KD^2 , а площадь облицовки — MD^2 , то общая стоимость штольни будет:

$$A = (\kappa K + mM) D^2 L,$$

где k — стоимость 1 м^3 выломки, а m — стоимость 1 м^3 облицовки.

Если α ежегодные полные отчисления по капиталу в долях единицы, то сумма ежегодных расходов по штольне будет:

$$S = B + \alpha A = 886\,660 \cdot Q^3 \cdot n^2 \cdot L \cdot b \cdot \eta \cdot D^{-5,33} + \alpha (\kappa K + mM) D^2 \cdot L.$$

Для определения диаметра штольни, соответствующего минимуму ежегодных расходов, приравняем нулю первую производную $\frac{dS}{dD}$:

$$\frac{d}{dD} [886\,660 Q^3 n^2 L b \eta D^{-5,33} + \alpha (\kappa K + mM) D^2 L] = 0,$$

откуда наивыгоднейший диаметр:

$$D = 7,41 \sqrt[7,33]{\frac{Q^3 n^2 b \eta}{\alpha (\kappa K + mM)}}$$

Для облегчения вычислений по этой формуле может служить приведенная ниже таблица готовых значений D в зависимости от числа N , стоящего под корнем степени 7,33

$$D = 7,41 \sqrt[7,33]{N}.$$

Промежуточные значения могут быть определены по интерполяции.

Таблица готовых значений диаметра штольни D в зависимости от числа N

D	N	D	N	D	N	D	N
2,0	0,000068	3,0	0,00132	4,0	0,01090	5,0	0,05596
2,1	0,000097	3,1	0,00168	4,1	0,01306	5,1	0,06463
2,2	0,000136	3,2	0,00212	4,2	0,01558	5,2	0,07460
2,3	0,000189	3,3	0,00266	4,3	0,01852	5,3	0,08570
2,4	0,000258	3,4	0,00331	4,4	0,02192	5,4	0,09828
2,5	0,000348	3,5	0,00409	4,5	0,02581	5,5	0,11244
2,6	0,000464	3,6	0,00503	4,6	0,03036	5,6	0,12833
2,7	0,000612	3,7	0,00615	4,7	0,03555	5,7	0,14611
2,8	0,000798	3,8	0,00748	4,8	0,04148	5,8	0,16595
2,9	0,001033	3,9	0,00905	4,9	0,04820	6,0	0,21281

Для рассмотренного выше примера площадь выломки равна:

$$\frac{\pi}{4} (D + 2 \cdot 0,133 D + 0,1 \cdot D)^2 = 1,465 D^2, \text{ т. е. } K = 1,465;$$

площадь облицовки, считая на заполнение вывалов 10% от диаметра

$$\frac{\pi}{4} [(D + 0,266 D + 0,1 \cdot D)^2 - D^2] = 0,680 D^2, \text{ т. е. } M = 0,680.$$

Стоимость 1 м^3 выломки вместе с креплением по предыдущему $\kappa = 50$.
Стоимость 1 м^3 облицовки $m = 120$.

Ежегодные отчисления на капитал в долях единицы

$$\alpha = (0,12 + 0,0024 \times 2) = 0,1248.$$

Подставляя в формулу для D эти величины, получаем наивыгоднейший диаметр штольни.

$$D = 7,41 \sqrt[7,33]{\frac{25^3 \cdot 0,013^2 \cdot 0,015 \cdot 0,80}{0,1248 (50 \cdot 1,465 + 120 \cdot 0,680)}} = 7,41 \sqrt[7,33]{0,00165} = 3,10 \text{ м.}$$

II. МАТЕРИАЛЫ И ДОПУСКАЕМЫЕ НАПРЯЖЕНИЯ

Особые условия работы штолен под действием значительных напоров заставляют с большой осторожностью подходить при расчете облицовок к выбору материалов и допускаемых напряжений для них.

В современных типах облицовок напорных штолен чаще всего применяются железобетон и бетон в комбинированных обделках, поэтому в дальнейшем прежде всего рассмотрены данные, относящиеся к этим двум видам строительных материалов.

1. Железобетон и бетон

Несмотря на почти ежегодное издание в Союзе „Единых норм“ и „Норм по железобетону“, до сего времени основные положения по работе бетона в гидротехнических сооружениях не определены. Составленные почти исключительно для целей промышленного и жилищного строительства нормы эти (1931 г.) фактически не затрагивают главных условий работы железобетона и бетона в гидротехнических сооружениях. Если предыдущие Нормы и давали некоторые указания по учету работы бетона на растяжение при изгибе, то последние „Единые нормы“ этот вопрос оставили открытым.

Возможность применения железобетона в гидротехнических сооружениях обуславливается требованием предохранить арматуру, заделанную в бетон, от ржавления. Такие приемы, как предварительное смазывание арматуры цементным молоком, применение жирного раствора и пр., служат только попытками предохранить арматуру от слишком энергичного ржавления и потому данного вопроса в основном не решают. Гораздо целесообразнее в этих случаях идти на применение более плотного бетона, на увеличение защитного слоя перед арматурой и изоляцию сооружения от воды специальными изолирующими материалами.

Последний вопрос рассматривается подробно в отделе конструкций, здесь же упомянем, что при наличии устойчивой упругой прокладки или прослойки трещины в бетоне опасности для сооружения не представляют.

Защитный слой перед арматурой в гидротехнических сооружениях принимается 4—5 см и, в случае надобности, может быть доведен до 10 см.

В периоды схватывания и твердения бетона происходящая в нем усадка вызывает в железе начальные сжимающие напряжения, а в бетоне напряжения растяжения. При неблагоприятных условиях напряжения от усадки достигают значительной величины и могут заметно приблизить момент появления трещин в бетоне. Мерами борьбы с этим явлением нужно считать применение хороших цементов, доброкачественных инертных материалов и обеспечение влажности бетона в период схватывания и твердения его.

Число, размеры, расположение и момент возникновения трещин в бетоне в значительной степени зависят от качеств его, расположения арматуры, состояния поверхности ее, силы сцепления с бетоном и проч. (Этим последним обстоятельством объясняется применение американцами в отдельных элементах железобетонных плотин специального сортамента арматуры, усиливающего сцепление с бетоном.) При расчете железобетонных облицовок напорных штолен необходимой является проверка бетона на образование трещин, т. е. расчет его по первой стадии.

В 1921 г. были утверждены Главным Комитетом ВСНХ и Высшим техническим Советом НКПС „Правила и нормы для проектирования железобетонных сооружений“. По этим нормам при проектировании сооружений, в которых не допускалось появление трещин, обязательной являлась проверка работы бетона на растяжение. При этом допускаемое напряжение бетона на растяжение принималось равным 0,20 от временного сопротивления бетона сжатию. А так как допускаемое напряжение на сжатие равнялось 0,25 от временного, то допускаемое напряжение бетона на растяжение принималось равным

$$\frac{0,20}{0,25} = 0,80 \text{ от допускаемого напряжения на сжатие.}$$

В 1927 г. Инструкция московского Губернского инженера по применению „Технических условий и норм проектирования и возведения железобетонных сооружений“ предложила брать величину допускаемого напряжения бетона на растяжение при изгибе 18 кг/см^2 а при чистом растяжении — 12 кг/см^2 .

В 1929 г. были изданы „Временные общие нормы для проектирования гидротехнических сооружений“, одобренные Гидротехнической комиссией при Институте сооружений ВСНХ СССР, Госпланом, НКПС'ом и др. П. 5 § 34 этих норм требовал производства проверки бетона на растяжение в подводных частях гидротехнических сооружений, причем допускаемым напряжением бетона на растяжение устанавливалось напряжение, равное половине допускаемого напряжения на сжатие, но не более 20 кг/см^2 . (Для подбора сечения арматуры те же нормы устанавливали допускаемое напряжение железа на растяжение 1000 кг/см^2 .)

В 1930 г. опубликованы „Правила и нормы проектирования и возведения зданий и сооружений“ (издание официальное) Строительной Комиссии РСФСР, устанавливающие при расчете железобетонных сооружений допускаемое напряжение на растяжение бетона при изгибе в зависимости от марки 20 кг/см^2 (М—1-я); 18 кг/см^2 (М—2-я); 14 кг/см^2 (М—3-я); 10 кг/см^2 (М — 4-я) и 8 кг/см^2 (М — 5-я) (см. Раздел II, п. Г. — Нормы допускаемых напряжений).

Как известно, нормы и технические условия ВСНХ СССР на 1931 г. значительно повысили допускаемое напряжение в бетоне на сжатие и железе на растяжение, не осветив вовсе вопроса о работе бетона на растяжение.

Последние нормы Днепростроя устанавливают величину допускаемого напряжения бетона на растяжение при изгибе равным 0,2 от временного сопротивления бетона на сжатие. Обращаясь к состоянию рассматриваемого вопроса за границей, отметим, что прусские нормы допускают величину растягивающих напряжений в бетоне не более $\frac{2}{3}$ от временного сопротивления его растяжению.

В отдельных случаях за границей имеют место в гидротехнических сооружениях весьма большие допускаемые напряжения бетона на растяжение, что чаще всего объясняется запасом, имеющимся в самом методе расчета. В Швеции в одноарочной железобетонной плотине Norrfors, возведенной из литого бетона состава 1:2,6: 2,6, минимальное растяжение в бетоне, с учетом температуры, допущено 28 кг/см^2 .¹

Все вышеизложенные данные приведены в следующей таблице.

Допускаемые напряжения бетона на растяжение при изгибе (в кг/см^2)

Нормы ВСНХ, НКПС и др. 1921 г.	Вр. Нормы Москов. Губинжа 1927 г.	Вр. Нормы ВСНХ, НКПС и др. 1929 г.	Нормы Стр. Комис. РСФСР 1930 г.	Днепрострой	Прусские нормы
$0,8 \times \sigma_b$ $25 - 35 \text{ кг/см}^2$	— 18 кг/см^2	$0,5 \times \sigma_b$ не $> 20 \text{ кг/см}^2$	— $20 - 18 \text{ кг/см}^2$	$R_s \times 0,2$ —	$R_{28}^1 \times \frac{2}{3}$ $20 - 18 \text{ кг/см}^2$

Примечание σ_b — доп. напр. бетон, сжатию R_{28} — врем. сопр. бетон, сжатию R_{28}^1 — врем. сопр. бет. растяжению.

На основании данных таблицы (1921—1931 гг.) можно установить среднее значение величины допускаемого напряжения бетона на растяжение при изгибе в железобетонных сооружениях 18 кг/см^2 .

Понятно, что следствием этого должно быть неполное использование железа на растяжение.

¹ Ан и с и м о в. — Водохранилищные плотины. 1931 г., стр. 192.

Для сокращения расчетов по I стадии (поверка бетона на трещины) некоторыми авторами предлагались различные упрощенные способы (Ладыгин, Молотилев и др.).¹ Не разбирая их по существу, так как это находится за пределами рассмотрения нашей задачи, приведем лишь следующие данные опытов E. Mogscha (обработанные R. Saliger'ом), которые дают возможность по процентному содержанию железа и действительному напряжению в нем (при расчете по II стадии) быть гарантированным от появления трещин в бетоне.

Процент армирования $p = \frac{100 \times F_e}{b \cdot d} =$	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,5	2,0
$\sigma_e \text{ кг/см}^2 \leq$	1 350	1 150	1 000	900	850	800	600	500

Из рассмотрения таблицы следует, что с повышением процента армирования допускаемые напряжения железа (при недопущении в бетоне трещин) приходится снижать. Это является необходимым, так как больший процент армирования, при одном и том же напряжении железа (по второй стадии), при проверке по первой стадии дает повышенные растягивающие напряжения для бетона, что может привести к образованию трещин.

Опыты Bach'a и Grai'a установили, что перед появлением трещин при изгибе среднее напряжение бетона на растяжение достигает 30 кг/см².

Касаясь работы арматуры, нужно заметить, что в расчетах облицовок иностранных напорных штолен часто приходится встречать весьма значительные напряжения, допущенные в железе. Объясняется это большим запасом прочности в самих методах расчета облицовок вследствие неучета влияния упругого отпора пород. В напорных штольнях швейцарских гидроустановок Давос-Клостерс и Клостер-Кублис арматура рассчитана на напряжение до 1 500 кг/см², причем в железобетонной обделке первой из них, в процессе эксплуатации, появились трещины. В облицовке австрийской напорной штольни Штрубкхамм допущено напряжение в железе 1 800 кг/см² (процент армирования—0,8%) и в Тейгитш—от 1 800 до 2 200 кг/см² (процент армирования—0,7%), в зависимости от прочности породы на различных участках. Последние две штольни трещин не имеют и работают бесперебойно. Для установления относительного критерия в этом вопросе можно обратиться к примерам других напорных сооружений, осуществленных за границей.

В США при проектировании полых железобетонных плотин основные допускаемые напряжения в железе принимают 1000 кг/см², а в бетоне от 30 до 35 кг/см².

В Германии, при расчетах гидротехнических сооружений по II стадии, также придерживаются указанных выше пределов. В своем труде „Staumauern“ проф. Н. Келен при проектировании напорных железобетонных плит берет основные допускаемые напряжения в железе 1000 кг/см², в бетоне от 20 до 40 кг/см².

Нужно иметь в виду, что союзные „Единые нормы на железобетонные сооружения“ 1931 г., повторенные изданием в 1932 г., согласно § 39, не распространяются на постоянные гидротехнические железобетонные сооружения.

В целях предупреждения ржавления железа из-за появления трещин в железобетонных облицовках, кроме указанной выше обязательной проверки бетона на растяжение по I стадии (при допускаемом напряжении 18 кг/см²), необходимо руководствоваться данными таблицы Залигера, не допуская, однако, в железе напряжения свыше установленного нормами 1 250 кг/см².

При учете влияния температуры допускаемые напряжения соответственно повышаются в среднем на 25% (см. 1 таблицу технических условий и норм 1931 г.).

¹ Ладыгин. — Поверка бетона. Гидротехническим сборник, № 2 и № 3. Молотилев. — Теория и практика железобетона. 1931 г.

Обращаясь к работе бетона в облицовках напорных штолен, нужно заметить, что в большинстве случаев, особенно при средних и больших напорах, бетон применяется как составная часть в комбинированных обделках. Устройство в этих случаях специального внутреннего железо-торкретного кольца, применение уплотняющих и изолирующих средств, а также инъекция цементного раствора за облицовку предохраняют бетон от действия воды, протекающей в штольне, и от влияния грунтовых вод.

Учитывая, кроме того, что бетон в комбинированных облицовках работает самостоятельно лишь короткий промежуток времени (до возведения внутреннего кольца), можно при определении допускаемых напряжений для него руководствоваться существующими у нас в Союзе Едиными Нормами.

2. Дерево

До сего времени при возведении напорных штолен применение дерева имело место только во временных и вспомогательных сооружениях. Приведенные в главе облицовок, примеры деревянных обделок (сист. Kvetensky, Angerer и др.) испытаны были, в лучшем случае, лишь на небольших пробных участках. Поэтому основным назначением дерева в тоннельном деле, а в напорных штольнях в особенности, является применение его в качестве крепления выломок, опалубки и кружал для облицовок.

Работа деревянных конструкций в подземных сооружениях является особенно ответственной, что заставляет с исключительной осторожностью подходить к вопросу о выборе допускаемых напряжений для него.

Возможность внезапного увеличения нагрузок на крепи, вследствие сползания пластов породы или обрушения отдельных глыб, а также регулярное динамическое действие взрывов в виде ударов и сотрясений достаточно характеризуют условия работы дерева в подземных выработках. Здесь также приходится учитывать то обстоятельство, что крепи почти всегда находятся, при отсутствии достаточной вентиляции, под непосредственным и постоянным воздействием грунтовых вод, создающих для работы дерева условия переменной влажности.

При наличии подобного рода вредных воздействий на материал „Технические Условия и Нормы на деревянные сооружения 1931 г.“ в п. б) § 2 предусматривают снижение основных допускаемых напряжений „для частей сооружения, находящихся в пределах переменного горизонта вод или земле — введением в них коэффициента 0,6. По соображению с теми же нормами (п. а § 2), принимая крепи штолен за сооружения 11 класса, можно установить следующие величины допускаемых напряжений для них в предположении лесоматериала 2-й марки.

Учитывая вводимый нормами поправочный коэффициент 0,8, можем получить для основного допускаемого напряжения сосны на изгиб $110 \times 0,8 = 88 \text{ кг/см}^2$.

Введение упомянутой выше поправки для условий переменной влажности дает $88 \times 0,6 = 53 \text{ кг/см}^2$.

Для лесов, подмостей и кружал нормы допускают увеличение напряжений на 60% (п. 4 того же отдела). Однако, учитывая многократное использование материалов, обычно имеющее место при проходке штолен, а также упомянутые выше возможные случаи динамического действия нагрузок на крепи и пр., можно принять увеличение допускаемых напряжений только на 30%, т. е. $53 \times 1,3 = 70 \text{ кг/см}^2$.

Эту последнюю величину и принимаем в качестве допускаемого напряжения на изгиб сосны в элементах креплений и кружал для лесоматериалов 2-й марки (Проф. Протодяконов в Ур. пол. гор. раб. ч. 11, отд. I, принимает допускаемое напряжение для сосны при изгибе в 60 кг/см^2 .)

Соответственный коэффициент перехода к другим родам напряжений можно установить, беря частное от деления

$$\frac{70}{110} = 0,64.$$

И тогда допускаемое напряжение на сжатие 1-го рода (по всей ширине на части длины) определится как

$$25 \times 0,64 = 16 \text{ кг/см}^2;$$

напряжение на сжатие 2-го рода (на части ширины и длины) будет

$$35 \times 0,64 = 23 \text{ кг/см}^2;$$

на равномерное сжатие

$$100 \times 0,64 = 64 \text{ кг/см}^2.$$

В случае употребления других пород леса вместо сосны следует учесть при установлении допускаемых напряжений предполагаемые теми же нормами коэффициенты перехода для: 1) лиственницы — 1,1; 2) ели и сибирского кедра — 0,9; 3) пихты — 0,85.

В отношении предъявляемых к крепежному материалу общих требований необходимо иметь в виду, что употребляемый в дело лес должен быть прочным, крепким, плотно-волокнистым, без малейших признаков гниения, с хорошей сопротивляемостью влиянию испорченного воздуха и переменной температуры.

Рудовая (кондовая) сосна, растущая на песчаных почвах и возвышенностях, для этой цели более предпочтительна, так как при небольшом слое заболони имеет плотную, смолистую древесину с большой шириной летней части годовичного слоя.

III. СУЩЕСТВУЮЩИЕ МЕТОДЫ СТАТИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ОБЛИЦОВОК БЕЗ УЧЕТА УПРУГОГО ОТПОРА ПОРОДЫ

При проектировании напорных штолен необходимо придавать самое серьезное значение установлению экономичных размеров облицовок. Преувеличенная толщина обделки, не оправдываемая расчетом, не только удорожает стоимость последней, но вызывает также и излишнее увеличение самых дорогих работ по выломке породы. Поэтому понятно то особое внимание, которое приходится уделять при проектировании облицовок напорных штолен вопросу правильного установления методов и расчетных предположений, более всего отвечающих действительным условиям работы обделки.

Неопределенность величины действующих нагрузок (горное давление), а также недостаточная освещенность вопроса о распределении опорных реакций и упругого отпора породы являются, по-видимому, причинами существования большого количества различных методов расчета.

Весьма существенное значение при проектировании облицовок напорных штолен имеет выбор наивыгоднейшего очертания их.

1. Выбор очертания

Теоретически, при преимущественном значении давления воды изнутри, наивыгоднейшей формой поперечного сечения облицовки является круг.

Значительная величина давления пород, так же как и собственный вес воды и облицовки, казалось, диктуют иногда необходимость отклонения от кругового очертания и приближения его к формам обделок безнапорных тоннелей.

На рис. 150 (Эффенбергер) дан пример влияния очертания облицовки штольни на величину возникающих в сечениях ее изгибающих моментов и нормальных сил.¹ Левая часть чертежей представляет эпюры изгибающих моментов для облицовки кругового очертания (κ) и весьма близкого к нему некругового очертания (p). Правая половина дает изменение разности значений изгибающих моментов, откладываемое от окружности к центру и наружу, в зависимости от знака (внутри, если моменты кругового очертания меньше, и наружу, если они больше).

Нужно иметь в виду, что приводимые на чертеже величины получены в предположении, что реактивная сила приложена в подошве облицовки (в одной точке). При этом Эффенбергер полагает, что какой-либо иной закон распределения реакций по нижней полуокружности кольца, незначительно уменьшая

¹ Effenberger W. — Ueber das Druckstollenproblem. Zeitschr. d. Osterr. Ing. u. Arch. V.

или увеличивая ординаты эпюр, не внесет сколько-нибудь значительных изменений в соотношение их (для k и p).

Из рассмотрения этих эпюр можно вынести заключение о преимуществах кругового очертания профиля штолен, работающих под напором. Относительно преимущества кругового очертания напорных штолен по сравнению с другими формами поперечного сечения имеются указания, кроме Эффенбергера, также у Бюхи, Мюльгофера и др.

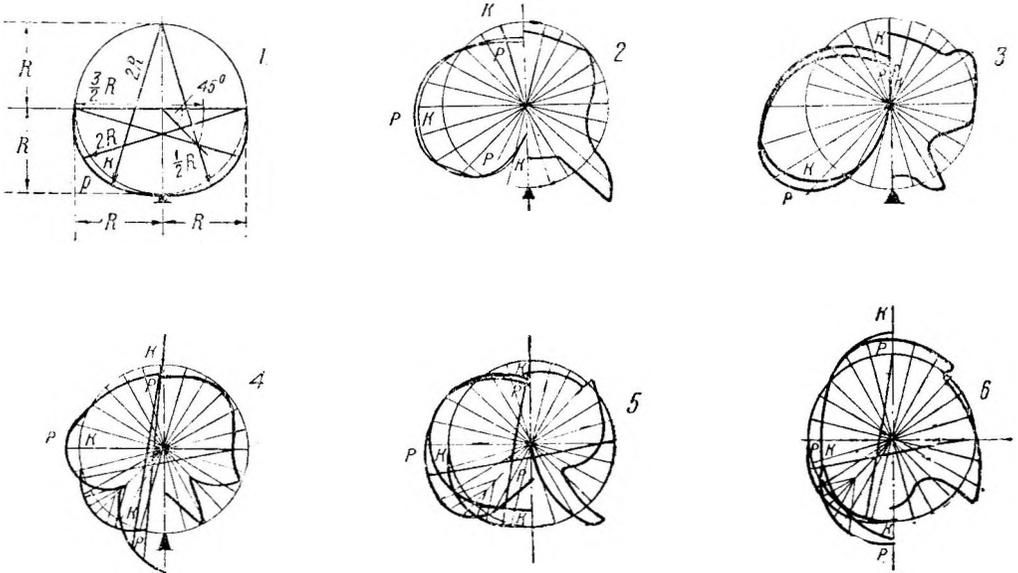


Рис. 150. Влияние очертания штольни.

Упомянутые авторы подтверждают также свое мнение и материалами по исследованию разрушений в напорной штольне Ритом.

На рис. 151 представлена развертка двух участков этой штольни и шахты с показанием на ней расположения трещин.

Для ясности приведена в большом масштабе форма поперечного сечения облицовки, в нижней своей части отклоняющаяся от кругового очертания (рис. 152). На том же профиле построены графики, характеризующие общее

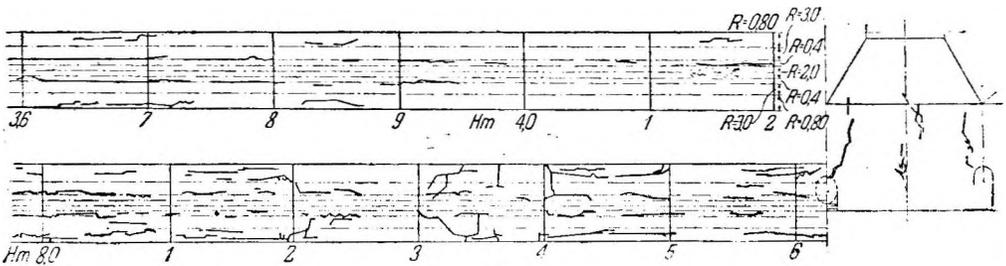


Рис. 151. План трещин в облицовке штольни Ритом.

количество трещин на каждом пикете в масштабе $2 \text{ мм} = 1 \text{ м}$ трещин на каждый см внутреннего периметра облицовки.

Симметричное расположение трещин в большом количестве в закруглениях нижнего полукольца свидетельствует о заметном влиянии на их появление отклонения очертания нижней части штольни от круга.

В настоящий момент считается окончательно установленным преимущество кругового очертания для облицовок напорных штолен.

Приближенные формулы. Инж. Зюссенбергером¹ даны следующие приближенные формулы для расчета облицовок, при выводе которых давление породы, а также опорные реакции принимались вертикальными и равномерно распределенными.

Изгибающие моменты в замке, подошве и по горизонтальному диаметру по этим формулам

$$M = \pm \frac{pr^2}{4},$$

причем знак + относится к сечениям в замке и подошве, знак — к сечению по горизонтальному диаметру (r — радиус осевой линии).

Эти же формулы для данного случая нагрузки приводятся и в работах Пробста и Залигера.

Следующие приближенные формулы были предложены американским инженером Ketchurn² для момента в замке и подошве:

$$M_{\max} = + 0,2392 pr^2$$

и для момента в сечении по горизонтальному диаметру:

$$M_{\min} = - 0,2176 pr^2.$$

Рис. 152. Графики трещин в облицовке штольни Ритом.

Однако, при своей простоте эти приближенные формулы обладают тем недостатком, что дают преувеличенные значения изгибающих моментов от внешней нагрузки и невыгодны при тех значительных размерах напорных штолен, которые нередко применяются в последнее время.

2. Метод Штейнера

Др. Штейнер³ является одним из первых, предложивших законченный метод расчета штолен кругового очертания. Основой его способа является предположение, что реакции грунта для всех видов действующих нагрузок направлены вертикально и распределены равномерно по горизонтальной проекции диаметра. Величина реакции для каждого отдельного случая нагрузки находится из условия равенства нулю проекции всех сил на вертикальную ось. При выводе уравнений для решения кольца реакции грунта рассматриваются как один из видов нагрузки, равномерно распределенной по всей нижней половине кольца.

Разрезая мысленно кольцо по вертикальному диаметру, отбрасывая одну половину облицовки и заменяя действие отброшенной части на оставшуюся силами X (рис. 153), приложенными на неизвестном пока расстоянии b от центра кольца, можно составить следующие два уравнения деформации:

$$\frac{\partial T}{\partial X} = 0 \quad (1)$$

и

$$\frac{\partial T}{\partial b} = 0, \quad (2)$$

где T — потенциальная энергия полукольца. Если s — длина осевой линии кольца, то

$$T = \int_0^{\frac{s}{2}} \frac{M^2 ds}{2EJ}$$

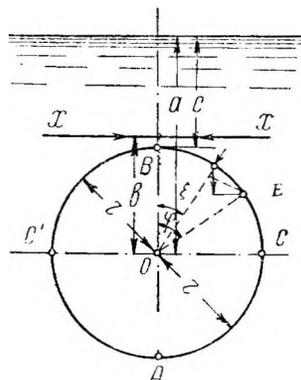


Рис. 153. Расчетная схема кольца.

¹ Süssenberger. — Statische Berechnung und Ausführung Stollen und Tunnel-auskleidungen Zement. 1930, № 30.

² Ketchurn. — The design of highway bridges.

³ Dr. F. Steiner. — Beitrag zur Theorie der Röhrentunnels kreisförmigen Querschnittes. 1906. Handbuch für Eisenbeton. Bd 8. 1922.

(если пренебрегается влиянием продольных и перерезывающих сил на деформацию системы).

Рассматривая только облицовки постоянного сечения, т. е. полагая E и J const, и приравнявая $ds = rd\varphi$ можно получить после сокращения:

$$\frac{\partial T}{\partial X} = \int_0^{\pi} M \frac{\partial M}{\partial X} d\varphi = 0, \quad (1')$$

$$\frac{\partial T}{\partial b} = \int_0^{\pi} M \frac{\partial M}{\partial b} d\varphi = 0. \quad (2')$$

Для любого сечения кольца E , наклоненного под углом φ к вертикали, изгибающий момент может быть выражен следующим образом:

$$M = \mathfrak{M} + X(b - r \cos \varphi),$$

где \mathfrak{M} — изгибающий момент в сечении E от внешней нагрузки в статически определимой основной системе. При этом положительным считается момент, уменьшающий кривизну кольца.

После подстановки значения момента M и его частных производных по X и b в уравнения 1' и 2' получается:

$$\int_0^{\pi} [\mathfrak{M} + X(b - r \cos \varphi)](b - r \cos \varphi) d\varphi = 0; \quad (1'')$$

$$\int_0^{\pi} [\mathfrak{M} + X(b - r \cos \varphi)] d\varphi = 0. \quad (2'')$$

Умножая уравнение (2'') на b , вычитая его из уравнения (1'') и сокращая на r , можно получить

$$\int_0^{\pi} [\mathfrak{M} + X(b - r \cos \varphi)] \cos \varphi d\varphi = 0.$$

Так как

$$\int_0^{\pi} \cos \varphi d\varphi = 0; \quad \int_0^{\pi} \cos^2 \varphi d\varphi = \frac{\pi}{2},$$

то

$$X = \frac{2}{\pi r} \int_0^{\pi} \mathfrak{M} \cos \varphi d\varphi; \quad (3)$$

$$X \cdot b = -\frac{1}{\pi} \int_0^{\pi} \mathfrak{M} d\varphi. \quad (4)$$

Изгибающий момент в любом сечении

$$M = \mathfrak{M} - \frac{1}{\pi} \int_0^{\pi} \mathfrak{M} d\varphi - \frac{2}{\pi} \int_0^{\pi} \mathfrak{M} \cos \varphi d\varphi. \quad (5)$$

После вывода общих формул для выражения статически неопределимых величин X и b Штейнер рассматривает отдельные случаи нагрузок следующим образом.

1. Собственный вес кольца. Изгибающий момент в сечении E кольца, вызванный весом элементарной площадки ds , наклоненной под углом ξ к вертикали, будет

$$d\mathfrak{M}_1 = -r(\sin \varphi - \sin \xi) gr d\xi,$$

где

g — вес 1 кв. м облицовки проектной толщины. Отсюда суммарный изгибающий момент в сечении E , от всех сил, лежащих слева, будет:

$$\mathfrak{M}_1 = \int_0^{\varphi} -r(\sin \varphi - \sin \xi) gr d\xi = gr^2(1 - \varphi \sin \varphi - \cos \varphi).$$

После подстановки значения \mathfrak{M}_1 в уравнения (3) и (4) и интегрирования получается:

$$X_1 = \frac{2}{\pi r} \int_0^\pi \mathfrak{M}_1 \cos \varphi d\varphi = \frac{2}{\pi r} \left(-\frac{\pi g r^2}{4} \right) = -\frac{g r}{2};$$

$$X_1 b_1 = -\frac{1}{\pi} \int_0^\pi \mathfrak{M}_1 d\varphi = 0.$$

Подставляя найденные значения в уравнение (5), можно найти

$$M_1 = \mathfrak{M}_1 + X_1 (b - r \cos \varphi) = \frac{g r^2}{2} (2 - \cos \varphi - 2\varphi \sin \varphi).$$

Определяя по этой формуле изгибающие моменты в различных сечениях кольца и нанося их на окружность (положительные внутрь, отрицательные — наружу), нетрудно получить эпюру изгибающих моментов, изображенную

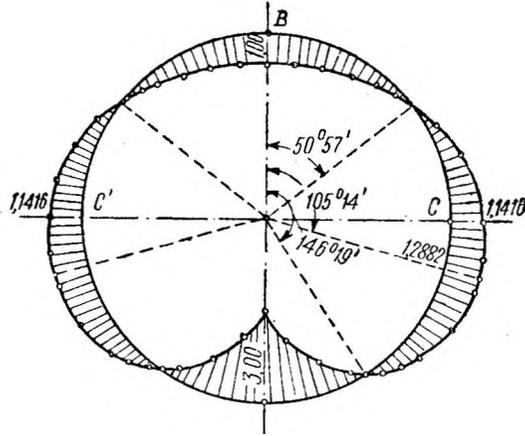


Рис. 154. Эпюра изгибающих моментов.

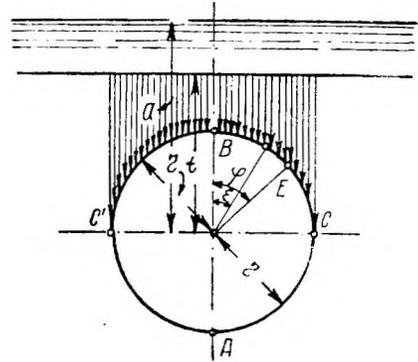


Рис. 155. Грузовая схема для штольни под воду.

на рис. 154. Из рассмотрения ее можно убедиться в том, что наибольший положительный момент

$$M = \frac{3}{2} g r^2$$

имеет место в подошве (при $\varphi = \pi$), а наибольший отрицательный

$$M = -1,2882 \frac{g r^2}{2}$$

в сечении $\varphi = 105^\circ 14'$. При $\varphi = 50^\circ 57'$ и $\varphi = 146^\circ 19'$ изгибающие моменты обращаются в нуль.

2. Внутреннее равномерное давление воды. Обозначая величину радиально направленного внутреннего давления через p , можно выразить величину изгибающего момента в сечении E кольца следующим образом:

$$\mathfrak{M}_2 = \int_0^\varphi p r^2 \sin(\varphi - \xi) d\xi = p r^2 (1 - \cos \varphi);$$

$$X_2 = \frac{2}{\pi r} \int_0^\pi \mathfrak{M}_2 \cos \varphi d\varphi = -p r;$$

$$X_2 b_2 = -\frac{1}{\pi} \int_0^\pi \mathfrak{M}_2 d\varphi = -p r^2; \quad b = r.$$

Следовательно силы X в этом случае приложены в замке.

Величина изгибающего момента в любом сечении будет

$$M_2 = \mathfrak{M}_2 + X_2 (b_2 - r \cos \varphi) = 0,$$

т. е. кривая давления совпадает с осью кольца.

3. Наружное давление воды. Рассматривая тоннель под водою (рис. 153) и обозначая вес 1 м^3 воды — γ_w можно для направленного радиально

давления на элементарную площадку, наклонную под углом ξ , найти следующее выражение:

$$q_{\xi} = \gamma_w (c + r - r \cos \xi).$$

Изгибающий момент в сечении, наклоненном к вертикали под углом φ , будет

$$\begin{aligned} \mathfrak{M}_3 &= \int_0^{\varphi} [-\gamma_w (c + r - r \cos \xi) \cdot \sin(\varphi - \xi)] r^2 d\xi = \\ &= -\gamma_w r^2 (c + r) (1 - \cos \varphi) + \gamma_w \frac{r^3}{2} \varphi \sin \varphi. \end{aligned}$$

$$X_3 = \frac{2}{\pi r} \int_0^{\pi} \mathfrak{M}_3 \cos \varphi d\varphi = \frac{3}{4} \gamma_w r^2 + \gamma_w cr;$$

$$X_3 b_3 = -\frac{1}{\pi} \int_0^{\pi} \mathfrak{M}_3 d\varphi = \frac{1}{2} \gamma_w r^3 + \gamma_w cr^2;$$

$$M_3 = \mathfrak{M}_3 + X_3 (b_3 - r \cos \varphi) = -\frac{\gamma_w r^3}{4} (2 - \cos \varphi - 2\varphi \sin \varphi).$$

4. Суммарное действие всех предыдущих нагрузок. Изгибающий момент при одновременном действии всех трех видов нагрузки будет

$$M = M_1 + M_2 + M_3 = \frac{r^2}{2} \left(g - \frac{\gamma_w r}{2} \right) (2 - \cos \varphi - 2\varphi \sin \varphi).$$

Ввиду того, что переменный множитель в этой формуле имеет то же значение, что и в выражении для M_1 эпюра изгибающих моментов будет иметь тот же характер, что и от действия собственного веса.

Если собственный вес кольца равен взвешиваемому давлению, т. е.

$$2gr\pi = \gamma_w r^2 \pi$$

или

$$g = \frac{\gamma_w r}{2},$$

то момент в любом сечении равен 0 и пустое кольцо будет находиться в состоянии равновесия.

5. Нагрузка штольни давлением грунта сверху. Для этого случая нагрузки рассматривается штольня, находящаяся под водой в водопроницаемом грунте (рис. 155). Верхнее очертание грунта принято горизонтальным. Вертикальное давление dp на элементарную площадку ds в пределах верхней четверти полукольца равняется

$$dp = \gamma_1 (t - r \cos \xi) r \cos \xi d\xi,$$

где

t — расстояние от центра кольца до верха нагрузки; $\gamma_1 = \gamma - \gamma_w$ есть разность между объемными весами породы и воды.

Изгибающий момент в сечении E верхней четверти будет

$$\begin{aligned} \mathfrak{M}_4' &= \int_0^{\varphi} [-\gamma_1 (t - r \cos \xi) r^2 \cos \xi (\sin \varphi - \sin \xi)] d\xi = \\ &= -\frac{\gamma_1 r^2}{6} (3t \sin^2 \varphi - 3r\varphi \sin \varphi - r \sin^2 \varphi \cos \varphi + 2r - 2r \cos \varphi), \end{aligned}$$

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} \mathfrak{M}_4' d\varphi = -\frac{\gamma_1 r^2}{72} (9\pi t - 64r + 12\pi r),$$

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} \mathfrak{M}_4' \cos \varphi d\varphi = -\frac{\gamma_1 r^2}{96} (16t - 15\pi r + 32r).$$

Изгибающий момент в сечении E нижней четверти (от $\varphi = \frac{\pi}{2}$ до $\varphi = \pi$)

будет (рис. 156):

$$\mathfrak{M}_4'' = B(r - r \sin \varphi - z) = Br(1 - \sin \varphi) - Bz,$$

где

B —вес массы грунта, лежащей над частью BC , равный

$$B = S - V = \gamma_1 t r - \frac{\gamma_1 \pi r^2}{4} = \frac{\gamma_1 r}{12} (12t - 3\pi r).$$

z — расстояние от точки C до силы B .

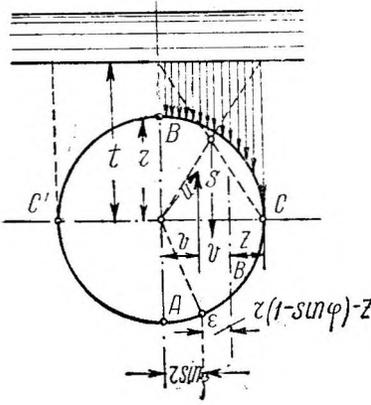


Рис. 156. Грузовая схема для штольни в водопроницаемом грунте.

После подстановки значения B выведенная формула приобретает вид:

$$\mathfrak{M}_4'' = \frac{\gamma_1 r^2}{12} [6t - 4r - (12t - 3\pi r) \sin \varphi],$$

$$\int_{-\frac{\pi}{2}}^{\pi} \mathfrak{M}_4'' d\varphi = \frac{\gamma_1 r^2}{12} (3\pi t - 12t + \pi r),$$

и

$$\int_{-\frac{\pi}{2}}^{\pi} \mathfrak{M}_4'' \cos \varphi d\varphi = \frac{\gamma_1 r^2}{96} [32r - 12(t - r)r].$$

Окончательно для всего полукольца можно написать:

$$\int_0^{\pi} \mathfrak{M}_4 d\varphi = \int_0^{\frac{\pi}{2}} \mathfrak{M}_4' d\varphi + \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \mathfrak{M}_4'' d\varphi = \frac{\gamma_1 r^2}{72} \cdot (9\pi t - 72t + 64r - 6\pi r);$$

$$\int_0^{\pi} \mathfrak{M}_4 \cos \varphi d\varphi = \int_0^{\frac{\pi}{2}} \mathfrak{M}_4' \cos \varphi d\varphi + \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \mathfrak{M}_4'' \cos \varphi d\varphi = -\frac{\gamma_1 r^2}{96} (16t - 3\pi r),$$

а следовательно:

$$X_4 = \frac{2}{\pi r} \int_0^{\pi} \mathfrak{M}_4 \cos \varphi d\varphi = -\gamma_1 r \left(\frac{t}{3\pi} - \frac{r}{16} \right)$$

$$X_4 b_4 = -\frac{1}{\pi} \int_0^{\pi} \mathfrak{M}_4 d\varphi = -\frac{\gamma_1 r^2}{72\pi} (9\pi t - 72t + 64r - 6\pi r).$$

Общий изгибающий момент в любом сечении верхней четверти будет равен

$$M_4' = \mathfrak{M}_4' + X_4 b_4 - X_4 r \cos \varphi = \gamma_1 r^2 \left[\left(0,1933 - \frac{1}{2} \sin^2 \varphi + \frac{1}{3\pi} \cos \varphi \right) t + \left(\frac{1}{2} \varphi \sin \varphi - 0,5329 + \frac{1}{6} \sin^2 \varphi \cdot \cos \varphi + \frac{13}{48} \cos \varphi \right) r \right],$$

а в любом сечении нижней четверти:

$$M_4'' = \mathfrak{M}_4'' + X_4 b_4 - X_4 r \cos \varphi = \gamma_1 r^2 \left[\left(0,6933 + \frac{1}{3\pi} \cos \varphi - \sin \varphi \right) t + \left(0,7854 \sin \varphi - 0,532 - \frac{1}{16} \cos \varphi \right) r \right].$$

6. Реакции грунта. При одновременном действии всех рассмотренных выше нагрузок полная реакция основания должна быть равна весу облицовки,

(без величины взвешивающего давления) сложенному с весом грунта, лежащим сверху.

Согласно сделанному выше предположению о равномерном распределении реакций в основании интенсивностью k (рис. 157), элементарная вертикальная реакция площадки ds , соответствующая углу ξ , будет равна $kr \cos \xi d\xi$.

Неизвестная величина k определяется из равенства суммы элементарных реакций на всю нижнюю четверть кольца полной нагрузке сверху.

$$2rk = 2r\pi g + \frac{2\gamma_1 r}{12} (12t - 3\pi r) - \gamma_w r^2 \pi,$$

$$k = \pi \left(g - \frac{\gamma_w r}{2} \right) + \gamma_1 \left(t - \frac{\pi r}{4} \right).$$

Подобно предыдущему, последовательно определяются:

$$\mathfrak{M}_5'' = \int_{\frac{\pi}{2}}^{\varphi} -k \cos \xi r^2 (\sin \xi - \sin \varphi) d\xi = -\frac{kr^2}{2} (1 - 2 \sin \varphi + \sin^2 \varphi).$$

$$\int_0^{\pi} \mathfrak{M}_5 d\varphi = -\frac{kr^2}{8} (3\pi - 8)$$

$$\int_0^{\pi} \mathfrak{M}_5 \cos \varphi d\varphi = \frac{kr^2}{6},$$

$$X_5 = \frac{kr}{3\pi}; \quad X_5 b_5 = \frac{kr^2}{8\pi} (3\pi - 8).$$

Общий изгибающий момент для сечений в пределах

от $\varphi = 0$ до $\varphi = \frac{\pi}{2}$, т. к. $\mathfrak{M}_5' = 0$,

$$M_5' = X_5 b_5 - X_5 r \cos \varphi = \frac{kr^2}{24\pi} (9\pi - 24 - 8 \cos \varphi),$$

в пределах от $\varphi = \frac{\pi}{2}$ до $\varphi = \pi$

$$M_5'' = \mathfrak{M}_5'' + X_5' b_5 - X_5 r \cos \varphi = -\frac{kr^2}{24\pi} (24 + 3\pi + 8 \cos \varphi + 12\pi \sin^2 \varphi - 24\pi \sin \varphi).$$

Для определения максимальных изгибающих моментов, действующих в сечениях, необходимо просуммировать моменты от всех отдельных нагрузок.

7. Определение суммарных изгибающих моментов.

а) Для штольни в грунте, под водой. Изгибающий момент в любом сечении в пределах от $\varphi = 0$ до $\varphi = \frac{\pi}{2}$:

$$M_a' = M_1 + M_3 + M_4' + M_5'.$$

После подстановки найденных выше M_1, M_3, M_4' и M_5' получается:

$$M_a' = r^2 \left(g - \frac{\gamma_w r}{2} \right) \left[\frac{3}{8} \pi - \frac{5}{6} \cos \varphi - \varphi \sin \varphi \right] +$$

$$+ \gamma_1 r^3 \left[\left(0,25 - \frac{1}{2} \sin^2 \varphi \right) \frac{t}{r} + \left(\frac{1}{2} \varphi \sin \varphi - 0,578 + \frac{1}{6} \sin^2 \varphi \cos \varphi + \frac{17}{48} \cos \varphi \right) \right].$$

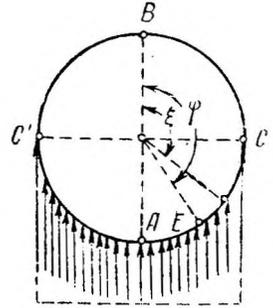


Рис. 157. Распределение реакций.

Для нижней части кольца от $\varphi = \frac{\pi}{2}$ до $\varphi = \pi$ изгибающий момент соответственно равен

$$M_a'' = M_1 + M_3 + M_4'' + M_5'' = r^2 \left(g - \frac{\gamma_w r}{2} \right) \left[(\pi - \varphi) \sin \varphi - \frac{5}{8} \pi + \frac{\pi}{2} \cos^2 \varphi - \frac{5}{6} \cos \varphi \right] + \gamma_1 r^3 \left[\left(0,25 - \frac{1}{2} \sin^2 \varphi \right) \frac{t}{r} + \left(\frac{\pi}{8} \sin^2 \varphi - 0,185 + \frac{1}{48} \cos \varphi \right) \right].$$

Обозначая для сокращения

$$\begin{aligned} \left(g - \frac{\gamma_w r}{2} \right) r^2 &= \alpha; \quad \gamma_1 r^3 = \beta; \\ \left(\frac{3}{8} \pi - \frac{5}{6} \cos \varphi - \varphi \sin \varphi \right) &= F_0'; \\ \left[(\pi - \varphi) \sin \varphi - \frac{5}{8} \pi + \frac{\pi}{2} \cos^2 \varphi - \frac{5}{6} \cos \varphi \right] &= F_0''; \\ \left(0,25 - \frac{1}{2} \sin^2 \varphi \right) &= F_1; \\ \left(\frac{1}{2} \varphi \sin \varphi - 0,578 + \frac{1}{6} \sin^2 \varphi \cos \varphi + \frac{17}{48} \cos \varphi \right) &= F_2'; \\ \left(\frac{\pi}{8} \sin^2 \varphi - 0,185 + \frac{1}{48} \cos \varphi \right) &= F_2'', \end{aligned}$$

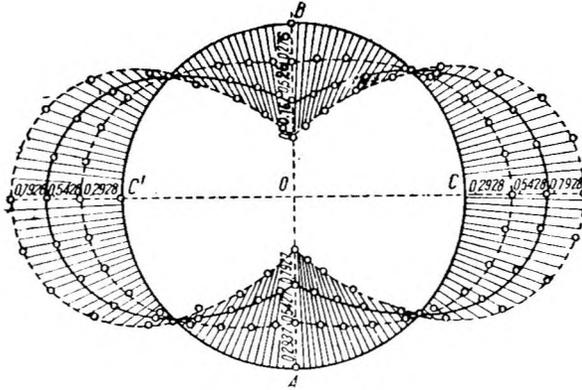


Рис. 158. Эпюры изгибающих моментов для различных отношений $\frac{t}{r}$ (2, 3 и 4).

можно написать окончательно следующие выражения для изгибающих моментов:

$$\begin{aligned} M_a' &= \alpha F_0' + \beta \left(\frac{t}{r} F_1 + F_2' \right); \\ M_a'' &= \alpha F_0'' + \beta \left(\frac{t}{r} F_1 + F_2'' \right). \end{aligned} \quad (6)$$

Если для различных отношений $\frac{t}{r}$ вычислить величины изгибающих моментов и построить их от осевой линии, придерживаясь указанного выше правила знаков, то получатся эпюры изгибающих моментов, изображенные на рис. 158.

б) Для штольни в сухом грунте. В этом случае $\gamma_w = 0$, $\gamma_1 = \gamma$ и формулы для изгибающих моментов окончательно приобретают следующий вид:

$$\begin{aligned} M_b' &= r^2 g F_0' + \gamma r^3 \left(\frac{t}{r} F_1 + F_2' \right) \text{ — в пределах от } \varphi = 0 \text{ до } \varphi = \frac{\pi}{2}. \\ M_b'' &= r^2 g F_0'' + \gamma r^3 \left(\frac{t}{r} F_1 + F_2'' \right) \text{ — в пределах от } \varphi = \frac{\pi}{2} \text{ до } \varphi = \pi. \end{aligned} \quad (7)$$

8. Определение осевых (нормальных) сил. Нормальная сила в любом сечении кольца, наклоненном под углом φ , может быть определена как сумма проекций всех сил, лежащих по одну сторону сечения, на направление касательной. Учитывая все рассмотренные выше нагрузки, можно написать следующее выражение для N , в случае штольни под водою:

Для верхней половины кольца

$$N_a' = \Sigma X \cos \varphi + gr \int_0^{\varphi} \sin \varphi d\xi - pr \int_0^{\varphi} \sin (\varphi - \xi) d\xi + \\ + \int_0^{\varphi} (c + r - r \cos \xi) \gamma_w r \sin (\varphi - \xi) d\xi + \int_0^{\varphi} \gamma_1 r \cos \xi (t - r \cos \xi) \sin \varphi d\xi.$$

Для нижней половины кольца

$$N_a'' = \Sigma X \cos \varphi + gr \int_0^{\varphi} \sin \varphi d\xi - pr \int_0^{\varphi} \sin (\varphi - \xi) d\xi + \\ + \gamma_w r \int_0^{\varphi} (c + r - r \cos \xi) \sin (\varphi - \xi) d\xi + \frac{\gamma_1 r}{12} (12 t - 3\pi r) \sin \varphi - \\ - kr \sin \varphi \int_{\frac{\pi}{2}}^{\varphi} \cos \xi d\xi$$

Для случая нагрузки b (штольня в сухом грунте) формулы получаются из предыдущих путем замены в них:

$$\gamma = \gamma_1 \text{ и } \gamma_w = 0.$$

В нижеследующей таблице приведены значения изгибающих моментов и нормальных сил для трех сечений облицовки ($\varphi = 0$; $\varphi = \frac{\pi}{2}$; $\varphi = \pi$), от каждой из нагрузок в отдельности.

Изгибающие моменты и нормальные силы по Штейнеру.

№ № по порядку	Нагрузка	Изгибающие моменты		
		$\varphi = 0$	$\varphi = \frac{\pi}{2}$	$\varphi = \pi$
1	Собственный вес облицовки	0,3448 gr^2	-0,3927 gr^2	0,4406 gr^2
2	Равномерное внутреннее давление	0	0	0
3	Наружное давление воды	-0,1724 $\gamma_w r^3$	0,1963 $\gamma_w r^3$	-0,2203 $\gamma_w r^3$
4	Давление грунта	$\left(0,25 \frac{t}{r} - 0,2238\right) \cdot \gamma r^3$	$-\left(0,25 \frac{t}{r} - 0,2072\right) \cdot \gamma r^3$	$\left(0,25 \frac{t}{r} - 0,2063\right) \cdot \gamma r^3$
№ № по порядку	Нагрузка	Нормальные силы		
		$\varphi = 0$	$\varphi = \frac{\pi}{2}$	$\varphi = \pi$
1	Собственный вес облицовки	-0,167 gr	1,571 gr	0,167 gr
2	Равномерное внутреннее давление	$-\frac{pr}{c + 0,583 r} \cdot \gamma_w r$	$\frac{pr}{c + 0,215 r} \cdot \gamma_w r$	$\frac{pr}{c + 1,417 r} \cdot \gamma_w r$
3	Наружное давление воды	-0,021 γr^2	$\left(\frac{t}{r} - 0,785\right) \cdot \gamma r^2$	0,021 γr^2
4	Давление грунта			

3. Метод Кайлиха

Предложенная в 1927 г. инж. Кайлихом¹ теория расчета облицовок круглого очертания отличается от изложенной выше теории Штейнера иным предположением о направлении опорных реакций и давлении породы сверху. Основная расчетная схема (рис. 153) взята им по Штейнеру, так же как и общие формулы для статически неопределимых величин:

$$X = \frac{2}{r\pi} \int_0^\pi \mathfrak{M} \cos \varphi d\varphi, \quad (1)$$

$$Xb = -\frac{1}{\pi} \int_0^\pi \mathfrak{M} d\varphi. \quad (2)$$

Здесь положительными моментами считаются моменты, уменьшающие кривизну кольца, а положительными нормальными силами — силы, вызывающие сжатие в облицовке.

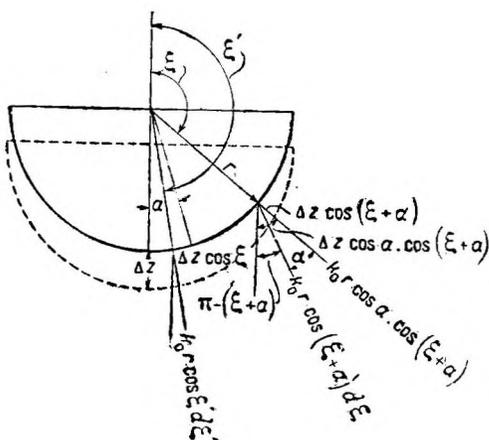


Рис. 159. Величина и направление опорных реакций грунта.

Опорные реакции, учитываемые наравне с внешней нагрузкой, приняты распределенными по нижней полуокружности облицовки и определяются в каждом отдельном случае из условий равновесия кольца.

В дальнейшем находятся моменты и нормальные силы для следующих случаев нагрузок.

1. Реактивные силы. Реактивные силы принимаются по величине пропорциональными проекциям осадок кольца на радиальные направления. Влиянием упругих деформаций самой облицовки, как величиной весьма малой, пренебрегается. Нужно иметь в виду, что угол, составленный реактивными силами с радиальным направлением, не может быть более угла трения α грунта по облицовке (рис. 159).

Реакция площадки ds , составляющей угол ξ с вертикалью, в пределах $\frac{\pi}{2} < \xi < (\pi - \alpha)$, будет равна:

$$dR = -k_0 r \cos \alpha \cos(\xi + \alpha) d\xi,$$

где:

k_0 — интенсивность реакции, соответствующей осадке Δz ;

α — угол между направлением реакции и радиусом в одной и той же точке кольца.

В пределах $(\pi - \alpha) < \xi < \pi$ направление реактивных сил вертикально и

$$dR = -k_0 r \cos \xi' d\xi'.$$

В дальнейших выводах угол трения α грунта о стенку кольца принимается равным нулю, т. е. реакции считаются направленными радиально и равными:

$$dR = -k_0 r \cos \xi d\xi.$$

Ввиду того, что реактивные силы приложены только к нижней половине кольца, изгибающие моменты, вызываемые ими в верхней половине основной статически определимой системы \mathfrak{M}' , равны 0.

¹ А. Кайлих.— Beitrag zur Berechnung von Eisenbetonrohren. Wasserwirtschaft 1927, № 6.

Для любого сечения нижней половины кольца, наклоненного под углом φ к вертикали, изгибающий момент будет равен

$$\mathfrak{M}'' = \int_{\frac{\pi}{2}}^{\varphi} k_0 r^2 \cos \xi \sin(\varphi - \xi) d\xi = \frac{1}{2} k_0 r^2 \left[\cos \varphi + \left(\varphi - \frac{\pi}{2} \right) \sin \varphi \right].$$

Подставляя это значение \mathfrak{M}'' в уравнения (2) и (1), можно найти:

$$\int_0^{\pi} \mathfrak{M} d\varphi = \frac{1}{2} k_0 r^2 \left[\int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \cos \varphi d\varphi + \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \varphi \sin \varphi d\varphi - \frac{\pi}{2} \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \sin \varphi d\varphi \right] = -\frac{4-\pi}{4} k_0 r^2;$$

$$\int_0^{\pi} \mathfrak{M} \cos \varphi d\varphi = \frac{1}{2} k_0 r^2 \left[\int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \cos^2 \varphi d\varphi + \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \varphi \sin \varphi \cos \varphi d\varphi - \frac{\pi}{2} \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \sin \varphi \cos \varphi d\varphi \right] = \frac{1}{16} k_0 r^2 \pi.$$

После чего из уравнений (1) и (2) находятся статически неопределимые величины:

$$X = \frac{1}{8} k_0 r.$$

$$Xb = k_0 r^2 \frac{4-\pi}{4\pi}.$$

Изгибающий момент и нормальная сила в любом сечении верхней половины кольца, как статически неопределимой системы, будут равны

$$M_1' = \mathfrak{M}' + Xb - Xr \cos \varphi = k_0 r^2 \left(0,0683 - \frac{1}{8} \cos \varphi \right);$$

$$N_1' = X \cos \varphi = \frac{1}{8} k_0 r \cos \varphi.$$

Соответственно для нижней половины кольца

$$M_1'' = \mathfrak{M}'' + X(b - r \cos \varphi) = k_0 r^2 \left[0,0683 + \frac{3}{8} \cos \varphi + \frac{1}{2} \left(\varphi - \frac{\pi}{2} \right) \sin \varphi \right];$$

$$N_1'' = X \cos \varphi - k_0 r \int_{\frac{\pi}{2}}^{\varphi} \cos \xi \sin(\varphi - \xi) d\xi = -k_0 r \left[\frac{3}{8} \cos \varphi + \frac{1}{2} \left(\varphi - \frac{\pi}{2} \right) \sin \varphi \right]$$

Как упоминалось уже выше, основные положения при выводе формул для статически неопределимых величин приняты те же, что и в методе Штейнера.

Входящая в полученные выше формулы для M и N величина k_0 может быть определена из условия, что вертикальная составляющая R_1 , для случая нагрузки реактивными силами грунта, должна быть равна сумме сил, вызываемых действием остальных нагрузок, т. е. $R_1 = R_2 + R_3 + \dots + R_n$, где

$$R_1 = k_0 r \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} \cos^2 \xi d\xi = k_0 r \frac{\pi}{4}$$

и уравнение для определения k_0 будет:

$$k_0 r \frac{\pi}{4} = R_2 + R_3 + \dots + R_n. \quad (3)$$

2. Давление породы. В излагаемом методе, так же как и у Штейнера, очертание нагрузки сверху принято горизонтальным. По предыдущему угол трения α берется равным нулю, т. е. давление породы считается направленным радиально.

Если обозначить через γ объемный вес породы, $\gamma_1 = \gamma - \gamma_w$ вес породы в воде, t — расстояние от центра кольца до линии, ограничивающей нагрузку

сверху, при наличии грунтовых вод равно

$$t = t_1 + t_2 \cdot \frac{i}{\gamma_1},$$

то элементарное давление сверху на площадку ds , наклоненную под углом к вертикали (рис. 160), будет

$$dp = \gamma_1 (t - r \cos \xi) \cos \xi r d\xi.$$

При отсутствии воды $\gamma_1 = \gamma$.

А изгибающий момент в любом сечении, наклоненном под углом φ , в статически определимой основной системе будет:

$$\mathfrak{M} = \int_0^\varphi \gamma_1 r^2 (t - r \cos \xi) \cos \xi \sin (\varphi - \xi) d\xi = -\gamma_1 r^3 \cdot \frac{\sin 2\varphi - \sin \varphi}{3}.$$

Производя далее расчет в той же последовательности, что и в первом случае, можно вывести следующие формулы для изгибающих моментов и нормальных сил.

Для верхней половины кольца (от $\varphi = 0$ до $\varphi = \frac{\pi}{2}$):

$$M' = -\gamma_1 r^2 \left[t \left(\frac{\varphi}{2} \sin \varphi + \frac{3}{8} \cos \varphi - 0,5683 \right) - r \left(\frac{1}{3} \sin^2 \varphi - 0,0707 \cos \varphi - 0,1289 \right) \right];$$

$$N' = \gamma_1 r \left[t \left(\frac{3}{8} \cos \varphi + \frac{\varphi}{2} \sin \varphi \right) - r \left(\frac{1}{3} \sin^2 \varphi - 0,0707 \cos \varphi + \frac{1}{3} \right) \right].$$

Для нижней половины кольца (от $\varphi = \frac{\pi}{2}$ до $\varphi = \pi$):

$$M'' = -\gamma_1 r^2 \left[t \left(\frac{\pi}{4} \sin \varphi - \frac{1}{8} \cos \varphi - 0,5683 \right) - r \left(\frac{2}{3} \sin \varphi - 0,0707 \cos \varphi - 0,4622 \right) \right];$$

$$N'' = \gamma_1 r \left[t \left(\frac{\pi}{4} \sin \varphi - \frac{1}{8} \cos \varphi \right) - r \left(\frac{2}{3} \sin \varphi - 0,0707 \cos \varphi \right) \right].$$

Для получения действительных значений моментов и нормальных сил необходимо учесть влияние реактивных сил, рассмотренных выше как первый случай нагрузки. Принятая в расчете реакция R_2 в заделке при нагрузке сверху равна

$$R_2 = N_{\frac{\pi}{2}} = \gamma_1 r \left(t \frac{\pi}{4} - \frac{2}{3} r \right).$$

После подстановки значения R_2 в уравнение (3) можно получить:

$$\gamma_1 r \left(t \frac{\pi}{4} - \frac{2}{3} r \right) = k_0 r \frac{\pi}{4};$$

откуда

$$k_0 = \gamma_1 \left(t - \frac{8}{3\pi} r \right).$$

Подставляя найденное значение k_0 в формулы для M_1' , M_1'' , N_1' и N_1'' и суммируя их с формулами для M' , M'' , N' и N'' , можно получить следующие выражения для действительных значений изгибающих моментов и нормальных сил в рассматриваемом случае нагрузки.

Для верхней половины кольца (от $\varphi = 0$ до $\varphi = \frac{\pi}{2}$):

$$M_2' = -\gamma_1 r^2 \left[t \left(\frac{\varphi}{2} \sin \varphi + \frac{1}{2} \cos \varphi - 0,6366 \right) - r \left(\frac{1}{3} \sin^2 \varphi + 0,0354 \cos \varphi - 0,1869 \right) \right];$$

$$N_2' = \gamma_1 r \left[t \left(\frac{\varphi}{2} \sin \varphi + \frac{1}{2} \cos \varphi \right) - r \left(\frac{1}{3} \sin^2 \varphi + 0,0354 \cos \varphi + \frac{1}{3} \right) \right]$$

Для нижней половины кольца (от $\varphi = \frac{\pi}{2}$ до $\varphi = \pi$):

$$M_2'' = \gamma_1 r^2 \left\{ t \left[\frac{1}{2} (\varphi - \pi) \sin \varphi + \frac{1}{2} \cos \varphi + 0,6366 \right] - r \left[0,4244 (\varphi - \pi) \sin \varphi + 0,389 \cos \varphi + 0,5202 \right] \right\};$$

$$N_2'' = -\gamma_1 r \left\{ t \left[\frac{1}{2} (\varphi - \pi) \sin \varphi + \frac{1}{2} \cos \varphi \right] - r \left[0,4244 (\varphi - \pi) \sin \varphi + 0,389 \cos \varphi \right] \right\}.$$

3. Собственный вес облицовки. Для этого случая нагрузки расчет производится аналогично изложенному выше, причем окончательные формулы имеют вид:

для верхней половины кольца

$$M_3' = gr^2 (1,2732 - \cos \varphi - \varphi \sin \varphi);$$

$$N_3' = gr \varphi \sin \varphi;$$

для нижней половины кольца

$$M_3'' = gr^2 [1,2732 + \cos \varphi + (\varphi - \pi) \sin \varphi];$$

$$N_3'' = -gr [2 \cos \varphi + (\varphi - \pi) \sin \varphi],$$

где g —вес 1 кв. м облицовки толщиной, равною толщине кольца.

4. Равномерное внутреннее давление в о д ы . Для этого случая нагрузки Кайлих, пренебрегая неравномерностью распределения напряжений в сечениях кольца, получает следующие формулы:

$$M_4 = 0$$

$$N_4 = -pr,$$

где p величина внутреннего давления в $тн/м^2$, от Рис. 160. Давление грунта сверху несенная к замку.

5. Давление воды, заполняющей штольню без напора. В этом случае изгибающие моменты и нормальные силы для верхней половины кольца будут:

$$M_5' = \gamma_w r^3 \left(0,6366 - \frac{1}{2} \cos \varphi - \frac{1}{2} \varphi \sin \varphi \right);$$

$$N_5' = -\gamma_w r^2 \left(1 - \frac{1}{2} \cos \varphi - \frac{1}{2} \varphi \sin \varphi \right);$$

для нижней половины кольца:

$$M_5'' = \gamma_w r^3 \left[0,6366 + \frac{1}{2} \cos \varphi + \frac{1}{2} (\varphi - \pi) \sin \varphi \right];$$

$$N_5'' = -\gamma_w r^2 \left[1 + \frac{1}{2} \cos \varphi + \frac{1}{2} (\varphi - \pi) \sin \varphi \right].$$

6. Наружное давление воды. Если s — расстояние от центра замкового сечения до горизонта воды, то изгибающие моменты и нормальные силы

для верхней половины кольца будут:

$$M_6' = -M_5',$$

$$N_6' = \gamma_w r^2 \left(\frac{c}{r} + 1 - \frac{1}{2} \cos \varphi - \frac{1}{2} \varphi \sin \varphi \right);$$

для нижней половины кольца

$$M_6'' = -M_5'',$$

$$N_6'' = \gamma_w r^2 \left[\frac{c}{r} + 1 + \frac{1}{2} \cos \varphi + \frac{1}{2} (\varphi - \pi) \sin \varphi \right].$$

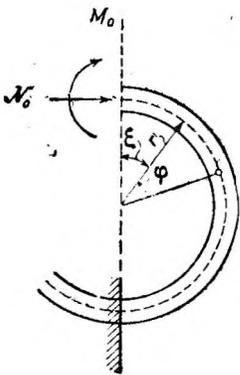
В приведенной ниже сводной таблице 18 даны расчетные значения моментов и нормальных сил для трех наиболее характерных сечений кольца при действии каждой из рассмотренных выше нагрузок в отдельности.

Изгибающие моменты и нормальные силы по К а й л и х у

№№ по пор.	Нагрузка	Изгибающие моменты			Нормальные силы		
		$\varphi = 0$	$\varphi = \frac{\pi}{2}$	$\varphi = \pi$	$\varphi = 0$	$\varphi = \frac{\pi}{2}$	$\varphi = \pi$
1	Давление породы	$(0,1366 t - 0,1515r) \gamma r^2$	$-(0,1488 t - 0,1464r) \gamma r^2$	$(0,1366 t - 0,1312r) \gamma r^2$	$(\frac{1}{2} t - 0,3687r) \cdot \gamma r$	$(0,7854 t - \frac{2}{3} r) \gamma r$	$(\frac{1}{2} t - 0,389r) \cdot \gamma r$
2	Собственный вес облицовки . .	$0,2732 gr^2$	$-0,2976 gr^2$	$0,2732 gr^2$	0	$1,5708 gr$	$2gr$
3	Равномерное внутреннее давление	0	0	0	$-pr$	$-pr$	$-pr$
4	Давление воды, заполняющей штольню без напора	$0,1366 \gamma_w r^3$	$-0,1488 \gamma_w r^3$	$0,1366 \gamma_w r^3$	$-0,5 \gamma_w r^2$	$-0,2146 \gamma_w r^2$	$-0,5 \gamma_w r^2$
5	Наружное давление воды	$-0,1366 \gamma_w r^3$	$0,1488 \gamma_w r^3$	$-0,1366 \gamma_w r^3$	$(\frac{c}{r} + 0,5) \gamma_w r^2$	$(\frac{c}{r} + 0,2146) \cdot \gamma_w r^2$	$(\frac{c}{r} + 0,5) \gamma_w r^2$

4. Метод Штольценбурга

В конце 1932 г. д.р.-инж. О. Штольценбургом¹ был предложен для расчета обделки кругового очертания новый метод, который может быть применен к расчету облицовок напорных штолен. Отличием этого метода от способов расчета, изложенных выше, является учет в схеме нагрузок бокового давления грунта и предположение о распределении опорных реакций не по всей нижней половине кольца, а лишь на части ее.



В качестве основной статически определимой системы, так же как и в методе Штейнера, принято полукольцо, закрепленное в подошве и нагруженное в замке силой N_0 и моментом M_0 (рис. 161), для определения которых служат два уравнения:

$$\int_0^{\pi} \frac{M}{EJ} \cdot \frac{\partial M}{\partial M_0} ds = 0, \tag{1}$$

$$\int_0^{\pi} \frac{M}{EJ} \cdot \frac{\partial M}{\partial N_0} ds = 0, \tag{2}$$

Рис. 161. Расчетная схема.

где через M обозначен момент в любом сечении, наклонном под углом φ к вертикали.

1. Собственный вес обделки. Если g вес 1 кв. м обделки проектной толщины, то вес элемента кольца, длиной 1 м вдоль оси будет:

$$dG = gds = grd\xi,$$

а вес всего полукольца от $\xi = 0$ до $\xi = \pi$

$$G = g\pi r.$$

Для всех случаев нагрузок в изложенном методе опорные реакции принимаются направленными вертикально и распределенными равномерно по нижней части кольца с центральным углом 60° (рис. 162).

¹ О. Stoltzenbur g. — Berechnung von Schleuderbetonrohren für Kanaldiiker, Durchlasse u. s. w. Bautechnik. 1932. № 31 и 33.

Обозначая через k интенсивность реактивных сил, можно полную величину реакции грунта для полукольца выразить, как

$$V = kr \sin \frac{\pi}{6} = \frac{1}{2} kr. \quad (3)$$

Далее из условия равновесия

$$V = G \quad \text{или} \quad \frac{1}{2} kr = g\pi r,$$

откуда

$$k = 2g\pi.$$

Изгибающий момент от действия собственного веса обделки в сечении A , наклоненном под углом φ к вертикали, в статически определимой основной системе будет:

$$\mathfrak{M}' = -gr^2 \int_0^{\varphi} (\sin \varphi - \sin \xi) \cdot d\xi = -gr^2 (\varphi \sin \varphi + \cos \varphi - 1)$$

при $\varphi = 0^\circ \quad \mathfrak{M}' = 0$

„ $\varphi = \frac{\pi}{2} \quad \mathfrak{M}' = -0,571gr^2$

„ $\varphi = \pi \quad \mathfrak{M}' = +2gr^2.$

Изгибающий момент от действия только лишь реактивных сил в статически определимой основной системе в сечении A , лежащем в пределах от $\frac{5}{6}\pi$ до π , (рис. 162), будет

$$\mathfrak{M}'' = -\frac{kr^2}{2} \left(\frac{1}{2} - \sin \varphi \right)^2. \quad (4)$$

Изгибающий момент в любом сечении полукольца в пределах от $\varphi = 0$ до $\varphi = \frac{5}{6}\pi$ равен:

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) - gr^2 (\varphi \sin \varphi + \cos \varphi - 1);$$

в пределах от $\varphi = \frac{5}{6}\pi$ до $\varphi = \pi$

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) - gr^2 (\varphi \sin \varphi + \cos \varphi - 1) - \frac{kr^2}{2} \cdot \left(\frac{1}{2} - \sin \varphi \right)^2.$$

Составляя выражения для частных производных от момента по M_0 и N_0 и учитывая постоянную толщину облицовки, можно написать:

$$\int_0^{\pi} M d\varphi = 0 \quad (1')$$

$$\int_0^{\pi} M (1 - \cos \varphi) d\varphi = 0. \quad (2')$$

Обозначая далее gr^2 через C_1 , а интеграл

$$-\int_{\frac{5}{6}\pi}^{\pi} \mathfrak{M}'' d\varphi = \int_{\frac{5}{6}\pi}^{\pi} \frac{kr^2}{2} \left(\frac{1}{2} - \sin \varphi \right)^2 d\varphi = C \quad (4')$$

и подставляя в уравнение (1'), можно получить:

$$\int_0^{\pi} [M_0 + N_0 r + C_1 - \cos \varphi (N_0 r + C_1) - C_1 \varphi \sin \varphi] d\varphi - C = 0,$$

что после интегрирования дает:

$$M_0 \pi + N_0 r \pi - C = 0. \quad (5)$$

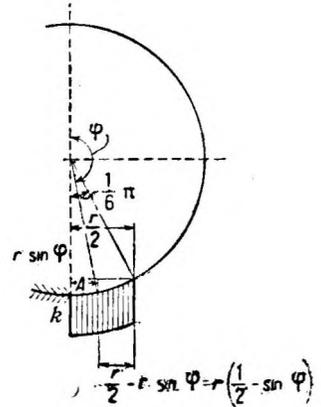


Рис. 162. Распределение опорных реакций.

Производя соответствующие подстановки в уравнение (2') и обозначая

$$-\int_{\frac{5}{6}\pi}^{\pi} \mathfrak{M}'' (1 - \cos \varphi) d\varphi = D, \quad (5)$$

можно после интегрирования получить:

$$\left(M_0 + \frac{3}{2} N_0 r + \frac{1}{4} C_1 \right) \pi - D = 0. \quad (6)$$

Для величин C и D , определяемых с помощью уравнений (4' и 5') после интегрирования получаются следующие значения:

$$C = 0,042 \frac{kr^2}{2} = 0,042 g \pi r^2,$$

$$D = 0,084 \frac{kr^2}{2} = 0,084 g \pi r^2,$$

после чего из уравнений (5) и (6) определяются M_0 и N_0 :

$$N_0 = -0,416 gr$$

$$M_0 = 0,458 gr^2.$$

Нормальная сила и изгибающий момент в подошве (при $\varphi = \pi$):

$$N_{\pi} = -N_0 = 0,416 gr,$$

$$M_{\pi} = M_0 + 2N_0 r + 2gr^2 - \frac{1}{4} g \pi r^2 = 0,841 gr^2.$$

Нормальная сила и изгибающий момент в горизонтальном сечении (при $\varphi = \frac{\pi}{2}$):

$$N_{\frac{\pi}{2}} = \frac{1}{2} G = 1,57 gr,$$

$$M_{\frac{\pi}{2}} = M_0 + N_0 r - 0,571 gr^2 = -0,529 gr^2.$$

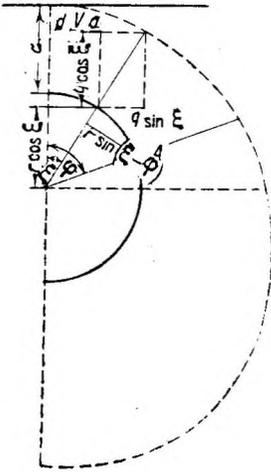


Рис. 163. Наружное давление воды.

2. Наружное давление воды. Радиально направленное давление воды на любую площадку ds , наклоненную под углом ξ , будет

$$q ds = \gamma_w (c + r - r \cos \xi) ds,$$

где c — расстояние от замка до горизонта воды (рис. 163).

Вертикальная составляющая этого давления для сечения A , наклоненного под углом φ к вертикали,

$$V_{\varphi} = \int_0^{\varphi} q r \cos \xi d\xi = \gamma_w (c + r) r \sin \varphi - \frac{\gamma_w r^2}{2} (\varphi + \sin \varphi \cos \varphi). \quad (7)$$

Изгибающий момент в том же сечении

$$\mathfrak{M}' = - \int_0^{\varphi} q r^2 \sin (\varphi - \xi) d\xi = -\gamma_w r^2 (c + r) (1 - \cos \varphi) + \frac{1}{2} \gamma_w r^3 \varphi \sin \varphi. \quad (8)$$

Оставляя то же предположение о распределении опорных реакций, можно величину их определить из уравнения:

$$-V + V_{(\varphi=\pi)} = 0; \quad \frac{1}{2} kr = -\gamma_w r^2 \frac{\pi}{2},$$

откуда

$$k = -3,142 \gamma_w r.$$

Для сечения в подошве ($\varphi = \pi$) изгибающий момент, вызванный реактивными силами, будет:

$$\mathfrak{M}'' = -\frac{kr^2}{8} = 0,393 \gamma_w r^3,$$

$$C = 0,042 \frac{kr^2}{2} = -0,066\gamma_w r^3,$$

$$D = 0,084 \frac{kr^2}{2} = -0,132\gamma_w r^3.$$

Составляя выражение для изгибающего момента в любом сечении полукольца и подставляя в ур-ие (1'), получаем:

$$\int_0^\pi \left[M_0 + N_0 r - N_0 r \cos \varphi - \gamma_w r^2 (c + r) (1 - \cos \varphi) + \frac{1}{2} \gamma_w r^3 \varphi \sin \varphi \right] d\varphi - C \stackrel{\Delta}{=} 0.$$

После подстановки значения M в уравнение (2') и интегрирования двух последних ур-ий, получаются следующие выражения для M_0 и N_0 :

$$N_0 = \gamma_w r (c + 0,708r),$$

$$M_0 = -0,229\gamma_w r^3.$$

Нормальная сила и изгибающий момент в подошве ($\varphi = \pi$):

$$N_\pi = \int_0^\pi q r \sin \xi d\xi - N_0 = \gamma_w r (c + 1,292r),$$

$$M_\pi = M_0 + 2N_0 r + \mathfrak{M}'_{(\varphi=\pi)} + \mathfrak{M}''_{(\varphi=\pi)} = -0,420\gamma_w r^3.$$

Так же можно найти нормальную силу и изгибающий момент при

$$\varphi = \frac{\pi}{2}:$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = V_{(\varphi=\frac{\pi}{2})} = \gamma_w r (c + 0,215r),$$

$$M_{\frac{\pi}{2}} = M_0 + N_0 r + \mathfrak{M}'_{(\varphi=\frac{\pi}{2})} = 0,254\gamma_w r^3.$$

3. Внутреннее давление воды. В этом случае равномерное внутреннее давление рассматривается вместе с действием веса воды, заполняющей штольню

Если h_1 — напор, в m отнесенный к замковому сечению облицовки, то для величины вертикальной составляющей его, пользуясь уравнением (7), можно найти:

$$\begin{aligned} \text{при } \varphi = 0 & \quad V_\varphi = 0; \\ \text{„ } \varphi = \frac{\pi}{2} & \quad V_\varphi = -\gamma_w \left(h_1 + \frac{4-\pi}{4} r \right) r; \\ \text{„ } \varphi = \pi & \quad V_\varphi = \gamma_w r^2 \frac{\pi}{2}. \end{aligned}$$

А для величины изгибающего момента на основании уравнения (8):

$$\begin{aligned} \text{при } \varphi = 0 & \quad \mathfrak{M} = 0; \\ \text{„ } \varphi = \frac{\pi}{2} & \quad \mathfrak{M} = -\frac{\pi}{4} \gamma_w r^3 + \gamma_w r^2 (h_1 + r); \\ \text{„ } \varphi = \pi & \quad \mathfrak{M} = +2\gamma_w r^2 (h_1 + r). \end{aligned}$$

Приравняв сумму реактивных сил вертикальной составляющей давления в сечении можно получить:

$$V_\varphi = \frac{1}{2} kr = \gamma_w r^2 \frac{\pi}{2},$$

откуда

$$k = \gamma_w r \pi.$$

После этого могут быть определены, по аналогии с рассмотренным выше случаем наружного давления воды, нормальные силы и изгибающие моменты в сечениях

$$N_0 = -\gamma_w r (h_1 + 0,708r); \quad M_0 = 0,229\gamma_w r^3;$$

$$N_\pi = -\gamma_w r (h_1 + 1,292r); \quad M_\pi = 0,420\gamma_w r^3;$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = -\gamma_w r (h_1 + 0,215r); \quad M_{\frac{\pi}{2}} = -0,254\gamma_w r^3.$$

4. Вертикальное и боковое давление грунта. Рассматривая одновременно вертикальное и боковое давление грунта, Штольценбург приводит их в каждом сечении к одной силе, которую считает меняющейся по закону, устанавливаемому ниже. Направление этих сил принимается радиальным вследствие того, что угол трения грунта о стенки предполагается равным нулю.

Если p угол естественного откоса грунта, то удельное боковое давление на глубине h выразится формулой:

$$e = \gamma h \operatorname{tg}^2 \left(45 - \frac{p}{2} \right).$$

На нижнюю часть кольца между касательными к нему, наклоненными под углом p к горизонтали, боковое давление равно нулю (рис. 164).

Вертикальное давление в замке определяется высотой слоя породы и равняется γh_0 .

Давление в сечении по горизонтальному диаметру (при $\xi = \frac{\pi}{2}$) направлено горизонтально и равно

$$q_r = \gamma (h_0 + r) \operatorname{tg}^2 \left(45 - \frac{p}{2} \right).$$

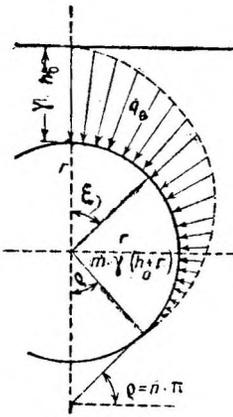


Рис. 164. Давление грунта.

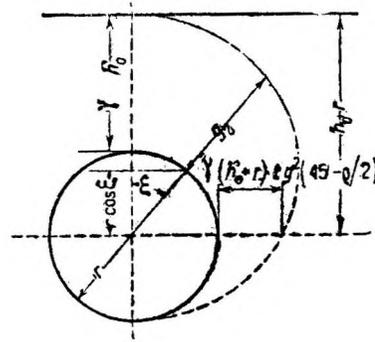


Рис. 165. Кривая нагрузки грунта.

Значения ординат давления в замке (γh_0) в горизонтальном сечении (q_r) и в подошве (0) дают возможность очертить кривую нагрузки (рис. 165), которая Штольценбургом выражается уравнением:

$$q_b = \gamma [h_0 + r(1 - \cos \xi)] \cos^x \frac{\xi}{2}.$$

Здесь для упрощения расчетов нулевая точка принята совпадающей с нижней точкой кольца ($\xi = \pi$). В этом уравнении каждому значению угла естественного откоса грунта соответствует свое значение независимой переменной x ,

определяемой из условия равенства значения q_b при $\phi = \frac{\pi}{2}$ величине бокового давления в этом же сечении:

$$q_b = q_r \left(\text{при } \xi = \frac{\pi}{2} \right)$$

или

$$\gamma \left[h_0 + r \left(1 - \cos \frac{\pi}{2} \right) \right] \cos^x \frac{\pi}{4} = \gamma (h_0 + r) \operatorname{tg}^2 \left(45 - \frac{p}{2} \right).$$

Это уравнение проще всего решить подстановкой различных значений независимого переменного x , определяя соответствующие им значения углов естественного откоса. Так, например, для $x = 5$ $p = \sim 45^\circ$. Ход решения при этом будет следующий.

Из уравнения кривой нагрузки

$$q_b = \gamma [h_0 + r(1 - \cos \xi)] \cos^5 \frac{\xi}{2}$$

для сечения $\xi = \frac{\pi}{2}$ имеем:

$$q_b = \gamma (h_0 + r) 0,17677.$$

По формуле бокового давления

$$q_r = \gamma (h_0 + r) \operatorname{tg}^2\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right),$$

следовательно

$$\operatorname{tg}^2\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) = 0,17677,$$

откуда

$$\rho = 44^\circ 20' \approx 45^\circ.$$

Для дальнейшего вывода моментов и нормальных сил при найденном значении ρ можно заменить в уравнении кривой

$$1 - \cos \xi = 2 - 2 \cos^2 \frac{\xi}{2},$$

тогда

$$q_b = \gamma \left[(h_0 + 2r) \cos^5 \frac{\xi}{2} - 2r \cos^7 \frac{\xi}{2} \right].$$

Вертикальная составляющая нагрузки в любом сечении A основной статически определимой системы может быть найдена как проекция всех сил на вертикаль, т. е.

$$V_\varphi = r \int_0^\varphi q_b \cos \xi d\xi,$$

что после подстановки значения q_b и интегрирования дает

$$V_\varphi = \gamma r \left[h_0 \sin \frac{\varphi}{2} \left(\frac{4}{7} \cos^6 \frac{\varphi}{2} + \frac{2}{7} \cos^4 \frac{\varphi}{2} + \frac{8}{21} \cos^2 \frac{\varphi}{2} + \frac{16}{21} \right) + \right. \\ \left. + r \sin \frac{\varphi}{2} \left(-\frac{8}{9} \cos^8 \frac{\varphi}{2} + \frac{44}{63} \cos^6 \frac{\varphi}{2} + \frac{4}{105} \cos^4 \frac{\varphi}{2} + \frac{16}{315} \cos^2 \frac{\varphi}{2} + \frac{32}{9 \times 35} \right) \right].$$

Для

$$\begin{aligned} \varphi = 0 & \quad V_\varphi = 0; \\ \varphi = \frac{\pi}{2} & \quad V_\varphi = \gamma r (0,774h_0 + 0,119r); \\ \varphi = \pi & \quad V_\varphi = \gamma r (0,762h_0 + 0,102r). \end{aligned}$$

Для определения реакций грунта в этом случае, пользуясь уравнением (3), можно получить

$$\frac{1}{2} kr = V_{\varphi=\pi} = \gamma r (0,762h_0 + 0,102r)$$

или

$$k = \gamma (1,524h_0 + 0,204r).$$

Изгибающий момент в подошве ($\varphi = \pi$), вызываемый реактивными силами,

$$\mathfrak{M}'' = -\frac{kr^2}{8} = -\gamma r^2 (0,191h_0 + 0,025r),$$

на основании ур-ий (4') и (5')

$$\begin{aligned} C &= \gamma r^2 (0,032h_0 + 0,004r), \\ D &= \gamma r^2 (0,064h_0 + 0,009r). \end{aligned}$$

Изгибающий момент, вызываемый давлением земли,

$$\mathfrak{M}' = r^2 \int_0^\varphi q_b (\sin \varphi \cos \xi - \cos \varphi \sin \xi) d\xi,$$

что после подстановки q_b и интегрирования дает:

$$\mathfrak{M}' = \gamma r^2 \left[\frac{4}{21} h_0 \left(3 + 8 \cos \frac{\varphi}{2} - 6 \cos^3 \frac{\varphi}{2} - 4 \cos^5 \frac{\varphi}{2} - \cos^7 \frac{\varphi}{2} \right) + \right. \\ \left. + \frac{8}{315} r \left(10 + 8 \cos \frac{\varphi}{2} - 20 \cos^3 \frac{\varphi}{2} - 12 \cos^5 \frac{\varphi}{2} + 7 \cos^7 \frac{\varphi}{2} \right) \right].$$

Для

$$\begin{aligned} \varphi = 0 & \quad \mathfrak{M}' = 0; \\ \varphi = \frac{\pi}{2} & \quad \mathfrak{M}' = \gamma r^2 (0,775h_0 + 0,083r); \\ \varphi = \pi & \quad \mathfrak{M}' = \gamma r^2 (0,572h_0 + 0,254r). \end{aligned}$$

Подставляя значения \mathfrak{M}' и \mathfrak{M}'' в выражение для M и решая уравнения (Г) и (2'), можно после некоторых преобразований и интегрирования получить следующие значения для статически неопределимых величин N_0 и M_0 :

$$\begin{aligned} N_0 &= \gamma r (0,426h_0 + 0,159r), \\ M_0 &= \gamma r^2 (0,166h_0 - 0,046r). \end{aligned}$$

После этого могут быть найдены нормальная сила и изгибающий момент в подошве ($\varphi = \pi$):

$$\begin{aligned} N_{\pi} &= \gamma r (0,145h_0 + 0,095r), \\ M_{\pi} &= \gamma r^2 (0,255h_0 - 0,007r) \end{aligned}$$

и в горизонтальном сечении

$$\left(\varphi = \frac{\pi}{2} \right).$$

$$\begin{aligned} N_{\frac{\pi}{2}} &= \gamma r (0,774h_0 + 0,119r), \\ M_{\frac{\pi}{2}} &= -\gamma r^2 (0,163h_0 - 0,030r). \end{aligned}$$

Аналогичными расчетами, произведенными для $x = 4$, что соответствует углу естественного откоса $p = 37^\circ$, и для $x = 3$, т. е. $p = 29^\circ$, Штольценбургом получены значения для изгибающих моментов и нормальных сил, приведенные в сводной таблице 19.

Таблица 19

Изгибающие моменты и нормальные силы в сечениях облицовки по Штольценбург

Род нагрузки	φ	Изгибающие моменты	Нормальные силы	Равн. распредел. по части подошвы опорн. реакц.	
Собственный вес облицовки	0	+ 0,458gr ²	- 0,416gr	} $k = + 6,283g$	
	$\frac{\pi}{2}$	- 0,529gr ²	+ 1,571gr		
	π	+ 0,841gr ²	+ 0,416gr		
Наружное давление воды	0	- 0,229 $\gamma_w r^3$	+ $\gamma_w r (c + 0,708r)$	} $k = - 3,142\gamma_w r$	
	$\frac{\pi}{2}$	+ 0,254 $\gamma_w r^3$	+ $\gamma_w r (c + 0,215r)$		
	π	- 0,420 $\gamma_w r^3$	+ $\gamma_w r (c + 1,292r)$		
Внутреннее давление воды	0	+ 0,229 $\gamma_w r^3$	- $\gamma_w r (h_1 + 0,708r)$	} $k = + 3,142\gamma_w r$	
	$\frac{\pi}{2}$	- 0,254 $\gamma_w r^3$	- $\gamma_w r (h_1 + 0,215r)$		
	π	+ 0,420 $\gamma_w r^3$	- $\gamma_w r (h_1 + 1,292r)$		
Давление породы при различных углах естественного откоса	$p = 45^\circ$	0	+ $\gamma r^2 (0,166h_0 - 0,046r)$	+ $\gamma r (0,426h_0 + 0,159r)$	} $k = \gamma (1,524h_0 + 0,204r)$
		$\frac{\pi}{2}$	- $\gamma r^2 (0,163h_0 - 0,030r)$	+ $\gamma r (0,774h_0 + 0,119r)$	
		π	+ $\gamma r^2 (0,255h_0 - 0,070r)$	+ $\gamma r (0,145h_0 + 0,095r)$	
	$p = 37^\circ$	0	+ $\gamma r^2 (0,156h_0 - 0,035r)$	+ $\gamma r (0,479h_0 + 0,193r)$	} $k = \gamma (1,571h_0 + 0,196r)$
		$\frac{\pi}{2}$	- $\gamma r^2 (0,175h_0 - 0,026r)$	+ $\gamma r (0,819h_0 + 0,131r)$	
		π	+ $\gamma r^2 (0,251h_0 - 0,006r)$	+ $\gamma r (0,191h_0 + 0,140r)$	
	$p = 29^\circ$	0	+ $\gamma r^2 (0,140h_0 - 0,054r)$	+ $\gamma r (0,550h_0 + 0,249r)$	} $k = \gamma (1,600h_0 + 0,152r)$
		$\frac{\pi}{2}$	- $\gamma r^2 (0,159h_0 - 0,047r)$	+ $\gamma r (0,849h_0 + 0,148r)$	
		π	+ $\gamma r^2 (0,240h_0 - 0,032r)$	+ $\gamma r (0,250h_0 + 0,208r)$	

Заключение. Изложенные выше методы Штейнера, Кайлиха и Штольценбурга, несмотря на свою простоту и удобство пользования окончательными выводами для расчета тоннельных обделок, тем не менее страдают рядом недостатков, на которых необходимо остановиться несколько подробнее.

Штейнер в основу всех своих расчетов положил условие о вертикальном направлении внешних нагрузок и опорных реакций при круговом очертании кольца. Это ухудшает расчетные условия работы облицовки, так как неучет горизонтальных составляющих действующих сил и опорных реакций, так же как и бокового давления породы, приводит к повышенным значениям изгибающих моментов и нормальных сил в сечениях кольца. Некоторый учет горизонтально действующих сил произведен Кайлихом в выводе его основных формул. Однако, боковое давление породы и в этом случае в расчет не принимается, что делает иногда окончательные выводы неточными, а в некоторых случаях и неприемлемыми.

Попытка учета влияния бокового давления сделана в методе Штольценбурга. Однако, здесь, кроме некоторой надуманности закона распределения наружного давления и произвольности в распределении опорных реакций на части полукольца, боковое давление принимается убывающим к подошве. Это трудно совместимо как с основной теорией равновесия земляных масс, так и с данными опытов и наблюдений в подземных выработках.

Несмотря на некоторое преимущество способа Штольценбурга перед всеми до него приведенными методами, целый ряд весьма неточных допущений и сомнительных предположений делает по ценности своей примерно равными выводы Штейнера, Кайлиха и Штольценбурга. Эти недостатки станут очевидными, если принять во внимание следующее.

Предположение о горизонтальном очертании слоя грунта, давящего сверху при криволинейном очертании облицовки, приводит фактически к возрастанию величины давления от замка свода выломки к пятам. Существуют теории, полагающие величину горного давления убывающей от середины кровли к стенкам. Имеются последователи теории равномерного распределения давления по всей ширине кровли выработок, но нет сколько-нибудь обоснованной теории, полагающей возрастание нагрузки к пятам. По этой причине данные приведенных выше способов расчета относятся, главным образом, к зарытым в землю трубопроводам и в условиях подземных выработок могут быть применены только для порталных сечений штолен, на весьма небольшом протяжении их.

Характерными особенностями напорных штолен по сравнению со всеми остальными подземными сооружениями являются небольшие размеры и значительные напоры. Эти два обстоятельства служат главными причинами, обуславливающими особое значение толщины облицовки по отношению к диаметру штольни.

Между тем, при выводе всех расчетных формул упомянутые выше авторы толщиной облицовки пренебрегали, что привело к весьма неточным результатам. Сравнение их с выведенными нами ниже расчетными формулами, в которых, кроме некоторых других условий, было учтено также и влияние толщины обделки, показывает, что неточность вследствие этого одних формул Штейнера, Кайлиха и Штольценбурга пропорциональна первой сте-

пени $\frac{r_n}{r}$, а других формул—второй степени $\left(\frac{r}{r_s}\right)$. Атак как отношения эти колеб-

лются для напорных штолен в пределах от 1,1 до 1,2, то и соответствующая ошибка в расчетных формулах может быть порядка 10 — 40%, что, несомненно, представляет весьма большую степень неточности. Заметим при этом, что при выводе расчетных формул для случая давления воды изнутри — Штейнером, Кайлихом и Штольценбургом обделка считалась как тонкостенная труба, т. е. предполагалась работа ее на чистое растяжение без учета действия изгибающего момента в сечениях облицовки.

Наконец, совершенно не учитывается приведенными выше методами расчета величина упругого отпора пород, окружающих штольню. Между тем, в настоящее время при проектировании напорных штолен за границей исключи-

тельное по своему значению место отводится выяснению в натуре и учету в расчете величины упругого отпора породы, разгружающего облицовку штольни от части приходящегося на нее внутреннего давления.

В дальнейшем излагаются главные теории расчета облицовок напорных штолен на внутреннее давление воды с учетом упругого отпора окружающих пород.

IV. СПОСОБЫ РАСЧЕТА ОБЛИЦОВОК С УЧЕТОМ УПРУГОГО ОТПОРА ПОРОДЫ

Все вышеизложенные методы расчета облицовок рассматривают работу их при внутреннем давлении без учета упругого отпора породы, т.е. предполагают работу штольни, как трубы, окруженной воздухом. Такие расчетные предположения не отвечают действительным условиям работы облицовки штольни, в особенности в тех случаях, когда последняя прорезает прочные скальные породы.

Современные способы возведения обделок с применением инъекции цементного раствора за облицовку создают связь между облицовкой и породой, обеспечивающую их совместную работу. Неучет в должной степени этого обстоятельства приводит к ненужным запасам прочности в облицовке и к излишним затратам.

Следует отметить, что в заграничной практике строительства напорных штолен до сравнительно недавнего времени существовал иной взгляд на работу облицовки. Считалось, что полное внутреннее давление целиком воспринимается окружающей породой, обделка же служит только для создания водонепроницаемости и прикрытия трещин в породе. При этом совершенно не учитывалось, что всякая порода является до известной степени податливой, и достаточно незначительных деформаций ее, чтобы вызвать трещины в самой сильной бетонной обделке. Так было до происшедшей в 1920 г. катастрофы с напорной штольной гидроустановки Ритом, бетонная облицовка которой не была совершенно рассчитана на принятие внутреннего давления. Вследствие податливости породы (разрушенные гнейсы) в облицовке появились трещины (рис. 151), вызвавшие настолько значительные потери воды, что штольню пришлось выключить из эксплуатации. Следующий период строительства напорных штолен сопровождался неоднократными испытаниями выломок и готовых облицовок на отдельных пробных участках.

Испытания эти, описанные подробно в главе об упругом отпоре, выявили роль последнего в работе облицовок. Поэтому позднейшие методы расчета обделок составлены с учетом в той или иной форме влияния упругого отпора породы.

1. Метод Эйдю

Облицовку штолен кругового очертания можно рассматривать как однородное толстостенное кольцо, окруженное кольцом породы неограниченной толщины. Исходя из равенства деформации при действии внутреннего давления на грани соприкосновения этих двух колец, Эйдю¹ выводит следующие формулы для радиальных и нормальных напряжений в любой точке облицовки на расстоянии ζ от центра штольни:

$$\sigma_r = - \frac{pr_0^2}{r_n^2(n_1 + n_2) - r_0^2(n_2 - n_1)} \left[\frac{r_n^2}{z^2} (n_1 + n_2) - (n_2 - n_1) \right];$$

$$\sigma_t = \frac{pr_0^2}{r_n^2(n_1 + n_2) - r_0^2(n_2 - n_1)} \left[\frac{r_n^2}{z^2} (n_1 + n_2) + (n_2 - n_1) \right],$$

где:

σ_r — радиальное напряжение (нормальное по площадкам, перпендикулярным к радиусу),

¹ Eydoux, — Les canaux d'amende en charge et les chemins d'équilibre. Congrès de la Houille blanche, 1925.

σ_r — нормальное напряжение (нормальное по площадкам, совпадающим с радиусом),

r_e — внутренний радиус облицовки,

r_n — наружный

z — расстояние рассматриваемой точки от центра кольца,

$n_1 = \frac{1}{E_{обл.}}$, где $E_{обл.}$ — модуль упругости материала облицовки,

$n_2 = \frac{1}{E_{пор.}}$, где $E_{пор.}$ — модуль упругости породы на растяжение.

Однако, пользование этими формулами весьма затруднительно вследствие неопределенности величины модуля упругости породы $E_{пор.}$ Опыты, производимые лабораторным путем над отдельными кубиками, не дают еще представления об этой величине, так как свойства породы в кубике и в массиве весьма различны. Это обстоятельство и служит причиной малой применимости приведенных выше формул в расчетах облицовок напорных штолен.

2. Метод Эффенбергера¹

Излагаемый ниже способ расчета облицовок напорных штолен также учитывает упругий отпор окружающих ее пород. Величина отпора характеризуется „коэффициентом упругого оседания грунта k “ (Bettungsziffer), определяемым в каждом отдельном случае опытным путем. Предложенный Эффенбергером способ определения коэффициента k по разрушению тонких бетонных облицовок пробных штолен изложен в главе об упругом отпоре.

Помимо определения числа k , Эффенбергер считает также необходимым установление опытным путем модуля упругости бетона при помощи испытания облицованных участков штолен под рабочим давлением. Производя определение увеличения объема испытуемой штольни измерением количества нагнетаемой в нее воды (за вычетом потерь), можно найти величину радиального изменения облицовки y , с помощью которого модуль упругости бетона E_b определяется по следующей формуле:

$$E_b = \frac{r_a^2 (p - ky)}{yd},$$

где

p — внутреннее давление в $кг/см^2$,

d — толщина облицовки в $см$,

r_e — внутренний радиус облицованной штольни в $см$,

k — коэффициент упругого оседания грунта в $кг/см^3$.

После определения модуля упругости напряжение в бетоне может быть найдено по формуле:

$$\sigma_b = \frac{y}{r_e} E_b.$$

Не трудно заметить, что излагаемый метод не может быть применен для предварительного определения размеров облицовки, так как требует проведения испытаний в облицованных уже штольнях. С помощью его возможно лишь осуществление проверки напряжений в готовой облицовке, в целях выяснения степени надежности ее.

К недостаткам этого способа следует также отнести необходимость двукратного проведения дорогостоящих опытов в напорных штольнях: первый опыт для определения числа k в пробных участках с тонкой облицовкой до разрушения последней и второй опыт в облицованной штольне при нормальном рабочем давлении — для определения модуля упругости бетона.

¹ Effenberger, W. — Liber das Druckstollenproblem, Zeit. d. Osterr. Ing. u. Arch. V. 1923 № 42/43.

3. Метод Мюльгофера

По предложению Австрийского Общества электр. жел. дог. (Elektriesirungsamtes des Oester. Bundesbahn) д.-р.-инж. Л. Мюльгофером¹ был разработан метод расчета облицовок напорных штолен кругового очертания с учетом упругого отпора породы.

Сущность метода может быть пояснена следующим образом. Находящаяся под действием внутреннего давления воды облицовка, стремясь расшириться, встречает препятствие со стороны окружающей ее породы, вследствие чего на грани их соприкосновения возникают радиальные сжимающие напряжения. Величина этих последних зависит от соотношения между упругими свойствами материала облицовки и породы и может быть определена из того условия, что под влиянием возникающих деформаций плотное соприкосновение между облицовкой и породой не нарушается.

Равенство деформаций наружного радиуса обделки и внутреннего радиуса выломки дает возможность составить уравнение для определения упругого отпора породы.

Рассматривая однородное толстостенное кольцо, находящееся под действием внутреннего давления p_e и наружного давления p_n , можно для радиального перемещения любой точки его, отстоящей на расстояние z от центра, составить следующее выражение:

$$U = -\frac{a_1^2}{z} \cdot \frac{1}{Em} \cdot \frac{\left(\frac{a_2}{a_1}\right)^2}{\left(\frac{a_2}{a_1}\right)^2 - 1} \left\{ \left[(m+1) + \left(\frac{z}{a_1}\right)^2 (m-1) \right] p_n - \left[(m+1) + \left(\frac{z}{a_2}\right)^2 (m-1) \right] p_e \right\}, \quad (1)$$

где: a_1 — внутренний радиус кольца,

a_2 — наружный радиус кольца,

E — модуль упругости материала кольца,

m — величина, обратная коэффициенту Пуассона (отношение продольного относительного удлинения к поперечному относительному сжатию).

Применяя уравнение (1) к наружной грани бетонной облицовки, т.-е. полагая $a_1 = r_e$, $a_2 = r_n$, $z = r_n$, $p_e = p$ — напору в штольне, $p_n = p'$ — упругому отпору породы, $E = E_p$ — модуль упругости бетона, $m = m_1$ для бетона и, кроме того,

вводя обозначение $\frac{r_n}{r_e} = k_1$, можно составить следующее выражение для деформации наружного радиуса облицовки:

$$\Delta r_n = \frac{1}{E_b} \cdot \frac{1}{k_1^2 - 1} r_n \left\{ 2p - \left[\frac{m_1 + 1}{m_1} + \frac{m_1 - 1}{m_1} k_1^2 \right] p' \right\}. \quad (2)$$

Применяя уравнение (1) к определению деформации внутреннего радиуса выломки (породы) и полагая при этом для породы толщину кольца равной бесконечности, т.-е. $a_2 = \infty$, а наружное давление $p_n = 0$, можно получить, подставляя для породы $E = E_2$, $m = m_2$, $a_1 = r_n$, $z = r_n$, $p_e = p'$, величину деформации радиуса выломки:

$$\Delta' r_n = \frac{1}{E_2} \cdot \frac{m_2 + 1}{m_2} r_n p'. \quad (3)$$

Из равенства деформации радиуса r_n по уравнениям (2) и (3) получается следующая формула для определения величины упругого отпора породы:

$$p' = \frac{p}{(k_1^2 - 1) \frac{M}{2} + 1}, \quad (4)$$

где

$$M = \frac{E_b}{E_2} \cdot \frac{m_2 + 1}{m_2} + \frac{m_1 - 1}{m_1}. \quad (5)$$

¹Mühlhofer L. — Theoretische Betrachtungen zum Problem des Druckstoilenbaues. Schweiz. Bauzeitung 1921, Bd 78, № 21.

Зная величину внутреннего давления на облицовку p и наружного давления породы (упругий отпор ее) p' , можно, применяя известные формулы для толстостенных труб (формулы Лямэ¹, составить следующие выражения для нормальных σ_r (нормальных по площадкам, совпадающим с радиусом) и радиальных σ_t (нормальных по площадкам, перпендикулярным к радиусу) напряжений.

В облицовке штольни:

$$\sigma_{bt} = \frac{z^2(p - k_1^2 p') - r_n^2(p' - p)}{z^2(k_1^2 - 1)}, \quad (6)$$

$$\sigma_{br} = \frac{z^2(p - k_1^2 p') + r_n^2(p' - p)}{z^2(k_1^2 - 1)}; \quad (7)$$

для породы:

$$\sigma_{gt} = \frac{r_n^2}{z^2} p', \quad (8)$$

$$\sigma_{gr} = -\frac{r_n^2}{z^2} p'. \quad (9)$$

Из рассмотрения формул следует, что наибольшие напряжения в облицовке получаются на внутренней грани ее, т. е. при $z = r_o$, а для породы при $z = r_H$.

Следует отметить неудобство пользования вышеприведенными формулами Мюльгофера из-за наличия в них модуля упругости породы (E_2) и Пуассонова числа $\left(\frac{1}{m_2}\right)$, определение которых связано с большими, часто непреодолимыми затруднениями.

Указанные недостатки этого метода заставили автора его дать в 1923 г. новые расчетные формулы,¹ в которых отпор породы оценивается коэффициентом упругого оседания k . При этом даны отдельные формулы для трех наиболее часто встречающихся типов облицовок напорных штолен: простой бетонной обделки, железной облицовки с наружным бетонным кольцом и, наконец, комбинированной обделки из наружного бетонного и внутреннего железоторкретного кольца.

Наиболее сложным для расчета является третий — комбинированный тип облицовки. Здесь необходимо рассмотреть три возможных случая работы облицовки:

1. До появления трещин в бетоне, когда все сечение обделки работает совместно.

2. После появления трещин в бетонном кольце, когда последнее уже не работает на растяжение, и растягивающие усилия полностью воспринимаются железоторкретом.

3. После появления трещин не только в бетонном, но и в торкретном кольце, когда растягивающие напряжения принимаются только арматурой.

Во всех трех вышеприведенных случаях вывод расчетных формул производится из рассмотрения упругих деформаций отдельных составных частей облицовки и деформаций породы.

1-й случай. *Бетон работает на сжатие и растяжение.* При действии внутреннего давления p , вследствие невозможности беспрепятственного расширения торкретного кольца на грани соприкосновения торкрета с бетоном, возникают радиальные сжимающие напряжения p_1 . По той же причине на грани соприкосновения бетонного кольца с породой возникают радиальные сжимающие напряжения p_2 .

Если обозначить через n отношение модулей упругости железа и бетона, то возникающие под действием сил p и p_1 нормальные напряжения в торкрете σ_{Tt} и арматуре σ_{et} будут связаны уравнением

$$\sigma_{et} = n\sigma_{Tt}. \quad (1)$$

Рассматривая железоторкретное кольцо как тонкостенную трубу, можно написать следующую зависимость между усилиями p, p_1 и вызываемыми ими

¹ Miihlhofer L. — Ober die Inanspruchnahme von Druckstollen — Auskleidungen. Bauingenieur, 1923, № 18.

напряжениями σ_{et} и σ_{Tt}

$$r_0 p - r_T p_1 = f_e \sigma_{et} + [(r_T - r_0) - f_e] \sigma_{Tt} \quad (2)$$

где r_T — наружный радиус торкретного кольца.

Решая это уравнение относительно σ_{et} и σ_{Tt} и принимая во внимание уравнение (1), можно получить:

$$\sigma_{et} = \frac{n(r_0 p - r_T p_1)}{(n-1)f_e + (r_T - r_0)} \quad (3)$$

$$\sigma_{Tt} = \frac{r_0 p - r_T p_1}{(n-1)f_e + (r_T - r_0)} \quad (4)$$

Нормальное напряжение, возникающее при действии сил p_1 и p_2 в любой точке бетонного кольца, удаленной на расстояние z от центра, по аналогии с толстостенными трубами, может быть выражено формулой:

$$\sigma_{\sigma t(z)} = \frac{(p_1 - k_2^2 p_2) - \left(\frac{r_n}{z}\right)^2 (p_2 - p_1)}{k_2^2 - 1} \quad (5)$$

где $k_2 = \frac{r_n}{r_T}$.

Радиальное напряжение в той же точке

$$\sigma_{\sigma r(z)} = \frac{(p_1 - k_2^2 p_2) + \left(\frac{r_n}{z}\right)^2 (p_2 - p_1)}{k_2^2 - 1} \quad (6)$$

Здесь, так же как и в предыдущих формулах, сжимающие напряжения приняты отрицательными, растягивающие — положительными.

Радиальные напряжения на внутренней поверхности торкретного кольца ($z = r_n$) будут:

$$\sigma_{Tr(z=r_n)} = -p_2 \quad (7)$$

на наружной поверхности ($z = r_T$)

$$\sigma_{Tr(z=r_T)} = -p_1 \quad (8)$$

Радиальные напряжения в арматуре

$$\sigma_{er} = -\frac{1}{2}(p + p_1) \quad (9)$$

Радиальные напряжения в породе, прилегающей к облицовке ($z = r_n$)

$$\sigma_{gr(z=r_n)} = -p_2 \quad (10)$$

Удлинение наружного радиуса торкретного кольца (r_T) под действием нормальных напряжений, в предположении, что материал следует закону Гука, будет равно

$$\Delta r_T = r_T \frac{\sigma_{Tt}}{E_T} = \frac{r_T}{E_T} \cdot \frac{r_0 p - r_T p_1}{(n-1)f_e + (r_T - r_0)} \quad (11)$$

С другой стороны, удлинение внутреннего радиуса бетонного кольца r_n под действием давлений p_1 и p_2 может быть по теории расчета толстостенных труб выражено формулой:

$$\Delta' r_n = \frac{1}{E_b} \cdot \frac{1}{k_2^2 - 1} r_n \left[\left(\frac{m_1 + 1}{m_1} k_2^2 + \frac{m_1 - 1}{m_1} \right) p_1 - 2 k_2^2 p_2 \right], \quad (12)$$

где m_1 равно $\frac{1}{\text{Пуассоново число}}$ для бетона.

Удлинение наружного радиуса бетонного кольца r_n будет:

$$\Delta r_n = \frac{1}{E_b} \cdot \frac{1}{k_2^2 - 1} r_n \left[2p_1 - \left(\frac{m_1 + 1}{m_1} + \frac{m_1 - 1}{m_1} k_2^2 \right) p_2 \right]. \quad (13)$$

Удлинение внутреннего радиуса выломки r_n вследствие деформации породы

$$\Delta' r_n = \frac{p_2}{k} \quad (14)$$

где k — коэффициент упругого оседания породы.

Приравнивая удлинения Δr_T по уравнениям (11) и (12) и удлинения Δr_n по уравнениям (13) и (14), можно после некоторых преобразований получить следующие выражения для величин p_1 и p_2 :

$$p_1 = \left(\frac{1}{S+1} \right) \frac{1}{k_1} \cdot p, \quad (15)$$

$$p_2 = \left(\frac{1}{S+1} \right) \frac{1}{k_1} \cdot \frac{1}{(k_2^2 - 1) \frac{Q}{2} + 1} p, \quad (16)$$

где

$$k_1 = \frac{r_T}{r_a};$$

$$Q = \frac{E_b}{k} \cdot \frac{1}{r_n} + \frac{m_1 - 1}{m_1};$$

$$S = \frac{E_T}{E_b} \cdot \frac{F_i}{r_T} \left[\frac{Q - 2}{(k_2^2 - 1) \frac{Q}{2} + 1} + \frac{m_1 + 1}{m_1} \right],$$

а F_i — приведенная площадь сечения торкретного кольца.

Подставляя найденные значения p_1 и p_2 в уравнения (3), (9), (4), (7), (8), (5), (6) и (10), можно найти нормальные и радиальные напряжения в арматуре, торкрете и бетоне. Полученные формулы приведены в графе III таблицы 20 (рис. 166с). Знак (+) в таблице соответствует растягивающим напряжениям, знак (—) сжимающим.

2-й случай. Бетон имеет трещины и работает только на сжатие. В этом случае бетонное кольцо не в состоянии воспринимать нормальные напряжения, т.е.

$$\sigma_{bt} (r_T < z < r_n) = 0.$$

Вызываемые внутренним давлением p радиальные напряжения на внутренней грани бетонного кольца p_1 и на наружной грани p_2 (рис. 167) находятся из условий равновесия:

$$2\pi r_T p_1 = 2\pi r_n p_2,$$

а также

$$2\pi z \sigma_{br(z)} = 2\pi r_T p_1;$$

подставляя $k_2 = \frac{r_n}{r_a}$, будем иметь

$$p_2 = \frac{1}{k_2} p_1, \quad (17)$$

$$\sigma_{br(z)} = \frac{r_T}{z} p_1. \quad (18)$$

Вызываемые силами p , p_1 и p_2 радиальные и нормальные напряжения в арматуре и торкрете выражаются по предыдущему формулами (3), (9), (7), (4) и (8), поэтому остается справедливой формула (11) для удлинения наружного радиуса торкретного кольца Δr_T . Деформация породы определяется формулой (14).

Радиальное сжатие бетонного кольца $\Delta(r_n - r_T)$, вызываемое силами p_1 и p_2 , при предположении, что материал следует закону Гука, может быть найдено след, образом (рис. 167):

$$\frac{d[\Delta(r_n - r_T)]}{dz} = \frac{\sigma_{br(z)}}{E_b} \quad (19)$$

или после подстановки значения $\sigma_{br(z)}$ из уравнения (18)

$$d[\Delta(r_n - r_T)] = \frac{1}{E_b} r_T p_1 \frac{dz}{z}. \quad (20)$$

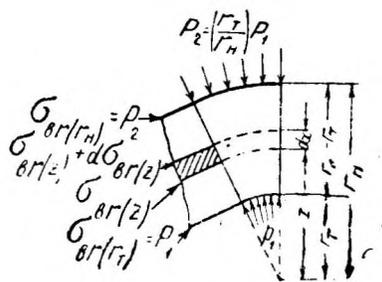


Рис. 167. Распределение напряжений в случае трещины в бетонном кольце.

Интегрируя последнее выражение в пределах от $z = r_T$ до $z = r_n$, можно получить полное радиальное сжатие бетонного кольца:

$$\Delta(r_n - r_T) = \frac{1}{E_b} r_T p_1 \ln k_2, \quad (21)$$

где \ln натуральный логарифм. Из рисунка 167

$$r_n + \Delta r_n = r_T + \Delta r_T + [(r_n - r_T) - \Delta(r_n - r_T)]. \quad (22)$$

Подставляя в уравнение (22) значения Δr_T , Δr_n и $\Delta(r_n - r_T)$ из уравнений (11), (14) и (21), учитывая значение p_2 по уравнению (17), можно получить следующее выражение для радиального давления p_1 .

$$p_1 = \left(\frac{1}{T+1} \right) \frac{1}{k_1} p, \quad (23)$$

где

$$T = E_T \frac{F_i}{r_T} \left[\frac{1}{k} \cdot \frac{1}{r_n} + \frac{1}{E_b} \cdot \ln k_2 \right].$$

После этого из уравнения (17) находится

$$p_2 = \left(\frac{1}{T+1} \right) \frac{1}{k_1 k_2} p.$$

После подстановки p_1 и p_2 в уравнения (3), (9), (4), (7), (8) и (18) можно получить формулы для радиальных и нормальных напряжений в железе, торкрете и бетоне. Эти формулы приведены в таблице 20 в графе IV (рис. 166а).

Для 3-го случая работы комбинированной обделки общий ход расчета остается тот же, что и для первых двух. Соответствующие формулы приведены в той же таблице в графе V (рис. 166б).

Расчет простой бетонной обделки, так же как и расчет облицовки с внутренней железной оболочкой, производится в двух предположениях:

1. Бетонное кольцо без трещин работает на сжатие и растяжение.

2. Бетонное кольцо имеет трещины и воспринимает только сжимающие усилия.

Оставляя общий ход расчета тот же, что и для комбинированной облицовки, можно вывести расчетные формулы для напряжений в бетоне, железе и торкрете. Эти формулы приведены в таблице 20 в графе I, II (бетонная облицовка) и VI, VII (бетонная с металлической оболочкой).

Для выяснения влияния величины коэффициента основания k на напряжения в облицовке в таблице 20а приведены также результаты расчета напорной штольни внутренним диаметром 1,85 м при внутреннем давлении 5 атм. (кг/см^2), и значениях $k = 0, 100, 200, 300$ и 400 кг/см^3 .

Полная толщина облицовки для всех трех типов одна и та же — 32 см. В комбинированной обделке бетонное кольцо толщиной 25 см и торкретное 7 см, количество арматуры принято 20 см^2 на 1 погонный м или $0,2 \text{ см}^2/\text{см}$, что составляет

$$\frac{20}{32 \times 100} \cdot 100 = 0,62\%.$$

В облицовке с металлической оболочкой бетонное кольцо имеет толщину 31,8 см, металлическая оболочка 2 мм. Последняя величина выбрана с тем расчетом, чтобы количество железа в двух последних типах облицовок было одинаково. (Практически толщина металлической оболочки берется не менее 4—5 мм).

Модуль упругости бетона и торкрета принят равным

$$E_b = E_T = 140\,000 \text{ кг/см}^2,$$

а модуль упругости железа

$$E_e = 2\,100\,000 \text{ кг/см}^2.$$

Отношение продольного относительного удлинения к поперечному относительному сжатию для бетона m_1 принято равным 10 (по Союзным Нормам

ВСНХ 1931 г. для железобетонных конструкций Пуассоново число

$$\mu = \frac{1}{m_1} \text{ для}$$

бетона равно $\frac{1}{6}$, следовательно, $m_1 = 6$).

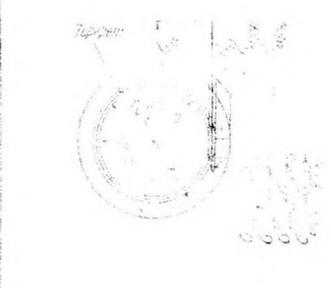
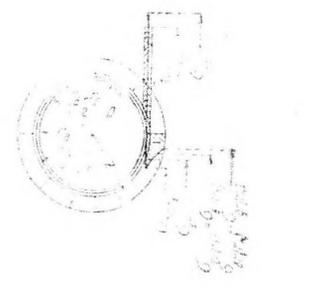
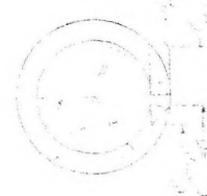
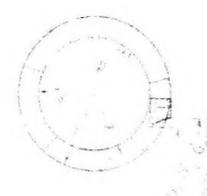
МММ	Д Типы облицовок		Р Внутреннее железобетонное наружное бетонное кольцо		С Наружнее металлическое обечайное наружное бетонное кольцо	
	Бетон без трещины, работает на сжатие и растяжение	Бетон под влиянием трещины работает только на сжатие	Бетонное кольцо без трещины, работает на сжатие и растяжение	Бетонное кольцо под влиянием трещины работает только на сжатие	Бетонное кольцо без трещины, работает на сжатие и растяжение	Бетонное кольцо под влиянием трещины работает на сжатие и растяжение
1	Принятые обозначения: r_a, r_b — радиусы; $r_a = r_b = r$ $r_c = r_a - t_1 + t_2$ $r_d = r_a - t_1 + t_2 + t_3$ t_1 — толщина слоя бетона в кольце t_2 — толщина металлической обечайки t_3 — толщина упругого слоя бетона t_4 — толщина упругого слоя бетона t_5 — толщина упругого слоя бетона t_6 — толщина упругого слоя бетона t_7 — толщина упругого слоя бетона t_8 — толщина упругого слоя бетона t_9 — толщина упругого слоя бетона t_{10} — толщина упругого слоя бетона m — коэффициент пропорциональности $n = \frac{E_s}{E_b}$ p — внутреннее давление пара					
						
2	$Q = \frac{E_b}{k} \frac{p}{m} \frac{r_a^2 - r_b^2}{r_a^2 + r_b^2}$ $p = \frac{Q}{k} \frac{r_a^2 + r_b^2}{r_a^2 - r_b^2} \frac{m}{m+1}$		$Q = \frac{E_b}{k} \frac{p}{m} \frac{r_a^2 - r_b^2}{r_a^2 + r_b^2}$ $p = \frac{Q}{k} \frac{r_a^2 + r_b^2}{r_a^2 - r_b^2} \frac{m}{m+1}$		$Q = \frac{E_b}{k} \frac{p}{m} \frac{r_a^2 - r_b^2}{r_a^2 + r_b^2}$ $p = \frac{Q}{k} \frac{r_a^2 + r_b^2}{r_a^2 - r_b^2} \frac{m}{m+1}$	
3	Напряжения	Нормальное	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне
4	на сжатие	Растяжение	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке
5	на растяжение	Нормальное	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне
6	на сжатие	Растяжение	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке
7	Расширительное напр. прироста поперечн. с-та	Различное	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке
8	на сжатие	Растяжение	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне
9	на сжатие	Растяжение	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке
10	на сжатие	Растяжение	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне	Внутр. в бетоне
11	на сжатие	Растяжение	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке	Внутр. в обечайке

Таблица 20-4

Пример расчета обечайки наружных стоек по методу Мюллера-Бера

МММ	Величины обечайки				Величины обечайки					
	0	100	200	300	400	0	100	200	300	400
Q	∞	12,140	6,520	4,647	3,710	∞	3,985	2,044	1,399	1,073
p	∞	108	575	258	149	∞	108	575	258	149
σ _{сж}	∞	22,1	7,8	4,3	3,2	∞	22,1	7,8	4,3	3,2
σ _{раст}	∞	-4,2	-3,3	-3,3	-3,3	∞	-4,2	-3,3	-3,3	-3,3
σ _{сж об}	∞	14,9	11,9	9,9	8,9	∞	14,9	11,9	9,9	8,9
σ _{раст об}	∞	-2,1	-1,7	-1,7	-1,7	∞	-2,1	-1,7	-1,7	-1,7
σ _{сж б}	∞	11,1	8,6	7,1	6,0	∞	11,1	8,6	7,1	6,0
σ _{раст б}	∞	-1,7	-1,7	-1,7	-1,7	∞	-1,7	-1,7	-1,7	-1,7
σ _{сж ст}	∞	0	0,8	1,3	1,5	∞	0	0,8	1,3	1,5
σ _{раст ст}	∞	0	0	0	0	∞	0	0	0	0

Из сравнения результатов расчета видно, что растягивающие напряжения в бетоне сильно возрастают с уменьшением коэффициента k . В случае простой бетонной обделки, при одном и том же k , они лишь немногим выше таковых в комбинированной облицовке. Однако, наличие арматуры повышает прочность торкрета и бетона на растяжение, тем самым уменьшая возможность появления трещин. Напряжения в торкретном кольце возрастают с появлением трещин в бетоне тем сильнее, чем податливее порода, т.-е. чем меньше k .

4. Метод проф. Б. Г. Галеркина

Задача расчета круговой цилиндрической трубы, находящейся в упругой среде под внутренним давлением, получила свое решение в последних работах проф. Галеркина.¹ Один из рассмотренных им случаев, когда в направлении оси трубы перемещения равны нулю, полностью отвечает условиям работы облицовки напорной штольни. Здесь упругой средой является окружающая штольню порода, характеризуемая коэффициентом упругости k .

Излагаемый метод, основанный на применении уравнений теории упругости, дает точное решение задачи определения напряжений в облицовке.

В полярных координатах функция напряжений φ должна удовлетворять уравнению

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \cdot \frac{\partial^2}{\partial \theta^2}\right) \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial \varphi}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \cdot \frac{\partial^2 \varphi}{\partial \theta^2}\right) = 0. \quad (1)$$

По условиям задачи функция φ не зависит от угла θ .

Полагая

$$\varphi = Ar^2 + B \cdot \ln r, \quad (a)$$

можно представить напряжения в следующем виде:

радиальное

$$\widehat{rr} = \sigma_r = \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial \varphi}{\partial r} = 2A + \frac{B}{r^2}; \quad (b)$$

нормальное

$$\widehat{\theta\theta} = \sigma_t = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial r^2} = 2A - \frac{B}{r^2}; \quad (c)$$

вдоль оси штольни

$$\widehat{zz} = \sigma_z = \mu (\widehat{rr} + \widehat{\theta\theta}) = 4A\mu, \quad (d)$$

где μ — коэффициент Пуассона.

Если обозначить перемещение по оси r через U , то относительные удлинения представятся в следующем виде:

$$e_{rr} = \frac{\partial U}{\partial r}; \quad e_{\theta\theta} = \frac{U}{r}; \quad e_{zz} = \frac{\partial \omega}{\partial z} = 0,$$

где ω — перемещение вдоль оси штольни, равное нулю.

Деформации e_{rr} и $e_{\theta\theta}$ могут быть выражены следующим образом:

$$e_{rr} = \frac{\partial U}{\partial r} = \frac{1}{E} [\widehat{rr} - \mu (\widehat{\theta\theta} + \widehat{zz})] = \frac{1+\mu}{E} [(1-\mu)\widehat{rr} - \mu\widehat{\theta\theta}]; \quad (e)$$

$$e_{\theta\theta} = \frac{U}{r} = \frac{1}{E} [\widehat{\theta\theta} - \mu (\widehat{rr} + \widehat{zz})] = \frac{1+\mu}{E} [(1-\mu)\widehat{\theta\theta} - \mu\widehat{rr}]. \quad (f)$$

После подстановки значения \widehat{rr} и $\widehat{\theta\theta}$ из формул (b) и (c) в формулу (f) получается:

$$U = \frac{1+\mu}{E} \left[(1-\mu) \left(2Ar - \frac{B}{r} \right) - \mu \left(2Ar + \frac{B}{r} \right) \right] = \frac{1+\mu}{E} \left[2(1-2\mu)Ar - \frac{B}{r} \right].$$

При $r = r_0$ (на внутренней поверхности)

$$\widehat{rr} = -p,$$

¹ Проф. Б. Г. Галеркин, — Напряженное состояние цилиндрической трубы в упругой среде. Сборник ЛИИПСа, вып. 100.

на наружной поверхности облицовки при $r = r_H$

$$\bar{r}r = -kU.$$

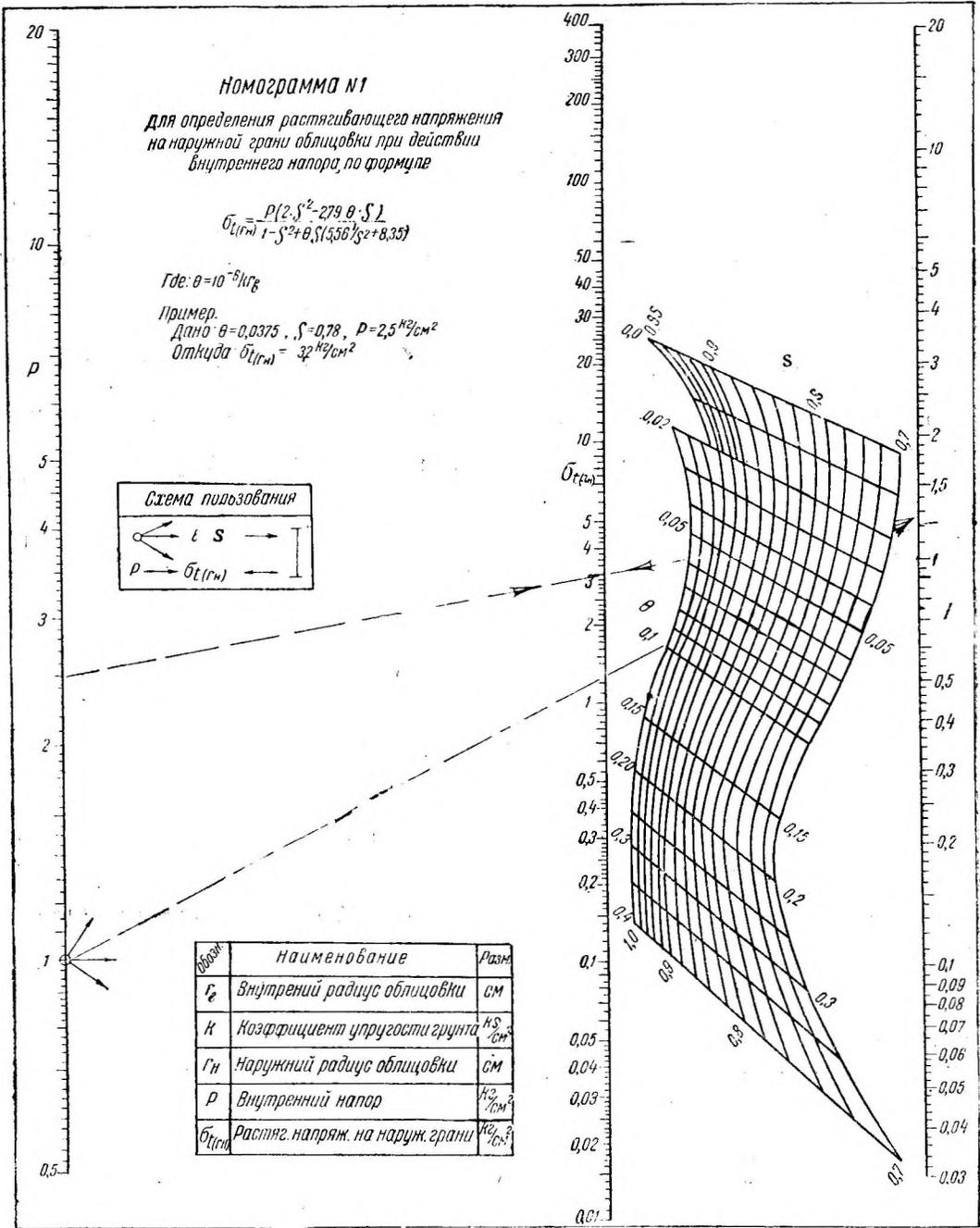


Рис. 168. Номограмма № 1 для определения напряжений в облицовке.

Это дает два уравнения для определения коэффициентов A и B :

$$2A + \frac{B}{r_B^2} = -p; \tag{г}$$

$$2A + \frac{B}{r_H^2} = -\frac{k(1 + \mu)}{E} r_H \left[2(1 - 2\mu)A - \frac{B}{r_H^2} \right], \tag{д}$$

откуда

$$A = \frac{pr_в^2 \left(1 - \frac{k(1+\mu)r_н}{E}\right)}{2 \left[r_н^2 - r_в^2 + \frac{kr_н}{E} (r_н^2 + r_в^2 - \mu r_н^2 + \mu r_в^2 - 2\mu^2 r_н^2) \right]}; \quad (2)$$

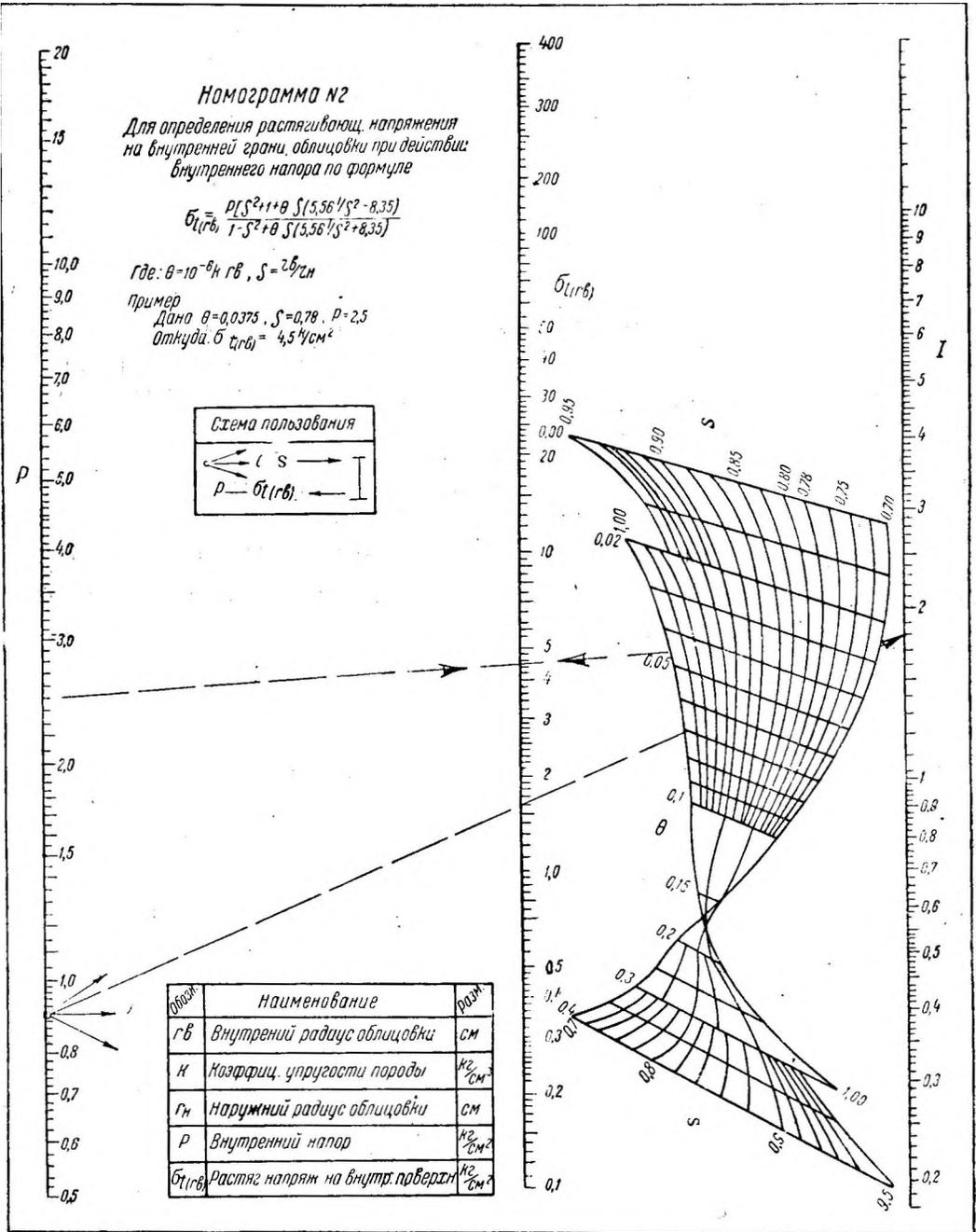


Рис. 169. Номограмма № 2 для определения напряжений в облицовке.

$$B = \frac{pr_в^2 r_н^2 \left[1 + \frac{kr_н(1 - \mu - 2\mu^2)}{E} \right]}{r_н^2 - r_в^2 + \frac{kr_н}{E} (r_н^2 + r_в^2 - \mu r_н^2 + \mu r_в^2 - 2\mu^2 r_н^2)} \quad (3)$$

После чего формулы для напряжений приобретают следующий вид:

$$\widehat{rr} = \sigma_r = \frac{pr_s^3}{r_n^2 - r_s^2 + \frac{kr_n}{E}(r_n^2 + r_s^2 - \mu r_n^2 + \mu r_s^2 - 2\mu^2 r_n^2)} \times \left\{ 1 - \frac{kr_n}{E}(1 + \mu) - \frac{r_n^2}{r^2} \left[1 + \frac{kr_n}{E}(1 - \mu - 2\mu^2) \right] \right\}; \quad (4)$$

$$\widehat{\theta\theta} = \sigma_t = \frac{pr_s^3}{r_n^2 - r_s^2 + \frac{kr_n}{E}(r_n^2 + r_s^2 - \mu r_n^2 + \mu r_s^2 - 2\mu^2 r_n^2)} \times \left\{ 1 - \frac{kr_n}{E}(1 + \mu) + \frac{r_n^2}{r^2} \left[1 + \frac{kr_n}{E}(1 - \mu - 2\mu^2) \right] \right\}; \quad (5)$$

$$zz = \sigma_z = \frac{2\mu pr_s^3 \left[1 - \frac{kr_n}{E}(1 + \mu) \right]}{r_n^2 - r_s^2 + \frac{kr_n}{E}(r_n^2 + r_s^2 - \mu r_n^2 + \mu r_s^2 - 2\mu^2 r_n^2)}. \quad (6)$$

В этих формулах растягивающие напряжения приняты положительными, сжимающие — отрицательными. При $k = 0$, σ_r и σ_t получают значения, совпадающие с формулами Ля м а э.

Для бетонных облицовок можно несколько упростить выведенные формулы, подставив в них значение модуля упругости бетона $E = 140000 \text{ кг/см}^2$ и Пуассонова числа $\mu = \frac{1}{6}$ (по Нормам ВСНХ 1931 г.).

Обозначая, кроме того, отношение внутреннего радиуса к наружному через $\frac{r_s}{r_n} = s$, можно получить для радиального напряжения на наружной грани облицовки следующее выражение:

$$\sigma_{r(r_n)} = \frac{13,91 \cdot 10^{-6} \cdot kr_n p}{1 - s^2 + 10^{-6} kr_s \left(5,56 \frac{1}{s^2} + 8,35 \right)}. \quad (7)$$

Нормальное напряжение на внутренней поверхности облицовки будет:

$$\sigma_{t(r_s)} = \frac{p \left[s^2 + 1 + 10^{-6} kr_s s \left(5,56 \frac{1}{s^2} - 8,35 \right) \right]}{1 - s^2 + 10^{-6} kr_s \left(5,56 \frac{1}{s^2} + 8,35 \right)}. \quad (8)$$

Нормальное напряжение на наружной поверхности облицовки:

$$\sigma_{t(r_n)} = \frac{p(2s^2 - 2,79 \cdot 10^{-6} \cdot kr_s s)}{1 - s^2 + 10^{-6} kr_s \left(5,56 \frac{1}{s^2} + 8,35 \right)}. \quad (9)$$

Напряжение в направлении оси штольни:

$$\sigma_z = \frac{\frac{1}{3} ps (s - 8,35 \cdot 10^{-6} \cdot kr_n)}{1 - s^2 + 10^{-6} kr_s \left(5,56 \frac{1}{s^2} + 8,35 \right)}. \quad (10)$$

Величины нормальных напряжений $\sigma_{t(r_s)}$ и $\sigma_{t(r_n)}$, а также напряжение σ_z могут быть определены с помощью номограмм (фиг. 168, 169 и 170), составленных в Лен. Отдел. Гидроэлектростроительства инж. М. А. Гор од с к и м.

У. ПРЕДЛАГАЕМЫЙ МЕТОД РАСЧЕТА

В заключительной части главы расчета облицовок по методам, не учитывающим влияние упругого отпора породы, были отмечены неточности и некоторые произвольные допущения, принятые их авторами.

Рассматривая распределение давления пород сверху, можно заметить, что увеличение нагрузки от замка штольни к бокам ее создает закон, резко про-

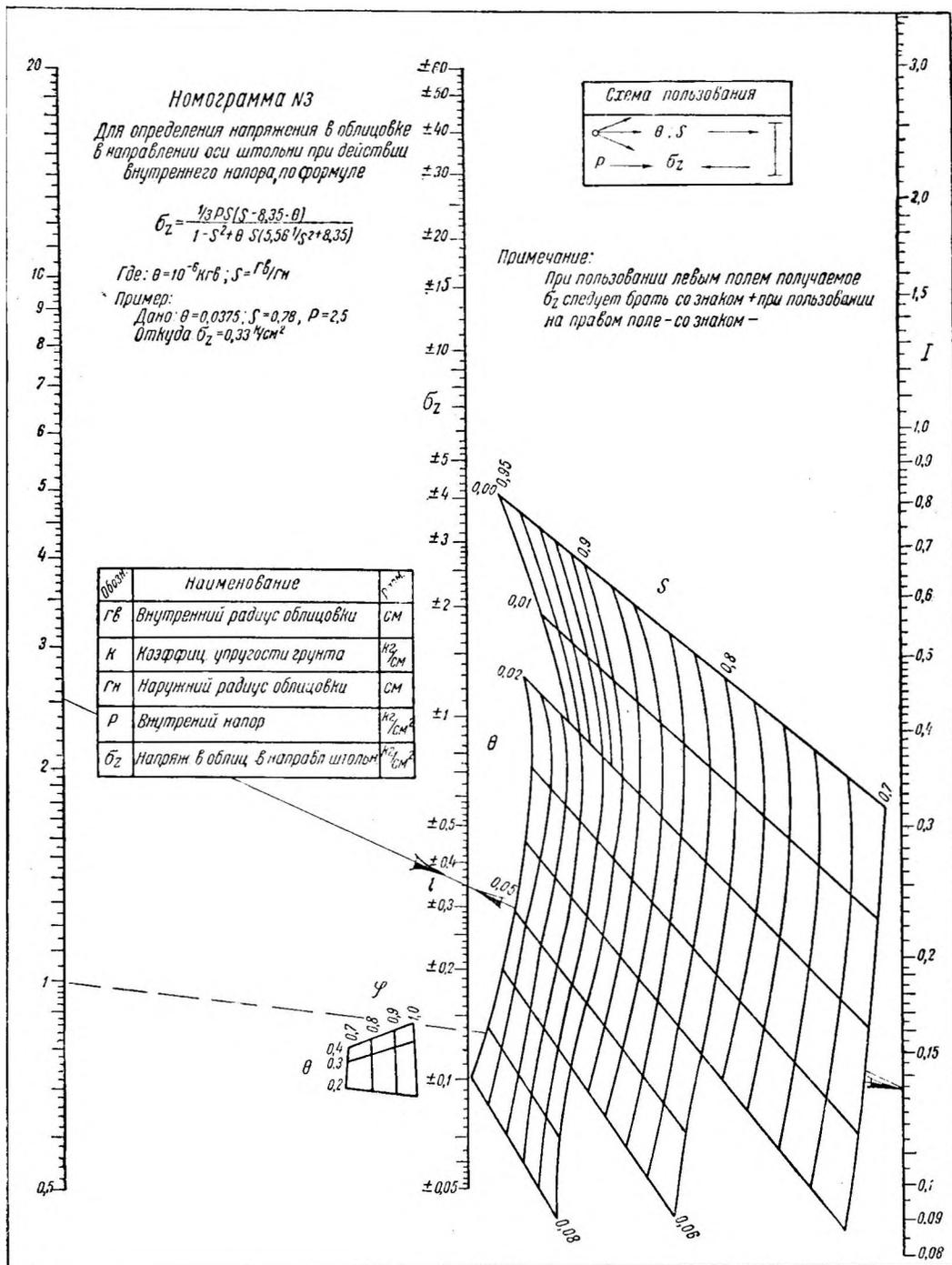


Рис. 170. Номограмма № 3 для определения напряжений в облицовке.

творечащий всем экспериментальным наблюдениям и аналитическим выводам, существовавшим до сего времени в области горного давления.

Гораздо ближе к действительности было бы принять эту нагрузку равномерно распределенной по верхней полуокружности кольца. Такой точки зре-

ния держится весьма значительная группа исследователей этого вопроса как у нас, так и за границей.

Нужно сказать, что все данные и предположения об образовании криволинейного контура нагрузки сверху (парабола Прото дьяконов а, эллипс Kommerell'я и др.) относятся исключительно к случаям прямолинейного очертания кровли выработки, что совершенно не имеет места в напорных штольнях круглого сечения.

Принятие равномерной нагрузки по верхнему полукольцу облицовки напорной штольни равносильно заданию очертания давящего сверху земляного тела по полуокружности того же радиуса (рис. 171).

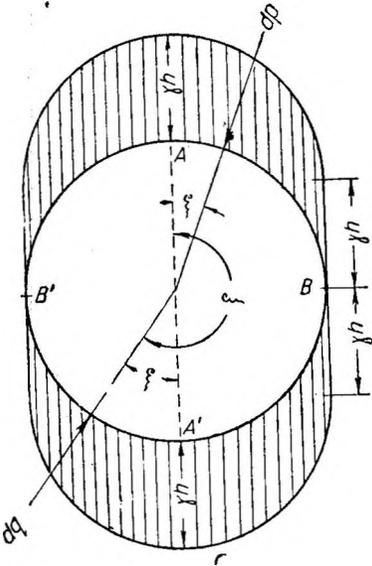


Рис. 171. Схема распределения нагрузок и опорных реакций.

Закон распределения реакции по нижнему полукольцу облицовки принимаем равномерным, т. е. вполне однозначным с распределением действующих сил. Величину и направление действующих сверху сил и реакций грунта принимаем по их радиальным составляющим. Это больше отвечает действительности из-за отсутствия трения, вследствие влажности породы при наличии грунтовых вод.

Весьма большое число непосредственных наблюдений в штольнях и тоннелях подтверждает наличие во многих случаях бокового давления на крепи и облицовки. В методах Штейнера и Кайлиха эти силы совершенно не учитываются, что в некоторых случаях сказывается на утяжелении конструкций и придает им излишний запас прочности. Штольценбург принимает боковое давление уменьшающимся от замка к подошве до нуля. Предположение—также не имеющее под собой достаточных оснований.

Опыты по измерению бокового давления в тоннелях (Раткониа и др.) дали возможность определить лишь общую величину его, не устанавливая закона распределения.

Боковое давление правильнее было бы принять распределенным также равномерно. Такой точки зрения придерживаются многие исследователи этого вопроса. При этом Зюссенбергер, напр., принимает величину его равной полусумме боковых давлений в замке и подошве, а Форхеймер считает его равным $\frac{1}{3}$ вертикального давления.

Как известно, проф. Прото дьяконов дал связь между коэффициентами крепости пород (f) и углами естественного откоса (p); это дает возможность весьма просто определить искомое боковое давление по общим формулам сыпучих тел. Здесь необходимо учитывать и величину нагрузки на призме обрушения во всем согласно положений, установленных в главе о горном давлении

При определении значений моментов и нормальных сил в сечениях облицовок по предлагаемому нами методу полностью учтено влияние на их величину расчетной толщины кольца. С учетом всех приведенных в настоящей главе соображений, в дальнейшем выведены расчетные формулы на основании начала наименьшей работы.

В предположении линейного закона распределения напряжений, потенциальная энергия кривого бруса (в случае пренебрежения влиянием перерезывающих сил, ввиду ничтожности его) может быть представлена как:

$$T = \int_0^s \left[\frac{M^2}{2EJ} + \frac{N^2}{2E\omega} + \frac{MN}{E\omega r} \right] ds,$$

где 1-й член—работа изгибающего момента на приращении центрального угла двух смежных сечений, вызванном действием этого же момента. 2-й член — потенциальная энергия сжатия или растяжения вследствие действия нормальной силы. 3-й член — работа изгибающего момента на изменении угла, вызванном действием нормальной силы. Нужно, однако, иметь в виду, что само зада-

ние внешних нагрузок содержит в себе много неточностей (закон распределения горного давления, опорных реакций и проч.). В правильно произведенных расчетах точность применяемых формул должна соответствовать степени приближенности исходных данных. Как показывают более точные исследования (см. примечание к расчету на давление воды), влияние 3-го члена на величину момента в замке колеблется от 0,2 до 1,3% при отношении $(r_n - r_e):r$ от 1:10 до 1:4.

В случае действия собственного веса влияние 2-го члена (см. соответствующие примечания) составляет от 0,3 до 1,9%. Таким образом без большой погрешности можно принять следующее выражение для потенциальной энергии:

$$T = \int_0^s \frac{M^2 ds}{2EJ}$$

В дальнейшем рассматриваются следующие случаи нагрузок.

1. Вертикальное горное давление

Принимаем для расчета вертикальное горное давление распределенным равномерно по верхней полуокружности облицовки и равным на единицу длины γh , где h — высота параболы обрушения по Протодьяконову, γ — объемный вес породы.

Считая, что на облицовку передается только составляющая давления, направленная в каждом сечении по радиусу, можно для величины нагрузки на элементарную площадку $ds = r_H d\xi$, наклоненную под углом ξ к вертикали (рис. 171), вывести следующее выражение:

$$dp = \gamma h r_n \cos \xi d\xi.$$

При сделанном выше предположении о равномерном распределении реакций по всей нижней полуокружности кольца, интенсивность их на единицу длины будет равна γh . Полагая далее, что на облицовку передаются только радиальные составляющие этих сил, можно составить следующее выражение для величины реакции грунта элементарной площадки ds , наклоненной под углом ξ к вертикали,

$$dq = -\gamma h r_n \cdot \cos \xi d\xi \quad \text{или} \quad dq = \gamma h r_n \cdot \cos \xi_1 d\xi_1.$$

Из сравнения величин dp и dq следует, что облицовка штольни нагружена симметрично как относительно вертикального, так и относительно горизонтального диаметра. Следовательно, вертикальные сечения A и A' и горизонтальные B и B' сохраняют свое положение после деформации, что дает возможность выделить для расчета четверть кольца, так как все четыре квадранта будут находиться в одинаковых условиях.

Предполагая в сечении B заделку, заменяем действие отброшенной части на оставшуюся продольной силой N_0 и моментом M_0 , приложенными в сечении A (рис. 172). Вследствие симметрии, перерезывающая сила в замке равна нулю.

Величина продольной силы N_0 может быть определена из уравнения проекций всех сил на горизонтальную ось:

$$N_0 = \gamma h r_n \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos \xi \cdot \sin \xi d\xi = \frac{1}{2} \gamma h r_n. \quad (1)$$

Для нахождения величины статически неопределимого момента M_0 воспользуемся теоремой Кастильяно. Так как сечение A при деформации не поворачивается, то частная производная от потенциальной энергии по моменту M_0 в этом сечении должна быть равна нулю. Как указывалось уже выше, при расчете кольца постоянного сечения потенциальная энергия может

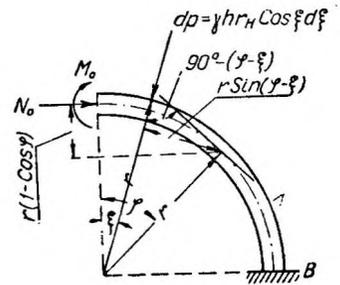


Рис. 172. Расчетная схема при действии горного давления.

быть выражена следующим образом:

$$T = \frac{1}{2EJ} \int_0 M^2 ds.$$

Составляя выражение частной производной $\frac{\partial T}{\partial M_0}$ и подставляя $ds = rd\varphi$, где φ — угол наклона к вертикали сечения, в котором берется изгибающий момент, получаем следующее уравнение для определения M :

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} M \frac{\partial M}{\partial M_0} d\varphi = 0. \quad (2)$$

Для величины изгибающего момента M можно составить следующее выражение (рис. 172):

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) - \gamma h r_{\kappa} r \int_0^{\varphi} \cos \xi \cdot \sin (\varphi - \xi) d\xi. \quad (3)$$

Здесь за положительный принят изгибающий момент, уменьшающий кривизну кольца, т.е. вызывающий растяжение во внутренних волокнах.

Входящий в уравнение интеграл

$$\int_0^{\varphi} \cos \xi \cdot \sin (\varphi - \xi) d\xi = \sin \varphi \int_0^{\varphi} \cos^2 \xi d\xi - \cos \varphi \int_0^{\varphi} \sin \xi \cdot \cos \xi d\xi = \frac{1}{2} \varphi \cdot \sin \varphi$$

и следовательно,

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) - \frac{1}{2} \gamma h r_{\kappa} r \varphi \cdot \sin \varphi. \quad (3')$$

Частная производная от изгибающего момента M по моменту M_0 равняется:

$$\frac{\partial M}{\partial M_0} = 1.$$

Подставляя это значение в уравнение (2), получаем:

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} M d\varphi = 0 \quad (2')$$

или после подстановки вместо M его значения по уравнению (3'):

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} M d\varphi = M_0 \int_0^{\frac{\pi}{2}} d\varphi + N_0 r \int_0^{\frac{\pi}{2}} (1 - \cos \varphi) d\varphi - \frac{1}{2} \gamma h r_{\kappa} r \int_0^{\frac{\pi}{2}} \varphi \cdot \sin \varphi d\varphi = 0.$$

Так как

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} \varphi \cdot \sin \varphi d\varphi = \left| -\varphi \cdot \cos \varphi + \sin \varphi \right|_0^{\frac{\pi}{2}} = 1,$$

то окончательно, после интегрирования, можно получить

$$1,5708 M_0 + 0,5708 N_0 r - \frac{1}{2} \gamma h r_{\kappa} r = 0.$$

Подставляя вместо N_0 его значение из формулы (1), можно найти величину момента:

$$M_0 = \frac{0,500 - 0,5708 \times 0,5}{1,5708} \gamma h r_{\kappa} r = 0,1366 \gamma h r_{\kappa} r. \quad (4)$$

После этого изгибающий момент в сечении, наклоненном под любым углом φ к вертикали, может быть найден путем подстановки значений N_0 и M_0 в уравнение (3'):

$$\begin{aligned} M &= 0,1366 \gamma h r_{\kappa} r + 0,50 \gamma h r_{\kappa} r (1 - \cos \varphi) - 0,5 \gamma h r_{\kappa} r \varphi \cdot \sin \varphi = \\ &= \gamma h r_{\kappa} r (0,6366 - 0,50 \cdot \cos \varphi - 0,5 \varphi \cdot \sin \varphi). \end{aligned} \quad (5)$$

Наиболее опасным является изгибающий момент в сечении B по горизонтальному диаметру; значение его получается после подстановки $\varphi = \frac{\pi}{2}$:

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,1488\gamma hr_{\kappa} r. \quad (6)$$

Изгибающий момент в подошве облицовки ($\varphi = \pi$), вследствие симметрии равен изгибающему моменту в замке

$$M_{\pi} = M_0 = 0,1366\gamma hr_{\kappa} r.$$

Для определения величины нормальной силы N в сечении, наклоненном под углом φ к вертикали, составляем проекцию всех сил на направление касательной. Считая сжимающие силы положительными, а растягивающие — отрицательными, можно получить следующее выражение для N :

$$N = N_0 \cdot \cos \varphi + \gamma hr_{\kappa} \int_0^{\varphi} \cos \xi \cdot \sin(\varphi - \xi) d\xi. \quad (7)$$

После интегрирования и подстановки вместо N_0 его значения будем иметь:

$$N = N_0 \cdot \cos \varphi + \frac{1}{2} \gamma hr_{\kappa} \varphi \sin \varphi = \frac{1}{2} \gamma hr_{\kappa} (\cos \varphi + \varphi \cdot \sin \varphi). \quad (7')$$

Для сечения B по горизонтальному диаметру ($\varphi = \frac{\pi}{2}$)

$$N_{\frac{\pi}{2}} = \frac{\pi}{4} \gamma hr_{\kappa} = 0,7854\gamma hr_{\kappa}. \quad (8)$$

Нормальная сила в подошве в силу симметрии равна нормальной силе в замке

$$N_{\pi} = N_0 = \frac{1}{2} \gamma hr_{\kappa}.$$

2. Боковое горное давление

Боковое давление породы, создавая условия всестороннего сжатия, улучшает тем самым работу облицовки. Принятие его в расчет не служит в запас прочности и потому учет бокового давления принимается только в случаях наличия соответствующих заключений геологической экспертизы или данных опытов в направляющем ходе. По Протодьяконову (см. отдел Горного давления) величина удельного давления на любом расстоянии ζ от верха выломки равна:

$$e_z = \gamma \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left\{ \frac{2}{3f} \left[l + h_0 \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right] + z \right\}.$$

Здесь величина угла естественного откоса ρ берется таким образом, чтобы $\operatorname{tg} \rho = f$ (коэф. Протодьяконов а).

Выраженное этой формулой боковое давление меняется по закону трапеции, возрастая от замка к подошве. Однако, действительный закон распределения бокового давления в тоннелях является еще далеко не освещенным (см. отд. Горного давления).

В дальнейших расчетах боковое давление принято распределенным равномерно по боковым полукружностям облицовки и по величине равным давлению на уровне оси штольни. Подставляя в приведенную выше формулу Протодьяконова значения $e = 2r_{\kappa}$, $h_0 = 2r_H$ и $z = r_H$, получаем следующее выражение для величины бокового давления грунта:

$$e = \gamma r_{\kappa} \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left\{ \frac{4}{3f} \left[1 + \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right] + 1 \right\}. \quad (9)$$

Если принять в этом случае то же направление действующих на облицовку сил, что и ранее (по радиусу), то возможно расчет на боковое давление рассматривать, как расчет на вертикальное давление, с той лишь разницей, что замковое сечение и пятовое (горизонтальное) меняются местами. Тогда для величины изгибающего момента в сечении, наклоненном под углом φ к вертикали, будем иметь

$$M = er_{\kappa} r \left[0,6366 - 0,5 \cdot \sin \varphi - 0,5 \left(\frac{\pi}{2} - \varphi \right) \cos \varphi \right]. \quad (10)$$

Изгибающий момент в замке и подошве будет равен

$$M_0 = M_\pi = -0,1488er_\kappa r, \quad (11)$$

а изгибающий момент в сечении по горизонтальному диаметру

$$M_\pi = 0,1366er_\kappa r. \quad (12)$$

Нормальная сила в сечении, наклоненном под углом φ , выразится формулой:

$$N = \frac{1}{2} er_\kappa \left[\sin \varphi + \left(\frac{\pi}{2} - \varphi \right) \cdot \cos \varphi \right]. \quad (13)$$

Нормальная сила в замке и подошве

$$N_0 = N_\pi = 0,7854er_\kappa. \quad (14)$$

Нормальная сила в сечении по горизонтальному диаметру

$$N_\pi = 0,50er_\kappa. \quad (15)$$

3. Собственный вес облицовки

В этом случае, так же как и при рассмотренном выше действии горного давления, считаем вертикальные реакции распределенными равномерно по всей нижней полуокружности облицовки, с передачей на последнюю лишь их радиально направленных составляющих. Если неизвестную пока величину интенсивности реакций обозначить через k_1 , то радиально направленная реакция элементарной площадки (рис. 173) наклоненной под углом ξ , будет:

$$dq_1 = k_1 r_\kappa \cdot \cos \xi_1 d\xi_1 = -k_1 r_\kappa \cdot \cos \xi d\xi.$$

Величина k_1 может быть определена из условий равновесия кольца, для которого уравнение проекций всех сил на вертикальную ось будет:

$$2\pi r g = 2k_1 r_\kappa \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} \cos^2 \xi d\xi = \frac{\pi}{2} k_1 r_\kappa,$$

где g — вес 1 м^2 облицовки проектной толщины.

$$k_1 = 4g \frac{r}{r_\kappa}.$$

После подстановки значения k_1 в выражение для элементарной реакции получаем

$$dq_1 = -4gr \cdot \cos \xi d\xi.$$

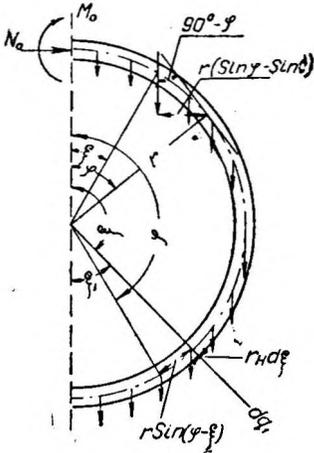


Рис. 173. Расчетная схема при действии собственного веса.

Так как нагрузка облицовки симметрична относительно вертикального диаметра, можно для расчета выделить половину кольца, считая его закрепленным в подошве и заменяя действие отброшенной части на оставшуюся силой N_0 и моментом M_0 , приложенными в замке (рис. 173).

Для определения величин N_0 и M_0 можно, пользуясь теоремой Кастильяно, написать два уравнения:

$$\int_0^\pi M \frac{\partial M}{\partial M_0} d\varphi = 0, \quad (16)$$

$$\int_0^\pi M \frac{\partial M}{\partial N_0} d\varphi = 0. \quad (17)$$

Изгибающий момент в любом сечении, наклоненном под углом φ к вертикали, равен

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) + \mathfrak{M}, \quad (18)$$

где \mathfrak{M} — изгибающий момент в сечении, вызываемый действием собственного веса и реакций основания. Для любого сечения (φ) верхней части полу-

кольца

$$\mathfrak{M}' = -gr \int_0^{\varphi} (\sin \varphi - \sin \xi) d\xi = -gr^2 (\varphi \sin \varphi + \cos \varphi - 1). \quad (19)$$

Для любого сечения (φ) нижней части полукольца:

$$\begin{aligned} \mathfrak{M}'' &= -gr^2 \int_0^{\varphi} (\sin \varphi - \sin \xi) d\xi + 4gr^2 \int_{\frac{\pi}{2}}^{\varphi} \cos \xi \cdot \sin(\varphi - \xi) d\xi = \\ &= -gr^2 (\varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - 1) + 4gr^2 \left(\frac{1}{2} \varphi \cdot \sin \varphi - \frac{\pi}{4} \cdot \sin \varphi + \frac{1}{2} \cos \varphi \right) = \\ &= gr^2 (\varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - \pi \cdot \sin \varphi + 1). \end{aligned} \quad (20)$$

Подставляя значения частных производных от M по M_0 и N_0

$$\frac{\partial M}{\partial M_0} = 1 \quad \text{и} \quad \frac{\partial M}{\partial N_0} = r(1 - \cos \varphi)$$

в уравнения (16) и (17), получим

$$\int_0^{\pi} M d\varphi = 0 \quad (16')$$

и

$$\int_0^{\pi} M(1 - \cos \varphi) d\varphi = \int_0^{\pi} M d\varphi - \int_0^{\pi} M \cdot \cos \varphi d\varphi = 0,$$

или

$$\int_0^{\pi} M \cdot \cos \varphi d\varphi = 0. \quad (17')$$

Подставляя в уравнение (16') значение M по уравнению (18) и учитывая уравнения (19) и (20), будем иметь:

$$\begin{aligned} \int_0^{\pi} M \cdot d\varphi &= M_0 \int_0^{\pi} d\varphi + N_0 r \int_0^{\pi} (1 - \cos \varphi) d\varphi - gr^2 \int_0^{\frac{\pi}{2}} (\varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - 1) d\varphi + \\ &+ gr^2 \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} (\varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - \pi \cdot \sin \varphi + 1) d\varphi = 0. \end{aligned}$$

Выполняя интегрирование, получаем

$$3,1416M_0 + 3,1416N_0r - 0,8584gr^2 = 0. \quad (21)$$

Производя аналогичную подстановку в уравнение (17'), получаем

$$\begin{aligned} \int_0^{\pi} M \cdot \cos \varphi d\varphi &= M_0 \int_0^{\pi} \cos \varphi d\varphi + N_0 r \int_0^{\pi} \cos \varphi (1 - \cos \varphi) d\varphi - \\ &- gr^2 \int_0^{\frac{\pi}{2}} (\varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - 1) \cos \varphi d\varphi + gr^2 \int_{\frac{\pi}{2}}^{\pi} (\varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - \\ &- \pi \cdot \sin \varphi + 1) \cos \varphi d\varphi = 0 \end{aligned}$$

или после интегрирования

$$1,5708N_0r = 0, \quad \text{т. е.} \quad N_0 = 0.$$

Подставляя полученное значение N_0 в уравнение (21), определяем величину момента в замке

$$M_0 = 0,2732 gr^2 \quad (22)$$

¹ Более точное значение для M_0 , при учете в выражении потенциальной энергии члена, содержащего N^2 , будет:

$$M_0 = gr^2 \left(0,2732 - \frac{a^2}{a^2 + 12r^2} \right); \quad \text{где} \quad a = r_H - r_b$$

После этого из уравнений (18), (19) и (20) могут быть определены изгибающие моменты:

$$\text{для верхней половины полукольца} \quad \left(\text{от } \varphi = 0 \text{ до } \varphi = \frac{\pi}{2} \right) \\ M' = 0,2732 gr^2 - gr^2 (\varphi \sin \varphi + \cos \varphi - 1) = gr^2 (1,2732 - \varphi \cdot \sin \varphi - \cos \varphi); \quad (23)$$

$$\text{для нижней половины полукольца} \quad \left(\text{от } \varphi = \frac{\pi}{2} \text{ до } \varphi = \pi \right) \\ M'' = gr^2 (1,2732 + \varphi \cdot \sin \varphi + \cos \varphi - \pi \cdot \sin \varphi). \quad (24)$$

Из этих формул можно получить изгибающий момент в сечении по горизонтальному диаметру $\left(\varphi = \frac{\pi}{2} \right)$:

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,2976 gr^2, \quad (25)$$

а также изгибающий момент в подошве $(\varphi = \pi)$

$$M_{\pi} = 0,2732 gr^2.$$

Нормальная сила в любом сечении может быть получена как проекция всех сил на направление касательной в сечении и будет для верхней половины полукольца выражаться формулой:

$$N' = N_0 \cdot \cos \varphi + gr \cdot \sin \varphi \int_0^{\varphi} d\xi = N_0 \cdot \cos \varphi + gr \cdot \varphi \cdot \sin \varphi = gr \cdot \varphi \cdot \sin \varphi. \quad (26)$$

Для любого сечения нижней половины полукольца

$$N'' = N_0 \cdot \cos \varphi + gr \varphi \cdot \sin \varphi - 4gr \int_{\frac{\pi}{2}}^{\varphi} \sin(\varphi - \xi) \cdot \cos \xi d\xi = \\ = gr(\pi \cdot \sin \varphi - \varphi \cdot \sin \varphi - 2 \cos \varphi). \quad (27)$$

Нормальная сила в сечении по горизонтальному диаметру

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 1,5708 gr. \quad (28)$$

Нормальная сила в подошве

$$N_{\pi} = 2gr. \quad (29)$$

4. Давление воды, заполняющей штольню без напора

Полное внутреннее давление воды расчленим: на равномерное, равное напору в замке p , и давление, возрастающее по закону треугольника от замка к подошве. Рассматривая последний случай в тех же предположениях относительно опорных реакций, что и выше, можно выразить величину реакции в любом сечении, наклоненном под углом ξ к вертикали (рис. 174), как:

$$dq_2 = -k_2 r_H \cdot \cos \xi d\xi = k_2 r_H \cdot \cos \xi_1 d\xi_1.$$

Интенсивность реакций k_2 входящая в эту формулу, определяется из уравнения проекций всех сил на вертикальную ось:

$$\pi r_{\theta}^2 \gamma_w = 2k_2 r_H \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos \xi_1 d\xi_1 = \frac{\pi}{2} k_2 r_H,$$

откуда

$$k_2 = 2 \frac{r_{\theta}^2}{r_H} \gamma_w,$$

где через γ_w обозначен вес воды. Подставляя значение k_2 в выражение для опорной реакции, будем иметь

$$dq_2 = 2r_{\theta}^2 \gamma_w \cdot \cos \xi_1 d\xi_1.$$

Нагрузка на элементарную площадку в любом сечении верхнего полукольца облицовки от давления воды, направленного радиально, будет

$$dp_2 = r_s^2 (1 - \cos \xi) \gamma_w d\xi = r_s^2 (1 + \cos \xi_1) \gamma_w d\xi_1.$$

Для любого сечения нижнего полукольца элементарная нагрузка с учетом опорных реакций будет

$$dp_2' = dp_2 - dq_2 = r_s^2 \gamma_w (1 + \cos \xi_1) d\xi_1 - 2r_s^2 \gamma_w \cdot \cos \xi_1 d\xi_1 = r_s^2 \gamma_w (1 - \cos \xi_1) d\xi_1.$$

Из сравнения выражений для dp_2 и dp_2' видно, что нагрузка на облицовку симметрична относительно горизонтального диаметра, что дает возможность выделить для расчета один лишь квадрант (рис. 175).

Из уравнения проекций всех сил на горизонтальную ось находится нормальная сила в замке

$$N_0 = -r_s^2 \gamma_w \int_0^{\frac{\pi}{2}} (1 - \cos \xi) \cdot \sin \xi d\xi = -\frac{1}{2} r_s^2 \gamma_w. \quad (30)$$

Изгибающий момент в сечении, наклоненном под углом φ ,

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) + \gamma_w r_s^2 r \int_0^{\varphi} (1 - \cos \xi) \cdot \sin (\varphi - \xi) d\xi.$$

После интегрирования можно получить

$$M = M_0 + N_0 r (1 - \cos \varphi) + r_s^2 r \gamma_w \left(1 - \cos \varphi - \frac{1}{2} \varphi \cdot \sin \varphi \right). \quad (31)$$

Величина статически неопределимого момента M_0 находится по предыдущему из уравнения:

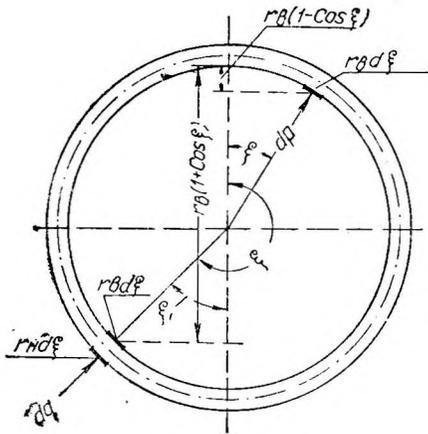


Рис. 174. Схема нагрузки при действии веса воды, заполняющей штольню.

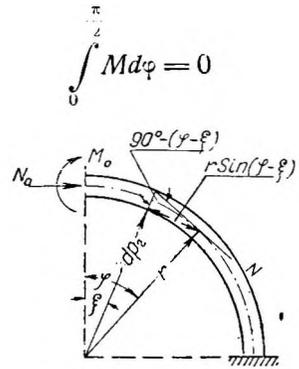


Рис. 175. Расчетная схема при действии веса воды.

Подставляя вместо M его значение из уравнения (31), можно получить

$$M_0 \int_0^{\frac{\pi}{2}} d\varphi + N_0 r \int_0^{\frac{\pi}{2}} (1 - \cos \varphi) d\varphi + r_s^2 r \gamma_w \int_0^{\frac{\pi}{2}} \left(1 - \cos \varphi - \frac{1}{2} \varphi \sin \varphi \right) d\varphi = 0.$$

После интегрирования

$$1,5708 M_0 + 0,5708 N_0 r + 0,0708 r_s^2 r \gamma_w = 0.$$

Подстановкой вместо N_0 его значения из уравнения (30) определяется величина момента в замке $M_0 = 0,1366 r_s^2 r \gamma_w$ (32)

Вследствие симметрии изгибающий момент в подошве будет иметь ту же величину. Изгибающий момент в сечении, наклоненном под углом φ ,

$$\begin{aligned} M &= 0,1366 r_s^2 r \gamma_w - 0,5 r_s^2 r \gamma_w (1 - \cos \varphi) + r_s^2 r \gamma_w \left(1 - \cos \varphi - \frac{1}{2} \varphi \cdot \sin \varphi \right) = \\ &= r_s^2 r \gamma_w (0,6366 - 0,5 \cos \varphi - 0,5 \varphi \cdot \sin \varphi). \end{aligned} \quad (33)$$

$$\text{При } \varphi = \frac{\pi}{2} \quad M_{\frac{\pi}{2}} = -0,1488 r_{\delta}^2 r_{\gamma w}^1. \quad (34)$$

Нормальная сила в любом сечении

$$N = N_0 \cos \varphi - r_{\delta}^2 \gamma_w \int_0^{\varphi} (1 - \cos \xi) \cdot \sin(\varphi - \xi) d\xi.$$

Производя интегрирование и подставляя вместо N_0 его значение из уравнения 30) получаем

$$N = \frac{1}{2} r_{\delta}^2 \gamma_w \cos \varphi - r_{\delta}^2 \gamma_w + \frac{1}{2} \gamma_w r_{\delta}^2 \varphi \sin \varphi = r_{\delta}^2 \gamma_w \left(\frac{1}{2} \varphi \sin \varphi + \frac{1}{2} \cos \varphi - 1 \right).$$

Нормальная сила в сечении по горизонтальному диаметру

$$N = -0,2146 r_{\delta}^2 \gamma_w.$$

5. Наружное давление воды

При наличии грунтовых вод действие их, подобно внутреннему давлению, может быть расчленено: на равномерное наружное давление, равное высоте воды h_w над замком, и давление, возрастающее по закону треугольника от замка к подошве. Выведенные для этого случая по аналогии с предыдущим формулы помещены в графе 5 сводной таблицы 21, в которой приведены расчетные формулы для трех сечений облицовки для всех рассмотренных случаев нагрузок.

Таблица 21

Расчетные формулы изгибающих моментов и нормальных сил

№№	Нагрузки	$\varphi = 0$		$\varphi = \frac{\pi}{2}$		$\varphi = \pi$	
		M	N	M	N	M	N
1	Вертик. горн. давление	$0,1366 \gamma h r_{\delta} r$	$0,5 \gamma h r_{\delta}$	$-0,1488 \gamma h r_{\delta} r$	$0,7854 \gamma h r_{\delta}$	$0,1366 \gamma h r_{\delta} r$	$0,5 \gamma h r_{\delta}$
2	Боковое горн. давление	$-0,1488 e r_{\delta} r$	$0,7854 e r_{\delta}$	$0,1366 e r_{\delta} r$	$0,5 e r_{\delta}$	$-0,1488 e r_{\delta} r$	$0,7854 e r_{\delta}$
3	Собствен. вес облицовки	$0,2732 g r^2$	0	$-0,2976 g r^2$	$1,5708 g r$	$0,2732 g r$	$2 g r$
4	Давлен. воды без напора	$0,1366 r_{\delta}^2 r \gamma_w$	$-0,5 r_{\delta}^2 \gamma_w$	$-0,1488 r_{\delta}^2 r \gamma_w$	$-0,2146 r_{\delta}^2 \gamma_w$	$0,1366 r_{\delta}^2 r \gamma_w$	$-0,5 r_{\delta}^2 \gamma_w$
5	Наружн. давл. воды . . .	$-0,1366 r_{\delta}^2 r \gamma_w$	$(h_w + 0,5 r_{\delta}) \cdot r_{\delta} \gamma_w$	$0,1488 r_{\delta}^2 r \gamma_w$	$(h_w + 0,2146 r_{\delta}) \cdot r_{\delta} \gamma_w$	$-0,1366 r_{\delta}^2 r \gamma_w$	$(h_w + 0,5 r_{\delta}) \cdot r_{\delta} \gamma_w$

6. Давление воды изнутри

Расчет облицовок на равномерное внутреннее давление воды можно производить, пользуясь формулами проф. Б. Г. Галеркина или методом Мюльгофера, приведенными выше. Для случая однородной обделки (бетонной) результаты расчета по этим двум способам совпадают. Для комбинированных облицовок или металлических с наружным бетонным кольцом следует применять формулы Мюльгофера, выведенные для этих типов обделок.

¹ Более точное значение $M_{\frac{\pi}{2}}$ при учете в выражении потенциальной энергии третьего члена,

содержащего произведение MN , будет:
$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,1488 r_{\delta}^2 r \gamma_w \left[1 + 0,2036 \frac{(r_{\delta} - r_{\delta})^2}{r} \right].$$

7. Выбор толщины облицовки

Расчет облицовок напорных штолен, как видно из всего изложенного выше, связан с довольно большим количеством подсчетов и вычислений. В случае неудачного выбора толщины облицовки, служащей одним из исходных данных при расчете, приходится несколько раз заново повторять всю вычислительную работу.

Для предварительного назначения толщины облицовки при расчете напорных штолен служат приводимые ниже графики, составленные нами на основании расчетов целого ряда облицовок по предлагаемым нами методам. Этими же графиками надлежит руководствоваться как при назначении толщины обделки в эскизном проектировании напорных штолен (без статических расчетов), так и при экономическом выборе диаметра штольни.

Нужно иметь в виду, что предлагаемые графики составлены для комбинированных и железобетонных облицовок при допускаемых напряжениях, установленных в начале настоящей главы.

Графики рис. 176 дают толщину облицовки в долях диаметра D (в свету) для различной величины внутреннего давления воды (от $p = 1$ атм. до $p = 6$ атм.) в зависимости от коэффициента крепости породы f . Вследствие отсутствия прямой связи между коэффициентами упругой осадки пород и коэффициентами крепости их по шкале проф. Протодьяконова, графики составлены без учета упругого отпора породы давлению воды изнутри.

Для приближенного учета влияния упругого отпора породы служит график рис. 177, составленный нами также на основании ряда расчетов облицовок напорных штолен с учетом упругого отпора (по Мюльгоферу). Этот последний график дает приблизительную величину (в процентах) внутреннего давления, принимаемого облицовкой штольни в зависимости от упругости окружающих ее пород.

Данные о величинах коэффициента упругого оседания пород приведены в главе первой, отд. IV.

Порядок пользования графиками при определении толщины облицовки с учетом упругого отпора следующий. Зная расчетный напор и внутренний диаметр штольни D и установив по данным опытов, геологической экспертизы или по литературным данным коэффициент упругого оседания грунта k кг/см³, по графику рис. 177 можно определить внутреннее давление, воспринимаемое облицовкой.

Далее, приняв коэффициент крепости f , соответствующий данной породе, по графику рис. 176, для части напора, принимаемого облицовкой, можно найти толщину ее в долях внутреннего диаметра.

Подбор толщины облицовки без учета упругого отпора производится только по графику рис. 176.

В нижеследующей таблице 22 приведены для сравнения данные о размерах облицовок осуществленных современных напорных штолен и размеры облицовок тех же штолен, полученные по нашим графикам. Коэффициенты f и k

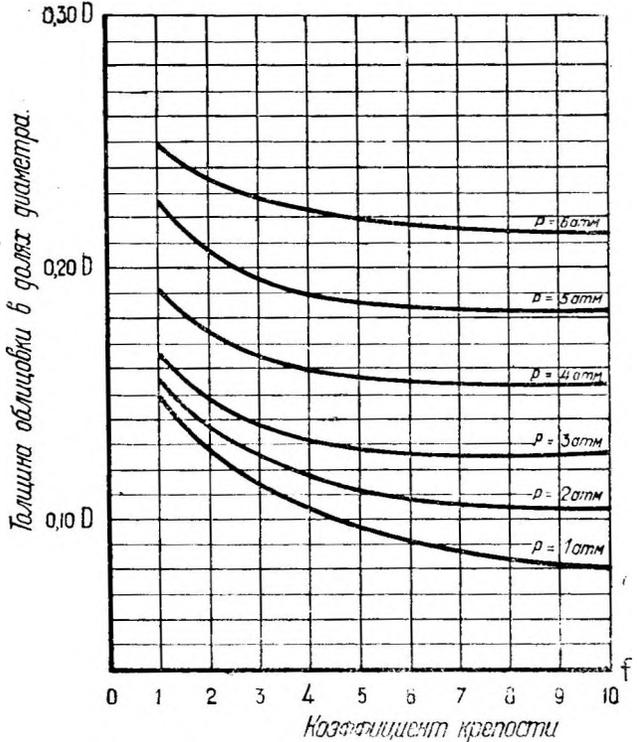


Рис. 176. Графики для подбора толщины облицовки. в зависимости от упругости окружающих ее пород.

в этой таблице взяты по данным опытов (Амстэг), принятые строительствами (Дзорагэт, Храм) и по описанию свойств горных пород.

Сопоставление данных двух последних граф таблицы подтверждает достаточно степень точности предлагаемых графиков.

Пользование графиками поясним на примере.

Таблица 22

Сравнительные данные о размерах толщины облицовок напорных штолен

№ по пор.	Название штольни	П о р о д а	Диаметр	Напор	Характеристика породы в отношении крепости и упругости		Давление, принимаемое облицовкой	Толщина облицовки по графикам	Осушенная толщина облицовки
					<i>f</i>	<i>k</i> кг/см ³			
			м.	атм.			атм.	см.	см.
1	Дзорагэт	Разрушенные дациты	3,20	3,0	2	—	3,0	47,5	48
2	Брок	Разрушенный известняк	2,80	3,0	1,5	—	3,0	44	40—50
3	Храм	Базальт с прослойками вулканич. песка	3,20	2,5	6	100	1,6	32	33
4	Штрукламм	Прочный доломит	2,07	1,5	6	100	1,0	19	19,5
5	Давос-Кластерс	Кристаллический шифер, известняк	1,94	5,3	6	100	3,5	27	27—32
6	Лерма	Трещиноватая скала	4,20	3,5	6	100	2,3	48	50
7	Кластер-Кюблис	Цементированные сланцы	2,96	3,5	6	100	2,3	33	32
8	Амстэг	Серицитовые сланцы	2,80	1,5	5	150	0,85	26	25
9	Лерма	Скала, средней плотности	4,20	3,5	8	200	1,7	41	40
10	Щварценбах	Гранит, частично водоносный	3,20	6	10	300	2,3	35	25—40
11	Храм	Гранит	3,20	2,5	10	500	0,6	22	23

Пример. Определить толщину облицовки напорной штольни с внутренним диаметром $D = 3,5$ м, работающей при напоре $p = 4$ атм. (кг/см²). Штольня проходит в породах, характеризуемых коэффициентом крепости $f = 6$ и коэффициентом упругого оседания $k = 150$ кг/см².

По графику рис. 177 находим величину напора p_x , принимаемого непосредственно облицовкой, т. е. при $k = 150$; $p_1 = 0,57$, $p = 0,57 \cdot 4 = 23$ атм.

Далее по графику рис. 176 для полученного давления $p_1 = 2,3$ атм. при $f = 6$ находим толщину облицовки a , интерполируя между кривыми $p = 2$ атм. и $p = 3$ атм., т. е.

$$a = 0,113 ; D = 0,113 \cdot 3,5 = 0,40 \text{ м.}$$

В эскизных проектах напорных штолен найденная по этим графикам толщина облицовки может быть принята окончательной без каких-либо дополнительных статических расчетов.

В подробно составляемых проектах полученная толщина облицовки должна быть поверена расчетом.

Ход подробного расчета облицовок напорных штолен поясним на следующем примере.

Пример. Определить размеры облицовки штольни, диаметром в свету $D = 4,0$ м, работающей при внутреннем давлении воды, отнесенном к замку $p = 2$ атм. Штольня проходит в глинистых сланцах, характеризуемых коэффициентом крепости $f = 2$ (по шкале проф. П р о т о д ъ я к о н о в а) и коэффициентом оседания $k = 10$ кг/см², определенным опытным путем. Вес 1 м³ породы равен 2300 кг.

Облицовка штольни предположена комбинированной из наружного бетонного и внутреннего железобетонного кольца.

Для предварительного назначения размеров облицовки находим по графику рис. 177 для $k = 10$ кг/см³ величину давления, воспринимаемого облицовкой: $p_1 = 0,90$ $p = 0,9 \cdot 2 = 1,80$ атм.

По графику рис. 176 при $f = 2$ для $p_1 = 1,8$ атм. определяем толщину облицовки $d = 0,133D = 0,133 \cdot 4 = 53$ см.

Принято $d = 50$ см, из них бетонное кольцо толщиной 43 см и железоторкрет толщиной 7 см.

Штольня Веггиталь-Зибнен, при диаметре 3,6 м и напоре $H=3$ атм., проходящая в очень слабой скале, имеет бетонную облицовку толщиной 30—50 см и слой армированного торкрета 7 см.

Штольня Шлукхзее, диаметром $D = 4,10$ м, работающая при более значительном напоре $H=4$ атм., имеет в слабых грунтах бетонное кольцо толщиной 25—50 см; торкрет — 8 см.

Штольня Новэ, диаметром $D = 4,88$ м, проходит в водоносных известняках, имеет бетонную облицовку 30—45 см, работает при напоре 1,8 атм.

1. Расчет наружного бетонного кольца. Так как в период возведения (до устройства железоторкретного слоя) облицовка штольни находится под действием горного давления и собственного веса, то на эти силы должно быть рассчитано наружное бетонное кольцо. Напряжения в бетоне на растяжение не должны при этом превосходить величин, указанных в главе о допускаемых напряжениях.

При полной толщине облицовки, равной $0,43+0,07=0,50$ м, наружный радиус ее r_n будет:

$$r_n = 2,0 + 0,5 = 2,5 \text{ м.}$$

Осевой радиус бетонного кольца

$$r = 2,50 - 0,215 = 2,285 \text{ м.}$$

Вертикальное горное давление. Высота параболы обрушения по Протодьяконову будет равна:

$$h = \frac{r_n}{f} = \frac{2,5}{2,0} = 1,25 \text{ м.}$$

Изгибающие моменты и нормальные силы в сечениях бетонного кольца определяются по формулам, приведенным в таблице 21.

В замковом сечении (при $\varphi = 0$) и подошве ($\varphi = \pi$) изгибающий момент будет:

$$M_{0, \pi} = 0,1366 \gamma h r_n r.$$

Выделяя для расчета участок длиной 1 м в направлении оси штольни, имеем:

$$M_{0, \pi} = 0,1366 \times 2300 \times 1,25 \times 2,5 \times 2,285 = 2250 \text{ кгм.}$$

Соответствующая нормальная сила будет:

$$N_{0, \pi} = 0,5 \gamma h r_n = 0,5 \times 2300 \times 1,25 \times 2,5 = 3590 \text{ кг.}$$

Для сечения, совпадающего с горизонтальным диаметром

$(\varphi = \frac{\pi}{2})$, изгибающий момент определится по формуле

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,1488 \gamma h r_n r = -0,1488 \times 2300 \times 1,25 \times 2,5 \times 2,285 = -2450 \text{ кгм;}$$

нормальная сила будет:

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 0,7854 \gamma h r_n = 0,7854 \times 2300 \times 1,25 \times 2,5 = 5650 \text{ кг.}$$

Эпюры изгибающих моментов и нормальных сил для рассмотренного случая нагрузки представлены на рис. 178. При этом левая половина рисунка представляет эпюру изгибающих моментов, правая — нормальных сил.

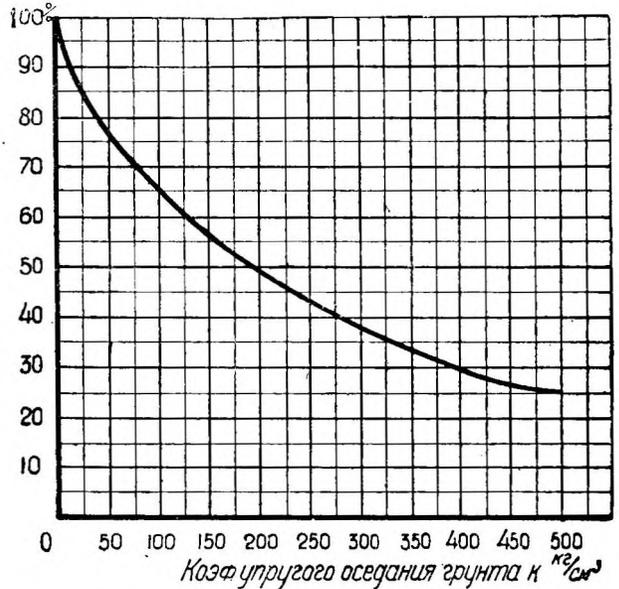


Рис. 177. Кривая для определения внутреннего давления (в процентах), принимаемого облицовкой в зависимости от коэффициента упругого оседания грунта k .

Боковое давление земли. Так как штольня проходит в сравнительно слабых грунтах, то следует ожидать появления бокового давления. Величина последнего на уровне оси штольни может быть определена по следующей формуле:

$$e = \gamma r_n \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left\{ \frac{4}{3f} \left[1 + \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \right] + 1 \right\}.$$

Входящая в формулу величина угла естественного откоса определится из условия, что $\operatorname{tg} f = 2$, откуда $\rho \cong 63^\circ 30'$. Подставляя значение ρ в формулу для e , получим:

$$e = 2300 \times 2,5 \times 0,235^2 \left(\frac{4}{6} 1,235 + 1 \right) = 580 \text{ кг/м}^2.$$

После этого могут быть найдены изгибающие моменты и нормальные силы по формулам таблицы 21:

в замке и подошве ($\varphi = 0, \varphi = \pi$)

$$M_{0,\pi} = -0,1488 e r_n r = -0,1488 \times 580 \times 2,5 \times 2,285 = -495 \text{ кгм},$$

$$N_{0,\pi} = 0,7854 e r_n = 0,7854 \times 580 \times 2,5 = 1140 \text{ кг},$$

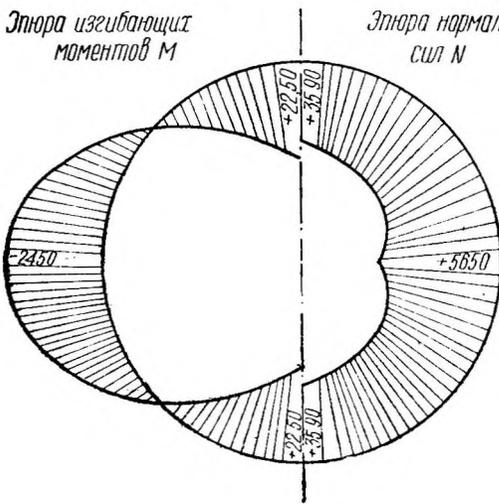


Рис. 178. Эпюры M и N при действии вертикального горного давления.

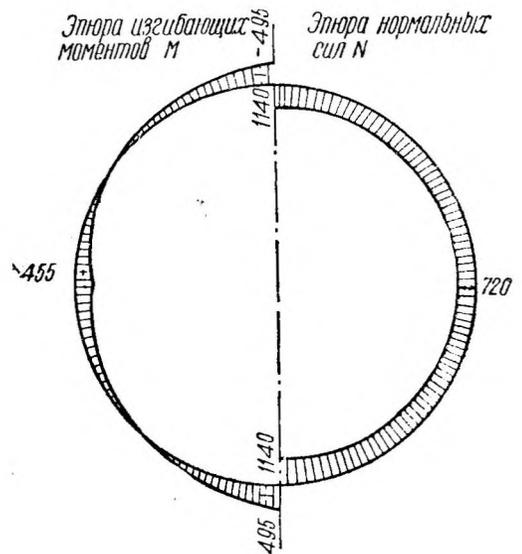


Рис. 179. Эпюры M и N при действии бокового горного давления.

в сечении по горизонтальному диаметру ($\varphi = \frac{\pi}{2}$)

$$M_{\frac{\pi}{2}} = 0,1366 e r_n r = 0,1366 \times 580 \times 2,5 \times 2,285 = 455 \text{ кгм},$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 0,5 e r_n = 0,5 \times 580 \times 2,5 = 720 \text{ кг}.$$

Эпюры моментов и нормальных сил представлены на рис. 179.

Собственный вес облицовки. При толщине бетонной облицовки 43 см вес одного кв. м ее будет

$$g = 0,43 \times 2200 = 946 \text{ кг}.$$

Из таблицы 21 для изгибающих моментов в замке и подошве имеем следующую формулу:

$$M_{0,\pi} = 0,2732 g r^2 = 0,2732 \times 946 \times 2,285^2 = 1350 \text{ кгм}.$$

Соответствующие нормальные силы:

в замке

$$N_0 = 0,$$

в подошве

$$N_{\pi} = 2gr = 2 \times 946 \times 2,285 = 4340 \text{ кг.}$$

Изгибающий момент в сечении по горизонтальному диаметру

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,2976 gr^2 = -0,2976 \times 946 \times 2,285^2 = -1470 \text{ кгм.}$$

Нормальная сила в том же сечении

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 1,5708 gr = 1,5708 \times 946 \times 2,285 = 3410 \text{ кг.}$$

Суммарное действие всех перечисленных выше нагрузок. Суммируя полученные выше значения изгибающих моментов и нормальных сил для отдельных случаев нагрузки, получим следующие расчетные величины их:

в замке

$$M_0 = 2250 - 495 + 1350 = 3105 \text{ кгм,}$$

$$N_0 = 3590 + 1140 = 4730 \text{ кг,}$$

в сечении по горизонтальному диаметру:

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -2450 + 455 - 1470 = -3465 \text{ кгм,}$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 5650 + 720 + 3410 = 9780 \text{ кг,}$$

в подошве:

$$M_{\pi} = 3105 \text{ кгм,}$$

$$N_{\pi} = 4730 + 4340 = 9070 \text{ кг.}$$

Определение напряжений. Напряжения в бетоне, с учетом работы его на растяжение (по 1-й стадии), определяются по формуле внецентренного сжатия:

$$\sigma = -\frac{N}{F} \pm \frac{M}{W}.$$

Подставляя найденные выше значения моментов и нормальных сил, получаем следующие величины растягивающих напряжений в бетоне:

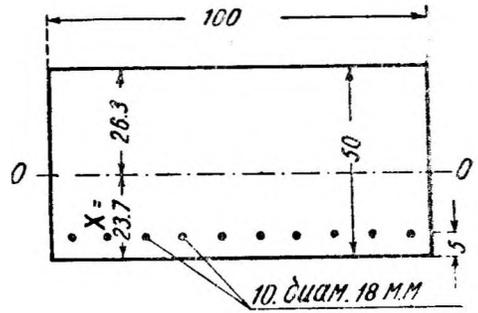


Рис. 180. Поперечное сечение облицовки.

на внутренней поверхности облицовки в замке:

$$\sigma = -\frac{4730}{43 \times 100} + \frac{310500 \times 6}{43^2 \times 100} = -1,1 + 10,1 = 9 \text{ кг/см}^2$$

[знак (+) обозначает растяжение знак (—) сжатие];

на внутренней поверхности в подошве:

$$\sigma = -\frac{9070}{4300} + \frac{310500 \times 6}{43^2 \times 100} = 8 \text{ кг/см}^2;$$

на наружной поверхности в горизонтальном сечении:

$$\sigma = -\frac{9780}{4300} + \frac{346500 \times 6}{43^2 \times 100} = -2,3 + 11,2 = 8,9 \text{ кг/см}^2.$$

Допускаемое напряжение на растяжение в бетоне, учитывая временный характер работы бетонного кольца, может быть принято для бетона марки 18,5 кг/см^2 (Единые Нормы 1931 г. § 38, табл. 2, п. 2 б); следовательно, перенапряжение составляет примерно 5% и выбранная толщина бетонного кольца может считаться достаточной.

2. Расчет комбинированной облицовки. В период эксплуатации облицовка штольни, состоящая из бетонного и железоторкретного колец, помимо действия горного давления и собственного веса, подвергается также давлению воды изнутри. Это последнее для удобства расчета может быть

подразделено на равномерное внутреннее давление (напор) p и давление воды, заполняющей штольню без напора.

Кроме расчета на действие указанных нагрузок, вследствие увеличения толщины облицовки, должны быть вновь определены моменты и нормальные силы от собственного веса.

Давление воды, заполняющей штольню без напора. Так как толщина облицовки вместе со слоем торкрета равна 50 см, то осевой радиус ее будет

$$r = 2,5 - 0,25 = 2,25 \text{ м},$$

а внутренних

$$r_g = 2,0 \text{ м}.$$

По таблице 21 находим следующие выражения для изгибающих моментов и нормальных сил:

в замке и подошве:

$$M_{0, \pi} = 0,1366 r_g^2 r_{1w} = 0,1366 \times 4,0 \times 2,25 \times 1000 = 1230 \text{ кгм},$$

$$N_{0, \pi} = -0,5 r_g^2 \gamma_w = -0,5 \times 4 \times 1000 = -2000 \text{ кг};$$

в горизонтальном сечении

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,1488 r_g^2 r_{1w} = -0,1488 \times 4 \times 2,25 \times 1000 = -1340 \text{ кгм},$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = -0,2146 r_g^2 \gamma_w = -0,2146 \times 4 \times 1000 = -860 \text{ кг}.$$

Собственный вес облицовки. Вес одного m^2 комбинированной обделки будет

$$g_1 = 0,43 \times 2200 + 0,07 \times 2400 = 1100 \text{ кг}.$$

Изгибающий момент и нормальная сила в замке и подошве:

$$M_{0, \pi} = 0,2732 \times 1100 \times 2,25^2 = 1520 \text{ кгм}$$

$$N_0 = 0; N_{\pi} = 2 \times 1100 \times 2,25 = 4950 \text{ кг}.$$

То же в горизонтальном сечении:

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -0,2976 \times 1100 \times 2,25^2 = -1650 \text{ кгм}$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 1,5708 \times 1100 \times 2,25 = 3900 \text{ кг}.$$

Расчетные величины M и N для комбинированной обделки. Изгибающие моменты и нормальные силы при одновременном действии всех нагрузок, а именно: вертикального и бокового горного давления, собственного веса облицовки и давления воды, заполняющей штольню, будут следующие:

в замке:

$$M_0 = 2250 - 495 + 1520 + 1230 = 4505 \text{ кгм},$$

$$N_0 = 3900 + 1140 - 2000 = 2730 \text{ кг},$$

в горизонтальном сечении:

$$M_{\frac{\pi}{2}} = -2450 + 455 - 1650 - 1340 = -4985 \text{ кгм},$$

$$N_{\frac{\pi}{2}} = 5650 + 720 + 3900 - 860 = 9410 \text{ кг};$$

в подошве:

$$M_{\pi} = 4505 \text{ кгм},$$

$$N_{\pi} = 2730 + 4950 = 7680 \text{ кг}.$$

Количество арматуры принимаем 10 0 18 мм площадью 25,45 $см^2$, что составляет 0,5% от площади сечения облицовки.

3. Определение напряжений в облицовке от действия всех нагрузок, кроме внутреннего напора. Приведенная площадь поперечного сечения облицовки:

$$F = 50 \times 100 + 15 \times 25,45 = 5380 \text{ см}^2.$$

Статический момент площади сечения относительно внутренней грани (рис. 180)

$$S = \frac{50^2 \times 100}{2} + 380 \times 5 = 126\,900 \text{ см}^3.$$

Расстояние центра тяжести сечения от внутренней грани облицовки

$$x = \frac{S}{F} = \frac{126\,900}{5\,380} = 23,7 \text{ см.}$$

Момент инерции сечения относительно оси, проходящей через центр тяжести, будет:

$$J = \frac{100}{3} (23,7^3 + 26,3^3) + 380 \times 18,7^2 = 1\,183\,000 \text{ см}^4.$$

Напряжения в замковом сечении на внутренней поверхности торкретного кольца

$$\sigma_T = -\frac{2730}{5380} + \frac{450\,500 \times 23,7}{1\,183\,000} = -0,5 + 9,0 = 8,5 \text{ кг/см}^2;$$

растяжение на внутренней грани бетонного кольца

$$\sigma_b' = -0,5 + \frac{450\,500 \times 16,7}{1\,183\,000} = 5,8 \text{ кг/см}^2;$$

сжатие на наружной грани бетонного кольца

$$\sigma_b'' = -0,5 - \frac{450\,500 \times 26,3}{1\,183\,000} = -10,5 \text{ кг/см}^2;$$

напряжение в арматуре

$$\sigma_e = 15 \left(-0,5 + \frac{450\,500 \times 18,7}{1\,183\,000} \right) = 100 \text{ кг/см}^2.$$

Напряжения в сечении по горизонтальному диаметру на внутренней поверхности торкретного кольца

$$\sigma_T = -\frac{9410}{5380} - \frac{498\,500 \times 23,7}{1\,183\,000} = -1,7 - 9,9 = -11,6 \text{ кг/см}^2;$$

сжатие на внутренней поверхности бетонного кольца

$$\sigma_b' = -1,7 - \frac{498\,500 \times 16,7}{1\,183\,000} = -8,7 \text{ кг/см}^2;$$

растяжение на наружной поверхности бетонного кольца

$$\sigma_b'' = -1,7 + \frac{498\,500 \times 26,3}{1\,183\,000} = 9,3 \text{ кг/см}^2;$$

напряжение в арматуре

$$\sigma_e = -15 \left(1,7 + \frac{498\,500 \times 18,7}{1\,183\,000} \right) = -143 \text{ кг/см}^2;$$

Напряжения в сечении в подошве облицовки

$$\sigma_T = -\frac{7680}{5380} + \frac{450\,500 \times 23,7}{1\,183\,000} = 7,6 \text{ кг/см}^2;$$

$$\sigma_b' = -1,4 + \frac{450\,500 \times 16,7}{1\,183\,000} = 4,9 \text{ кг/см}^2;$$

$$\sigma_b'' = -1,4 - \frac{450\,500 \times 26,3}{1\,183\,000} = -11,3 \text{ кг/см}^2;$$

$$\sigma_e = 15 \left(-1,4 + \frac{450\,500 \times 18,7}{1\,183\,000} \right) = 8,5 \text{ кг/см}^2.$$

Внутреннее давление воды. Расчет комбинированной облицовки на внутреннее давление воды производим по способу Мюльгофера. Рассматриваем три возможных случая работы обделки, причем соответствующие формулы берем из графы III, IV и V таблицы 20.

Определяем отношение радиусов

$$k_1 = \frac{r_T}{r_b} = \frac{207}{200} = 1,03;$$

$$k_2 = \frac{r_H}{r_T} = \frac{250}{207} = 1,21;$$

где r_T — внутренний радиус торкретного кольца;

$$k_3 = \frac{r_H}{r_b} = \frac{250}{200} = 1,25;$$

находим приведенную площадь торкретного кольца

$$F_i = 14 \times 0,254 + 7 = 10,5 \text{ см}^2;$$

Пуассоново число для бетона принято $\mu = \frac{1}{6}$ или $m_1 = \frac{1}{\mu} = 6$.

$$E_T = E_b = 140\,000 \text{ кг/см}^2.$$

Расчетный случай 1, соответствующий работе облицовки до появления трещин в бетонном кольце, приведен в таблице 23.

Таблица 23

Наименование		Расчетная формула	Величина
Вспомогательные величины	Q	$\frac{140\,000}{10} \cdot \frac{1}{250} + \frac{6-1}{6} =$	56,90
	S	$\frac{10,5}{207} \left[\frac{54,9}{(1,21^2 - 1)28,45 + 1} + \frac{7}{6} \right] =$	0,257
Напряжения в арматуре	Нормальное	$\sigma_{el} = \frac{0,257}{1,257} \cdot 15 \cdot \frac{200}{10,5} \cdot 2 =$	116 кг/см ²
	Радиальное	$\sigma_{er} = -\frac{1}{2} \left(1 + \frac{1}{1,257 \times 1,03} \right) 2 =$	-1,8 кг/см ²
Напряжения в торкрете	Нормальное	$\sigma_{Tr} = \frac{0,257}{1,257} \cdot \frac{200}{10,5} \cdot 2 =$	7,8 кг/см ²
	Радиальн. на наружн. грани	$\sigma_{Tr(r_T)} = -\frac{1}{1,257} \cdot \frac{1}{1,03} \cdot 2 =$	-1,5 кг/см ²
Напряжения в бетоне	Нормальные	На внутр. грани $\sigma_{bt(r_T)} = \frac{1}{1,257 \cdot 1,03} \cdot \frac{(1,21^2 + 1)28,45 - 1}{(1,21^2 - 1)28,45 + 1} \cdot 2 =$	7,6 кг/см ²
		На наружн. грани $\sigma_{bt(r_R)} = \frac{1}{1,257 \cdot 1,03} \cdot \frac{55,9}{(1,21^2 - 1)28,45 + 1} =$	6,1 кг/см ²
	Радиальные	На внутр. грани $\sigma_{br(r)} = \sigma_{Tr(r_T)} =$	-1,5 кг/см ²
		На наружн. грани $\sigma_{br(r_R)} = -\frac{1}{1,257 \cdot 1,03} \cdot \frac{1}{(1,21^2 - 1)28,45 + 1} \cdot 2 =$	-0,12 кг/см ²

Расчетный случай II, соответствующий состоянию после появления трещин в бетоне, приведен в таблице 24.

Таблица 24

Наименование		Расчетная формула	Величина
Вспомогательная величина		$T = 140\,000 \cdot \frac{10,5}{207} \left(\frac{1}{250} + \frac{1}{140\,000} \ln 1,21 \right) =$	2,84
Напряжения в арматуре	Нормальное	$\sigma_{el} = \frac{2,84}{3,84} \cdot 15 \cdot \frac{200}{10,5} \cdot 2 =$	425 кг/см ²
	Радиальное	$\sigma_{er} = -\frac{1}{2} \left(1 + \frac{1}{3,84 \times 1,03} \right) 2 =$	-1,3 кг/см ²
Напряжения в торкрете	Нормальное	$\sigma_{Tr} = \frac{2,84}{3,84} \cdot \frac{200}{10,5} \cdot 2 =$	28,2 кг/см ²
	Радиальное на наружн. грани	$\sigma_{Tr(r_T)} = -\frac{1}{3,84 \times 1,03} \cdot 2 =$	0,5 кг/см ²

Наименование		Расчетная формула	Величина	
Напряжения в бетоне	Нормальное	$\sigma_{bt} = 0$	0	
	Радиальное	На внутр. грани	$\sigma_{br(r_T)} = \sigma_{Tr(r_T)} =$	-0,5 кг/см ²
		На наружн. грани	$\sigma_{br(r_H)} = -\frac{1}{3,84 \times 1,03 \times 1,21} \cdot 2 =$	-0,4 кг/см ²

Сопоставление данных таблиц 24 и 23 показывает, что с появлением трещин в бетонном кольце напряжение на растяжение в торкрете сильно возрастает (28,2 кг/см²), что, в свою очередь, может повести к образованию трещин в торкретном кольце.

Расчетный случай III соответствует моменту появления трещин в бетоне и торкрете, когда растягивающие напряжения воспринимаются одной арматурой.

Результаты вычислений помещены в таблице 25.

Таблица 25

Наименование		Расчетная формула	Величина	
Вспомогательная величина		$U = 2100000 \cdot \frac{0,254}{203,5} \left(\frac{1}{2500} + \frac{1}{140000} \cdot \ln \frac{207}{203,5} + \frac{1}{140000} \ln 1,21 \right) =$	1,05	
Напряжения в арматуре	Нормальное	$\sigma_{et} = \frac{1,05}{2,05} \cdot \frac{200}{0,254} \cdot 2 =$	807 кг/см ²	
	Радиальное	$\sigma_{er} = -\frac{1}{2,05} \cdot \frac{200}{203,5} \cdot 2 =$	-0,96 кг/см ²	
Напряжения в торкрете	Нормальное	$\sigma_{Tt} = 0$	0	
	Радиальн. на наружн. грани	$\sigma_{Tr(r_T)} = -\frac{1}{2,05 \times 1,03} \cdot 2 =$	-0,95 кг/см ²	
Напряжения в бетоне	Нормальное	$\sigma_{bt} = 0$	0	
	Радиальное	На внутр. грани	$\sigma_{br(rt)} = \sigma_{Tr(r_T)}$	-0,95 кг/см ²
		На наружн. грани	$\sigma_{br(r_H)} = -\frac{1}{2,05} \cdot \frac{1}{1,03} \cdot \frac{1}{1,21} \cdot 2 =$	-0,8 кг/см ²

Суммарные напряжения в облицовке штольни. При одновременном действии всех нагрузок (горное давление, собственный вес, давление воды, заполняющей штольню без напора, равномерное внутреннее давление) растягивающие напряжения в бетоне и торкрете определяются суммированием полученных выше напряжений с напряжением расчетного случая I (см. табл. 23).

Окончательные напряжения для 3 сечений приведены в нижеследующей таблице.

Сводная таблица расчетных напряжений

Напряжения	В замке $\varphi = 0$	Гориз. сеч. $\varphi = \pi/2$	В подошве $\varphi = \pi$
В торкрете в кг/см ²	16,3	- 3,8	15,4
В бетоне на внутр. грани в кг/см ²	13,4	- 1,1	12,5
„ „ наружн. грани в кг/см ²	- 4,4	15,4	- 5,2
В арматуре в кг/см ²	216	- 27	201

Ввиду появления значительных растягивающих напряжений в горизонтальных сечениях наружной грани бетонного кольца укрепляем бетон в этих местах коротышами из круглого железа диаметром 18 мм в количестве 5 штук (0,25%).

Данные таблицы показывают, что растягивающие напряжения в бетоне ($15,4 \text{ кг/см}^2$) и торкрете ($16,3 \text{ кг/см}^2$) не превышают допускаемых нормами для бетона в железобетонных конструкциях, что дает возможность считать за-проектированную толщину обделки достаточной.

VI. ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ

Помимо перечисленных выше случаев нагрузок, при расчете облицовок необходимо учитывать колебания температуры внутри штольни, вызывающие дополнительные напряжения в облицовке. При достаточно длинной выработке воздух внутри нее принимает температуру окружающей горной породы.

В каждом отдельном случае средняя температура в проектируемой штольне может быть приближенно определена с помощью геоизотерм (см. отдел Геология). Эту температуру возможно считать для данной штольни постоянной, независимо от времени года.

В зимние месяцы температура протекающей в штольне воды может быть значительно ниже температуры окружающей породы. Вызываемое водой охлаждение окружающей штольную породу распространяется вглубь горного массива, изменяясь по некоторой кривой. Это охлаждение вызывает удлинение внутреннего радиуса выломки. Порода стремится отделиться от облицовки и, как следствие этого, в последней возникают растягивающие напряжения.

Таким образом при исследовании вопроса о влиянии температуры на работу облицовки напорных штолен следует отдельно рассматривать и деформацию выломки вследствие охлаждения и деформацию облицовки. Влияние температуры на деформацию необлицованной штольни (выломки) освещено подробно в работах Заттлера¹ и проф. Фантоли².

1. Определение деформации выломки

1. Метод Заттлера. Охлаждение породы вследствие соприкосновения ее с протекающей холодной водой распространяется вглубь массива по закону некоторой кривой. В дальнейшем для упрощения исследования охлажденная зона рассматривается как состоящая из ряда малых концентрических колец. Тогда изменение радиуса каждого кольца можно рассматривать состоящим из трех частей:

- 1) из величины приращения радиуса предыдущего кольца (идя от границы зоны охлаждения к выломке),
- 2) из радиального укорочения ширины рассматриваемого кольца при охлаждении его, в предположении свободного перемещения,
- 3) из радиального укорочения ширины данного кольца при перемещении его наружу.

Величина перемещения внутренней окружности последнего n -го кольца — x_n представляет собою увеличение радиуса выломки. Дальнейшее определение деформаций необлицованной штольни производится Заттлером в предположении, что породы, окружающие штольню, являются вполне однородными и упругими, а возникающие вследствие изменения температуры растягивающие напряжения в породе не превосходят прочного сопротивления ее. Таким образом исследование ограничивается случаями сравнительно небольших колебаний температуры.

¹ S a t t i e r W.— Über den Einfluss der Temperaturänderungen auf dem Durchmesser eines Drückstollens. Swe z. Bauzelt 1923 Bd 82 № 23.

² F a n t o l l G. — Temperatureinflüsse auf Drückstollen D. Wasserwirtschaft 1924, № 48.

Величина радиального укорочения кольца породы, вызванная понижением температуры на t° при ширине кольца до охлаждения b и после охлаждения b' , будет:

$$b - b' = bat, \quad (1)$$

где a — коэффициент линейного расширения породы.

Обозначим через U' длину осевой линии охлажденного кольца с наружным радиусом $R' = R(1 - at)$. Полагая удлинение кольца при перемещении его вглубь массива равным удлинению осевой линии $\Delta U'$, можно определить радиальное укорочение кольца $(b' - b'')$, где b'' — ширина кольца после перемещения его вглубь массива. Отношение продольного относительного удлинения кольца к поперечному относительному сжатию его характеризуется числом, обратным коэффициенту Пуассона, т.е.

$$\frac{\Delta U'}{U'} : \frac{b' - b''}{b'} = \frac{1}{\mu},$$

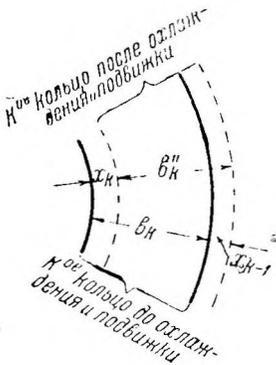


Рис. 181. Определение деформации по способу Зеттлера.

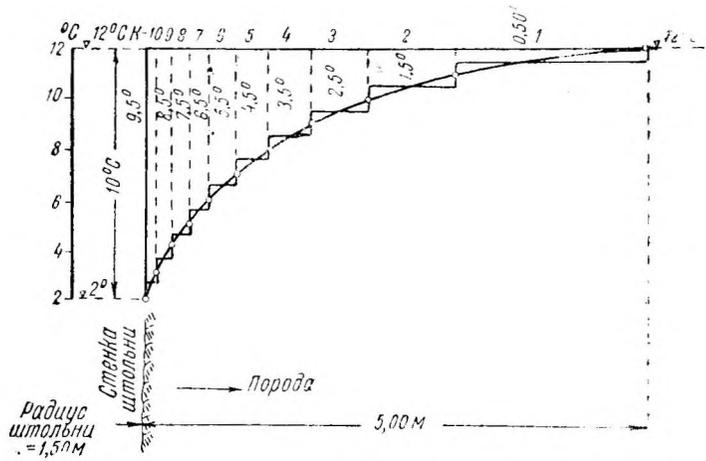


Рис. 182. Кривая изменения температуры породы

или

$$b' - b'' = \frac{\Delta U'}{U'} b' \mu.$$

Так как длина U' осевой линии кольца до перемещения равна

$$U' = 2\pi \left(R' - \frac{b'}{2} \right),$$

а после перемещения соответственно будет:

$$U'' = 2\pi \left(R'' - \frac{b''}{2} \right),$$

где R'' — наружный радиус переместившегося кольца, то

$$\Delta U' = U'' - U' = 2\pi \left[R'' - \frac{b''}{2} - \left(R' - \frac{b'}{2} \right) \right].$$

Подставляя значения для U' и $\Delta U'$ в выражение для $b' - b''$, можно после некоторых преобразований получить:

$$b' - b'' = \frac{\mu \Delta R' b'}{R' - \frac{1}{2}(1 + \mu) b'}, \quad (2)$$

где $\Delta R' = R'' - R'$ — удлинение внешнего радиуса рассматриваемого кольца вследствие перемещения его наружу.

Полное радиальное укорочение кольца будет равно

$$(b - b') + (b' - b'') = b - b'' = bat + \frac{\mu \Delta R' b'}{R' - \frac{1}{2}(1 + \mu) b}. \quad (3)$$

Если x_k — перемещение в направлении от штольни внутренней окружности k -го кольца, а x_{k-1} — то же для $(k-1)$ -го кольца, то, как видно из рис. 181,

$$x_k - x_{k-1} = b_k - b_k''$$

или, подставляя вместо $b_k - b_k''$ его значение по уравнению (3), можно получить

$$x_k = x_{k-1} + b_k \alpha t_k + \frac{\mu \Delta R_k' b_k}{R_k - \frac{1}{2}(1 + \mu) b_k}. \quad (4)$$

Так как удлинение наружного радиуса k -го кольца вследствие перемещения наружу равно

$$\Delta R_k' = R_k'' - R_k' = R_k - R_k' + x_{k-1} = R_k \alpha t_k + x_{k-1},$$

то окончательно для величины x_k можно написать следующее выражение:

$$x_k = x_{k-1} + \alpha b_k t_k + \mu b_k \frac{R_k \alpha t_k + x_{k-1}}{R_k - \frac{1}{2}(1 + \mu) b_k}, \quad (5)$$

где

R_k — радиус k -го кольца до охлаждения,
 t_k — понижение температуры для k -го кольца.

При пользовании этой формулой необходимо последовательное определение перемещений всех колец, начиная с наружного, что делает общее решение довольно громоздким. Вторым недостатком рассматриваемого метода следует признать отсутствие способа определения радиуса зоны охлаждения R , от величины которого зависит деформация выломки. Применение изложенного метода показано на примере.

Пример. Определить величину деформации поперечного сечения необлицованной штольни кругового очертания, диаметром 3 м, при условии охлаждения ее на 10°C . Распространение охлаждения вглубь горного массива предположено на расстоянии 5 м от стенок выломки.

Как показывают исследования (W. Sattler), закон изменения температуры внутри горного массива может быть представлен в виде кривой (рис. 182). Ширину отдельных колец удобно выбрать таким образом, чтобы средняя температура каждой ступени изменялась на 1°C .

Принимается коэффициент линейного расширения породы $\alpha = 0,000008$, а коэффициент Пуассона $\mu = 0,3$.

Расчет удобнее всего производить с помощью таблиц 26 и 27.

В таблице 26 сведены величины, необходимые для дальнейшего расчета.

Т а б л и ц а 2 6

κ	t_k	b_k	R_k
№	°C	мм	мм
1	0,5	1900	6500
2	1,5	870	4600
3	2,5	570	3730
4	3,5	430	3160
5	4,5	330	2730
6	5,5	260	2400
7	6,5	210	2140
8	7,5	170	1930
9	8,5	140	1760
10	9,5	120	1620

Т а б л и ц а 2 7

κ	$x_{k-1} + \alpha b_k t_k + \mu b_k \frac{R_k \alpha t_k + x_{k-1}}{R_k - \frac{1}{2}(1 + \mu) b_k}$	$= x_k$
№	мм	мм
1	0,0	0,0076
2	0,0104	0,0104
3	0,0250	0,0114
4	0,0415	0,0120
5	0,0593	0,0119
6	0,0774	0,0114
7	0,0952	0,0109
8	0,1126	0,0102
9	0,1292	0,0095
10	0,1452	0,0091

В таблице 27 приведены значения членов уравнения (5). Из этой же таблицы видно, что увеличение диаметра рассматриваемой штольни вследствие охлаждения ее на 10°C равно $2 \times 0,1606 \text{ мм} \approx 0,32 \text{ мм}$. Выше указывалось на произвольность выбора радиуса зоны охлаждения ($R = 5 \text{ м}$). Путем соответствующих подсчетов можно убедиться, что при увеличении R до 10 м приращение радиуса выломки возрастает примерно в 3 раза.

По расчетам инж. Büchi и Mühlhofer¹ для штольни диаметром 3 м, проходящей в скальных породах, увеличение диаметра при напоре 40 м составляет от 0,05 до 1,00 мм.

Из сопоставления последних величин с размерами деформаций от температуры, полученных в данном примере, становится ясным значение охлаждающего действия воды на работу напорных штолен и значение неточности в расчетах при пользовании способом Заттлера.

Правильный выбор радиуса зоны охлаждения может быть сделан только при наличии опытных данных о действительном законе изменения температуры в облицовке и породе. Однако, подобные экспериментальные исследования, ввиду затруднительности производства их, чрезвычайно редки. В литературе известен только один случай опытов по определению распространения температуры в облицовке и породе, произведенных при испытании напорной штольни гидроустановки Амстэг в Швейцарии.

Данные, полученные при этих исследованиях, не имеют однако абсолютного значения ввиду малой продолжительности времени самого опыта и потому

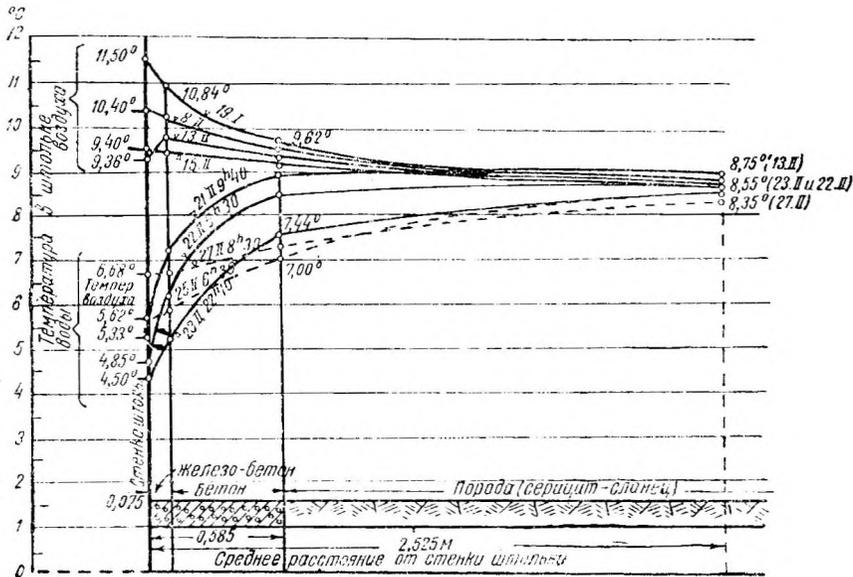


Рис. 183. Кривые изменения температуры штольни Амстэг.

не могут быть распространены на другие штольни, даже работающие в сходных условиях. Тем не менее, ниже приводится краткое описание опытов в штольне Амстэг, так как наблюдаемый закон распространения охлаждения в облицовке и породе представляет известный интерес.

Облицовка штольни на испытуемом участке, проходившем в серицитовых сланцах, состояла из наружного бетонного кольца толщиной 51 см и внутреннего железоторкретного толщиной в 7,5 см. Измерение температуры производилось с помощью термоэлементов (Bolometer), заложенных в облицовку и породу следующим образом:

2 прибора между железоторкретным и бетонным кольцом, 2 между бетонным кольцом и породой, 2 внутри породы на расстоянии 2,52 м от оси штольни и 1 прибор внутри самой штольни для измерения температуры воздуха и воды.

Построенные на основании этих измерений кривые (рис. 183) дают, в зависимости от температуры воздуха и воды в штольне, закон охлаждения облицовки и породы по мере удаления вглубь массива. По причине, указанной выше (малая продолжительность опыта), радиус зоны охлаждения составлял всего 2,5 м, причем заметное падение температуры наблюдалось уже в теле

¹ Mühlhofer.—Zeitschr. des Ost. Ing. u. Arch. V. 1921, № 15,24/25, 26/27.

облицовки. Теоретическое определение радиуса зоны охлаждения было впервые сделано Фантоли.

2. Метод Фантоли. При исследовании вопроса о влиянии колебаний температуры внутри выломки на деформации поперечного сечения ее—устанавливаем следующее положение.

Охлаждение породы, окружающей штольню, вызываемое низкой температурой протекающей воды, распространяется вглубь массива на более или менее значительное расстояние, в зависимости от продолжительности холодного периода и физических свойств породы.

Если бы определенная температура воды поддерживалась в штольне постоянной, то радиус зоны охлаждения породы был бы бесконечно велик. Но так как в действительности продолжительность холодного периода, определяемая в каждом районе по графикам средних месячных температур воды, ограничена, то радиус зоны охлаждения имеет конечное значение. В соответствии с этим, предметом исследований проф. Фантоли послужили: закон распределения

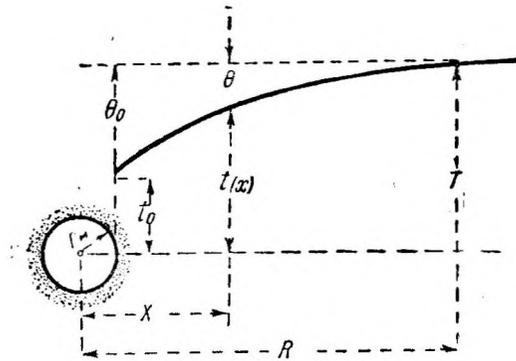


Рис. 184. Кривая охлаждения породы по Фантоли.

температуры в окружающей выломку горной породе, величина радиуса зоны охлаждения и величина деформации поперечного сечения штольни в зависимости от охлаждения. Рассматривая выломку как толстостенную цилиндрическую трубу с внутренним радиусом r_n , можно выразить следующим уравнением движение тепла в стенках ее (по Фурье):

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = \frac{k}{\beta} \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{1}{x} \frac{\partial t}{\partial x} \right),$$

где

t — температура в точке кольца радиусом x ,

β — теплоемкость породы,

τ — время.

Если в течение бесконечно малого промежутка времени принять температуру породы постоянной, т.-е.

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = 0,$$

то

$$\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{1}{x} \cdot \frac{\partial t}{\partial x} = 0.$$

Примем температуру внутри выломки (при $x = r_n$) равной t_0 , а температуру породы до пробивки штольни T (рис. 184), тогда для температуры породы на расстоянии x от центра ($r_n < x < R$) можно вывести выражение:

$$t = C \ln \frac{x}{r_n} + t_0$$

или

$$t - t_0 = C \ln \frac{x}{r_n};$$

соответственно для $T(x = R)$

$$T = C \ln \frac{R}{r_n} + t_0$$

или

$$T - t_0 = C \ln \frac{R}{r_n}.$$

Обозначая $T - t_0 = \theta_0$, найдем

$$\frac{t - t_0}{\theta_0} = \frac{\ln \frac{x}{r_n}}{\ln \frac{R}{r_n}} \quad \text{или} \quad t = t_0 + \theta_0 \frac{\ln \frac{x}{r_n}}{\ln \frac{R}{r_n}}. \quad (1)$$

Следовательно, падение температуры на расстоянии x от оси штольни равно

$$t = T - t = \theta_0 \left[1 - \frac{\ln \frac{x}{r_H}}{\ln \frac{R}{r_H}} \right]. \quad (2)$$

Количество тепла, теряемое породой вследствие охлаждения на глубину R , может быть выражено формулой:

$$Q = f(R) = \int_{r_H}^R 2\pi x \beta \theta_0 dx = \pi \beta \theta_0 \left[\frac{R^2 - r_H^2}{2 \ln \frac{R}{r_H}} - r_H^2 \right], \quad (3)$$

где β — теплоемкость породы $\left(\frac{\text{кал}}{\text{м}^3} \right)$.

Заменяя отношения $\frac{R}{r_H} = M$, можно представить уравнение (3) в следующем виде:

$$Q = f(M) = \pi \theta_0 \beta r_H^2 \left(\frac{M^2 - 1}{2 \ln M} - 1 \right). \quad (4)$$

Изменение количества теряемого тепла dQ в бесконечно малый промежуток временных, когда радиус зоны охлаждения R увеличивается на dR , может быть выражено следующим образом:

$$\begin{aligned} dQ &= \frac{df(R)}{dR} dR = \\ &= r_H \frac{df(M)}{dM} dM = \\ &= \pi \beta \theta_0 r_H^2 \frac{1 - M^2 + 2M^2 \ln M}{2M (\ln M)^2} dM. \end{aligned}$$

С другой стороны, по формуле (1) количество протекаемого тепла в единицу времени на единицу длины будет равно:

$$q = \frac{2\pi C \theta_0}{\ln \frac{R}{r_H}} = \frac{2\pi C \theta_0}{\ln M}, \quad (5)$$

где C — коэффициент теплопроводности породы.

В бесконечно малый промежуток времени $d\tau$ количество теряемого тепла будет

$$q d\tau = dQ. \quad (6)$$

$$\frac{2\pi C \theta_0}{\ln M} d\tau = \pi \theta_0 \beta r_H^2 \frac{1 - M^2 + 2M^2 \ln M}{2M (\ln M)^2} dM.$$

Откуда

$$\frac{d\tau}{dM} = \frac{\beta r_H^2}{2C} \left[M + \frac{1 - M^2}{2M \ln M} \right]. \quad (7)$$

Т. к. точное решение этого уравнения путем интегрирования представляет большие трудности, то ниже приводится приближенное решение. Заменяя бесконечно малые приращения конечными, можно ур-е (6) представить следующим образом:

$$Q_{(R+\Delta R)} - Q_R = \frac{1}{2} (q_{(R+\Delta R)} + q_R) \Delta \tau,$$

откуда

$$\Delta \tau = \frac{Q_{(R+\Delta R)} - Q_R}{\frac{1}{2} (q_{(R+\Delta R)} + q_R)}. \quad (8)$$

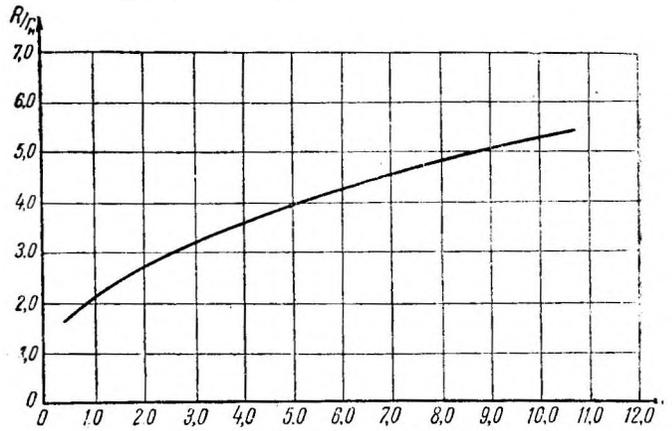


Рис. 185. Кривая для определения радиуса R зоны охлаждения.

С помощью уравнений (4), (5) и (8), составлена таблица 28. На основании ее может быть определен радиус зоны охлаждения R , если предварительно вычислена величина $\frac{2C}{\beta r_n^2} \tau$, где τ — время продолжительности протекания холодной воды в часах.

На основании данных таблицы, для удобства интерполирования построена кривая (рис. 185), при чем по оси абсцисс отложены величины $\frac{2C}{\beta r_n^2} \tau$. Определив радиус зоны охлаждения, можно найти величину деформации выломки.

Таблица 28

Определение радиуса зоны охлаждения

$M = \frac{R}{r_n}$	$\frac{M^2-1}{\ln M}$	Разности	$\frac{1}{\ln M}$	Средн. арифм. смежн. величин	$\frac{2C}{\beta r_n^2} \Delta \tau$	$\frac{2C}{\beta r_n^2} \cdot \Delta \tau = \frac{2C}{\beta r_n^2} \tau$
1,2	0,20		5,60			
2	1,15	0,95	1,46	3,52	0,35	0,35
3	2,64	1,49	0,91	1,18	1,26	1,61
4	4,41	1,77	0,72	0,82	2,16	3,77
5	6,45	2,04	0,62	0,67	3,04	6,81
6	8,78	2,33	0,56	0,59	3,95	10,76
7	11,31	2,53	0,51	0,53	4,77	15,53
8	14,14	2,83	0,48	0,50	5,66	21,19
9	17,18	3,04	0,45	0,47	6,47	27,66
10	20,52	3,34	0,43	0,44	7,59	35,25
11	24,00	3,48	0,42	0,43	8,09	43,32
12	27,76	3,76	0,42	0,41	9,17	52,51
13	31,75	3,99	0,40	0,40	9,98	62,49
14	35,93	4,18	0,39	0,39	10,72	73,21

Предполагая радиальное сокращение охлажденного кольца породы происходящим беспрепятственно, т.-е. не учитывая упругого противодействия последней, величину радиального сокращения элемента длиной dx по уравнению (2) можно представить как

$$\Delta dx = \alpha \theta_0 \left(1 - \frac{\ln \frac{x}{r_n}}{\ln \frac{R}{r_n}} \right) dx = \alpha \theta_0 \cdot \frac{\ln \frac{R}{x}}{\ln \frac{R}{r_n}} dx, \quad (9)$$

где α — коэффициент линейного расширения породы.

Упругое противодействие породы при сокращении охлажденной зоны нужно было бы учитывать только лишь в случае полной однородности ее и отсутствия трещин. Так как оба эти условия не могут быть гарантированы в каждом отдельном случае, то правильное упомянутое выше упругое противодействие породы в запас прочности в расчет не вводить.

Полное укорочение радиуса выломки будет:

$$\Delta r_n = \int_{r_n}^R \Delta dx = \alpha \theta_0 \left(\frac{R - r_n}{\ln \frac{R}{r_n}} - r_n \right) = \alpha \theta_0 r_n \left(\frac{M - 1}{\ln M} - 1 \right). \quad (10)$$

Для примера, рассмотренного выше, при радиусе зоны охлаждения $R = 5$ м. увеличение диаметра выломки, подсчитанное по методу Фантоли, составляет 0,23 мм вместо 0,32 мм., полученных по способу Заттлера.

В таблице 29 приведены значения коэффициентов линейного расширения, теплопроводности и теплоемкости наиболее распространенных горных пород

Таблица 29

Название породы	Теплоемкость β_1 в кал./кг.	Коэффициент теплопроводности C в кал./м час $^{\circ}C$	Коэффициент линейного расширения α
Гранит	0,20	2,7—3,5	0,0000408 0,0000311
Песчаник	0,20	0,57—0,8	0,0000500 0,0000622
Известняк	0,20	1,10	0,0000376
Мрамор	0,28	1,8—3,0	0,0000361 0,0000562
Глинистый сланец	0,18	1,1—2,3	0,0000500
Гравий	0,2—0,24	0,29—0,32	—
Грунт песчано-глинистый	0,44	2,0	—
Бетон	0,27	0,7—1,8	0,00001

Примечание. Таблица составлена по данным Тен-Бош („Теплопередача“) и Цибульского („Инженерная геология“).

2. Расчет облицовок напорных штолен на действие температуры

При понижении температуры радиус выломки штольни увеличивается, а наружный радиус облицовки стремится сократиться. Одновременно с этим, вследствие разбухания бетона от действия воды, принимаемого при расчете гидротехнических сооружений эквивалентным повышению температуры от 5 до $10^{\circ}C$, происходит увеличение диаметра облицовки. Однако, если принять влияние разбухания бетона даже компенсирующим действие охлаждения облицовки, то стремление к отделению последней от породы остается из-за увеличения радиуса выломки при охлаждении. При этом могут представиться следующие два случая работы облицовок напорных штолен.

Первый случай, когда в результате понижения температуры, разбухания бетона и действия внутреннего напора наружный диаметр облицовки окажется меньше диаметра выломки, увеличившегося при охлаждении породы. Вследствие этого произойдет отделение породы от облицовки, работа которой будет происходить в условиях отсутствия упругого отпора.

Полагая в рассматриваемом выше случае охлаждение облицовки равномерным по всей толщине, т. е. пренебрегая разностью температур на внутренней и наружной поверхности, можно считать, что, вследствие возможности беспрепятственного расширения кольца, дополнительные напряжения от температуры в облицовке не возникают. В этом случае взамен расчета облицовки на действие температуры надлежит производить вторичный расчет ее на полное внутреннее давление, без учета упругого отпора породы, т. е. принимая в соответствующих формулах величину $k = 0$. При таком более невыгодном поверочном расчете облицовки, надобность в котором возникает в связи с необходимостью учета понижения температуры в штольне, допускаемые напряжения для материала облицовки следует принимать повышенными, как при расчете на температуру.

Второй случай работы облицовки при изменении температуры имеет место, когда увеличение наружного радиуса ее, вызванное совместным действием полного внутреннего напора, понижения температуры и разбухания бетона, больше изменения радиуса выломки вследствие охлаждения породы.

Чтобы установить, какой из случаев работы облицовки имеет место, в каждом отдельном примере необходимо определить величину изменения радиуса выломки и облицовки. Увеличение радиуса выломки Δr_n при охлаждении породы на $(T-t_0)$ градусов (по $^{\circ}C$) может быть найдено по методу Фантоли, для чего предварительно с помощью таблицы 28 или кривой рис. 185 устанавливается величина R —радиуса зоны охлаждения.

Полагая, что температура, при которой происходит замыкание облицовки штольни, равна температуре породы T и принимая разбухание бетона экви-

валентным повышению температуры на t_u можно определить изменение длины наружного радиуса облицовки $\Delta_1 r_n$ как:

$$\Delta_1 r_n = -\alpha_1 r_n (T - t_0 - t_1),$$

где

α_1 — коэффициент линейного расширения материала облицовки,

t_0 — температура протекающей в штольне воды. Знак (—) соответствует укорочению радиуса.

Удлинение наружного радиуса облицовки при действии внутреннего рабочего давления воды p , без учета упругого отпора породы, может быть определено по формуле Лямэ для толстостенного кольца. В этом случае радиальное перемещение Δ любой точки, отстоящей на расстоянии z от центра кольца, под действием внутреннего давления p_v и наружного p_n будет:¹

$$\Delta = \frac{1-\mu}{E} \cdot \frac{r_b^2 p_b - r_n^2 p_n}{r_n^2 - r_b^2} z + \frac{1+\mu}{E} \cdot \frac{(p_b - p_n) r_b^2 r_n^2}{(r_n^2 - r_b^2) z}$$

где

E — модуль упругости материала облицовки,

μ — Пуассоново число.

Полагая в этом выражении наружное давление $p_n = 0$, $z = r_n$ и обозначая $p_b = p$, можно найти удлинение наружного радиуса r_n под действием внутреннего давления p :

$$\Delta_1'' r_n = \frac{2}{E} \cdot \frac{r_b^2 r_n}{r_n^2 - r_b^2} \cdot p.$$

Суммарная деформация наружного радиуса облицовки от действия температуры, разбухания бетона и внутреннего давления будет:

$$\Delta_1 r_n = \Delta_1' r_n + \Delta_1'' r_n = -\alpha_1 r_n (T - t_0 - t_1) + \frac{2}{E} \cdot \frac{r_b^2 r_n}{r_n^2 - r_b^2} \cdot p.$$

Если полученное таким образом приращение наружного радиуса обделки $\Delta_1 r_n$ будет меньше найденного ранее удлинения радиуса выломки Δr_n , то в рассматриваемом случае имеет место отделение породы от облицовки (случай 1). Поверочный расчет последней производится, как указывалось выше, без учета упругого отпора породы (при $\beta = 0$).

В случае, когда $\Delta_1 r_n > \Delta r_n$ т. е. полное удлинение наружного радиуса облицовки более удлинения радиуса выломки от охлаждения, отделения породы от облицовки не происходит.

Пример.

Облицовку штольни, рассчитанную в предыдущем примере на горное давление, собственный вес и давление воды, проверить также и на действие температуры.

Принимаем температуру горной породы (глинистые сланцы) до охлаждения $T = 12^\circ\text{C}$, температуру протекающей воды 2°C , продолжительность холодного периода 4 месяца или

$$\tau = 4 \times 30 \times 24 = 2880 \text{ часов}$$

$$(r_b = 2,0 \text{ м}; \quad r_n = 2,5 \text{ м}; \quad p = 2 \text{ атм}).$$

По таблице 29 находим коэффициент теплопроводности глинистых сланцев $C = 1,7$ и теплоемкость для них $\beta_1 = 0,18 \text{ кал/кг}$ или в кал/м^3 $\beta = \beta_1 \times X \gamma = 0,18 \times 2300 = 414 \text{ кал/м}^3$.

Для определения по таблице 28 (Фантоли) отношения $\frac{R}{r_n}$ находим предварительно величину

$$\frac{2C}{\beta r_n^2} \tau = \frac{2 \times 1,7}{414 \times 2,5^2} \times 2880 = 3,79.$$

По таблице 28 найденной величине соответствует отношение или радиус зоны охлаждения породы

$$R = 3,5 r_n = 3,5 \times 2,5 = 8,75 \text{ м}.$$

$$\frac{R}{r_n} = 3,5$$

¹ Тимошенко. — Сопротивление материалов. Задача Лямэ.

Увеличение радиуса выломки определяется по формуле

$$\Delta r_n = \alpha \theta_0 r_n \left(\frac{M-1}{\ln M} - 1 \right) = 0,000005 \cdot 10 \cdot 2,5 \left(\frac{3,5-1}{\ln 3,5} - 1 \right) = 0,000126 \text{ м,}$$

где α —коэффициент линейного расширения породы из таблицы 29 для глинистых сланцев = 0,000005, а

$$\theta_0 = T - t_0 = 12 - 2 = 10$$

и

$$M = \frac{R}{r_n} = 3,5.$$

Изменение наружного радиуса облицовки $\Delta_1 r_n$ от действия температуры и разбухания бетона, считая последнее эквивалентным повышению температуры на $t_1 = 8^\circ$, будет:

$$\Delta_1' r_n = -\alpha_1 r_n (T - t_0 - t_1) = -0,00001 \times 2,5 (12 - 2 - 8) = -0,00005 \text{ м,}$$

где α_1 — коэффициент линейного расширения бетона, принятый равным 0,00001.

Удлинение наружного радиуса облицовки $\Delta_1'' r_n$ при действии внутреннего напора $p = 2,0$ атм. = 20 м/м²

$$\Delta_1'' r_n = \frac{2 \cdot r_n^3 r_n}{E(r_n^2 - r_b^2)} \cdot p = \frac{2 \cdot 2^2 \cdot 2,5}{14 \cdot 10^5 (2,5^2 - 2,0^2)} \cdot 20 = 0,000127 \text{ м,}$$

где E — модуль упругости бетона, принятый равным $14 \cdot 10^5$ м м².

Суммарная деформация наружного радиуса облицовки

$$\Delta_1 r_n = -0,00005 + 0,000127 = 0,000077 \text{ м} < 0,000126.$$

Таким образом в рассматриваемом примере имеет место отделение облицовки от породы (случай 1-й).

Напряжения от внутреннего давления проверяются по формулам Мюльгофер а, для чего находим следующие вспомогательные величины: при $k=0$ $Q =$

$$S = \frac{10,5}{207} \left[\frac{1 - \frac{2}{Q}}{(1,21^2 - 1) \frac{1}{2} + \frac{1}{Q}} + \frac{6+1}{6} \right] = 0,280.$$

Растягивающие напряжения в торкрете:

$$\sigma_{Tt} = \frac{0,28}{1,28} \cdot \frac{200}{10,5} \cdot 2 = 8,3 \text{ кг/см}^2;$$

на внутренней поверхности бетонного кольца:

$$\sigma_{bt}(r_T) = \frac{1}{1,28 \cdot 1,03} \cdot \frac{(1,21^2 + 1) \frac{1}{2} - \frac{1}{Q}}{(1,21^2 - 1) \frac{1}{2} + \frac{1}{Q}} \cdot 2 = 8,1 \text{ кг/см}^2;$$

на наружной поверхности бетонного кольца:

$$\sigma_{bt}(r_n) = \frac{1}{1,28 \cdot 1,03} \cdot \frac{1 - \frac{1}{Q}}{(1,21^2 - 1) \frac{1}{2} + \frac{1}{Q}} \cdot 2 = 6,6 \text{ кг/см}^2.$$

Результаты этих подсчетов вместе с данными, полученными при расчете облицовки на основные случаи нагрузок (см. стр. 187), определяют следующие суммарные растягивающие напряжения при действии всех факторов: для торкрета

$$\sigma_{Tt} = 8,5 + 8,3 = 16,8 \text{ кг/см}^2$$

на внутренней поверхности бетонного кольца:

$$\sigma_{bt}(r_T) = 5,8 + 8,1 = 13,9 \text{ кг/см}^2$$

на наружной поверхности

$$\sigma_{bt}(r_n) = 9,3 + 6,6 = 15,9 \text{ кг/см}^2.$$

ГЛАВА ЧЕТВЕРТАЯ ПРОИЗВОДСТВО РАБОТ

1. ПРОХОДКА

Разработка штолен начинается обычно от обоих порталов. При большой длине штолен для ускорения проходки приходится открывать новые фронты работ путем пробивки боковых окон (рис. 186) или вертикальных шахт (рис. 187), от которых разработка ведется в обе стороны. Этим достигается уменьшение стоимости работ по пробивке штольни, так как с открытием новых забоев увеличивается общая скорость проходки и уменьшается расстояние отвозки

грунта и материалов.

При большой длине штолен, особенно в сильно пересеченной местности, нередко представляется выгодным отказаться от прямолинейного направления, кратчайшим образом соединяющего порталы,

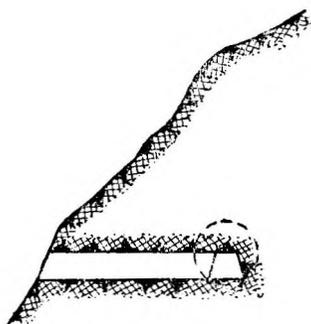


Рис. 186. Штольня-окно.

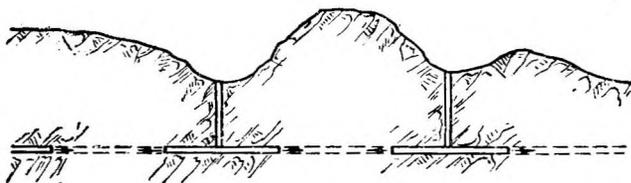


Рис. 187. Проходка штольни с помощью вспомогательных шахт.

и вести трассу ломаного очертания в плане, в целях сокращения длины боковых окон.

Сама разработка штольни может вестись различными способами в зависимости от диаметра выломки, характера пород и напластования, имеющегося оборудования, транспортных средств и пр.

В основном все существующие способы проходок подразделяются на разработки с направляющим ходом и разработки сразу на полный профиль, в один или два приема.

Направляющий ход представляет собою первоначальную разработку части профиля штольни. Его располагают в различных местах сечения выломки, в зависимости от принятого способа разработки.

Главное назначение направляющего хода — нарушить целостность горного массива и тем самым облегчить дальнейшую разработку сечения штольни. Одновременно с этим пробивка его дает возможность установить характер и свойства перерезаемых штольной горных пород, определить наличие подземных вод и пр. данные, необходимые для рационального выбора типа и размеров облицовки.

Так как устройство направляющего хода, от скорости проходки которого зависит срок окончания постройки всей штольни, представляет собою наиболее ответственную и дорогую работу, то размеры его устанавливаются по возможности минимальными, необходимыми лишь для пропуска вагонеток, материалов и оборудования.

Практика тоннельного дела у нас и за границей выработала наиболее выгодную площадь направляющего хода 6—7 м².

Рис. 188 представляет собою типовой направляющий ход площадью 6,5 м², размерами поверху 2,40 м, по низу — 2,80 м и высотой в среднем 2,40 м, с водоотводной канавкой площадью 0,25 м².

Трапециoidalная форма поперечного сечения придается направляющему ходу в целях удобного расположения по низу вентиляционных и пр. труб, которые при прямоугольной форме выломки приходится подвешивать.

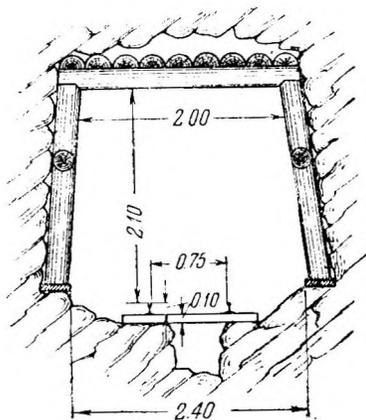


Рис. 188. Стандартные размеры направляющего хода.

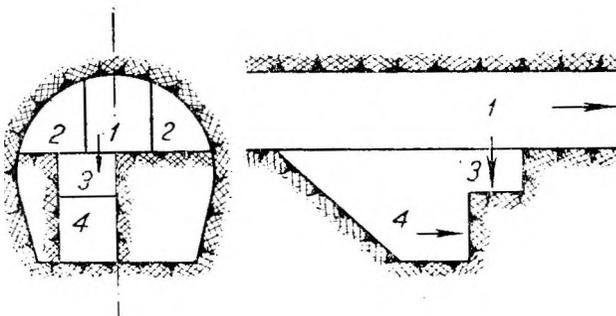


Рис. 189. Проходка с верхним направляющим ходом.

После пробивки направляющего хода, на расстоянии 20—30 м от забоя, можно приступать к работам по разработке штольни до проектных размеров, причем для штолен диаметром 4—5 м расширение можно производить сразу на полный профиль.

При расположении направляющего хода в верхней части сечения расширение штольни на полный профиль производится уступами или сразу на полное сечение (рис. 189).

Достоинствами разработки при таком расположении направляющего хода является простота работ, удобство вентиляции и минимум затраты материалов на крепежные работы.

Недостатками его нужно считать необходимость многократного переключивания рельсовых путей, трубопроводов, дренажа и пр.

При расположении направляющего хода в нижней части сечения штольни расширение производится с помощью устройства вертикальных или наклонных ходов (бремсбергов), от которых в обе стороны разрабатываются отдельные участки верхней штольни (рис. 190).

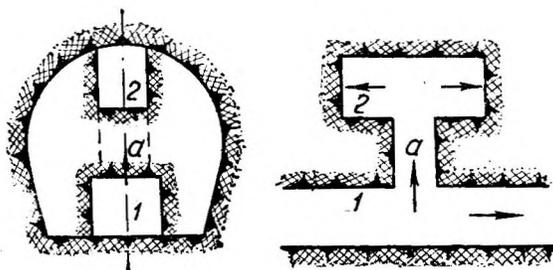


Рис. 190. Проходка с нижним направляющим ходом.

Достоинства такого способа состоят в удобстве отвода воды, в откатке породы при неизменном положении рельсовых путей и в возможности значительного увеличения числа забоев при расширении выломки на полный профиль.

Недостатком является необходимость в устройстве верхней штольни, иначе говоря, второго направляющего хода, обычно трудно вентилируемого. Однако, этот недостаток незначителен в сравнении с выгодами от расположения направляющего хода внизу, почему такой способ и получил более широкое распространение.

В последние годы начинает находить себе применение способ разработки штольни с „центральной направляющим ходом”. Расширение на полный профиль при таком способе производится одновременно во все стороны.

В дальнейшем приводится краткое описание различных способов тоннельных разработок.

1. Способы проходки

Способ разработки с нижним уступом (рис. 191). При разработке тоннелей малых сечений, что особенно часто имеет место в гидротехнических штольнях, выломка нередко производится или сразу на полный профиль или в два приема, способом нижнего уступа (bench, скамейка). Последний делается высотой около половины всего сечения. Такой способ проходки без направляющего хода является выгодным в крепких породах при небольшой длине разрабатываемого участка.

Способ подсводного разреза (Firstschlitz, рис. 192), применяющийся при проходке штолен в твердых породах, состоит в следующем. После пробивки направляющего хода 1 внизу сечения, разрабатывается часть профиля 2 (калотта) от потолка направляющего хода до замка свода.

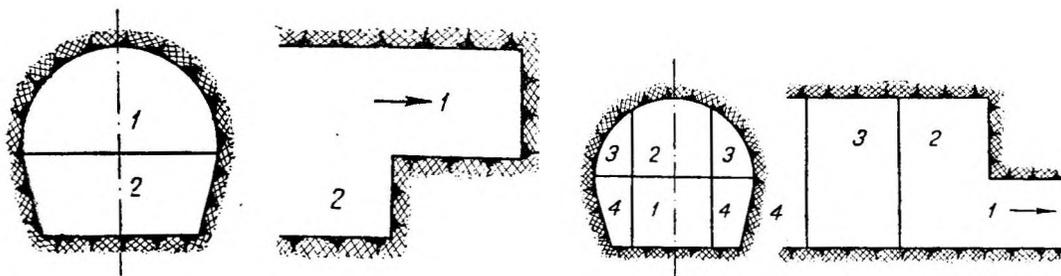


Рис. 191. Способ нижнего уступа.

Рис. 192. Способ подсводного разреза.

Порода при этом обваливается на специальные подмости, служащие одновременно и потолком направляющего хода. Затем производится расширение калотты в обе стороны за счет разработки частей профиля 3—3.

После уборки всей породы от частей 2 и 3—3, отгружаемой в вагонетки, через вырезы, оставленные на настиле, производят выломку оставшихся частей профиля 4—4 (штрасса).

Разработка отдельных частей профиля производится на расстоянии около 20—30 м одна от другой, причем, в целях сокращения числа перерывов в работе, взрывание производится на всех участках одновременно.

Способ подсводного разреза является выгодным по сравнению с другими способами проходок как из-за экономии взрывчатых материалов, так и вследствие наличия в нем только одного направляющего хода. Кроме того, порода после взрыва калотты (2 и 3—3) удобно размещается на подмостях, давая тем самым возможность регулировать отвозку ее в зависимости от наличия подвижного состава.

Способ подсводного разреза особенно часто применяется при разработке гидротехнических тоннелей как у нас в Союзе, так и за границей.

Способ двух направляющих ходов (австрийский, рис. 193) является наиболее применимым в сравнительно крепких породах с небольшим горным давлением.

Проходка начинается с пробивки нижнего направляющего хода (1) по всей длине штольни. После этого производится разработка верхнего направляющего хода (2) как со стороны порталов, так и из середины штольни с помощью вертикальных ходов, пробиваемых из нижней направляющей штольни.

Затем происходит расширение „малой калотты” (часть 3—3) и разработка „большой калотты” (4 и 5).

Получаемая при выломке порода отгружается в вагонетки нижнего рельсового пути через воронки-фурнели, пробитые от верхнего направляющего хода к нижнему на определенном расстоянии друг от друга.

После разработки калотты (4) на полный профиль приступают к выломке части 6 и штроссы (7—7), а затем к возведению облицовки.

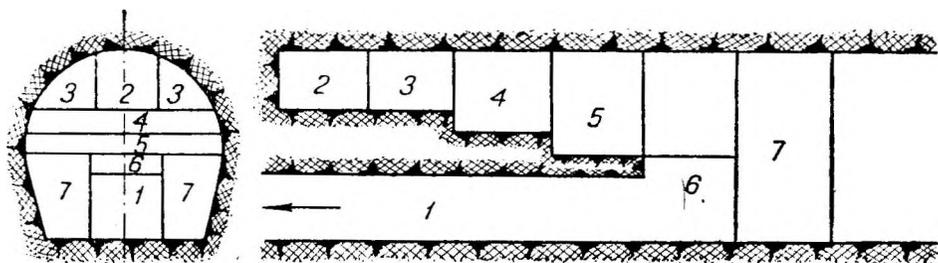


Рис. 193. Австрийский способ.

Английский способ (рис. 194) состоит в разработке тоннелей отдельными звеньями длиной 4—5 м, причем переход к смежному звену происходит лишь после того, как в предыдущем закончены все работы, вплоть до возведения облицовки.

Проходка начинается с пробивки нижнего направляющего хода (1) по всей длине, после чего разрабатывается верхний направляющий ход (2) и последовательно части сечения (3—7).

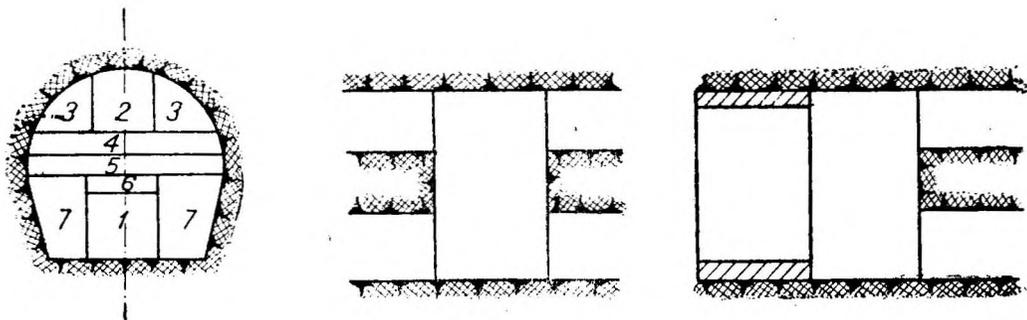


Рис. 194. Английский способ.

Применение этого способа целесообразно в мягких породах с сильным горным давлением, так как разработка ведется короткими участками, и крепления лишь незначительное время находятся под нагрузкой.

Недостатком его является трудность осуществления примыкания отдельных готовых колец и удорожание вследствие этого работ.

Способ центрального направляющего хода (center heading, рис. 195) применяется в американских условиях не только для тоннелей железнодорожных, но и для гидротехнических. Особенностью описываемого способа является пробивка параллельно с центральным направляющим ходом на некотором расстоянии от него второй вспомогательной штроссы. Эта штросса (pioneer tunnel), идущая всегда несколько впереди направляющего хода, служит для вывозки породы, отвода воды, размещения кабелей, трубопроводов и пр. Расстояние между параллельно идущими штроссами в каждом отдельном случае назначается в зависимости от геологических особенностей проходимого массива, удобства транспортирования пород и пр., в пределах от 15 до 25 м. Сооб-

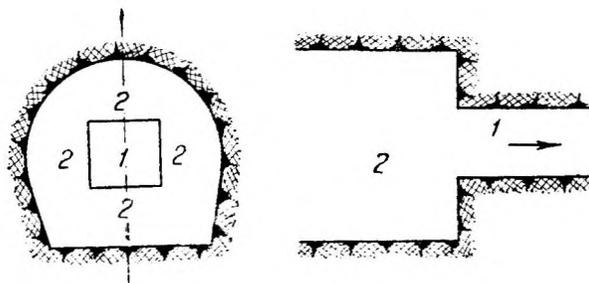


Рис. 195. Способ центрального направляющего хода.

шение между штольнями поддерживается через поперечные ходы, расстояние между которыми колеблется весьма значительно (от 100 до 500 м). При наличии простоты и однообразия в производстве работ способ центрального направляющего хода, обычно применяемый в штольнях и тоннелях значительной длины, проходимых в твердых породах, обладает теми же недостатками, что и методы разработки с верхним направляющим ходом.

Отдельную группу способов, мало применимых при постройке гидротехнических тоннелей, представляют те из них, в которых отдельные части облицовки возводятся до окончания разработки штольни на полный профиль. К ним принадлежат:

Способ опертого свода (бельгийский, *Unterfangungsbauweise*, рис. 196). Разработка начинается с верхней части профиля выломкой калотты (1—4).

После этого возводится свод, опираемый на породу с помощью деревянных или железобетонных балок. Под прикрытием этого свода производится разработка остальной части профиля (штроссы). По мере удаления породы под свод подводятся опоры из постоянной кладки.

Достоинство этого способа заключается в возможности быстрой защиты потолка выломки, что разгружает от рабочего давления крепи штольни через короткий промежуток времени.

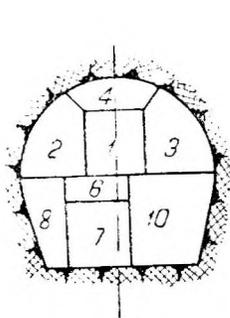


Рис. 196. Способ опертого свода.

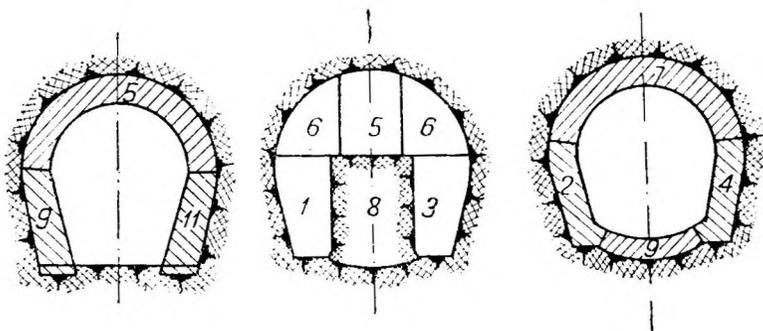


Рис. 197. Способ опорного ядра.

Недостатком является возможность осадки и повреждения свода при передаче веса его с крепи на постоянную кладку.

В некоторых случаях разработка начинается с пробивки нижнего направляющего хода, следуя в остальном указанному выше порядку операций.

Применяется этот способ в сравнительно слабых, трещиноватых, но не водоносных породах, для относительно небольших пролетов, при тщательном производстве работ.

Способ опорного ядра (германский, *Kernbauweise*, рис. 197) состоит в выломке породы по контуру поперечного сечения с оставлением в середине части невыломанной породы (ядра), служащей опорой для креплений и кружал. После возведения облицовки производят выломку ядра и кладку обратного свода.

Порядок разработки отдельных частей профиля следующий: последовательно пробиваются две боковые направляющие штольни (1 и 3) вниз. Далее разрабатывают пространства над ними и возводят облицовку боковых стенок (2 и 4). После этого пробивается верхняя направляющая штольня (5) и расширяется калотта (6-6). По разработке всей верхней части профиля производится возведение облицовки свода (7).

Перед удалением ядра между нижними направляющими ходами на некоторых расстояниях друг от друга пробиваются поперечные штольни, в которых возводятся отдельные участки обратного свода, служащего распорками между устоями. По удалении ядра (8) возводится обратный свод (9).

Если в мягких породах удаление ядра не представляет особых затруднений, то в твердых—взрывные работы могут вызвать повреждения и разруше-

ния облицовки. Другим недостатком этого способа является податливость опорного ядра, особенно при мягких породах, могущая привести к обрушению крепей и обвалу (в тоннеле Triebitz осадка в замке была 0,80 м, в тоннеле Czernitz произошло обрушение крепей, Pziha, Bd II).

Итальянский способ (рис. 198) разработки тоннелей применяется в породах с исключительно сильным давлением, которое передается не на деревянные крепления, а на возводимую частично кладку облицовки.

Первоначально пробивается направляющий ход внизу (1), затем часть профиля (2) и оставшаяся часть штроссы (3—3). Одновременно с этим производится кладка нижней части облицовки и закладка пространства (2). Далее идет пробивка верхнего направляющего хода (4) и расширение его (5) с устройством временного свода под будущим постоянным. Затем следует разработка частей профиля (6—6) и части (7), после чего возводится постоянный свод.

После отвердения кладки свода производится разработка временной каменной кладки, служившей креплением для постоянного свода.

Основными недостатками этого способа следует считать высокую стоимость его, стесненность пространства и необходимость дополнительных работ по выломке части кладки.

2. Бурение

В мягких грунтах разработка штольни ведется без взрывных работ, при помощи лопат, кайл, ломов и других инструментов. Разработка забоя начинается с пробивки киркой углублений по краям у стен шириной и глубиной около 0,5 м. Образовавшийся при этом выступ скалывается затем кирками или ломом, в зависимости от плотности грунта.

Бока, а иногда и лоб забоя, во избежание осыпания грунта, крепятся марчеванками. При разработке верхнего направляющего хода грунт сбрасывается лопатами в фурнель, по которой он ссыпается в стоящие внизу вагонетки; последние отвозят грунт в отвал и возвращаются обратно с крепежным лесом.

В случаях, когда крепость пород настолько значительна, что разработка грунта ручным инструментом делается затруднительной или невозможной, приходится прибегать к взрывным работам.

Бурение в этих случаях является одной из основных операций при проходке штолен. Сущность его заключается в выбурировании в забое цилиндрических скважин небольшого диаметра, заряжаемых в дальнейшем взрывчатым веществом.

Скорость бурения и производительность взрыва зависят от крепости и характера породы (слоистость, трещиноватость и пр.).

В отдельных странах существуют различные классификации пород по их крепости и сопротивляемости бурению. В тоннельном и горном деле США принято подразделение пород на 5 категорий: 1) весьма твердые, 2) твердые, 3) ломкие, 4) средние, 5) мягкие.

У нас в Союзе принята классификация пород, установленная проф. М. М. Протодьяконовым, подразделяющая все породы по их коэффициентам крепости на 10 основных групп (стр. 65). Данные по этому вопросу подробно освещены в главе о горном давлении. Там же приводятся эмпирические формулы для определения коэффициента крепости пород, в зависимости от сопротивляемости раздробляющему усилию, производительности бурильщика в смену, скорости проходки выработки и пр.

Заслуживает внимания работа, проведенная проф. А. Ф. Сухановым по определению крепости пород на основании количества затупленных буров на 1 м скважины, а также данных о скорости бурения в различных породах.¹

Бурение может производиться вручную или машинным способом.

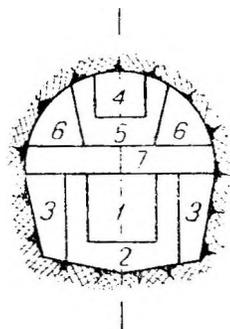


Рис. 198. Итальянский способ.

¹ Суханов. — Пути рационализации бурения, 1931 г.

Ручное бурение. Инструментами, применяемыми при ручном бурении шпуров, служат: бур, молоток, ложечка и клещи.

Бур представляет собою стальной стержень круглого, квадратного или многоугольного сечения. Лезвие буров бывает прямолинейное, ломаное или слегка закругленное (рис. 199). Иногда ему придается более сложная форма—паличная (рис. 200) или венцовая (рис. 201).

Молоток, так же как и бур, делается обычно из стали; вес его колеблется от 2 до 3 кг при одноручном бурении и от 4 до 8 кг при двуручном.

Ложечка служит для очистки шпура от буровой муки и грязи; клещи — для извлечения из шпуров частей буров в случае поломки их.

Процесс бурения состоит в пробивке скважин в породе ударами молотка по буру. При этом бур после каждого удара поворачивается около своей оси, чем достигается цилиндрическая форма скважины. Успешность ручного бурения зависит от свойств породы, направления и диаметра шпура, формы лезвия бура, веса молотка и др. причин.

Время, затрачиваемое на отдельные операции при ручном бурении, распределяется приблизительно следующим образом:

чистое бурение.....	54%
чистка скважины.....	5%
смена буров.....	11%
перерывы	30%

100%

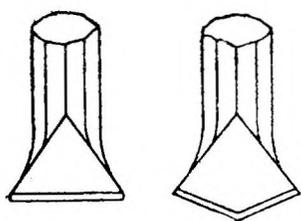


Рис. 199. Лезвия буров.

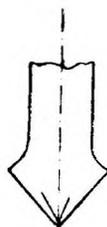


Рис. 200. Паличная форма

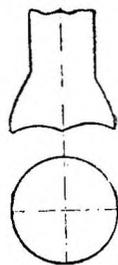


Рис. 201. Венцовая форма.

Достоинствами ручного бурения шпуров являются: отсутствие затрат на специальное оборудование (силовая станция, компрессоры, перфораторы и пр.) и сбережение некоторой части взрывчатых веществ вследствие полной возможности рационального размещения скважин в забое.

Недостатки этого способа: малая производительность бурения, а следовательно, медленное продвижение выработки и необходимость в задалживании под землей большого числа рабочих.

Указанные обстоятельства дают основания применять ручной способ бурения лишь в исключительных случаях: для штолен небольшой длины, при высокой стоимости механической энергии, отсутствии оборудования и квалифицированной рабочей силы.

Нормы выработки (в м³ взрывааемой породы) двух рабочих при площади забоя 5—6 м

Группа грунтов	Способ бурения				Примечание
	III—IV	V	VI	VII—VIII	
1. Двуручное бурение	5,0	1,85	0,80	0,30	Классификацию грунтов по группам см. в приложении II.
2. Перфораторное бурение .	5,50	4,50	3,34	2,09	

Для сравнения производительности ручного и машинного бурения выше приведены данные, заимствованные из Единых норм выработки 1932 г. на тоннели в скальных породах, изд. НКПС (прилож. II Т-3, Т-5).

Машинное бурение. Для сокращения сроков проходки штолен при сколь угодно значительной длине их и крепких породах прибегают к машинному бурению шпуров. Механизмы, служащие для этой цели, носят название перфораторов, которые по характеру своей работы разделяются на ударные и вращательные.

В практике тоннельного дела перфораторы вращательного действия не имеют применения.

Принцип действия ударных перфораторов состоит в сообщении буры непрерывно поступательного движения в прямом и обратном направлениях. В каждом перфораторе имеются особые устройства, заставляющие бур поворачиваться около своей оси и автоматически подвигаться вперед по мере углубления скважины.

Из существующих гидравлических, электрических и пневматических ударных перфораторов наибольшее распространение получили последние вследствие большой прочности и легкости установки.

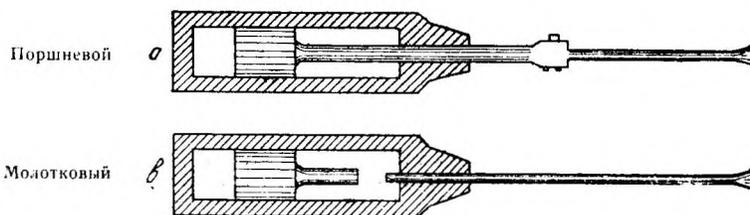


Рис. 202. Схема устройства перфораторов.

Перфораторы. Пневматические перфораторы приводятся в действие сжатым воздухом, подводимым к ним по резиновым шлангам от общего трубопровода, идущего от компрессора. Отработанный воздух способствует вентиляции забоя. Все оборудование для пневматического бурения состоит из:

- а) пневматических перфораторов,
- б) бурозаправочных станков для заправки коронок буров,
- в) компрессора и двигателя к нему,
- г) воздухопроводящей сети и резиновых шлангов.

Недостатком пневматических перфораторов является чрезвычайно низкий коэффициент полезного действия. Отношение полезной работы перфоратора к работе двигателя, приводящего в действие компрессор, в среднем равно 0,15.

Однако, удобство работы пневматическими перфораторами, заключающееся в возможности работы ими на значительном расстоянии от компрессорной установки, в отсутствии необходимости в высоко квалифицированной рабочей силе, в большей безопасности по сравнению с работой при электропроводке, в возможности питания нескольких механизмов от одной установки, в компактности и незначительных размерах каждого из них, — делает применение их в тоннельном деле особенно выгодным.

Ударные пневматические перфораторы по своей конструкции разделяются на два типа:

1. Поршневые, в которых бур соединяется с поршнем посредством длинного штока и совершает с ним одинаковые движения (рис. 202, а).
2. Молотковые, в которых поршень служит как бы молотком, ударяющим по буру (рис. 202, б).

Поршневые перфораторы, в которых удары бура о породу передаются поршню, а через него непосредственно и перфоратору, изнашиваются быстрее перфораторов молоткового типа. Ввиду этого приходится увеличивать прочность, а следовательно, и вес механизма поршневых перфораторов, что затруд-

няет переноску и установку их на месте. Вследствие этого поршневые перфораторы приходится для работы устанавливать на колонках или на треногах.

Все ударные перфораторы по удобству в работе и относительному весу можно разделить на следующие три группы (по проф. Н. И. Т р у ш к о в у) :

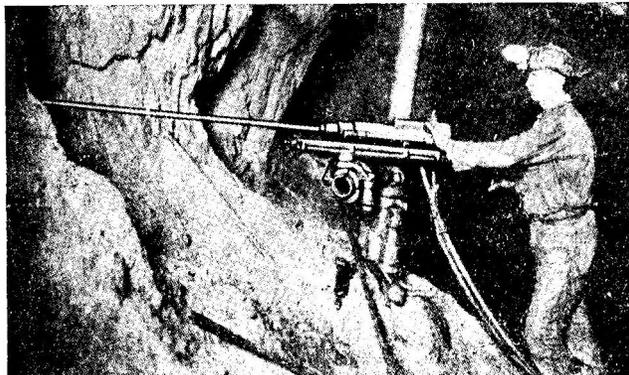


Рис. 203. Перфоратор на вертикальной колонке.

- а) колонковые, весом 30—40 кг для работы с вертикальных (рис. 203) и горизонтальных колонок (рис. 204);
- б) телескопные (стоперы) весом 20—30 кг, для пробуривания скважин, направленных вертикально вверх;
- в) молотки типа „Джэк“, весом от 10 до 20 кг, работа которыми производится с рук (рис. 205).

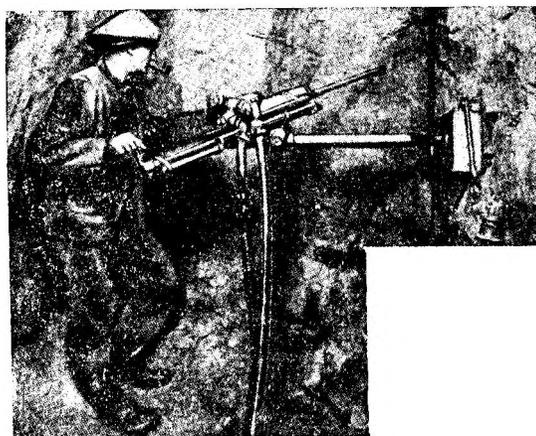


Рис. 204. Перфоратор CP-5 фирмы Чикаго-Пневматик, монтированный на горизонтальной колонке.



Рис. 205. Молотковый перфоратор типа „Джэк“.

Очень важно при работе пневматическими молотками очищать буровую скважину от каменной пыли, которая, скопясь, образует подушку, ослабляющую действие удара и понижающую эффективность работы бура.

Для удаления из скважины буровой пыли перфораторы снабжаются особым приспособлением для промывки скважины водой (мокрый тип) или продувки воздухом (сухой тип).

Преимуществами мокрого типа перфораторов являются:

- 1) отсутствие пыли, вредно действующей на здоровье работающих,
- 2) отсутствие нагрева лезвия бура, благодаря чему перемена буров производится реже, и тем самым достигается экономия в расходе стали,

3) большая скорость бурения.

Недостатком работы перфораторов мокрого типа является необходимость подведения воды к месту бурения, иногда на очень большое расстояние, что сопряжено с устройством дополнительного оборудования.

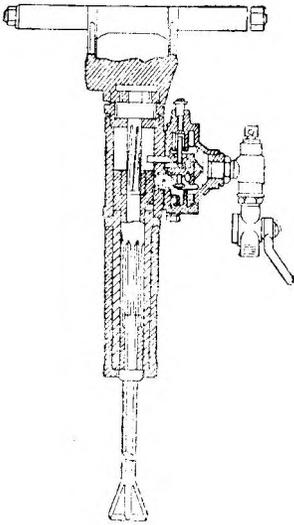


Рис. 2.06. Перфоратор американской фирмы „Ингерсоль-Ранд“.

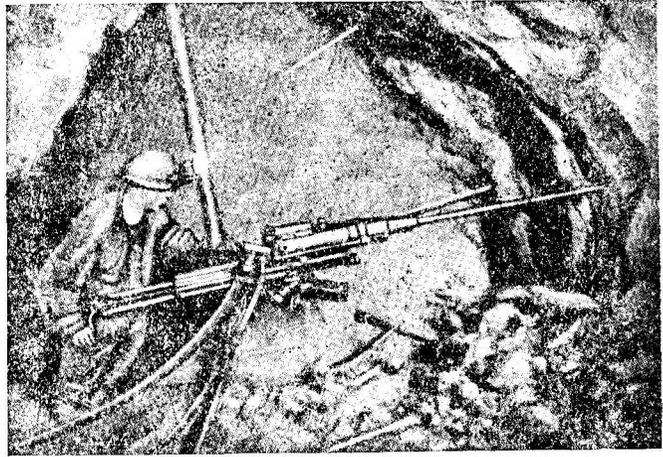


Рис. 2.07. Перфоратор СР-6 фирмы Чикаго-Пневматик, монтированный на вертикальной колонке.

Из заграничных перфораторов лучшими считаются перфораторы американского производства. Общеизвестны у нас в СССР перфораторы американских фирм Ингерсоль - Ранд (рис. 206), Сулливан, Чикаго-Пневматик (рис. 207) и германской фирмы Флотмайн (рис. 208). Эти фирмы изготовляют как легкие перфораторы типа „Джэк“, так и колонковые.

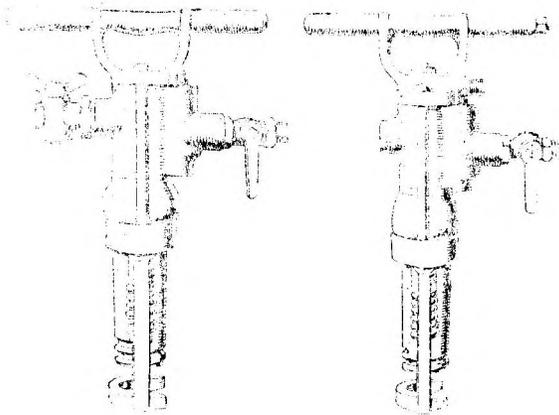


Рис. 2.08. Ручные перфораторы системы Флотмани.

- А—выпускное отв. для обработки воздуха,
- Б—паровой клапан,
- В—отверстие для шпетки,
- Д—впускные каналы для воздуха,
- Е—букет,
- Е—хвостовик буровой стали,
- С—впускной кран для воздуха.

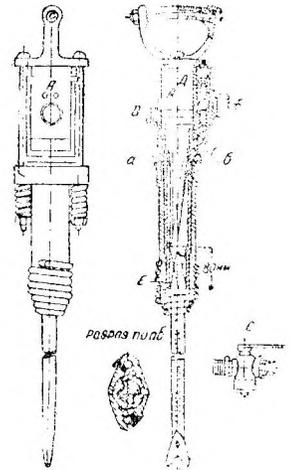


Рис. 2.09. Перфоратор завода „Пневматика“.

У нас в Союзе изготавливаются пневматические буровые молотки типа „Джэк“ Невьянским заводом на Урале и Ленинградским заводом „Пневматика“ (рис. 209). Последний выпускает перфораторы двух типов: БМ — молотковые с автоматическим поворачиванием бура и ББ—молотковые без автоматического поворачивания бура. При работе молотком типа ББ требуется поворачивать весь перфоратор, чтобы бур не заедало в скважине.

Оба типа перфораторов снабжены приспособлением для продувки скважин воздухом.

В таблицах 30 и 31 приведены вес, размеры и проч. данные наиболее распространенных ручных и колонковых перфораторов.

Таблица 30

Основные данные перфораторов заграничных фирм

Фирма и марка перфоратора	Вес кг	Длина м	Диаметр цилиндра мм	Ход поршня мм	Число ударов в минуту	Расход воздуха м ³	Глубина бурения м	Скорость бурения мм/мин.	Диаметр буровой стали мм	Норм-ное давление атм.	Цена в долларах	
											сухой тип	мокрый тип
Ингерсоль-Ранд												
R—39 ручной . . .	19,5	0,51	66,7	50,8	2 400	1,982	3,6	1,67	22	4,75	170	205
S—49 " . . .	25,7	0,60	66,7	63,5	2 000	2,520	6,1	235	25	4,75	180	205
X—59 " . . .	32,6	0,62	76,2	68,3	2 100	3,228	9,2	317	25	4,75	270	270
L—74 колонк. . .	53,2	1,25	76,2	68,3	2 100	2,889	4,7	278	31,7	4,75	—	—
N—75 " . . .	65,6	1,24	38,7	77,8	1 750	3,625	6,1	322	31,7	4,75	402	—
S—70 " . . .	84,0	1,23	101,6	88,9	1 500	4,984	6,6	437	38,2	4,75	604	—
Чикаго-Пневматик												
CP— 8 ручной . . .	19,0	0,484	63,5	54,0	1 800	3,05	3,6	—	22	5,8	185	185
CP—10 " . . .	24,8	0,540	63,5	66,7	1 500	3,115	5,0	—	25	6,0	195	195
CP— 5 колонк. . .	30,5	1,17	76,2	69,8	1 700	—	4,5	—	25	—	—	—
CP— 6 " . . .	65,8	1,17	88,9	69,8	1 700	3,398	6,0	—	25	4,0	—	—
Сулливан												
L—7 ручной . . .	20,4	0,50	57,1	58,7	2 116	2,889	3,6	—	22	6,7	160	185
L—5 " . . .	34,0	0,66	73,0	63,5	2 064	3,908	7,5	—	25	6,7	250	275
T—3 колонк. . .	71,0	1,32	82,5	63,5	1 800	5,52	5,5	—	31	6,7	403	403

Таблица 31

Перфораторы советских заводов

Основные данные	Завод „Пневматика“			Невьянский завод
	ББ—1	БМ—13	БМ—15	
Общая длина в мм	550	495	455	475
Вес в кг	16,5	17,5	21,5	15
Диаметр цилиндра в мм	36	60	60	60
Ход ударника в мм	—	45	55	—
Расход свободного воздуха в м ³ /мин. для нового перфоратора ¹	1,5—1,8	1,8—2,2	1,8—2	1,5
Производительность в м/час	1—1,5	2—2,5	2—3,0	—
Наибольшая глубина бурения в м	2—3	3—4	4—5	2,0
Необходимое давление воздуха в перфораторе в атм.	5—6	5—6	5—6	4

Из заграничных перфораторов наиболее рентабельными по количеству расходуемого воздуха и сроку службы являются перфораторы фирмы Ингерсоль-Ранд.

Для бурения в породах средней крепости применяются колонковые перфораторы указанной фирмы L — 74 и „Джэки“ R — 39; для бурения в крепких породах колонковые перфораторы N — 75 и „Джэк“ 5 — 49.

Из советских наиболее распространенными являются перфораторы завода „Пневматика“ типы БМ — 13 и БМ — 15 для пород средней крепости и типы ББ — 1 и ББ — 3 для крепких пород.

¹ Применение бурильных молотков в состоянии средней изношенности примерно через % года после введения перфоратора в работу вызывает увеличение расхода воздуха на 15—20%.

Правильный выбор оборудования для перфораторного бурения может быть сделан в зависимости от требований, предъявляемых к нему в каждом отдельном случае, с учетом всех местных условий. В этом отношении заслуживают внимания весьма ценные указания проф. Э. А. Бари о соответствии типа перфораторов характеру и крепости разрабатываемых горных пород.¹

Увеличение крепости породы заставляет переходить к перфораторам большего веса, причем в известных пределах этот переход происходит в группе молотковых перфораторов. Однако, с увеличением крепости породы и одновременно глубины скважины, приходится переходить к перфораторам поршневого типа.

Что касается выбора оборудования в зависимости от трещиноватости пород, то в этом случае бур поршневого перфоратора, соединенный наглухо со штоком и поршнем, при застревании в трещине может быть выдернут обратной силой ударов. Такое же преимущество имеют поршневые перфораторы при бурении крепких пластов, перемежающихся со слоями слабых пород.

Для пород средней твердости, верхних выветривающихся слоев гранита весьма подходящим является перфоратор Флотманна.

Вполне целесообразным является применение перфораторов ленинградского завода „Пневматика” в мергелях, мягких известняках и мягких песчаниках.

При твердых гранитах наиболее подходящими считаются молотковые перфораторы „Чикаго-Пневматик” *СР-6* и „Ингерсоль-Ранд”. В твердых трещиноватых породах — поршневые перфораторы „Сулливан VI”.

Для подсчета общих сроков службы оборудования можно пользоваться следующими данными, приведенными в упомянутом выше труде;

1. Чикаго — Пневматик — Туль	360	перфораторо-смен,
2. Ингерсоль - Ранд.....	300	„
3. Флотманн.....	240	„

Для скорости бурения C в час. общего времени бурения перфораторами при обычном на практике давлении воздуха (4 атм. у молотка), проф. Протодьяконов² приводит следующие данные; легкие молотковые перфораторы (диаметр шнура 32 мм)

$$C = \frac{17}{f};$$

средние молотковые перфораторы (диаметр шнура 36 мм)

$$C = \frac{20}{f};$$

поршневые перфораторы

$$C = \frac{18}{f},$$

где f — коэффициент крепости породы.

Расход воздуха при работе перфораторами, помимо полезного бурения, идет также на продувку скважин и на так называемую разбурку. Последняя состоит в дополнительном увеличении на конце скважины диаметра ее, уменьшающегося вследствие срабатываемости головки.

Для определения расхода сжатого воздуха на чистое бурение проф. Протодьяконов (§ 149 У. П. Г. Р.) предлагает пользоваться одной из следующих формул;

где:

V — искомый расход воздуха в $см^2/мин.$,

F — площадь поршня перфоратора в $см^2$,

H — длина хода поршня в $см$,

N — число ударов перфоратора в минуту,

¹ Проф. Э. А. Б а р и. — Механизация строительных работ. 1932 г. Отд. 7.

² Проф. П р о т о д ь я к о н о в, — Материалы для урочного положения горных работ, ч. I, § 158.

или же

$$V = 0,001kF\sqrt{\frac{pFH}{B}} \text{ м}^3/\text{мин},$$

где:

k — коэффициент, зависящий от сопротивления движению поршня, принимаемый для малых молотков 0,85, для обыкновенных — 0,65, для колонковых — 0,55,

B — вес ударяющей части и кг, в перфораторах молоткового типа $B = 2,5$ кг, в перфораторах поршневых $\beta = 10$ кг.,

p — рабочее давление в атмосферах.

Значения остальных букв даны выше.

Для получения расхода воздуха нормального давления (одна атмосфера) необходимо полученный объем умножить на $(p+1)$.

При отсутствии точных данных о перфораторах можно для определения расхода сжатого воздуха пользоваться следующими приближенными формулами: для легких молотковых перфораторов

$$V = 0,10\sqrt{p} \text{ м}^3/\text{мин},$$

для средних молотковых

$$V = 0,16\sqrt{p} \text{ м}^3/\text{мин},$$

для поршневых перфораторов

$$V = 0,18\sqrt{p} \text{ м}^3/\text{мин},$$

где p — давление воздуха в атмосферах.

И, наконец, для ориентировочного определения расхода воздуха, в зависимости от длины буровых скважин, проф. Протодьяконов дает формулу:

$$V = nf \text{ м}^3/\text{мин},$$

где:

V — расход воздуха, приведенного к одной атмосфере, на 1 пог. м. скважины при рабочем давлении перфоратора 4 атм,

n — коэффициент, принимаемый равным для
 легких молотковых перфораторов — 0,6
 средних молотковых перфораторов — 0,8
 поршневых перфораторов — 1,0.

Проф. Лукницкий приводит следующую готовую таблицу для расхода сжатого воздуха в $\text{м}^3/\text{мин}$. в зависимости от диаметра цилиндра перфоратора 3 мм и рабочего давления в атм.

Т а б л и ц а 32

Расход воздуха в м/мин.

Давление в атм.	Диаметр цилиндра перфоратора в мм						
	50	57	61	70	76	83	89
4,0	1,4	1,7	1,9	2,3	2,5	2,8	3,1
4,7	1,6	1,9	2,2	2,6	2,9	3,2	3,5
5,4	1,8	2,2	2,4	2,9	3,2	3,6	3,7
6,1	2,0	2,4	2,7	3,3	3,8	4,0	4,3
6,8	2,2	2,6	2,9	3,6	3,9	4,4	4,7

В случае бурения несколькими перфораторами, учитывая неодновременность их работы и высотное положение места работ, можно общий расход воздуха в минуту получить умножением единичного расхода на коэффициенты нижеследующей таблицы 33.¹

¹Проф. Э. А. Бари. — Механизация стройработ, стр, 431.

Общие поправочные коэффициенты на неравномерность работы и высотное положение места работ над уровнем моря

Возвыше- ние места раб. над уровн. мо- ря в м	Число перфораторов в установке												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	15	20
	Коэффициенты												
0	1,0	1,80	2,70	3,40	4,10	4,80	5,40	6,00	6,50	7,10	8,10	9,50	11,70
305	1,03	1,85	2,78	3,50	4,22	4,94	5,56	6,18	6,69	7,30	8,34	9,78	12,05
610	1,07	1,92	2,89	3,64	4,39	5,14	5,78	6,42	6,95	7,60	8,67	10,17	12,52
915	1,10	1,98	2,97	3,74	4,51	5,28	5,94	6,60	7,15	7,81	8,91	10,45	12,87
1 220	1,14	2,05	3,08	3,88	4,67	5,47	6,15	6,84	7,41	8,09	9,23	10,83	13,34
1 525	1,17	2,10	3,16	3,98	4,80	5,62	6,32	7,02	7,61	8,31	9,48	11,12	13,69
1 830	1,20	2,16	3,24	4,08	4,90	5,76	6,48	7,20	7,80	8,52	9,72	11,40	14,04
2 135	1,23	2,21	3,32	4,18	5,04	5,90	6,64	7,38	7,99	8,73	9,96	11,68	14,39
2 440	1,26	2,27	3,40	4,28	5,17	6,05	6,80	7,56	8,19	8,95	10,21	11,97	14,74
2 745	1,29	2,32	3,48	4,39	5,29	6,19	6,96	7,74	8,38	9,16	10,45	12,26	15,09
3 050	1,32	2,38	3,56	4,49	5,41	6,34	7,13	7,92	8,58	9,37	10,60	12,54	15,44
3 660	1,37	2,47	3,70	4,66	5,62	6,57	7,40	8,22	8,9	9,73	11,10	13,02	16,03
4 575	1,43	2,57	3,86	4,86	5,86	6,86	7,72	8,58	9,3	10,15	11,58	13,58	16,73

Буры. Инструментом, непосредственно производящим разрушение породы при перфораторном бурении, является бур, приготовляемый из высокосортной инструментальной стали. В зависимости от характера и крепости пробуриваемой породы, выбираются соответствующие формы головок буров. Так, напр., для твердых пород применяется головка либо в виде двойного долота, либо кре-

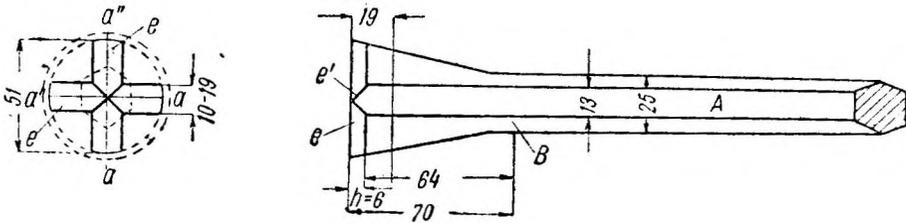


Рис. 210. Крестообразная головка бура.

стообразной формы (рис. 210). Последним удобно пользоваться в трещиноватых породах, так как при этом не происходит заклинивания головки в трещинах. Зетобразная и звездчатая форма головки применяются только в мягких породах.

Для вертикальных и круто восходящих скважин применяются буры обычного типа (сплошные), в остальных случаях—пустотелые, в которых имеется канал, предназначенный для автоматической продувки или промывки шпуров.

Особое внимание при бурении должно быть уделено своевременной смене затупленных буров. Опыт показывает, что количество затупленных буров на один пог. м скважины, в зависимости от материала и формы головки бура, колеблется:

для мягких сланцев.....	0,5—1,0 бур.
для крепких глинистых сланцев, мягких песчаников и известняков.....	1—2
для песчаников средней твердости	2—4
для крепких песчаников.....	3—5

Затупленные головки буров поступают в заправку, от правильного производства которой зависит производительность бурения. Чем сложнее форма головки бура, тем труднее при помощи ручной заправки достигнуть правильной формы ее. Поэтому везде, где производится более или менее значительное бурение перфораторами, заправка буров выполняется исключительно машинным способом. Буры при этом получают правильной формы, качество головки улучшается вследствие уплотнения стали при прокатке машиной, операция занимает меньше времени, чем ручная заправка, и обходится гораздо дешевле.

Средний расход стали при правильной заправке и закалке буров при крепких породах можно принять от 0,10 до 0,12 кг на 1 пог. м шпура.

Наиболее распространенной в настоящее время машиной для заправки буров является станок Лейнера (рис.211), изготовляемый фирмой Ингерсоль-Ранд двух размеров — № 34 и № 50.

Характеристика их дана в таблице 34.

Таблица 34

Характеристика бурозаправочных станков Лейнера

Тип станка Лейнера	Макс. диаметр заправляемой стали в мм	Макс. диам. голов. буров в мм	Давление воздуха в английских фунт.	Вес кг	Площ., необхол. для установ., в м ²	Высот. в м
№ 50	51	91	70—100	1 334	1,2 × 0,96	1,35
№ 34	28	58	70—100	650	1,03 × 0,83	1,24

Расход сжатого воздуха при работе бурозаправочной машины составляет от 2 до 4 м³/мин., причем одна машина может обслуживать 20 перфораторов.

Для нагрева буров перед заправкой и закалкой применяются нефтяные горны, работающие также сжатым воздухом. Расход воздуха для них в минуту составляет 0,5 м³, а нефти в час—от 7,5 до 14 л. Фирма Ингерсоль-Ранд

изготавливает несколько номеров таких горнов. Бурозаправочную машину № 50 обслуживает горн (модель № 25), вес которого 590 кг, высота — 1,30 м, длина — 1,15 м, ширина 0,65 м, поверхность нагрева — 0,15 X 0,60 м.

Расположение буровых скважин в забое. От правильного расположения шпуров в забое зависит количество расходуемого взрывчатого вещества и общая длина буровых скважин. В каждом отдельном случае приходится принимать во внимание характер залегания пород и качества их, направление трещин и сланцеватости в забое, степень обнаженности плоскостей, удобство бурения и пр.

Если заложить буровую скважину перпендикулярно к площади забоя, то при взрывании ее произойдет так называемый „холостой выпал”, причем порода измельчится незначительно только у самого устья скважины, а вся сила взрыва будет направлена на выбрасывание забойки. Иное явление происходит при взрывании шпуров, заложенных наклонно. В этих случаях часть породы между свободной поверхностью и скважиной находится в условиях, благоприятных для отрыва ее от общего массива.

Наблюдения показывают, что уменьшение угла между скважиной и плоскостью забоя увеличивает эффект взрыва, т. е. количество отрываемой массы. Действие взрыва становится максимальным, когда упомянутый выше угол будет равен нулю, т. е. когда направление шпура M_4O примет положение, параллельное плоскости забоя (рис. 212).

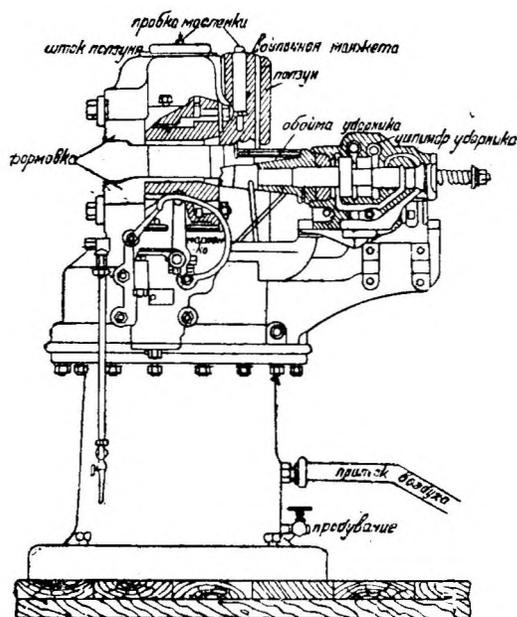


Рис. 211. Бурозаправочная машина Лейнера.

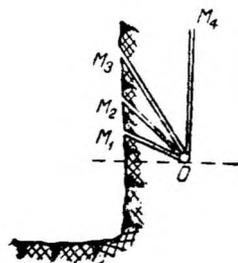


Рис. 212. Направление скважин в забое.

На этом принципе основано применение так называемого вруба, т. е. предварительного отрыва части массива в виде конуса или призмы взрыванием группы сходящихся скважин.

Новые плоскости обнажения, полученные после этого, дают возможность взрывать скважины параллельно им.

Еще более увеличивается полезное действие взрыва при наличии трех свободных плоскостей.

В практике тоннельного дела для приближенного определения количества породы Q , взрывааемого одним шпуром длиной \square , наклоненным под углом в 45° к плоскости забоя, пользуются иногда следующими эмпирическими формулами:

при одной свободной плоскости $Q = 0,37\square^3$,

при двух плоскостях $Q = 0,84\square^3$,

при трех плоскостях $Q = 1,33\square^3$.

Эти формулы показывают, несколько важно для увеличения полезного действия взрыва образование в забое свободных плоскостей.

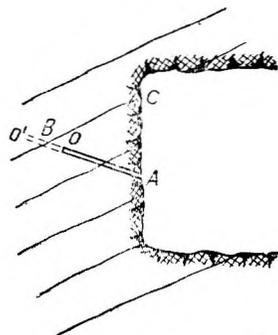


Рис. 213. Направление скважин в слоистых породах.

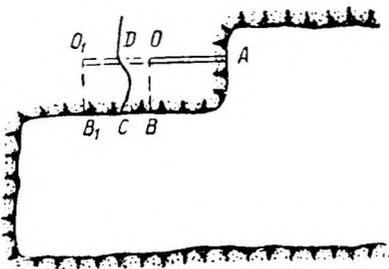


Рис. 214. Глубина скважин в трещиноватых породах.

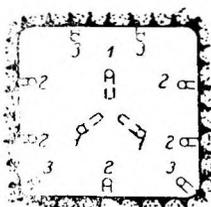
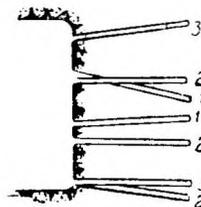


Рис. 215. Центральный вруб.



Наличие в породе слоистости и трещин, являющихся плоскостями наименьшего сопротивления, во многом облегчает разработку породы. В первом случае расположение скважин назначается под углом к плоскостям напластования (рис. 213), вследствие чего при взрыве отделяется объем породы ABC .

В случае трещиноватой породы шпур AO (рис. 214) отрывает объем массива не AOB , как это было бы при отсутствии трещин, а благодаря сотрясению, передающемуся по направлению к трещине,— объем породы ADC . Пробуривание скважин за плоскости напластования или трещины (AO_1 на рис. 214) часто не дает желательного эффекта. При взрыве может оторваться порода только до трещины, т. е. того же объема, что и в предыдущих случаях. Кроме непроизводительной затраты работы на пробуривание излишней глубины шпура, пересечение трещин буровыми скважинами не рекомендуется из опасения понижения действия взрыва вследствие ухода газов в трещины.

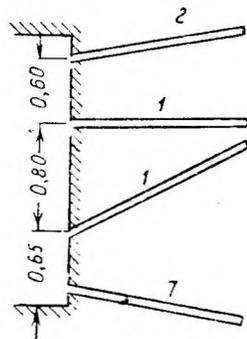
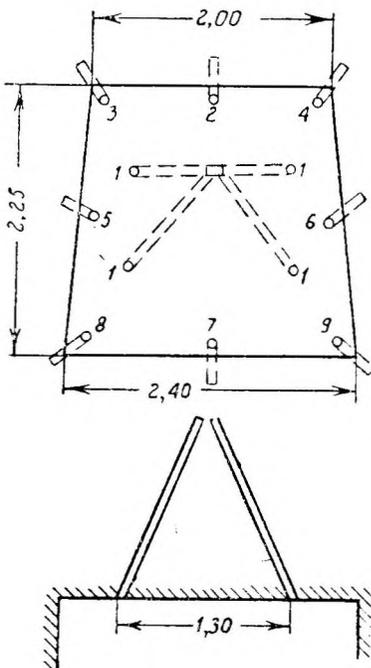


Рис. 216. План буровых скважин в крепких породах напорной штольни Дзюрагэс.

Проходку направляющего хода всегда приходится осуществлять в наиболее невыгодных условиях, т. е. при одной свободной плоскости. Здесь почти обязательным является применение вруба, улучшающего условия взрывания породы. Тип, расположение и глубина скважин вруба находятся в прямой зависимости от поперечного сечения забоя, а также от крепости и условий залегания породы.

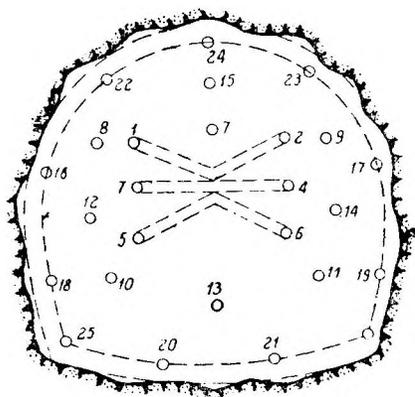


Рис. 217. План буровых скважин напорной штольни Коббл-Маунт.

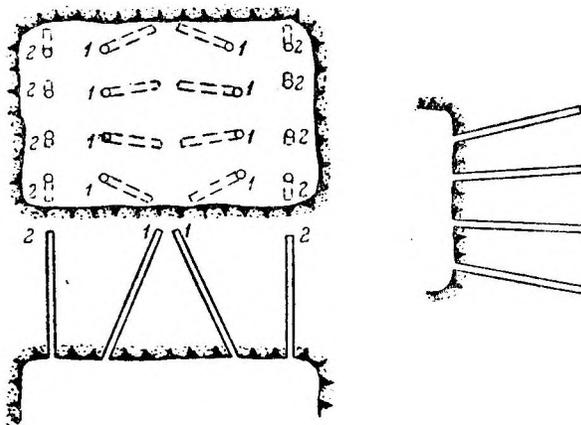


Рис. 218. Клиновой вруб.

Для плотных и однородных пород наиболее распространен центральный пирамидальный вруб Лейнера (рис. 215), при котором в середине забоя, в зависимости от крепости породы, располагаются от 3 до 6 скважин, сходящихся в центре. Остальные скважины (отбойные) располагаются вокруг врубовых, по периферии забоя.

Паление шпуров производится в порядке нумерации скважин, указанных на рисунке, т.е. вначале шпуры №№ 1,1, затем боковые №№ 2,2 и наконец №№ 3,3. Такой системы вруб был применен при проходке напорной штольни Дзорагэс (Армения) в ненарушенных, крепких дацитах (рис. 216), при разработке напорной штольни Коббл-Маунт (США) (рис. 217) и др.

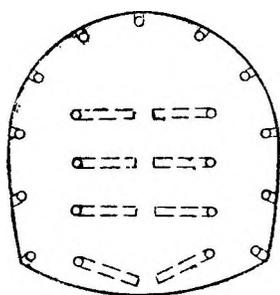


Рис. 219. План скважин штольни Нью-Хавэн.

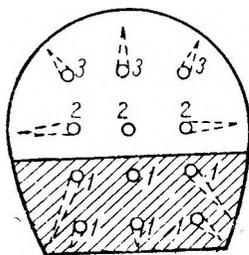
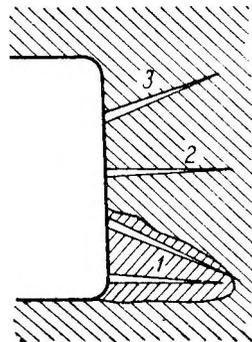


Рис. 220. Нижний вруб



Для пород средней крепости применяется чаще всего клиновой вруб (рис. 218), при котором двумя параллельными рядами скважин, расположенных в середине забоя, с наклоном друг к другу, взрывается широкий клин. При помощи такого вруба велась разработка штольни Нью-Хавэн (США) (рис. 219).

В некрепких слоистых породах, в зависимости от направления падения пластов, применяются также врубы, расположенные не центрально. Нижний вруб (вруб у почвы) закладывается в случае падения слоев от забоя (рис. 220). Когда слои имеют падение к забоя, правильнее делать верхний вруб (вруб у кровли) (рис. 221).

Как показывает практика взрывного дела, для лучшей отпалки шпуров и максимального использования энергии заряда необходимо назначать угол, образуемый шпурами вруба, в зависимости от крепости пород (для пород

крепких $\alpha =$ от 90° до 60° , для средней крепости α — до 50° и для пород крепости ниже средней α — до 40°). Отсюда понятно, что бурение шпуров вруба

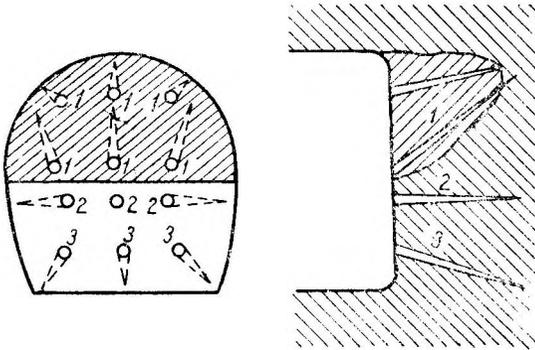


Рис. 221. Верхний вруб.

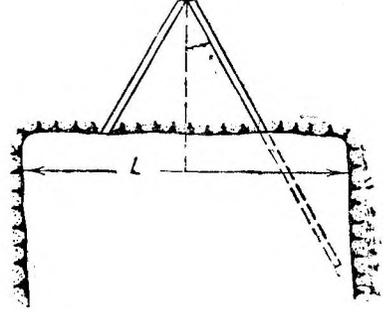
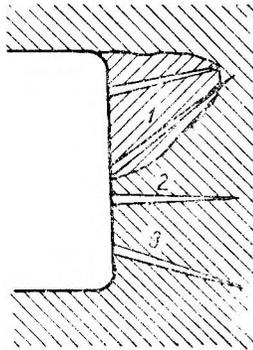


Рис. 222. Зависимость глубины шпуров от поперечного сечения штольни.

при стесненности пространства выломки представляет некоторые затруднения по сравнению с бурением остальных скважин.

Из рис. 222 видна в плане зависимость возможной глубины шпуров вруба от поперечного сечения разрабатываемой штольни. На рис. 223 и 224 представлено расположение скважин для типового направляющего хода при коэффициентах крепости $f=3$ и $f=10$.

Количество буровых скважин в забое. Количество буровых скважин на 1 м^2 забоя штольни зависит от крепости и свойств породы и от поперечного сечения выломки. Количество их в забое обуславливается также необходимостью получения удобных для погрузки кусков взрывающей породы. Малое количество скважин дает неполное разрушение и снижает

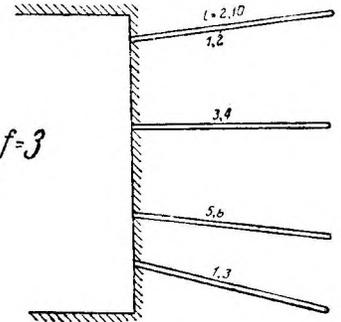
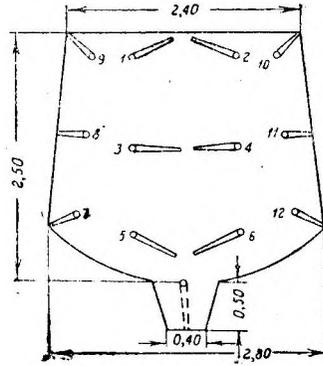


Рис. 223. Типовое расположение скважин в направляющем ходе при $f=3$.

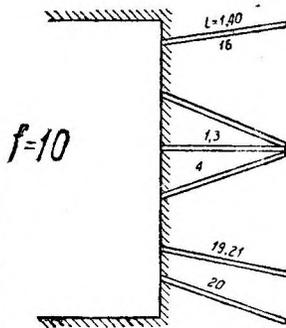
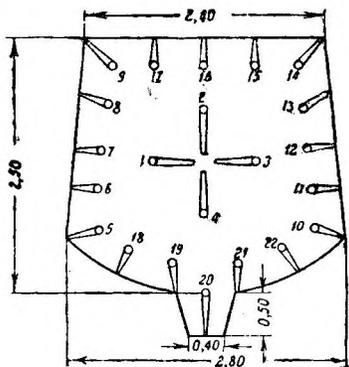


Рис. 224. Типовое расположение скважин в направляющем ходе при $f=10$.

соответственно производительность труда уборщика. Наоборот, увеличение числа скважин против нормального ведет к непроизводительным расходам на буровые работы и взрывчатые вещества.

В Германии принято считать при проходке направляющего хода в среднем две скважины на 1 м^2 . В Америке, вследствие применения более глубоких скважин (3—3,5 м), число их увеличивается и составляет в среднем 3, 4 шпура на 1 м^2 . Проф. Су х а н о в, на основании 200 при-

меров проходки штолен, тоннелей, шахт и проч., опубликованных в журнале „The Explosives Engineer”, составил таблицу количества скважин на 1 м^2 за-

боя, в зависимости от коэффициента крепости породы и от площади сечения выломки.¹

Таблица 35

Количество шпуров на 1 м³ забоя

Кoeffициент крепости Площ. сеч.	Коэффициент крепости						
	25	15	10	6	3	2	1
5	5,25	3,75	3,00	2,40	1,95	1,80	1,65
10	4,70	3,35	2,70	2,15	1,75	1,65	1,50
15	4,15	2,95	2,40	1,95	1,60	1,50	1,35
20	3,60	2,60	2,10	1,70	1,45	1,30	1,20
25	3,05	2,25	1,80	1,50	1,20	1,15	1,05
30	2,55	1,85	1,50	1,25	1,00	0,95	0,90
35	2,00	1,50	1,20	1,00	0,85	0,80	0,75

На основании данных таблицы проф. Сухановым выведена следующая формула, служащая для подсчета количества шпуров на 1 м² забоя: $n = 1,6335 + 0,1665 f - 5(0,0033 f + 0,0267)$, где 5—площадь сечения выработки в м².

В тех случаях, когда взрываема́я порода имеет две свободных плоскости, т. е. находится в более благоприятных условиях взрыва, количество скважин, полученное по вышеприведенным формулам, уменьшается на 25%.

Пример. Определить необходимое число шпуров для штольни кругового очертания, диаметром 4,5 м, проходящей в породах с коэффициентом крепости $f = 5$. Проходка штольни ведется с направляющим ходом площадью $S = 6,5$ м² и последующим расширением до проектных размеров.

Интерполируя по таблице 35, находим количество скважин на 1 м² направляющего хода (при одной свободной плоскости) $n_1 = 2,18$.

Навесь забой направляющего хода количество скважин будет:

$$N_1 = 2,18 \times 6,5 = 14,3 = 14 \text{ скв.}$$

Площадь забоя расширения, т. е. площадь сечения штольни за вычетом направляющего хода будет:

$$S_1 = \frac{3,14 \cdot 4,5^2}{4} - 6,5 = 9,4 \text{ м}^2.$$

По той же таблице 35 находим соответствующее значение n_2 — количества скважин на 1 м² расширения:

$$n_2 = 2,02 + \frac{2,25 - 2,02}{5} \cdot 0,6 = 2,05.$$

Число скважин на весь забой расширения, с учетом наличия двух свободных плоскостей,

$$N_2 = 2,05 \times 9,4 \times 0,75 = 14,5 \cong 15.$$

Количество скважин на всю площадь сечения штольни

$$N = N_1 + N_2 = 29.$$

Количество шпуров на 1 м² забоя можно также определить по формуле проф. Протодьяконов а:

$$n = 2,7 \sqrt{\frac{f}{S}}.$$

По этой формуле построены удобные для пользования диаграммы (рис. 225), дающие сразу, в зависимости от коэффициента крепости породы, число скважин на весь забой: 1) направляющего хода площадью 6,5 м² (1); 2) штольни кругового очертания диаметром 3 м, разрабатываемой сразу на полный про-

¹ А. Ф. Суханов.—Аналитический метод определения величин при бурении шпуров.

филь (II); 3) расширения штолен диаметром 4, 5 и 6 ж, разрабатываемых с помощью направляющего хода площадью $6,5 \text{ м}^2$ (III, IV, V).

Для предыдущего примера имеем:

число скважин для всего забоя направляющего хода по кривой I

$$N_1 = 16,0;$$

число скважин для всего забоя расширения по интерполяции между кривыми III и IV

$$N_2 = 14,2 \cong 14.$$

Общее число скважин:

$$N = N_1 + N_2 = 30.$$

Глубина и диаметр буровых скважин. Успешность буровых взрывных работ при проходке штолен требует, кроме правильного расположения скважин в забое, соответствующего выбора глубины их.

Чем выше коэффициент крепости породы, тем мельче задают глубину шпуров и обратно. В мощных пластах с правильной трещиноватостью целесообразно назначать шпуров средней глубины, в то время как в породах

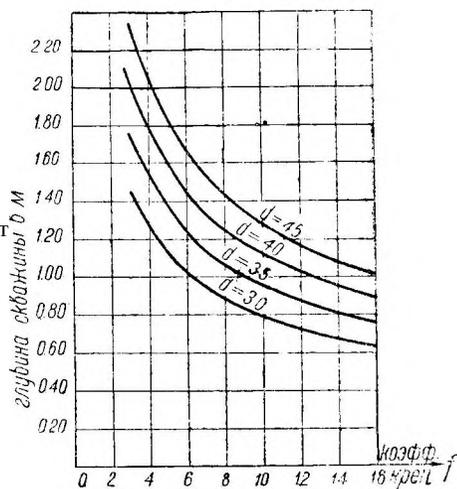


Рис. 226. Кривые зависимости глубин буровых скважин от коэффициента крепости породы.

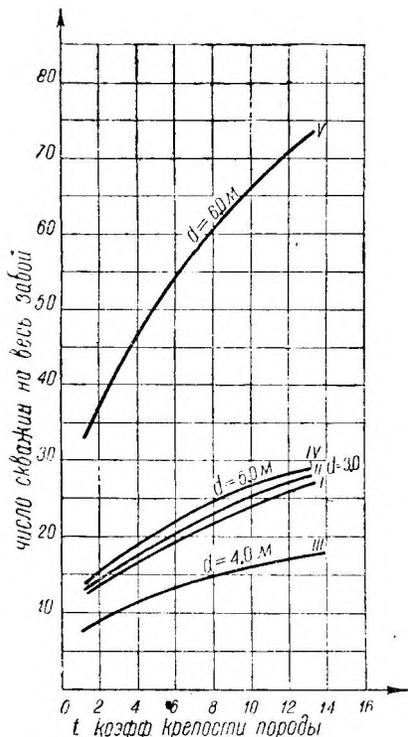


Рис. 225. Кривые зависимости количества скважин на весь забой от коэффициента крепости породы.

тонкослойных, складчатых или имеющих короткие и частые трещины, скважины бурятся на небольшую глубину. В зависимости от крепости породы, площади сечения выработки и типа применяемых перфораторов, глубина шпуров принимается обычно от 0,7 м до 2,0 м.

В последние годы в тоннельном деле за границей начинают отдавать предпочтение глубоким скважинам с тяжелыми зарядами сильно действующего взрывчатого вещества.

В Америке с применением мощных машин, для уменьшения числа перестановок их, стали делать глубину буровых скважин от 3 до 3,5 м. Эффективность взрыва при применении глубоких скважин, как известно, падает, вызывая излишний расход взрывчатых веществ, однако, это окупается лучшей эксплуатацией дорогих механизмов. Кроме того, это дает возможность использования на один забой полностью одной смены без непроизводительной потери рабочего времени на проветривание и проч.

Для нормальной глубины шпуров проф. Протодьяконовым предложена формула (в м)

$$l = \frac{0,085d}{\sqrt{f}},$$

где d — диаметр шпура в мм.

Построенная на основании этой формулы диаграмма рис. 226 дает возможность быстрого определения глубины шпуров при различных диаметрах и коэффициентах крепости породы.

Следует отметить отсутствие в этой формуле зависимости глубины шпуров от пролета выработки. Некоторыми авторами предлагается назначать глубину скважин от 0,6 до 0,8 (в среднем 0,7) ширины забоя¹ независимо от коэффициента крепости породы.

В этой области заслуживает внимания работа проф. Суханова по определению наивыгоднейшей глубины шпуров в забое из условий наименьшей стоимости взрывных работ.

На основании соответствующих расчетов им составлена следующая таблица наивыгоднейшей глубины шпуров для различных природных и технических условий.

Таблица 36

Наивыгоднейшая глубина шпуров для различных коэфф. крепости

Коэффициент крепости породы	Наивыгоднейшая глубина шпуров.											
	Тяжелые перфораторы весом до 90 кг					Средние перфораторы весом до 55 кг				Легкие перфор. весом до 20 кг		
	Ширина или диаметр выработок											
	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0	2,0	2,5	3,0	4,0	2,0	2,5	3,0
25	0,6	0,8	1,0	1,0	1,0	0,6	0,7	0,7	0,7	0,5	0,5	0,5
15	0,6	0,8	1,1	1,6	2,0	0,6	0,8	1,0	1,5	0,6	0,8	1,0
10	1,0	1,3	1,6	2,1	2,4	1,0	1,3	1,5	1,5	1,0	1,2	1,2
6	1,1	1,4	1,8	2,1	3,0	1,1	1,4	1,8	2,0	1,0	1,3	1,5
3	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	1,5	1,9	2,3	3,0	1,5	1,9	2,3
2	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	1,5	1,9	2,3	3,0	1,5	1,9	2,3
1	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	1,5	1,9	2,3	3,0	1,5	1,9	2,3

Примечание. Относительно коэффициента $f = 25$ в таблице, не совпадающего с максимальным коэффициентом крепости породы $f = 20$ по шкале Протоdjяконов я, см. соответствующее замечание в отд. Горного давления, стр. 70.

Пример: Для штольни, рассмотренной в предыдущем примере ($D = 4,5$ м; $f = 5$), определить наивыгоднейшую глубину буровых скважин. Предполагая бурение перфораторами среднего веса, принимаем диаметр скважин (см. таблицу 37) 40 мм.

По графикам рис. 226 для $f = 5$ и $d = 40$ находим глубину буровой скважины:

$$l = 1,60 \text{ м.}$$

По таблице Суханова (36), для ширины направляющего хода 2,5 м, находим:

$$l = 1,57 \text{ м.}$$

Из тоннельной практики можно привести следующие примеры глубины буровых скважин, принятых при проходке напорных штолен: Веггиталь — 1,85 м; Партенштейн — 1,20 м, Ахензее — до 1,40 ж.

Продвигание забоя штольни за каждый выпал („уход в атаку“) бывает обычно меньше, чем глубина скважин. В забое могут оставаться невзорвавшиеся части шпура, так называемые „стаканы“. По отношению к длине скважины продвижение забоя составляет при глубоких шпурах от 0,8 до 0,9 их глубины, при мелких — от 0,65 до 0,80.

Относительно выбора диаметра шпуров необходимо иметь в виду следующее. Диаметр шпура зависит прежде всего от величины заряда и веса его. Шпуры больших диаметров, как содержащие много взрывчатого вещества, неудобны. При взрыве они производят сильное сотрясение в окружающих породах, ослабляют устойчивость выработок и вызывают отрывание слишком больших глыб породы, требующих дополнительного разбуривания или разбивки.

При бурении шпуров малых диаметров затрудняется очистка скважин от буровой муки. Кроме того, при бурении скважин диаметров 20 мм и менее.

¹ Проф. П. И. Трушков.— Разработка рудных месторождений. 1932 г., стр. 74.

тонкие буры дрожат в руке от удара, что ослабляет полезное действие их. С переходом на перфораторное бурение диаметр скважин пришлось значительно увеличить, и в настоящее время наиболее применимые диаметры шпуров от 30 до 50 мм. Так, напр., при постройке напорных штолен Пит Ривер в США диаметр шпуров был от 35 до 50 мм. Ахензее—от 36 до 43 мм.

В таблице 37 приведены данные проф. Протодяконова о величине диаметра шпуров в зависимости от оборудования, применяемого при бурении скважин,

Таблица 37

Диаметр буровых скважин

№№ по порядку	Диаметр скважин в мм	Оборудование, применяемое при бурении
1	25	Одноручное бурение с молотком.
2	30	Двуручное бурение.
3	35	Ударное бурение без молотка. Бурение вращательными перфораторами и пневматическими молотками.
4	40	Бурение пневматическими перфораторами.
5	45	Бурение тяжелыми перфораторами.

„Излишек” профиля. В заключение необходимо отметить значение излишней выборки породы, являющейся неизбежным следствием обычной разработки сечения штольни взрывным способом. Получающийся при этом „излишек” профиля (Oberprofil) ведет к увеличению общего объема взрываемой породы и толщины облицовки, а следовательно к удорожанию всей штольни.

По данным В. Кригера,¹ из наблюдений над сооружением штолен Вестон, Бачузет, Нью-Кротон, Дэвис-Бридж и др. величина излишка колеблется от 23 до 40 см, составляя в среднем 32 см.

Обработка данных по проходе германских штолен, произведенная D-r Renner'ом,² дала близкий к приведенной выше величине размер избытка профиля в 25 см. Несмотря на большое количество соответствующих наблюдений и тщательную обработку данных, упомянутому автору не удалось установить сколько-нибудь определенную зависимость между характером породы, площадью поперечного сечения штольни и „излишком” профиля. Можно было бы соответственно уменьшать размеры выломки при допущении некоторых неровностей внутренней поверхности штольни. Однако, необходимость

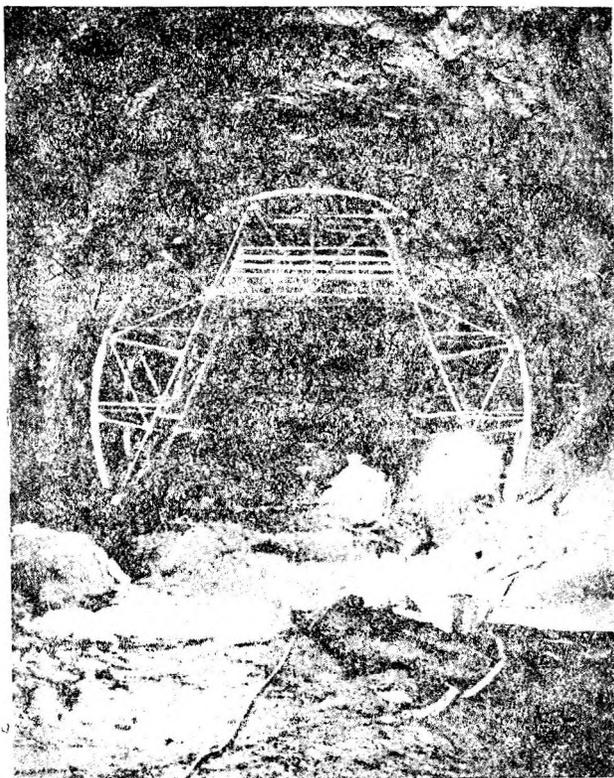


Рис. 227. Металлические шаблоны штольни Гувер.

в более тщательном производстве работ по обделке этой поверхности, а также в ряде дополнительных взрывов делает такой способ в большинстве случаев

¹ C r e a V e r. — Hydro-Electric Handbook.

² D-r R e n n e r. — theorie und Praxis in Stollenbau ZdOA u. J. V. 1932. № 15/16, № 19 20.

невыгодным даже при учете отсутствия перерасходов на излишнюю толщину облицовки.

Соблюдение правильного очертания проектного профиля при разработке тоннелей и возможность установления размеров излишков требует от строителя точного способа съемки поперечного сечения выломки.

До последнего времени для этой цели пользовались шаблонами и лекалами, изготовляемыми в большинстве случаев из досок. При постройке штолен значительных размеров гидроустановки Гувер для этой цели были удачно применены металлические фермы, передвигающиеся по рельсам вдоль штольни (рис. 227).

Заслуживает внимания новый прием быстрой и точной съемки поперечного сечения штольни при помощи тоннельного пантографа (рис. 228). Последний

состоит из собственно пантографа и металлической треноги с укрепленным на ней вертикальным листом-планшетом. При обводе роликом пантографа внутреннего очертания штольни на планшете автоматически получается контур сечения выломки в уменьшенном масштабе.

Подробное описание пантографа, примененного при разработке штольни Коббл-Маунт, дано в главе V.

Количество перфораторов в забое. Наивыгоднейшее количество перфораторов и бурильщиков, заданных в забое при бурении, обеспечивающее бесперебойную работу и максимальные темпы проходки штольни, зависит главным образом от площади забоя и типа оборудования. Уменьшение или увеличение площади забоя на одного бурильщика, по сравнению с наивыгоднейшей, приводит в обоих случаях к умень-

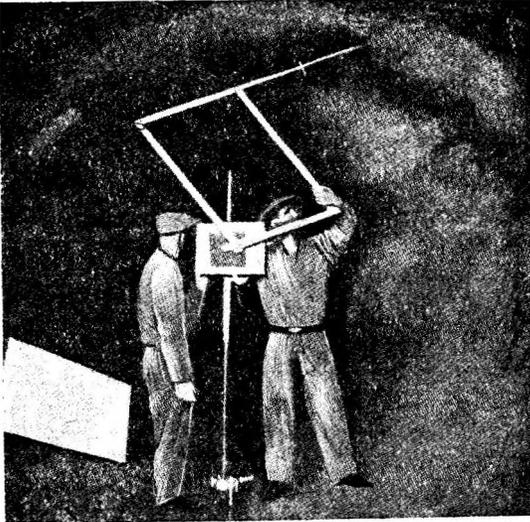


Рис. 228. Тоннельный пантограф

шению скорости проходки. В первом случае это происходит за счет уменьшения числа рабочих единиц, во втором случае—из-за большей стесненности их в работе.

Весьма простая зависимость между количеством перфораторов и площадью поперечного сечения штолен (5), данная проф. Протоdjяконовым (§ 153

У. П. Г. Р.) в виде формулы: $n = \sqrt{\frac{S}{2}}$, не оправдывается на практике, вследствие чего мало применяется.

Гораздо более отвечает действительности формула проф. Суханова для наивыгоднейшего количества перфораторов в забое:

$$n = \frac{L}{b} m,$$

где L — ширина выработки в m ,

m — число перфораторов, смонтированных на одной колонке,

b — нормальная ширина забоя в m , для бурения с одной колонки или с руки.

При бурении одним перфоратором, смонтированным на колонке, $b = 1,2 \text{ м}$; при двух перфораторах, смонтированных на одной колонке, $b = 2 \text{ м}$, а при бурении ручными молотками $b = 1,0 \text{ м}$.

Количество бурильщиков в забое n_1 при этом соответственно будет равно

$$n_1 = n \cdot k,$$

где k — коэффициент, учитывающий количество бурильщиков, обслуживающих один перфоратор, принимаемый: для легких перфораторов (весом до 20 кг) $k = 1,3$ (т. е. на каждые 3 перфоратора необходимо 4 бурильщика); для средних перфораторов $k = 1,50$; для тяжелых перфораторов; (весом до 90 кг) $k = 2,0$.

При пользовании расчетными формулами и основными положениями, приведенными в настоящей главе, необходимо иметь в виду, что все они дают приближенное решение, не учитывающее местных условий и специфических особенностей породы (трещины, напластования, водоносные прожилки, и др.).

3. Взрывчатые вещества и взрывные работы

По окончании буровых работ скважины заряжаются взрывчатыми веществами. Снаружи заряд прикрывается забойкой, сквозь которую проводится „затравка“, сообщающая заряду искру.

Явление взрыва основано на свойстве взрывчатых веществ при известных условиях мгновенно разлагаться, выделяя при этом большое количество тепла и газов. Газы эти, будучи заключены в узком пространстве скважины, при расширении своем, увеличивая во много раз первоначальный объем, производят взрыв, в результате которого происходит разрушение породы. (Объем 1 кг динамита 93%, в твердом состоянии равный, примерно, 1 л, при взрыве увеличивается до 8000 л).

Все взрывчатые вещества, как содержащие в себе углерод и водород, при соприкосновении с огнем обладают способностью горения. Только при сжигании на открытом воздухе, когда газообразные продукты разложения имеют возможность свободно улетучиваться, — горение идет без взрыва.

Скорость горения взрывчатых веществ увеличивается с возрастанием давления и при сжигании в замкнутом пространстве сопровождается взрывом. Часто увеличение давления, даже не для всей массы взрывчатого вещества, а лишь для части его (удар, толчки и пр.) может послужить причиной взрыва. На этом основан один из общепринятых современных способов взрывания зарядов при помощи взрыва небольшого количества другого вещества, называемого детонатором (напр., капсулой с гремучей ртутью). Различные взрывчатые вещества обладают неодинаковой скоростью разложения. Пироксилин, являющийся продуктом обработки клетчатки азотной кислотой, сгорает почти мгновенно, в то время как порох, представляющий смесь селитры, серы и угля, требует для своего разложения большого промежутка времени.

В соответствии с этим быстро разлагающиеся взрывчатые вещества характеризуются главным образом дробящими свойствами (бризантные), а медленно действующие обладают свойствами метательными (фугасные).

Динамит. Наиболее распространенным взрывчатым веществом в горном и тоннельном деле является динамит, обладающий высокими бризантными качествами. В своем составе динамит содержит нитроглицерин, получающийся путем обработки глицерина смесью азотной и серной кислоты. Нитроглицерин представляет собою густую, маслянистую жидкость, весьма чувствительную к толчкам и ударам. Эти свойства делают его опасным и весьма неудобным в обращении и поэтому в чистом виде нитроглицерин в тоннельном деле не применяется.

Многие, особенно сильно пористые, тела (так называемые „поглотители“) обладают способностью впитывать в себя нитроглицерин, тем самым приобретая все свойства его, но уже будучи твердыми. Таким образом получают динамиты, различающиеся в зависимости от процентного содержания в них нитроглицерина.

Взрывная способность динамита повышается с увеличением процентного содержания в нем нитроглицерина. Составными частями динамита являются следующие:

Динамит 40%	Динамит 62%
1. Нитроглицерин 38,8—43%	1. Нитроглицерин 62—63%
2. Пироксилин 1—3 „	2. Пироксилин 3—3,5 „
3. Селитра 41—45 „	3. Селитра калиевая 25—27,5 „
4. Поглотитель 14—15 „	4. Поглотитель 8 „
	5. Сода или мел 0,5 „

Нитроглицерин замерзает при температуре от +8 до +12° С. В мерзлом состоянии динамит очень опасен, т. к. является чрезвычайно чувствительным

к малейшим ударам и толчкам. С мерзлым и полузамерзшим динамитом производить какие-либо работы запрещается, и в этих случаях динамит необходимо перед употреблением отогреть в термосах с теплой водой (рис. 229) или в специально оборудованных для этого помещениях.

Патрон динамита, длиной 100—120 мм и диаметром 23—25 мм, весит около 69—70 г. На оберточной бумаге динамитных патронов указывается их процент.

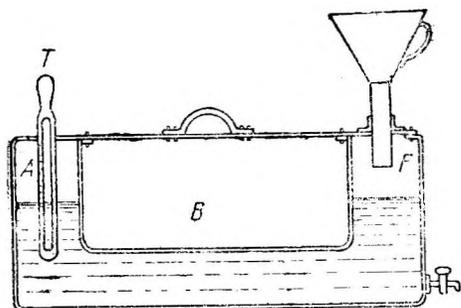


Рис. 229. Прибор для оттаивания замерзшего динамита.

Г—градусник, В—сосуд, загружаем мй патронами, Л—коронка для подливания теплой воды.

Взамен легко замерзающих динамитов в последнее время стали применять трудно замерзающие нитроглицериновые взрывчатые вещества, так называемые, сольвениты, содержащие в своем составе нитросольвент-нафту. Сольвенит № 8/5 допускается к работам в зимнее время без оттаивания при температуре до -20°C , а сольвенит № 5/5—до температуры 0°C .

При высоком процентном содержании нитроглицерина (93%), когда в качестве поглотителя служит пироксилин (7%), получается чрезвычайно сильное взрывчатое вещество студенистого вида, называемое гремучим студнем. Менее чувствительный к толчкам и ударам, замерзающий при температуре более низкой чем нитроглицерин, гремучий студень

в замерзшем состоянии требует при обращении большой осторожности.

Путем примешивания к гремучему студню других взрывчатых веществ получают различные сорта динамита.

Перед заряджением шпуров динамитом последние должны быть тщательно очищены от буровой пыли.

Количество взрывчатого вещества, помещаемое в буровой скважине (заряд), зависит от силы его, глубины шпура, прочности породы, направления трещин и пр. Ниже излагаются способы определения количества взрывчатого вещества при взрывных работах в тоннелях. При предварительных подсчетах величина заряда принимается равной $\frac{1}{3}$ глубины шпура и не более половины его.

Патроны взрывчатого вещества закладываются в скважину по одному при помощи деревянного стержня — забойника, причем последним укладывается так называемый боевой патрон или патрон-пальчик. Назначение его — передать действие взрыва остальным патронам со взрывчатым веществом. В патрон-пальчик (рис. 230) вкладывается на $\frac{2}{3}$ своей длины пистон с гремучей ртутью (детонатор) (рис. 231), в который заводится конец затравки (Бикфордова шнура).

Гремучая ртуть, имеющая вид серого кристаллического порошка, состоит из ртути, азота, кислорода и углерода. Она является чрезвычайно сильным взрывчатым веществом, способным изрываться не только от пламени или нагревания, но и от удара и даже от незначительного трения. Детонаторы с гремучей ртутью бывают различной силы, в зависимости от количества в них взрывчатого вещества.

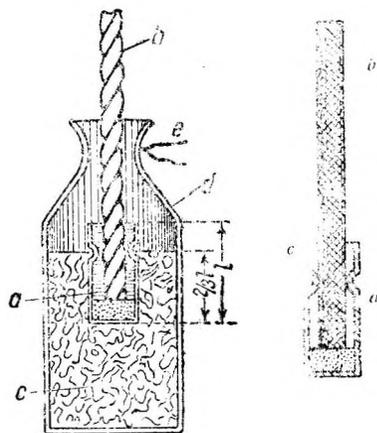


Рис. 230. Патрон-пальчик.

а—капсюль, б—затравка, с—взрывчатое вещество, е—бичевка.

Рис. 231. Детонатор.

а—капсюль, б—затравка, с—желобок.

№№ капсюлей	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Количество гремучей ртути в г	0,3	0,4	0,5	0,65	0,80	1,0	1,5	2,0	2,5	3

Капсюли представляют собой медные или латунные полые цилиндрики, открытые с одного конца. Наиболее употребительными из них являются № 6

и № 8. Так как от действия влаги гремучая ртуть теряет свои взрывные свойства, то капсули должны храниться в сухом помещении.

Бикфордов шнур состоит из пороховой сердцевины, оплетенной оболочкой из ниток. Сердцевина его способна гореть без доступа воздуха со скоростью, примерно, 0,5—1 м в минуту, что дает возможность рассчитать время взрыва, необходимое запальщику для того, чтобы удалиться в безопасное место.

Бикфордов шнур при заведении в пистон должен только касаться гремучей ртути, причем верхняя часть пистона, во избежание выскакивания из него конца затравки, обжимается щипцами. Края боевого патрона собираются вокруг затравки и перевязываются тонким шнуром.

При работе в мокрых забоях применяется асфальтированный шнур с оболочкой, устойчивой по отношению к сырости и воде. В этих случаях для предохранения от проникания в патрон воды место соединения его с затравкой густо смазывается салом или специальной краской.

После укладки патрона-пальника оставшаяся часть скважины забивается забойкой, назначение которой увеличивать давление газов в скважине и тем самым способствовать увеличению взрывного эффекта. Опытами Bureau of Mines в США установлено, что применение забойки дает экономию в работе от 35% для бризантных и до 90% для метательных взрывчатых веществ. В качестве материалов для этой цели обычно применяются глина, песок и вода. Выполнение забойки должно быть возможно тщательное, иначе при взрыве она может быть выброшена в забой („холостой выпал“) и тем самым не оправдает своего назначения.

В американской практике для изготовления забойки применяются специальные машины, из которых глина выходит в виде патронов длиной 250 мм и диаметром 25 мм.

Паление шпуров при затравке Бикфорда производится простым зажиганием конца шнура, причем, как правило, паление всех заряженных шпуров должно быть произведено одновременно более короткими затравками.

Необходимость зажигания Бикфордова шнура непосредственно у забоя требует особой осторожности и внимательности. Согласно правилам техники безопасности разрешается палить в забое не более 8 шпуров одновременно.

Необходимость при проходке штолен паления большого количества шпуров заставляет переходить к другому, более надежному и безопасному виду паления — электрическому. Это представляет особые преимущества при работе в мокрых забоях, так как уменьшает число осечек. При электрическом палении ток поступает к запалу по изолированным проводникам из меди, алюминия, железа и пр. Паление производится при помощи электрозапалов и электродетонаторов. Электрозапалом называется прибор, дающий электрическое воспламенение капсуля с помощью искры или накаливания мостика из тонкой платиновой проволоки.

Соответственно этому различают три рода электрических запалов.

Пальники I рода (высокого сопротивления), воспламеняющиеся искрой, образовавшейся между разобщенными концами проводников.

Пальники II рода (среднего сопротивления), в которых концы разобщенных проводников воспламеняют горючий состав, обладающий способностью проводить электричество.

Пальники III рода (низкого сопротивления), в которых концы проводников соединены помощью мостика накаливания, служащего для воспламенения горючего. Электрический запал III рода состоит из собственно пальника и шнуровых проводов. Концы их припаиваются к тонким металлическим полускам, соединенным на другом конце платиновой проволокой. Головка пальника состоит из легко воспламеняющейся смеси. Перед заведением пальника в латунную гильзу его погружают в расплавленную серу. Другой конец гильзы, закрываемый обычно пробкой, служит для вкладывания капсуля.

Электрозапалы, снабженные капсулем, носят название электродетонаторов. На рис. 232 изображен электродетонатор с пальником II рода. Он состоит из двух бумажных гильз *b* и *d*, входящих друг в друга, заведенных в капсуль, на дне которого помещается гремучая ртуть *c*. Концы провода *a*, пропущенные

через отверстие круглой вулканизированной пластинки *c*, соприкасаются с горячим составом *f*, прикрытым сверху навощеннй бумагой.

Для получения энергии при электропалении применяются особые электрические машинки или аккумуляторы. Весьма распространенная электропальничная подрывная машинка Сименс-Гальске рассчитана на подрывание одновременно не более 30 шпуров.

От электрической машинки к месту паления проводятся два провода. После того как произведено заряджение шпуров, они соединяются последовательно с проводами электрической машины. Далее, запальщик, удалившись под какое-либо прикрытие, включает концы проводов в машинку и производит взрыв.

Оксиликвиты. За последнее время за границей приобретает все большее распространение способ производства взрывов при помощи жидкого воздуха (оксиликвитов). В жидком воздухе, применяющемся для взрывания, необходим лишь только кислород, при участии которого происходит горение. Все остальные газы и пары, находящиеся в воздухе, только замедляют горение и потому в процессе сжижения должны быть отделены.

Сжижение воздуха производится при помощи особых машин, действие которых основано на том, что газ, сжатый до определенного давления, будучи выпущен в сосуд большой емкости, расширяясь, охлаждается. Повторение такого процесса несколько раз в результате приводит к сжижению. (Для получения

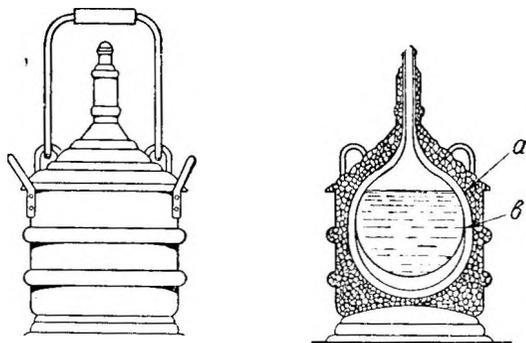


Рис. 233. Сосуд для переноски и хранения жидкого воздуха.
а — наружный баллон, б — внутренний сосуд.

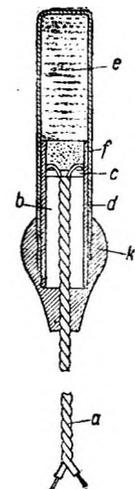


Рис. 232. Электродетонатор.

а — проволока,
б — 1-я гильза,
с — вулканизированная пластинка,
д — 2-я гильза, е — гремучая ртуть,
ф — горячий состав, к — мастика.

1 л жидкого воздуха требуется сгустить 780 л газообразного).

Жидкий воздух имеет голубоватую окраску и по весу тяжелее воды. В обращении с ним требуется осторожность, так как причиняемые им ожоги кожи трудно поддаются заживанию.

Во избежание быстрого испарения, жидкий воздух содержится в специальных сосудах, наиболее совершенным из которых является баллон Дьюара (рис. 233). Он состоит из двух стеклянных полых шаров, помещенных один в другом и спаянных у горлышка.

Воздух из пространства между шарами выкачивается во избежание согревания и испарения находящегося в баллоне жидкого воздуха. Обычная емкость таких баллонов около 15 л, причем испарение в них достигает в среднем от 0,5 до 1% в час.

Жидкий воздух, находящийся в баллоне, при отсутствии вблизи огня, является совершенно безопасным.

Для приготовления взрывчатого вещества (оксиликвитов) жидкий воздух смешивается с каким-либо поглотителем: сажой, пробковой мелочью, древесными опилками и пр. При этом пропитка патрона-поглотителя жидким воздухом производится непосредственно на месте работ в особых сосудах—термосах.

Насыщение патронов жидким воздухом считается достигнутым, когда вес их увеличивается не менее чем в три раза по сравнению с весом поглотителя.

Перед заряджением буровые скважины очищаются от буровой пыли. Патроны в скважине располагаются с промежутками, в которых укладываются так называемые „фальшивые” патроны из песка.

Забойка производится из газопроницаемого материала, чаще всего из песка. В последний патрон вставляется детонатор, взрываемый обычным способом специальным шнуром с нетлеющей и негорящей оболочкой.

Сама операция пропитки, зарядки и взрыва должна продолжаться не более 10—15 минут, так как взрывчатые свойства оксиликвитов быстро падают.

Спустя 20 минут можно вполне безопасно подходить к забою для уборки породы.

Однако, с увеличением диаметра скважины боеспособность патрона сохраняется дольше, как то видно из следующей таблицы 38.

Таблица 38

Диаметр патрона	м.м	30	40	50	70	100	150	200
Срок сохранения силы	минут	5	10	20	25	35	50	65—70

По сравнению с остальными взрывчатыми веществами, оксидквиты имеют следующие достоинства.

Работы с оксидквитами более безопасны, чем со всякими другими взрывчатыми веществами, так как через короткий промежуток времени патрон теряет свои взрывчатые свойства вследствие испарения жидкого воздуха. Таким образом, при получении „отказов" не приходится опасаться неожиданных взрывов при уборке породы.

Для вентиляции, забоя при взрывах оксидквитами достаточно 5—10 мин. вследствие того, что при этом не выделяется большого количества вредных газов. Наконец, по бризантному своему действию оксидквиты почти не уступают динамитам.

К числу недостатков следует отнести следующее: высокая стоимость оборудования для получения, хранения и перевозки жидкого воздуха и патронов, необходимость быстрой отпалки вследствие интенсивной испаряемости жидкого воздуха, неудобства приготовления взрывчатых веществ в забое и невозможность работать в мокром забое с большим притоком воды.

Расход взрывчатых веществ. Величина заряда, закладываемого в шпур при взрывных работах, зависит от глубины шпура, силы взрывчатого вещества, от числа свободных плоскостей (степень обнаженности), а также характера и свойства пород. В виду зависимости количества взрывчатого вещества от большого числа различных факторов, существующие формулы для определения величины заряда являются лишь весьма приближенными и ими можно пользоваться только для предварительных подсчетов.

Наибольшей известностью пользуется формула, предложенная Chalon'ом для веса заряда P в кг при наличии одной свободной плоскости

$$P = \epsilon RT^2,$$

где ϵ —коэффициент, зависящий от силы взрывчатого вещества,

R —коэффициент, зависящий от свойств породы,

T —заложение шпура по линии наименьшего сопротивления.

Для этих коэффициентов Chalon'ом даны следующие значения:

Наименование взрывчатых веществ	ϵ	Наименование пород	R
Гремучий студень и динамит № 1	1	Мягкий известняк, мел	0,15
Гризутин	1,35	Глинистый сланец	0,25—0,35
Динамит № 3	1,35	Песчаник, сланец, слежавшийся песок	0,50—0,75
Пороха	2	Твердый гранит, кварцит, порфир и гнейс	1,0

На практике существует правило, подтверждающееся в громадном большинстве случаев, по которому величина заряда берется равной одной трети объема шпура и во всяком случае не больше половины.

В длинных шпурах, при наличии двух свободных плоскостей, заряд может занимать и более половины длины буровой скважины. При этом во избежание оставления невзорванной породы, прилегающей к передней части скважины, расстояние от устья до заряда (длина части скважины, свободной от заряда) должно быть не более расстояния от устья скважины до второй свободной плоскости.

Проф. Протоdjяконов предлагает считать на один пог. м глубины шпура 0,25 кг гремучего студня с 93% нитроглицерина. Переход к другим взрывчатым веществам может быть произведен с учетом данных нижеследующей таблицы.¹

Таблица 39

Относительная сила важнейших взрывчатых веществ

1	Гремучий студень с 93% нитроглицерина	1
2	" " " с 83%	0,90
3	Динамит с 75% нитроглицерина (№ 1)	0,85
4	" " с 50% " (№ 2)	0,60
5	" " с 30% " (№ 3)	0,40
6	Студенистый динамит с 62% нитроглицерина	0,80
7	Гризутин с 29% нитроглицерина	0,50
8	" " с 11%	0,35
9	Порох рудничный прессованный	0,35
10	" " зернистый	0,20

Расход взрывчатого вещества, необходимого для взрывания 1 м³ породы, при прочих равных условиях, прямо пропорционален коэффициенту крепости породы, обратно пропорционален силе взрывчатого вещества и корню квадратному из площади сечения выработки.

Проф. Протоdjяконовым предложена следующая таблица 40, дающая расход гремучего студня на 1 м³ выработки в зависимости от коэффициента крепости породы *f* и площади сечения выработки *S*. Этой же таблицей можно пользоваться для определения расхода других взрывчатых веществ с учетом приведенной выше переходной таблицы 39.

Единые Нормы выработки 1932 г. на тоннели в скальных породах также дают расход динамита на 1 м³ взорванной породы в зависимости от площади поперечного сечения направляющей штольни и характера породы (см. приложение II, Т — 8 и Т — 9).

Обращает на себя внимание приводимое в таблицах Норм, в противоречии с данными практики, постоянство расхода динамита для пород групп от III до VI включительно, независимо от коэффициента крепости их (согласно классификации пород тех же Норм, временное сопротивление сжатию пород III группы — от 250 кг/см², а VI группы — до 1500 кг/см²). Пользование Нормами затрудняется также и из-за отсутствия указания в них номера динамита или процентного содержания нитроглицерина.

Таблица 40

Расход гремучего студня в кг, в зависимости от площади забоя *S* (м²) и коэффициента крепости породы *f*.

<i>f</i> \ <i>S</i>	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	15	20	25	30	35	40	∞
1 1/2	0,80	0,52	0,41	0,35	0,32	0,29	0,28	0,27	0,25	0,24	0,21	0,20	0,19	0,18	0,17	0,16	0,11
2	0,88	0,58	0,47	0,41	0,37	0,34	0,33	0,32	0,30	0,28	0,26	0,24	0,23	0,22	0,21	0,20	0,15
3	1,09	0,75	0,59	0,52	0,46	0,44	0,43	0,42	0,39	0,37	0,35	0,32	0,31	0,30	0,29	0,28	0,22
4	1,21	0,87	0,71	0,64	0,56	0,53	0,52	0,51	0,49	0,46	0,44	0,41	0,40	0,39	0,38	0,37	0,30
5	1,33	0,97	0,83	0,75	0,66	0,63	0,62	0,61	0,59	0,55	0,53	0,50	0,48	0,47	0,46	0,45	0,38
6	1,46	1,07	0,93	0,84	0,76	0,72	0,71	0,70	0,68	0,64	0,61	0,58	0,56	0,54	0,53	0,52	0,45
7	1,59	1,18	1,03	0,94	0,86	0,82	0,80	0,78	0,76	0,73	0,69	0,66	0,64	0,62	0,61	0,60	0,53
8	1,71	1,29	1,13	1,03	0,96	0,92	0,89	0,87	0,85	0,82	0,77	0,73	0,71	0,70	0,68	0,67	0,60
9	1,83	1,39	1,23	1,13	1,05	1,01	0,98	0,96	0,93	0,91	0,85	0,81	0,79	0,77	0,76	0,75	0,68
10	1,94	1,50	1,33	1,22	1,15	1,11	1,07	1,04	1,02	1,00	0,93	0,89	0,87	0,85	0,84	0,83	0,75
11	2,06	1,60	1,42	1,31	1,24	1,19	1,15	1,12	1,10	1,08	1,01	0,97	0,94	0,92	0,91	0,90	0,83
12	2,17	1,69	1,51	1,39	1,32	1,27	1,23	1,20	1,18	1,16	1,09	1,05	1,02	1,00	0,98	0,97	0,90
13	2,28	1,79	1,61	1,47	1,41	1,35	1,31	1,28	1,26	1,23	1,16	1,13	1,09	1,07	1,06	1,04	0,98
14	2,38	1,88	1,70	1,56	1,49	1,44	1,40	1,36	1,34	1,31	1,24	1,21	1,17	1,14	1,13	1,12	1,05
15	2,48	1,98	1,79	1,64	1,57	1,52	1,48	1,44	1,42	1,39	1,32	1,27	1,24	1,22	1,20	1,19	1,13
16	2,59	2,07	1,88	1,73	1,66	1,60	1,56	1,52	1,50	1,47	1,39	1,35	1,32	1,29	1,27	1,26	1,20
17	2,69	2,16	1,94	1,82	1,74	1,69	1,64	1,60	1,58	1,55	1,47	1,42	1,39	1,37	1,35	1,33	1,28
18	2,79	2,26	2,03	1,91	1,83	1,77	1,73	1,69	1,66	1,63	1,55	1,50	1,46	1,44	1,42	1,41	1,35
19	2,80	2,35	2,11	2,00	1,91	1,85	1,81	1,77	1,74	1,71	1,62	1,57	1,54	1,51	1,49	1,48	1,43
20	3,00	2,44	2,22	2,08	1,99	1,93	1,89	1,85	1,82	1,79	1,70	1,65	1,61	1,59	1,57	1,55	1,50

¹ М. Протоdjяконов. — Материалы для урочного положения 1927 г., § 169.

4. Скорость проходки

В твердых породах. Самой дорогой и ответственной частью работ по проходке штолен является разработка направляющего хода, для которого, вследствие этого, принимается минимальный размер, достаточный лишь для транспортирования породы и размещения оборудования.

Расширение штольни на полный профиль состоит, как известно, в разработке отдельных частей сечения (калотта, штрасса и пр.) и ведется одновременно с пробивкой направляющего хода в различных участках штольни. А так как площади отдельных разрабатываемых частей профиля меньше сечения направляющего хода и имеют, кроме того, не менее двух свободных плоскостей, то скорость расширения штольни на полный профиль всегда больше скорости проходки направляющего хода. Таким образом, скорость проходки направляющего хода является решающей для определения скорости проходки всей штольни. Гидротехнические тоннели часто имеют значительную длину и поэтому скорость проходки направляющего хода, определяющая собою срок пуска в эксплуатацию всей установки, приобретает особенно важное значение.

Основными работами при проходке направляющего хода являются: бурение шпуров, взрывание их, проветривание забоя и удаление взорванной породы. Время, затрачиваемое на сумму перечисленных операций, определяет собою скорость продвижения забоя за один выпал.

Все остальные работы: установка креплений, укладка путей, проводка труб, устройство дренажных канав и пр. выполняются одновременно с главными операциями и следовательно на скорость проходки штолен не влияют.

Таким образом, для определения средней суточной скорости проходки необходимо учесть затрату времени на следующие основные операции, входящие в состав одной атаки забоя.

Бурение ($t_б$):

сюда относятся: 1) установка горизонтальной или вертикальной колонки для перфоратора; 2) установка перфоратора и центрирование его по направлению скважин; 3) присоединение шланга к перфоратору; 4) бурение (с перемещением перфоратора сообразно положению и направлению шпуров, сменой буров и продувкой скважин); 5) перемещение перфоратора с колонкой для бурения новой группы скважин; 6) снятие перфоратора, отвинчивание шланга и уборка колонки.

Взрывание ($t_в$):

1) закладка патронов в скважины и забивка забойки; 2) зачистка концов шпуров и зажигание их; 3) отход в защищенное место и ожидание взрыва; 4) проветривание забоя; 5) возвращение к забою после взрыва и осмотр результатов; 6) разряжение невзорвавшихся зарядов.

Подготовка к уборке ($t_у$):

1) укладка железных листов перед забоем до взрыва; 2) осмотр лба забоя и кровли после взрыва; 3) оборка отставшей породы и „простукивание”; 4) раскалывание глыб породы до удобных для погрузки размеров.

Погрузка породы ($t_п$):

1) механизированная погрузка специальным оборудованием. В случае ручной навалки — а) погрузка крупных кусков руками и б) нагребка щебенки.

Время (t_n), затрачиваемое на последнюю операцию, уменьшается на 40%, так как бурение очередного комплекта шпуров может быть начато после того как убрано приблизительно 60% взорванной породы.

Зная время, затрачиваемое на отдельные операции (Ед. Нормы на 1932 г. Тоннели в скальных грунтах, §§ 5—12. Приложение II), можно определить среднюю скорость проходки штольни в сутки (1440 минут) по следующей формуле Е. Е. Г о р д е й:

$$V = \frac{1440I_1}{t_б + t_в + t_у + 0,60 t_n},$$

где t_1 — продвижение забоя за один выпал.

Диаграммы рис. 234, построенные по вышеприведенной формуле с учетом Ед. Норм, дают возможность быстрого определения скорости проходки:

1) направляющего хода и 2) штолен диаметром 3,0, 4,0, 5,0 и 6,0 м. При пользовании нормами для определения времени бурения t_6 при расширении штольни на полный профиль колонковыми перфораторами в § 7 вводится коэффициент 1,5.

Коэффициент разрыхления при определении объема взорванной породы может быть принят от 1,25 до 1,50.

На основании обработки многочисленных примеров практики проходки штолен D-г'ом R a n d z i o дана в несколько ином виде следующая формула средней суточной проходки:

$$V = \frac{1440}{S \left[\frac{L t_6}{w} + \frac{L}{l} t_8 + \frac{t_y \cdot k}{n} \right]} \cdot \eta,$$

где:

S — площадь поперечного сечения штольни в m^2 ,

\square — глубина скважины в m ,

L — длина буровых скважин в m на $1 m^3$ породы,

t_6 — время бурения 1 пог. m скважины,

t_y — время уборки $1 m^3$ породы,

t_8 — время взрывания, проветривания и пр. на одну скважину,

w — число одновременно работающих перфораторов в забое,

k — коэффициент, учитывающий начало бурения до окончания уборки,

n — число уборщиков, работающих одновременно в забое,

η — коэффициент, учитывающий продвижение забоя за выпал по отношению ко всей длине скважины.

Не трудно видеть, что в знаменателе первый член суммы представляет собою время бурения на $1 m^3$ взрывающей породы в зависимости от числа одновременно работающих перфораторов.

Второй член — есть время, необходимое на зарядание, взрывание и проветривание $1 m^3$ породы. И, наконец, третий член — время уборки $1 m^3$ породы в зависимости от числа одновременно работающих уборщиков.

Таким образом, весь знаменатель представляет собою время, потребное для продвижения на $1 m$ всего забоя площадью S , а вся дробь — число погонных m суточной проходки с учетом коэффициента η продвижения забоя за выпал. На рис. 235 кривая изображает зависимость между скоростью проходки и площадью поперечного сечения штольни в предположении $t_6 = 15$ мин. при постоянной глубине скважин $\square = l$ м. Однако, во всех выводах D-г R a n d z i o полагает, что общая длина буровых скважин на $1 m^3$ породы не зависит от площади сечения выломки. D-г R e n n e r¹ ввел поправку в формулу R a n d z i o, и кривая (III) той же диаграммы учитывает влияние так называемой „заделки породы“ (Gesteinsverspannung).

Общее время проходки всей штольни.

Проходка штольни в большинстве случаев ведется одновременно с двух противоположных порталов, причем условия срочности возведения сооружения требуют иногда пробивки вспомогательных штолен-окон и шахт. Двухсторонняя разработка ведется не только направляющим ходом, но и расширением на полный профиль, которое отстает от направляющего хода на 20—30 м.

Как правило, при этом приходится проходить на отдельных участках штольни в породах различной крепости, влияющих соответственно на скорость продвижения.

Общее время проходки всей штольни T между двумя встречными забоями в зависимости от скорости продвижения на отдельных участках, может быть выражено следующей формулой:

$$T = 0,5 \left(\frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \dots + \frac{L_n}{V_n} + \frac{l_1}{V_1'} + \frac{l_2}{V_2'} \right),$$

¹ Renner.—Theorie und Praxis im neuzeitlichen Stoilenbau. Zeitschr. d. Ost. Ing. u. Arch. V 1932, № 15/16 и № 19/20.

где:
 L_1, L_2, \dots, L_n — длины отдельных участков штольни в различных породах.

V_1, V_2, \dots, V_n — соответственные скорости проходки направляющего хода на тех же участках.

\square_1, \square_2 — расстояния между лбом забоя направляющего хода и расширения (с каждой стороны).

V'_1, V'_2 — соответственные скорости проходки расширения у места смыкания направляющих ходов.

В таблице 41 приведены данные о проходке гидротехнических штолен в твердых породах.

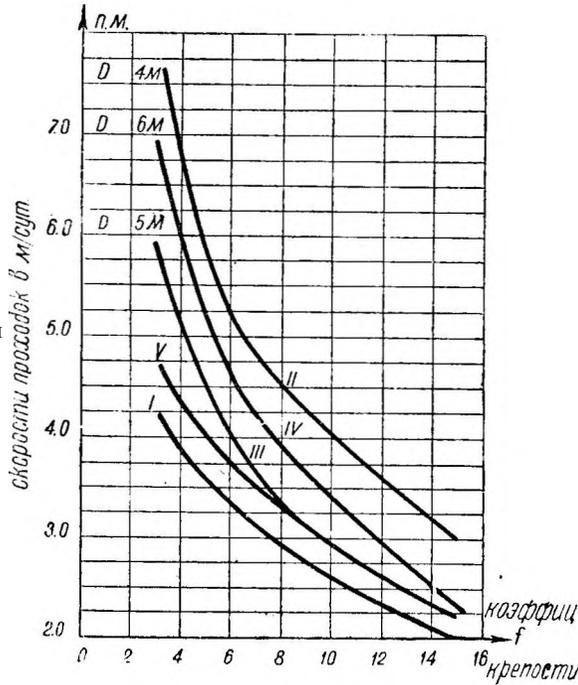


Рис. 234. Кривые суточной скорости проходки в твердых породах.

I — Для штолен диаметром $D=3,0$ м, разрабатываемых сразу на полный профиль штольни диаметром 3-х перфораторах и 4-х уборщиках.

II — Для расширения сразу на полный профиль штольни диаметром 0—4 м, при 4-х перфораторах и 4-х уборщиках.

III — Для расширения сразу на полный профиль штольни диаметром $D=5$ м, при 6-ти перфораторах и 8 уборщиках.

IV — Для расширения способом полевонного разреза* штольни диаметром $D=6$ м, при 4 перфораторах и 2-х уборщиках.

V — Для пробивки направляющего хода 3-х перфораторами и при 2-х уборщиках.

Данные о проходке штолен в твердых породах

Таблица 41

№ по порядку	Наименование штольни	Страна	Назначение	Род породы	Площадь выломки кв. м	Система перфораторов.	Средняя скорость проходки м/сутки
1	Брусио	—	ГЭС	Морена и гнейс	6,0	—	1,4
2	Ульба	СССР	»	Эпидотовые сланцы	7,0	—	1,5
3	Гасянталь	Швейцария	»	Гнейс	3,2	—	2,0
4	Партенштейн	Австрия	»	Гранит	9,0	Ингерсоль	2,2
5	Обергасли	Швейцария	»	Крепкие граниты	5,5	Флотманн	2,2
6	Пит-Ривер	США	»	Разруш. скала	4,6	—	2,3
7	Ранна	Австрия	»	Трещинов. гранит	4,9	—	2,5
8	Тейгитш	Австрия	»	Гнейс	4,0	Флотманн	2,7
9	Визенталь	Германия	»	Глинистые сланцы	3,8	Флотманн	2,7
10	К. Блейлох	Германия	»	Диабаз	8,0	Флотманн	2,7
11	Дэвис-Бридж	США	»	Слюдян. сланцы	4,3	—	2,8
12	Шлюхзее	Швейцария	»	Выветривш. гранит	5,5	—	2,9
13	Шварценбах	Германия	»	Крепкий гранит	5,2	Флотманн	3,0
14	Дзорэгэс	СССР	»	Разрушен. дациты	5,0	Флотманн	3,0
15	СССР	»	Крепкие дациты	»	—	2,5
16	Коббл-Маунт	США	»	Слюдян. сланцы	7,4	—	3,5
17	Террора	США	»	Твердые гнейсы	10,8	X-70	3,6
18	Штрукламм	Австрия	»	Доломиты	5,4	—	3,6
19	Шандакэн	США	Вод.	Песчаник и сланцы	15,2	Ингерсоль	3,7
20	Маунт	США	»	Гранит и диорит	»	—	4,0
21	Альфенц	Австрия	ГЭС	Доломиты	4,5	Флотманн	4,0
22	Литль-Пенас	США	»	Сланцы и песчаники	6,6	—	4,5
23	Берэн	Австрия	»	Граниты	8,8	Флотманн	4,5
24	Бридж-Ривер	США	»	Доломиты	20,0	—	4,8
25	Биг Крэк	США	»	Граниты	17,1	Ингерсоль	5,2
26	Флоренс Лэк	США	»	Твердые граниты	11,0	Ингерсоль	4,9
27	Веггиталь	Швейцария	»	Известняк и мергель	6,0	Вестфалия	5,4
28	Ахензее	Австрия	»	Крепкие известняки	4,6	Ингерсоль	5,5
29	Нью Хэвен	США	Вод.	Песчаник и сланцы	5,8	Ингерсоль	5,7
30	Грандфэлл	США	ГЭС	Сланцы	5,5	Сулливан	5,8

Примечание к таблице: ГЭС — штольни гидроустановок, Вод — водоснабженческие штольни.

Пример: Определить время проходки штольни длиной 2000 ж, состоящей из двух участков, разрабатываемых от порталов и от вспомогательной шахты (рис. 236).

I участок (северный портал), длиной 900 м между забоями I—2, идет в следующих породах: первые 300 м в очень крепких гранитах, характеризующихся коэффициентом крепости по шкале Протоdjяконова $f=15$; остальные 600 м — в обыкновенных гранитах с коэффициентом крепости $f=12$.

Диаметр выломки в гранитах с учетом облицовки толщиной 25 см равен:

$$D = 4 + 2 \times 0,25 = 4,5 \text{ м.}$$

II участок (южный портал), длиной 1100 м между забоями 3—4, проходит на протяжении первых 800 ж в обыкновенных гранитах с коэффициентом крепости $f=12$ и остальные 300 ж в известняках с коэффициентом крепости $f=4$.

Диаметр выломки в гранитах тот же, что и на первом участке $D = 4,5 \text{ м}$, в известняках при толщине облицовки 0,5 м, $D = 4 + 2 \times 0,5 \text{ м} = 5 \text{ м}$. Расстояние между лбом забоя направляющего хода и расширения принято равным 30 ж.

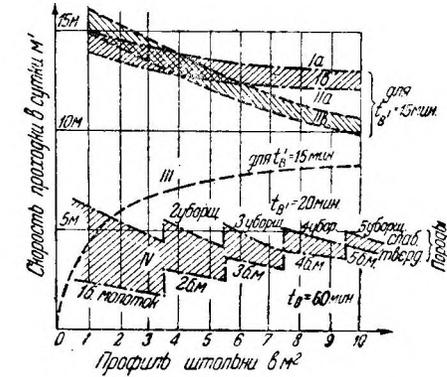


Рис. 235. Зависимость между скоростью проходки и площадью сечения штольни (по Ренгеру).

I-а и I-в по Рандио, II-а и II-в—То же при постоянной глубине скважин $\square=1 \text{ м}$, III—с учетом заземления (заделки) породы, IV—на основании данных практики.

По диаграмме рис. 234 определяем средние суточные скорости проходки направляющего хода в породах с коэффициентами крепости:

$f = 15$	$V = 2,2 \text{ м/сутки}$
$f = 12$	$V = 2,7 \text{ „}$
$f = 4$	$V = 4,4 \text{ „}$

(В сходных условиях производилась разработка напорной штольни гидроустановки Веггиталь в Швейцарии. При площади направляющего хода 6 м^2 скорость проходки его в мергелях и известняках составляла $4,5 \text{ м/сутки}$).

Определение места и времени встречи направляющих ходов на обоих участках.

I участок. Время разработки части его длиной 300 ж при $f=15$ будет

$$t_1 = \frac{300}{2,2} = 136 \text{ дней};$$

для второй части длиной 600 м, при $f=12$:

$$t_2 = \frac{600}{2,7} = 222 \text{ дня.}$$

Встреча направляющих ходов произойдет через число дней, равное

$$\frac{1}{2} (t_1 + t_2) = \frac{1}{2} (136 + 222) = 179 \text{ дней.}$$

Следовательно, смыкание произойдет в части штольни с коэффициентом крепости $f=12$, для разработки которой требуется 222 дня. Диаметр выломки в месте встречи $4,5 \text{ м}$.

II участок. Аналогичными подсчетами можно убедиться в том, что место встречи направляющих ходов произойдет в породах с коэффициентом крепости $f=12$.

Скорость проходки при расширении штольни на полный профиль можно найти по диаграмме рис. 234, интерполируя между кривыми для $D=5 \text{ м}$

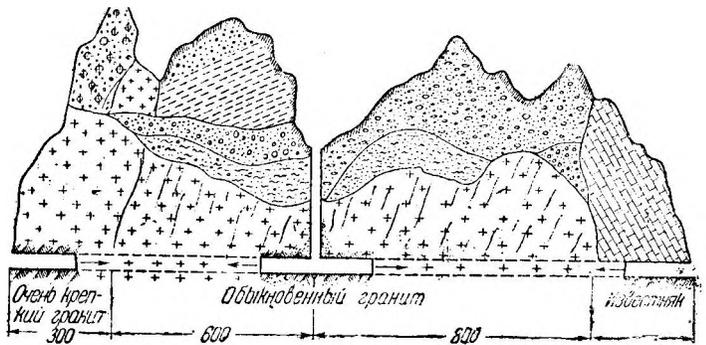


Рис. 236. Геологический разрез по оси штольни.

($V = 2,7$ м/сут.) и $D = 4$ ($V = 3,7$ м/сутки) при $f = 12$. Тогда для выработки диаметра $D = 4,5$ м искомая скорость будет $V = 3,2$ м в сутки.

Время для проходки штольни:

на участке I

$$T_1 = 0,5 \left(\frac{300}{2,2} + \frac{600}{2,7} + \frac{2 \times 30}{3,2} \right) = 188,5 \text{ сут.};$$

на участке II

$$T_2 = 0,5 \left(\frac{800}{2,7} + \frac{300}{4,4} + \frac{2 \times 30}{3,2} \right) = 191,5 \text{ сут.}$$

Скорость проходки в средних и мягких грунтах. В породах с коэффициентом крепости f менее 2—3 разработка взрывным способом не применяется и проходка штолен ведется отрывкой грунта с помощью клиньев, ломов, кайл и лопат. В этих случаях можно пользоваться следующими основными положениями, установленными проф. Протодьяконовым.¹

В зависимости от применяемых при разработке ручных инструментов породы могут быть подразделены на следующие 6 групп по их коэффициентам крепости.

№№ по порядку.	Грунты добываемые	Коэф. крепости f
1	Ломом и клиньями с молотками (Плотная сланцеватая глина, мергель, разрушенные песчаники, мел, пористые известняки и проч.).	от 2 до 3
2	Кайлоу и ломом (Разрушенный сланец, слегка сцементированный гравий и щебень, сланцеватая глина и пр.).	1,5
3	Кайлоу с острым лезвием (Плотная глина, слежавшийся гравий и пр.).	1,0
4	Кайлоу с широким концом (Легкая глина, песчаная глина, крупный гравий и пр.).	от 0,8 до 0,9
5	Заступом (Легкий суглинок, торфяные грунты, чернозем и пр.).	от 0,6 до 0,7
6	Лопатю (При средней и значительной степени рыхлости песок, мелкий гравий, насыпная земля и пр.).	от 0,4 до 0,5

Производительность забойщика, в зависимости от приходящейся на него площади забоя и коэффициента крепости разрабатываемой породы, может быть определена по следующей формуле (в м³):

$$p = 1,8 \frac{V s}{f},$$

где

s — площадь забоя в м², приходящаяся на одного забойщика, принимаемая нормально равной корню квадратному из общей площади забоя S

$$s = \sqrt{S}.$$

Следовательно, и число забойщиков в забое будет также

$$n = \frac{S}{s} = \sqrt{S}.$$

Для определения производительности забойщиков, при разработке тоннелей в мягких грунтах, существуют нормы рабсилы в человеко-часах, разработанные Центральным нормативно-исследовательским бюро НКПС (См. приложение III — „Временный справочник по тоннельным работам” 1931 г. Отд. II, §§ 1-4).

Скорость проходки штолен в средних и мягких грунтах, кроме времени, затрачиваемого на разрыхление породы и погрузку ее в вагонетки (вместе с перекидкой), зависит также от времени, необходимого для установки креплений.

¹ Проф. Протодьяконов. — Материалы для Урочн. Положения горных работ. §§ 60

Содержание и порядок отдельных операций, входящих в состав одной атаки, следующий:

1) Забивка марчеван.

2) Постепенная разборка крепления лба забоя, начиная сверху, и одновременная выемка грунта на глубину, равную расстоянию между крепежными рамами (от 0,5 до 1,5 м, в зависимости от крепости породы), и крепление лба нового забоя.

3) Установка новой крепежной рамы.

Для определения суточной скорости проходки в этих случаях D-г'ом Ranzio дана следующая формула:

$$V = \frac{1440V_A}{t_A} = \frac{1440V_A}{t_p + (t_g + t_v) + t_z},$$

где

t_A — время, затрачиваемое на все операции одной атаки,

V_A — уход в атаку (расстояние между крепежными рамами) в м,

t_p — время, необходимое для забивки марчеванок, в мин.,

t_g — время на выемку грунта в мин.,

t_v — время на установку лобового крепления в мин.,

t_z — время на установку крепежных рам в мин.

Пользование вышеприведенной формулой поясним на следующем примере.

Пример. Определить суточную скорость проходки штольни сечением 32 м², проходящей в песчано-глинистых грунтах. Способ разработки сразу на полный профиль. Схема креплений предположена обычная, при расстоянии между крепежными рамами 1 м, т. е. $V_A = 1$ м.

Время t_p , необходимое на забивку всех марчеванок по контуру штольни, можно определить в зависимости от числа их P_z , от времени t_p^1 на забивку одной марчеванки и количества одновременно забиваемых марчеванок W :

$$t_p = \frac{P_z t_p^1}{W_p}.$$

В рассматриваемом примере принимаем $W_p = 4$, $u = 33,4$ мин., (считая в том числе простои, задержки и проч.); P_z — зависящее от длины периметра выработки ($U=15$ м), укрепляемого забивной крепью, и от ширины марчеванки ($p_g = 0,13$ м), будет равно

$$P_z = \frac{U}{p_g} = \frac{15}{0,13} = 115.$$

Тогда время для забивки всех марчеванок по контуру штольни

$$t_p = \frac{115 \times 33,4}{4} = 960 \text{ мин.} = 16 \text{ часов.}$$

Время t_g и t_v , необходимое для разработки крепления лба забоя, выемки грунта и возведения новой защиты, ввиду неотделимости операций, должно определяться совместно.

По выборке грунта на ширину первой доски крепления по всей ширине лба забоя и на глубину продвижения вперед ($V_A = 1$ м), доска перемещается к новому забою и раскрепляется в предыдущую раму. В той же последовательности идет постепенная разработка всего сечения сверху донизу.

Если t_g^1 — время, необходимое для выемки 1 м³ грунта одним рабочим (в нашем примере принимается 37,5 мин/м³);

t_v^1 — время на установку крепления лба забоя, отнесенное к 1 м³ выемки (112,5 мин/ж³),

w_g — число рабочих, занятых одновременно на выемке грунта и креплении лба (4 человека), то общее время

$$t_g + t_v = \frac{SV_A(t_g^1 + t_v^1)}{w_g} = \frac{32 \cdot 1(37,5 + 112,5)}{4} = 1200 \text{ мин.} = 20 \text{ час.}$$

Отношение $t_v' : t_g' = 3$ показывает, что перекрепление лба забоя занимает время в три раза большее, чем непосредственно сама выемка грунта.

Наименее поддающийся учету промежутков времени t_z может быть принят равным приблизительно

$$t_z = \frac{1}{3} (t_p + t_g + t_v) = \frac{1}{3} (16 + 20) = 12 \text{ час.}$$

и тогда средняя скорость проходки

$$V = \frac{1440 V_A}{t_p + (t_g + t_v) + t_z} = \frac{1440 V_A}{\frac{P_z t_p'}{W_p} + \frac{S V_A (t_g' + t_v')}{w_g} + t_z}$$

После подстановки числовых данных пример дает:

$$V = \frac{1440 \cdot 1}{960 + 1200 + 720} = 0,5 \text{ м/сутки.}$$

Данные для настоящего примера взяты из действительной проходки тоннеля Neukolln в Германии.

В каждом отдельном случае для пользования этим способом необходимо установление следующих величин (не зависящих от площади поперечного сечения штольни):

t_p' — время для забивки одной марчеванки, которое колеблется от 15 до 40 мин., в зависимости от свойств грунта, длины марчеванки и всех простоев, связанных с забивкой крепи;

t_g' — время для выемки 1 ж³ грунта одним рабочим может быть взято по следующей таблице Osthoff'a.¹

t_v' — время на перекрепление лба забоя, отнесенное к 1 м³ породы, правильнее всего определять опытным путем. В нашем примере оно было равно 112 мин., для приближенных расчетов его можно принять равным 100 мин.

Таблица Osthoff'a

№ по пор.	Род грунта	Характеристика и способ разработки	Для разрыхления	
			Требуемый инструмент	Время в минутах, требуемое на 1 м ³ (t_g')
1	Рыхлый мелкий песок	Грунты, легко разрабатываемые лопатой	Лопата	до 45
2	Перегой, растит. земля			
3	Крупный песок			
4	Мелкий песок			
5	Мокрый песок			
6	Торфяные грунты			
7	Глинистый песок			
8	Каменистый песок	Грунты, с трудом поддающиеся разработке лопатой	То же и, кроме того, кирка или клинья с молотами	до 90
9	Песчаная глина			
10	Крупно-каменистый грунт			
11	Рыхлый крупный гравий			
12	Мелкая галька			
13	Глина	Грунты, легко разрабатываемые киркой	Кирка, клинья и лопаты, ломы	до 120
14	Глина чистая			
15	Мергель			
16	Твердая галька	Грунт, с трудом разрабатываемый киркой	То же и вручную	до 180
17	Выветрившаяся скала			

¹ R a n d z i o, стр. 132.

Для приближенного определения скорости проходки штольни при различной величине поперечного сечения можно пользоваться графиком рис. 237, составленным по вышеприведенной формуле. Кривые V_I , V_{II} и V_{III} дают точные скорости проходок для трех различных видов грунта, в зависимости от площади выработки, в предположении штольни квадратного сечения.

Значения кривых t , дающих количество затраченного времени как на отдельные операции, так и на сумму их, пояснены на рисунке.

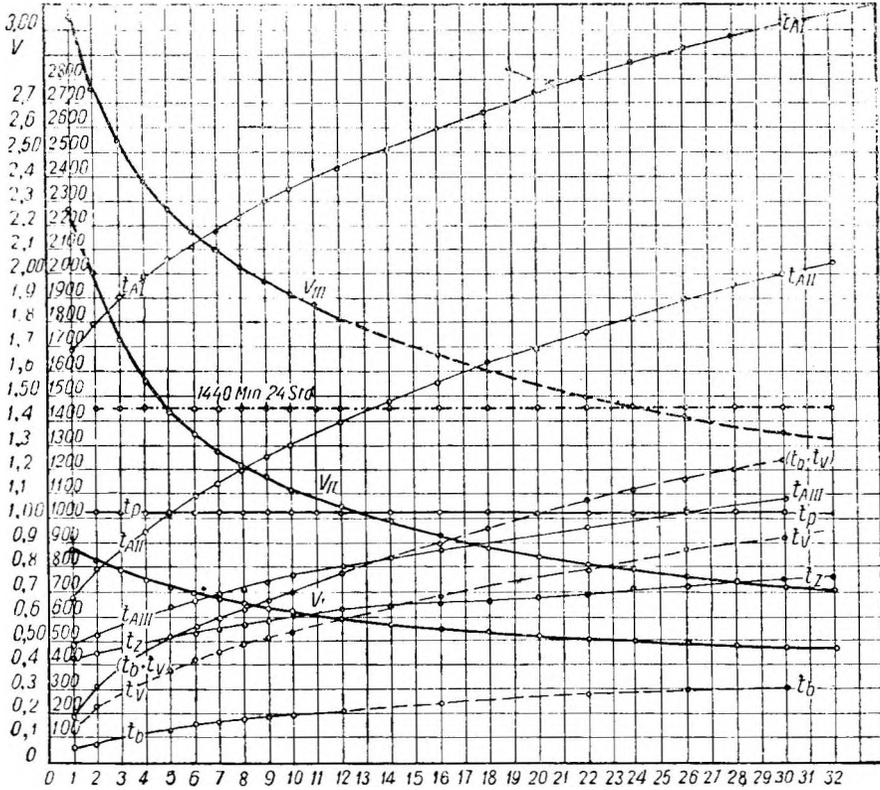


Рис. 237. Кривые скорости проходки по Р а н д ц и о.

По оси абсцисс отложены площади сечения выломки в m^2 . По оси ординат: слева—скорости в м-сутки; справа—время в минутах. V_I —скорость проходки при применении забивной крепи и креплении лба забоя, V_{II} —тоже без забивной крепи, но с креплением лба забоя, V_{III} —тоже без забивной крепи и без крепления лба забоя, t_{AI} —общее время на I забой при проходке I, t_{AII} —тоже при проходке II, t_{AIII} —то же при проходке III, t_p —время на забивку маршеван для одного забоя, t_b — время на выемку грунта из одного забоя, t_v —время на перекрепление лба забоя, t_{b-v} —время на установку крепей.

При составлении их были приняты во внимание следующие соображения, выработанные практикой.

На каждые 4 пог. м периметра выработки предположен один рабочий на забивке маршеванок, т. е.

$$\frac{U}{W_p} = 4 = \text{const.}$$

Так как

$$t_p = \frac{U}{W_p} \cdot \frac{t_p'}{p_s},$$

где $\frac{t_p'}{p_s}$ также не зависит от площади поперечного сечения, то линия t_p параллельна оси абсцисс.

Число рабочих w_s , занятых одновременно на выемке грунта и креплений лба забоя, определено из расчета 1,5 м ширины выработки на каждого забойщика.

Таблица 42 дает действительные суточные скорости проходки осушенных тоннелей и штолен в средних и мягких грунтах.

Таблица 42

Данные о проходке штолен в мягких грунтах

№ по порядку	Наименование штольни	Род грунтов	Способ разработки	Площадь выломки м ²	Скорость в м/сут.	Источник
1	Берлин-Шарлотенбург. Главный канализационный коллектор	Влажные деллювиальные пески с прослойками глины	Забивная крепь	8	2,4	Geissler-Techn. Bl.
2	Königstor. Отводящая штольня	Песок и мергель	Забивная крепь	20	4,0	Mittelungen der Unternehm R. Z. N. R.
3	Neukölln. Ж.-д. тоннель, 1920 г.	Сухие аллювиальные пески и песчано-глинистый грунт	Забивная крепь	32	0,5	
4	Achenseewerk. Штольня-окно гидроустановки 1925 г.	Цементированные слегка пески	Забивная крепь в кровле	6,25	3,05 2,90	Mühlhofer-Mittelungen
5	Berlin Inselbrücke. Дюккер	Песок с крупной галькой	Забивная крепь	5,75	3,60	Mittelungen der Unternehm R. Z. N. R.
6	Chur (Швейцария) штольня гидроустановки. 1912—1924 гг.	Морена сильно водоносная	Забивная крепь	5,0	от 2,5 до 3,5	
7	Мало-Кабард. водоподводящая штольня	Сухие сыпучие пески	Забивная крепь	35	от 1,8 до 2,0	Известия НИИГ 1932 г. Т. IV

Вышеприведенные кривые (Randzio) V_p , V_{II} и V_{III} построены в предположении разработки сечения штольни сразу на полный профиль, независимо от его размеров. Однако, пользуясь данными графиков Randzio, можно определить скорость проходки штолен различных сечений применительно к любым способам проходки (подсводный разрез, австрийский способ и др.).

На рис. 238 даны составленные нами кривые скоростей проходки для стандартного направляющего хода штольни диаметром 3 м, кругового очертания, и расширения штолен диаметром 4; 5 и 6 м, в зависимости от коэффициента крепости породы.

При этом следует иметь в виду, что способ проходки штолен диаметром 3 м предположен без направляющего хода (сразу на полный профиль); способ проходки штолен диаметром 4 м — с направляющим ходом и последующим расширением сразу на полный профиль.

Для штолен диаметром 5 и 6 м предположен способ разработки „подсводным разрезом”.

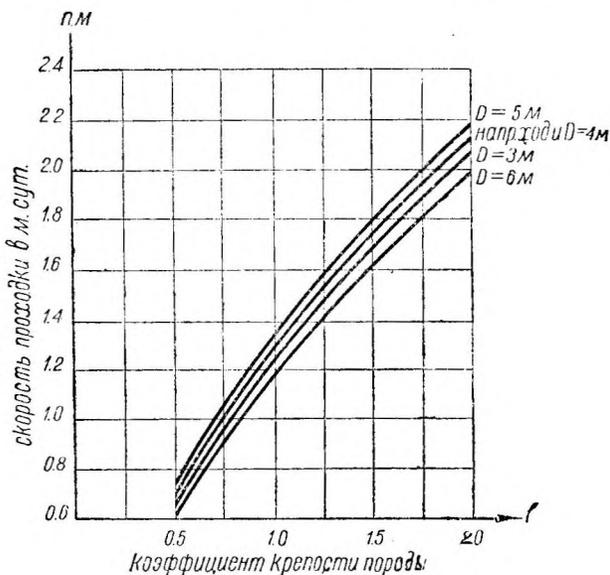


Рис. 238. Кривые скорости проходки в мягких грунтах ($f=0,5-2,0$).

Проходка штолен диаметром $D=3$ м предположена сразу на полный профиль. Расширение штольни диаметром $D=4, 5$ и 6 м после пробивки направляющего хода предположено сразу на полный профиль, а штолен диаметром $D=5$ и 6 м способом „подсводного разреза”.

Пример. Определить суточную скорость проходки штольни кругового очертания при диаметре выломки $D = 5$ м, проходящей в грунтах с коэффициентом крепости $f = 1,5$.

По графикам рис. 238 находим:

скорость проходки направляющего хода $v_1 = 1,75$ м/сут.,
 скорость расширения $v_2 = 1,80$ м/сут.

Общее время, потребное для разработки всей штольни, определяется так же, как и в случае проходки штолен в твердых породах. При этом нужно иметь в виду, что в случаях, когда скорость проходки направляющего хода превосходит скорость расширения штольни на полный профиль, приведенная выше формула приобретает иной вид, а именно.

$$T = 0,5 \left[\frac{L_1}{V_1'} + \frac{L_2}{V_2'} + \dots + \frac{L_n}{V_n'} + \frac{l_1}{V_1} + \frac{l_2}{V_2} \right],$$

где

$V_1', V_2' \dots V_n'$ — скорость расширения на различных участках,
 V_1 и V_2 — скорости направляющих ходов у двух начальных забоев.

5. Проходка штолен в плывунах и водонасыщенных грунтах

Способ окаменения

При проходке штолен в водонасыщенных грунтах затруднения, причиняемые водой, осложняя и удорожая работы, часто создают непреодолимые препятствия.

В самое последнее время, в практику подземного гидростроительства стал проникать новый метод борьбы с грунтовыми водами при помощи окаменения водоносных пород.

Способ этот, известный в строительном и горном деле под названием метода д-ра Иостена, состоит в последовательном инъецировании, через трубки, в слой песка (независимо от водоносности его) двух химических растворов, сообщающих грунту почти мгновенно способность „окаменения“.

Самый процесс закрепления при этом идет следующим образом.

Вначале начинается нагнетание кремневой кислоты, обволакивающей отдельные частицы грунта в виде пленки. При действии второго реагента (раствор какой-либо соли или кислоты) образующийся гидрогель кремневой кислоты (студенистый кремнезем), твердеет, как бы спаивает мельчайшие частицы породы. Однако, при этом нет необходимости в полном заполнении химическим веществом всех пор между отдельными частицами для получения полной водонепроницаемости уплотняемого грунта. Объем пор при химическом уплотнении уменьшается,



Рис. 239. Уплотненные поры грунта.

но не всегда исчезает вовсе (рис 239).¹

Получающаяся в результате химической реакции порода, подобная естественно образовавшемуся песчанику, имеет значительную прочность, водонепроницаемость и хорошую сопротивляемость действию солей и кислот.

Громадным преимуществом описываемого способа уплотнения является мгновенная способность химических веществ вступать в соединение и тем самым способствовать уплотнению грунта. Это решает многие затруднения при встрече с водоносными и водообильными породами (плывунами и пр.).

Заполнение сравнительно небольших пустот дает при химическом способе уплотнения менее удовлетворительные результаты, чем при мельчайших порых. На этом основании при уплотнении пустых трещин рекомендуется предварительное заполнение их песком или каким-либо другим составом (часто

¹ Dr.-Ing. Sichert W.—Chemische Abdichtung von Bauwerken und Baugruben. Bautechnik. 1933 г. S 455.

инъектированием цементным раствором и пр.). Только после этого целесообразно производить химическое укрепление тех же трещин.

Опыт применения этого способа уплотнения в гидротехнических сооружениях за границей имеется достаточно обширный уже в настоящее время (сухие доки в Киле и Вильгельмстафене,¹ бетонная облицовка и грунты деривационного канала гидроустановки на р. Шварцвассер в Гродеке и др.).

Представляет интерес химический способ укрепления грунтов, примененный в открытой выемке нового подводного тоннеля в Гамбурге под рекой Альстер.²

Метод этот был также применен в 1932 г. при укреплении кровли штольни в проходке Лондонского метрополитена. (Гравелистый песок с суглинками, обильно пропитанный подземными водами.) Инъекция цементного раствора для укрепления пород в этом случае не привела к сколько-нибудь удовлетворительным результатам, после чего строительством был сделан удачный опыт химического закрепления пород.

Для этой цели в досчатой обшивке крепи выломки размерами от 2,9 м до 6,1 м были просверлены дыры для забивки в породу железных трубок длиной 4,55 м, через которые нагнетались растворы.

Зондировка грунтов вокруг выломки после укрепления показала достаточно мощной толщины слой окаменевших пород, причем совершенно прекратилось поступление подземных вод в тоннель.

Таким образом подтвердилась возможность успешного применения химического способа укрепления пород даже в случае глинистых и илистых примесей в грунтах.

Рис. 240 изображает разрез одного из описываемых участков тоннеля Лондонского метрополитена с указанием расположения скважин, через которые нагнетались растворы.

У нас в Союзе на отдельных объектах строительства Москвы и Ленинграда начиная с 1930 г. идут исследовательские работы по определению состава защитного коллоида, добавление которого могло бы замедлять процесс твердения гидрогеля в различных гидрогеологических условиях.

Кроме того, для полного освоения в подземном строительстве нового метода, устанавливается состав наиболее дешевых реактивов (химикалий), могущих регулировать не только быстроту, но и прочность получаемой при реакции окаменевшей породы.

Описываемыми опытами, произведенными в различных гидрогеологических условиях, были установлены следующие основные положения.³

1. Радиус зоны действия одной инъекционной скважины при толщине закрепляемого слоя 0,5 м равен для средних и крупнозернистых песков около 1 м, для мелкозернистых песков — 0,5—0,8 м.

2. Дозировка химических растворов в 1 скважину на 1 заход в среднем составляет около 200 л, причем расход реактивов в пересчете на сухое вещество составляет на 1 м³ пород около 150 кг.

3. Требуемое для инъекции растворов рабочее давление колеблется в широких пределах в зависимости от плотности грунта, водонасыщенности его и фильтрующей способности.

4. Постепенное нагнетание жидкостей в грунт содействует равномерному их распределению в породе, причем уплотнению грунта способствует продувка его сжатым воздухом после нагнетания химических реагентов.

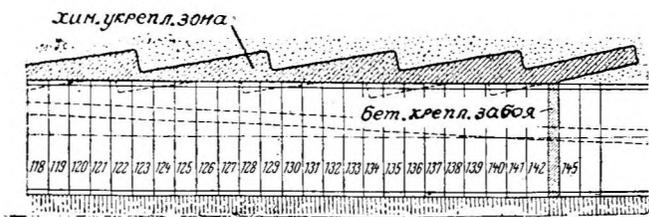


Рис. 240. Химическое закрепление грунта в тоннеле Лондонского метрополитена.

¹ S i c h a r d t. — Erlahrungen mit der chemischen Bodenxerfestigung. Bautechnik. 1930. Н. 12.

² Bautechnik 1932. Н. II. S. 117 и 1931. Н. I. S. 10.

³ Инж. М а н у к я и П. и инж. А с к а л о н о в В. — Химический способ закрепления пльвунов (Н. Г. 1933 г., № 64 и 107).

5. Закрепленный химический грунт уже через несколько дней дает прочность при испытании на сжатие от 10 до 30 кг/см².

Основной аппаратурой для производства работ по химическому способу закрепления грунтов являются: гидравлические насосы до 30 атм. давления, резиновые шланги и стальные трубы диаметром 25-35 мм, наконечники и пр.

Большая опытная и исследовательская работа по применению проходки с химическим закреплением водоносных грунтов была проведена при постройке Московского метрополитена¹ (рис. 241).

В штольне (шахты №8) трапециoidalного сечения 1,3x(1,2+1,4), проходящей в флювиоглациальных песках, были установлены в шахматном порядке патрубки из газовых труб диаметром 36 мм, в которые вводились инъекторы (нагнетающие реактивы трубки) диаметром 25 мм.

Последние забивались в грунт кувалдами, после чего производилось нагнетание растворов двумя насосами типа „Гидропресс“. Для первой заходки трубки забивались на 0,5 м, для второй на глубину 1,0 м. Через каждый патрубок в обе заходки нагнеталось под давлением до 10 атм. около 240 л химических составов.

В результате произведенной химизации грунтов при дальнейшей проходке штольни потребовалось применение ломов и скарпелей до глубины 0,7 м.

Другой опытной работой Московского метрополитена в этой же области было химическое закрепление в среднезернистых песках забоя штольни высотой 2 м и свода, для раскрытия после этого калотты.

Инъекционные трубки в этом случае забивались веером помощью отбойных молотков (рис. 242), причем верхние трубки заглублялись всего на 1,5 м, а остальные забивались в две заходки на 1,5 и 2,5 м. Расположение трубок было принято с таким расчетом, что при забивке до 2,5 м расстояние между инъекторами двух соседних трубок было в пределах 0,75—0,90 м. Под давлением (устанавливаемым в каждом отдельном случае опытным путем) до 5 атм. в каждую из трубок нагнеталось по 180 л химических реактивов.

Расположение трубок было принято с таким расчетом, что при забивке до 2,5 м расстояние между инъекторами двух соседних трубок было в пределах 0,75—0,90 м. Под давлением (устанавливаемым в каждом отдельном случае опытным путем) до 5 атм. в каждую из трубок нагнеталось по 180 л химических реактивов.

Кубики размером 10 см в стороне, выпиленные из закрепленной описанным способом породы, дали временное сопротивление сжатию около 15 кг/см².

Таким образом полностью подтвердилась как целесообразность химического способа закрепления водонасыщенных пород при проходке, так и высокое качество выработанной строительством для этой цели рецептуры.

На основании описанных выше опытов был выдвинут вариант проходки тоннелей Арбатского радиуса в аллювиально-деллювиальных песчаных отложениях помощью химического закрепления грунтов. Для этой цели предполагается произвести укрепление пород помощью нагнетания раствора по периметру проходки до глубины 8 м и пройти полным сечением штольню на глубину 4 м. Пройденный участок непосредственно после проходки крепится постоянной облицовкой. Далее опять производится нагнетание раствора на глубину до 8 м и весь цикл операций повторяется снова.

Проходка тоннеля по предлагаемому способу состоит как бы в постепенном наращивании трубы из окаменелого грунта, в котором и производится собственно проходка.

Предполагая стенку каменной трубы толщиной 1,1—1,2 м, а норму расхода растворов при закреплении 1 м³ в сухих грунтах в 500 кг, при диаметре тоннеля в 6 м, автор проекта исчисляет расход раствора на 1 пог. м тоннеля в 12,5 т. При стоимости 1 м³ химического закрепления в 80 рублей общая стоимость 1 пог. м тоннеля не должна превысить 2000 рублей.

¹ Ржаницы и Б. А. — Хим. закрепление пльвунов. Метрострой 1933г. № 3 и 5.

Продольный разрез

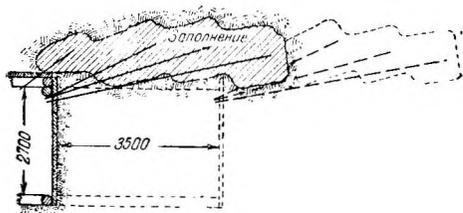


Рис. 241. Химическое закрепление водоносных грунтов в кровле тоннеля.

При сравнении со всеми до сего времени существовавшими методами укрепления грунтов химический способ дает следующие определенные преимущества:

Достигается закрепление, помимо крупнозернистых, также и мелкозернистых песчаных грунтов, типа плывунов (фракции меньше 0,1 мм), что совершенно исключается при инъектировании цементным раствором, вследствие быстрого отфильтровывания цементного молока в ближайших частицах грунта.

Наличие примесей и органических веществ не служит препятствием для химического закрепления, которое, кроме того, более долговечно, чем цементация.

Достигается тампонаж трещин, а также закрепление интенсивно фильтрующих грунтов с большим дебитом воды.

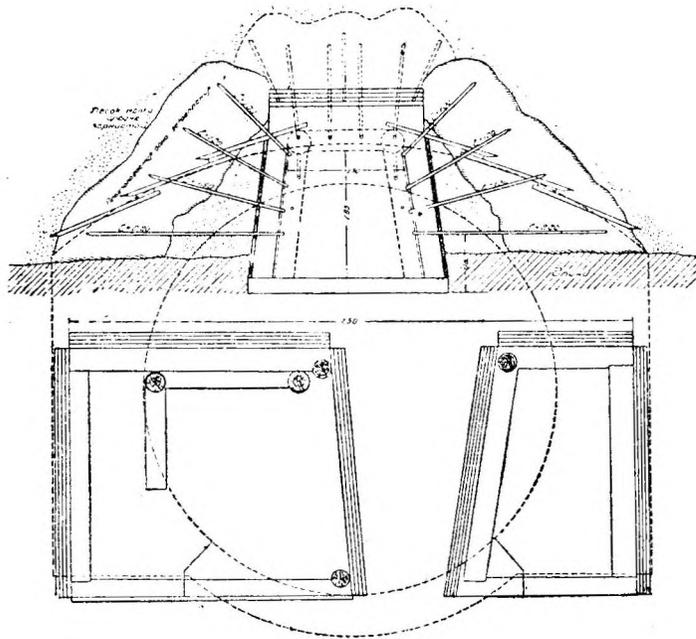


Рис. 242. Закрепление химическим способом средне-зернистых песков в тоннеле Московского метрополитена.

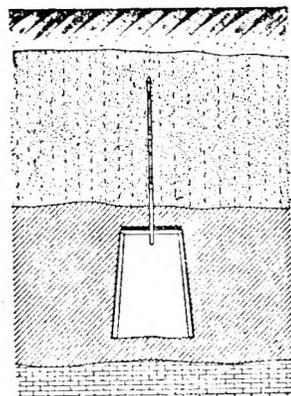


Рис. 243. Осушение водоносных грунтов в штольне способом глубокого дренажа.

особую ценность при наличии в грунтовых водах и породах вредных примесей.

Стоимость крепления грунта весьма невелика, причем для производства работ не требуется сложного оборудования или редких и ценных химикалий.

Таким образом, новый способ химического закрепления грунтов может оказаться весьма рентабельным при проходке и эксплуатации гидротехнических штолен в сыпучих, пльвунных и сильно водоносных породах.

Способ дренажа

Существует способ борьбы с пльвунами, при расположении последних в кровле штольни, путем осушения грунта системой дренажных скважин (рис. 243).

Метод этот, неоднократно применявшийся в шахтах Подмоскoвного бассейна, состоит в установке в скважинах особых фильтров (штекфильтры) из перфорированных трубок, снабженных в конце заостренной насадкой.

Вначале после установки трубки из нее выносятся пльвун, однако, через небольшой промежуток времени (1—2 часа) вокруг трубы образуется фильтрующий слой из зерен песка и вытекающая вода становится совершенно чистой. В целях предупреждения вакуума в порах грунта, снижающего интенсивность вытекания воды из пород, прибегают к искусственному нагнетанию воздуха через тонкие трубки, вставляемые в фильтры.

Применение описываемого способа дренажа пород при проходке у нас в Союзе сопровождалось значительным усовершенствованием ряда приемов.

Так, при помощи спирального бура (рис. 244; предложение горн. инж. П. А. Манукьяна) совмещено бурение скважины с забивкой фильтра, что устраняет опасность выноса пльвуна в промежуток времени между извлечением из скважины бура и введением в нее фильтра.

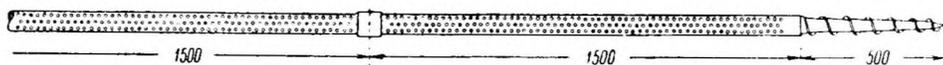


Рис. 244. Спиральный бур—штекфильтр.

Щитовой способ

В случае особенно слабых, пльвучих грунтов, когда имеется сильное давление на крепи и обильное поступление воды в выломку, щитовой способ проходки является иногда единственно возможным.

Малая применимость этого способа в проходке напорных штолен объясняется тем, что последние в большинстве случаев возводятся в твердых устойчивых породах, способных выдерживать внутреннее давление воды.

Основной конструкцией в описываемой системе проходки является щит — стальной цилиндр с внутренним диаметром, несколько превышающим наружный диаметр тоннельной облицовки (рис. 245).

Для жесткости и возможности выполнения основных работ по выдаче из забоя грунта в головной своей части щит снабжен диафрагмой, усиленной продольными и поперечными ребрами.

Гидравлические домкраты, помощью которых осуществляется проходка, устанавливаются в диафрагме параллельно оси тоннеля и опираются в торцовую поверхность ближайшего кольца облицовки. К горизонтальным перегородкам щита прикреплены спереди „рабочие” раздвижные платформы, при-

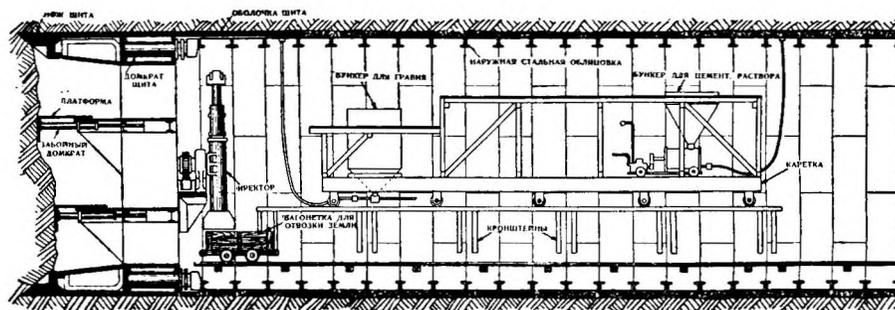


Рис. 245. Щит для проходки тоннелей.

жимающиеся к забою тоннеля особыми гидравлическими домкратами. Хвостовая часть щита, свободная от всяких перегородок, заходит вверх возведенной части облицовки и позволяет укладывать очередное звено ее.

Разработка грунта впереди щита производится обычно пневматическими лопатами с рабочих платформ, причем выдача грунта в тоннель производится через особые отверстия в диафрагме щита.

В некоторых системах щитов диафрагмы устраиваются воздухопроницаемыми, иногда они снабжаются массивными затворами с гидравлическим управлением. В последнем случае щит при проходке частично как бы раздвигает грунт в стороны.

После того как забойщиками произведена разработка грунта на расстояние, достаточное для укладки одного звена облицовки, щит помощью гидравлических домкратов продвигается вперед на соответствующее расстояние, освобождая в хвостовой своей части пространство для возведения очередного звена облицовки.

Необходимо отметить, что способы разработки пород при щитовой проходке бывают весьма различны и часто меняются несколько раз при проходке одного и того же тоннеля.

Непосредственно за диафрагмой в хвостовой части щита располагается специальный механический укладчик облицовки „эректор” (рис. 114), снабженный особым рычагом, имеющим возможность удлиняться в радиальном направлении. Отдельные сегменты облицовок устанавливаются эректором в требуемом положении и поддерживаются до того момента, пока не будет произведено прикрепление его болтами к соседним сегментам.

Применение сжатого воздуха при щитовом способе проходки тоннеля вызывается необходимостью создавать в нем давление, превышающее напор грунтовых вод, с целью воспрепятствовать прониканию их в выработку.

Кроме того сжатый воздух частично употребляется и для нагнетания под давлением гравия и цементного раствора через отверстия облицовки в зазор между наружной гранью облицовки и внутренней поверхностью щита.

Операция эта происходит в момент, когда хвостовая часть щита сходит с облицовки.

Уложенное описываемым способом (метод инж. О’Рурк) бетонное кольцо вокруг облицовки изолирует штольню от воды и тем самым уменьшает возможность коррозии металла.

Водонепроницаемость швов между отдельными стальными или чугунными сегментами облицовок достигается путем уплотнения швов прокладками или специальными составами.

Некоторые случаи возведения облицовок гидротехнических штолен при щитовом способе проходки из отдельных бетонных блоков известны в американской практике.

В главе второй (рис. 111) приводились отдельные примеры облицовок подобного рода в г. Филадельфии и г. Норристоуне штата Пенсильвания в США. Изоляция швов в этих случаях достигалась тем, что отдельные бетонные блоки перед укладкой опускались в горячий асфальт.

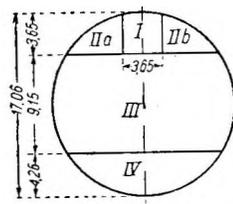


Рис. 246. Схема разработки штольни Гувера.

6. Американские методы проходки и бурения

Большой объем тоннельных работ и требование скорейшего пуска сооружения в эксплуатацию заставляют прибегать к механизации проходок, что часто имеет место при постройке штолен в Америке.

Американские методы производства работ вызвали соответствующие изменения в способах проходки штолен. В то время как обычно принято начинать с пробивки направляющего хода возможно меньшего сечения (5—6 м²), в Америке при разработке штолен средних размеров (около 15 м²) направляющий ход часто отсутствует. Примерами могут служить напорные штольни гидроустановки Бридж (оз. Сетон) в Британской Колумбии, диаметром 3,70 ж; гидроустановки Коббл-Маунт (рис. 444), штольни водоснабжения г. Бостон (рис. 461) размерами 3,88X3,55 м и др.

При больших размерах штолен, когда прибегают к устройству направляющего хода, размеры его делаются значительными, не менее 9 м². Так, напр., в штольне гидроустановки Calderwood Dam при полной площади сечения 35,5 м² размеры направляющего хода были 3,6X3,6 м.

В наиболее современной гидроустановке Гувер на р. Колорадо при диаметре в 15 м (рис. 246) штольни имели в верхней части профиля направляющий ход размерами 3,65X3,65 м. Устройство направляющего хода значительных размеров обуславливается в этих случаях стремлением использовать мощные механизмы для проходки.

В отношении способов разработки в Америке также не придерживаются какого-либо определенного метода, а выбирают последний в каждом отдельном случае в зависимости от сечения штольни, свойств породы, напластования и пр. Число скважин на м² забоя, вследствие большей длины их, соответственно увеличивается и составляет в среднем около 3,4 на м², тогда

как в Германии, напр., принято в среднем считать 2 скважины на m^2 направляющего хода.

В тех случаях, когда отказываются от применения направляющего хода, расположение скважин и постепенность взрывания их имеет целью, по возможности, ранее нарушить целостность породы. В этом подразделении порядка взрывов американские строители идут гораздо далее всех остальных.

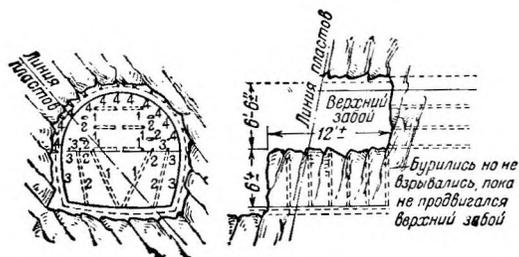


Рис. 247. Разработка нижнего уступа вертикальными скважинами.

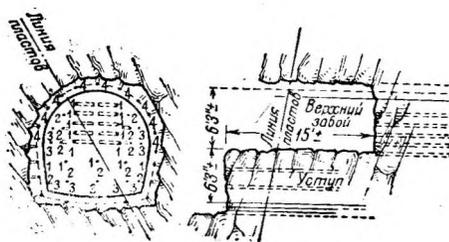


Рис. 148. Разработка нижнего уступа горизонтальными скважинами.

Сначала идет взрыв на небольшую глубину до 1,5 м сильно наклонных скважин (вруб). Далее следует более глубокий взрыв (до 3 м), затем взрывается ряд слабо наклонных скважин и, наконец, окаймляющие скважины, почти параллельные оси штольни. Число этих последних обычно бывает довольно значительным, причем работа эта вызывается стремлением точно выполнять проектный профиль и избежать излишних расходов.

Более детально порядок расположения скважин следует рассматривать в зависимости от установленного в каждом отдельном случае способа проходки.

В отношении способов проходки следует отметить, что в Америке также применяется способ разработки профиля „нижним уступом”, разрабатываемым вертикальными (гидроустановка Нью-Канава) и горизонтальными скважинами. Первый способ применялся и в Германии при постройке штольни Эйхольц гидроустановки Шлюхзее; такая же попытка была сделана в штольне Коббл-Маунт (рис. 247).

Однако в последнем случае способ этот себя не оправдал, так же как и бурение уступа горизонтальными скважинами (рис. 248).

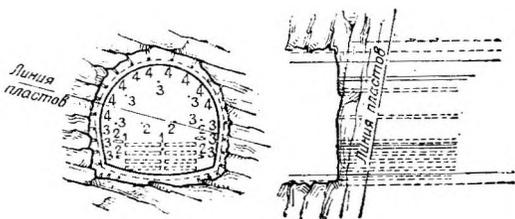


Рис. 249. Разработка штольни на полный профиль.

Предпочтение было отдано способу разработки сечения сразу на полный профиль (рис. 249), примененному на значительной части всей длины штольни. Вруб из 12 скважин 1 был расположен в нижней части профиля.

Способ разработки нижнего уступа горизонтальными скважинами был применен при проходке в кварцитах штольни Waterwille. Высота уступа составляла около половины высоты

профиля. В верхней части профиля было расположено 29 скважин, в нижней — 19, длиной 3,4 м, что при полной площади сечения выработки $15 m^2$ составляло 3,2 скважины на $1 m^2$.

Детальное описание способов проходки и бурения штолен гидроустановок Гувер, Нью-Канава и др. помещено в соответствующем отделе.

Следует остановиться еще на некоторых характерных примерах американской практики разработки штолен.

Расположение скважин при наличии двух горизонтальных колонок, принятое при бурении штольни Quiebiga, проходящей в диоритах, видно на рис. 250. Большое расстояние в средней части профиля между скважинами объясняется невыгодностью перестановок колонок из-за потери времени. Нумерация скважин на чертеже показывает порядок взрывания их.

Для работы бурами на вертикальных колонках характерно расположение скважин, примененное в штольне Соррег-Мине в кварцитах (рис. 251). Вруб

образуется здесь взрывом первых четырех скважин, далее следуют взрывы групп по 4, 4, 6 и 3 скважины. Общее число скважин 21.

При разработке в конгломератах и диоритах штольни United Verde способом „нижнего уступа“ было применено расположение скважин,

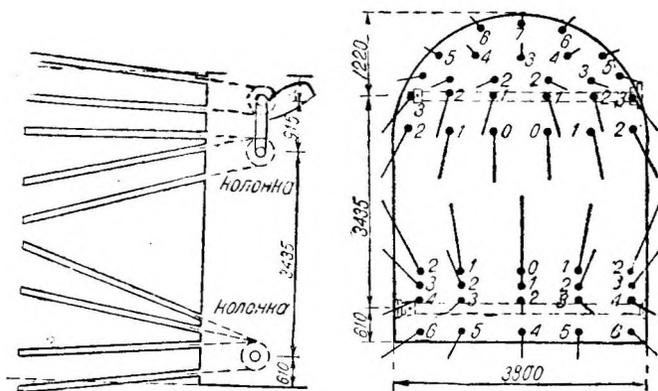


Рис. 250. Расположение скважин штольни Queibra.

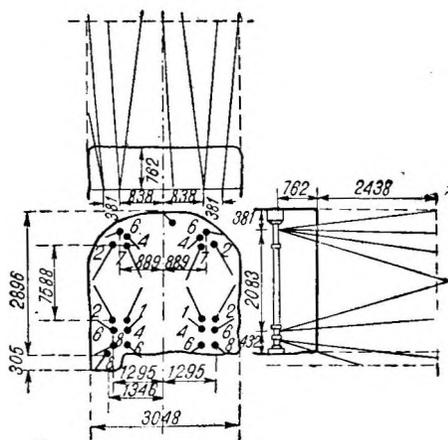


Рис. 251. Расположение скважин штольни Copper Mine.

показанное на рис. 252. В верхней части профиля число скважин значительно больше, чем в нижней, находящейся в более выгодных условиях. Вруб состоит из шести центральных скважин в виде V. После вруба производится взрыв семи скважин 1, а затем остальных десяти окаймляющих скважин. Длина скважин — от 3 до 4 м. Число скважин на 1 м² 4. В нижнем уступе располагаются всего 4 скважины, длиной от 1,8 до 3 м.

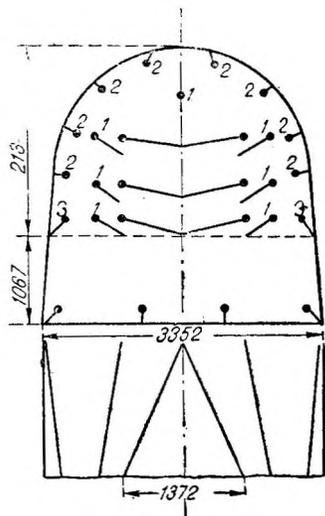


Рис. 252. Расположение скважин штольни United Verde.

В последние годы в Америке при разработке штолен на полный профиль способом „центрального направляющего хода“ часто применяется расположение скважин, показанное на рис. 253. (Проходка штолен Grand Fall-River и Calderwood). Здесь расширение производится с помощью радиально направленных, правильно расположенных скважин различной длины.

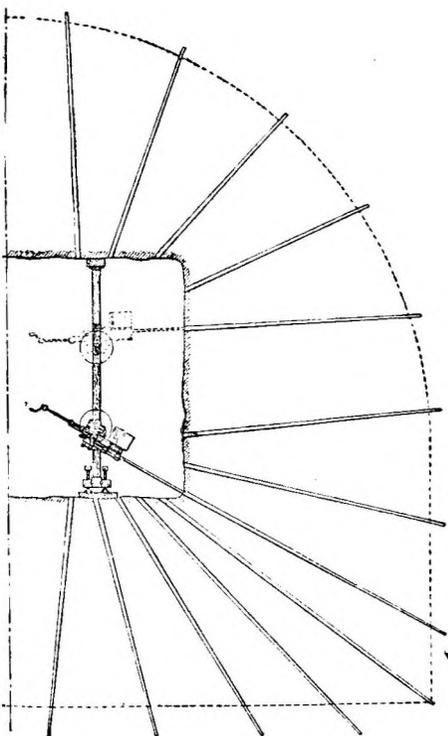


Рис. 254. Проходка центральным направляющим ходом тоннеля Connaught.

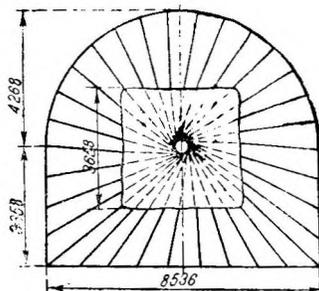


Рис. 253. Схематическое расположение шпуров штольни Calderwood.

Подобное расположение скважин часто применяется также и при проходке железнодорожных тоннелей, примерами чего могут служить: Connaught —

здесь расширение производится с помощью радиально направленных, правильно расположенных скважин различной длины.

Подобное расположение скважин часто применяется также и при проходке железнодорожных тоннелей, примерами чего могут служить: Connaught —

тоннель сечением 7,9X8,5 м, проходящий в кварцитах (рис. 254.), Cascade-тоннель и друг. Последние примеры дают основание полагать, что такой способ проходки и бурения, принятый в Америке, имеет своей целью внесение единства в методы сооружения тоннелей, с учетом возможно широкого применения механизации работ.

Для бурения скважин применяются перфораторы, укрепляемые на особых колонках, вертикальных или горизонтальных, размеры которых доходят до 4,5 м.

Горизонтальные колонки применяются в тех случаях, когда бурение идет параллельно с уборкой породы, между тем как при вертикальных колонках эти две операции возможно производить одновременно только в случае проходки способом „нижнего уступа“.

Современное американское оборудование обеспечивает скорость бурения скважин в крепких породах 7,5—9 см в минуту.

Для ускорения бурения применяются буровые тележки, которые перед производством взрывов откатываются в безопасные места. Однако, при применении подобных тележек не представляется возможным начинать бурение до окончания процесса уборки породы. Несмотря на это, результаты бурения с помощью тележек делают их применение во многих случаях весьма выгодным.

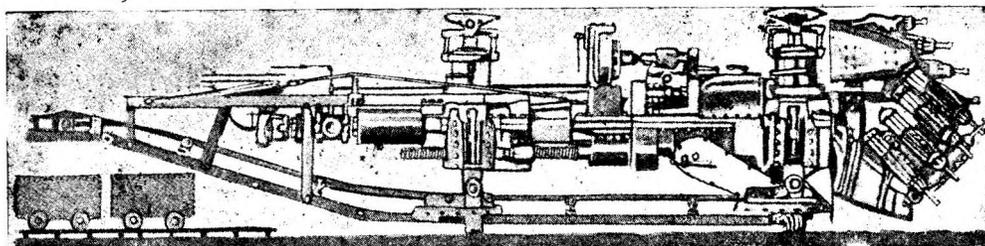


Рис. 255. Машина системы App

При проходке сразу на полный профиль применяются перфораторы как на вертикальных, так и на горизонтальных колонках, смонтированные на тележках и грузовиках таким образом, что позволяют пробурить все скважины без перестановки машины.

Последним достижением в области тоннельных разработок является применение при проходке штолен специальной машины системы App (App—Tunneling-Maschine, рис. 255 и 256).

Она состоит из платформы, передвигающейся по рельсовым путям, снабженной в передней части своей вместо перфораторов пневматическими молотками. Такого рода машины применяются не только в мягких, но и в крепких породах. Достоинства этих машин заключаются в том, что отпадает необходимость в буровых и взрывных работах, получается профиль точно по проектному очертанию и порода размельчается, тем самым становясь удобной для погрузки. Погрузка осуществляется самой машиной помощью транспортера. Скорость проходки штолен при проходке машиной App составляет в известняках 0,6—1,5 м в час, в крепких глинах и мягких сланцах более 1,5 м в час.

Главным достоинством описываемой машины является сокращение при проходке числа различных отдельных операций (бурение, взрывание, проветривание, погрузка и проч.) и тем самым установление в работе однообразного режима без излишних потерь времени. Особым преимуществом этого способа работ является отсутствие необходимости в производстве взрывов, влекущих за собой разрушение окружающих слоев пород, как вследствие действия самого взрыва, так и от развивающейся при этом высокой температуры.

Опыты с машинами App производились в Швейцарии; однако, применение их в широком масштабе до сего времени неизвестно. Причиной этого является, по-видимому, высокая стоимость машин, заслуживающих тем не менее самого серьезного внимания.

Попытки замены отдельных операций при проходке штолен работой одной машины известны еще с прошлого столетия. Так, например, в пробной штольне подводного тоннеля, предполагавшегося между Дувром и Кале, была испытана машина Бомона и Энглиша, без взрывных работ высверливавшая сразу штольню кругового профиля. Прочная поперечина с ножами, прижимающаяся к забою, приводилась сжатым воздухом во вращательное движение и тем самым производила выломку. Отрываема при этом порода помощью черпаковой цепи подавалась непосредственно в вагонетки и отвозилась.



Рис. 256. Машина системы Анн.

Все попытки подобного рода механизации проходческих работ могли применяться с относительным успехом и то в грунтах не особенно твердых.

Для грунтов пластичных в Германии в самое последнее время была изобретена машина, образующая штольню посредством вдавливания грунта в стороны во время проходки.¹ Передвижная тележка на гусеничном ходу несет на себе 6 особых поршней, приводимых в действие гидравлическим способом или сжатым воздухом.

Первоначально в пластичный грунт вдавливаются клинообразный поршень, действующий в горизонтальном направлении. В образовавшееся при этом пространство входят второй и следующие поршни, постепенно отжимающие грунт до проектных отметок. Общее число и расположение рабочих поршней устанавливается в зависимости от площади поперечного сечения и очертания штольни.

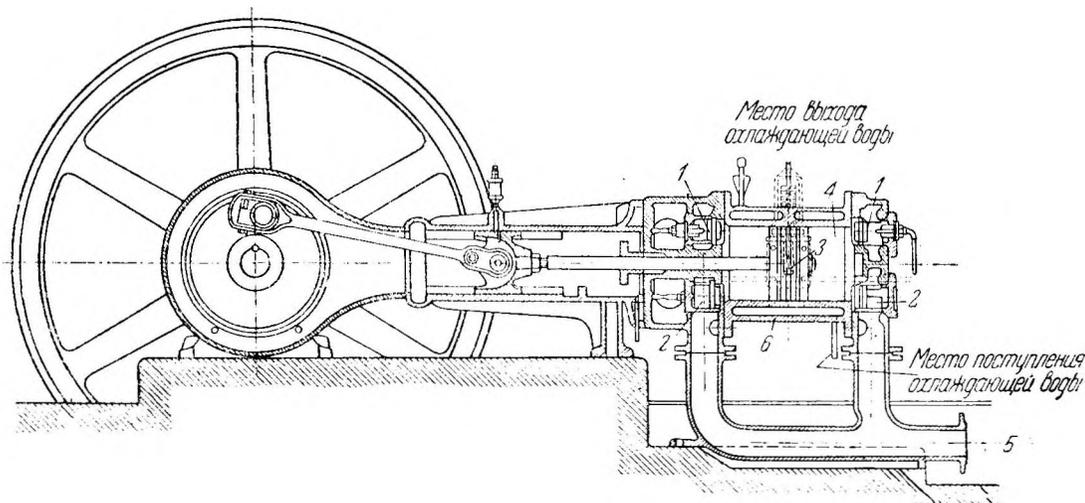


Рис. 257. Одноступенчатый стационарный компрессор.

II. КОМПРЕССОРНЫЕ УСТАНОВКИ

1. Компрессоры

Сжатый воздух, необходимый для снабжения перфораторов, вырабатывается особыми машинами — компрессорами. Компрессоры бывают подвижные и стационарные.

Главными недостатками первых являются: малая производительность (не выше 9 — 10 м³/мин), невозможность полной осушки воздуха, вследствие чего

¹ Германский патент № 515394.

возрастает износ перфораторов, и малый коэффициент использования компрессора из-за передвижек.

Указанные недостатки и условия стесненности подземных работ привели, за редким исключением, почти к полному отказу от применения подвижных компрессоров при проходке штолен.

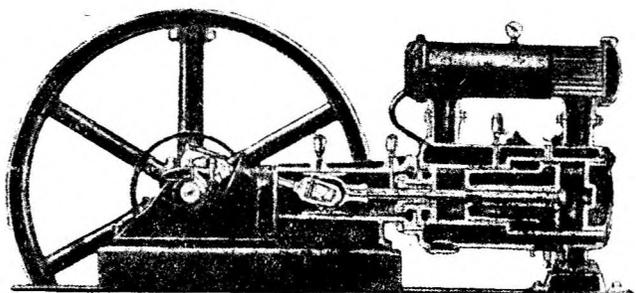


Рис. 258. Двухступенчатый компрессор завода Флотмайн.

Для обеспечения полной производительности перфораторов, вследствие значительных потерь в трубопроводе, давление в резервуаре компрессора должно быть выше, чем давление у перфоратора.

При буровых работах, производимых пневматическими перфораторами, когда давление в сети должно быть 5-7 атмосфер, применяются компрессоры поршневого действия, одноступенчатого или двухступенчатого типа.

По принципу действия первые отличаются тем, что сжатие воздуха в них происходит сразу до требуемой величины, в то время как в двухступенчатых компрессорах атмосферный воздух сначала сжимается в одном из цилиндров до небольшого давления (примерно, до 2 атмосфер), после чего, переходя через промежуточный охладитель во второй цилиндр, доводится в нем до требуемого давления.

На рис. 257 изображен один из стационарных одноступенчатых компрессоров, применяющийся при небольшом давлении и малой производительности.

Процесс работы его состоит в следующем. На крышках цилиндра компрессора расположены два всасывающих (1) и два нагнетательных (2) клапана. При движении поршня (3) в цилиндре (4) с поперечным открытием и закрытием упомянутых клапанов наружный воздух всасывается в цилиндр и сжатый в нем до определенного давления нагнетается через открытые клапаны в трубопровод (5).

С целью охлаждения воздуха, находящегося в цилиндре, последний окружен рубашкой (6), внутри которой циркулирует вода. Однако, несмотря на принятие последней меры, температура сжатого воздуха бывает настолько высока, что затрудняет смазку поршня, мешает работе самого компрессора и пр.

Этот недостаток и вызвал переход к двухступенчатым компрессорам (рис. 258), принцип работы которых состоит в следующем.

Наружный воздух поступает со стороны широкой части цилиндра, причем вторичным движением поршня сжимается до требуемого давления. На рис. 259 показан двухступенчатый компрессор Краматорского завода „Борец“.

Коэффициент полезного действия двухступенчатых компрессоров бывает выше, чем коэффициент полезного действия компрессоров одноступенчатых. Компрессоры бывают как с вертикальными, так и с горизонтальными цилиндрами.

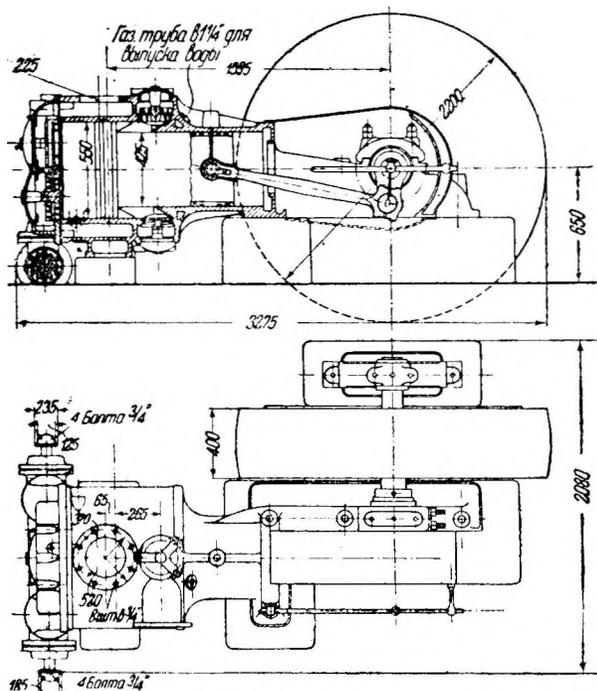


Рис. 259. Двухступенчатый компрессор завода Борец.

Характеристики горизонтальных и вертикальных компрессоров советского производства приведены в таблице 43.

Таблица 43

Компрессоры, изготавливаемые советскими заводами (Насосокомпрессорное объединение)

Краткая характеристика	Потребл. мощн. в л. с.	Вес меха-низма в кг.	Цена фран-козавод в руб.	Числ. обо-ротов в мин.	Кол. засасы-ваем. возд. в мин.	Давление
1. Вертик. приводн. быстроходный компрессор.	50—55	690	5 000	730	5,5 м ³	до 7 атм. ман.
2. Приводной гориз. 2-ступенчат. компрессор с дифференц. поршнем	до 65	3 200	4 850	180	8 м ³	5—8 атм. абс
3. Приводной гориз. 2-ступенчат. компрессор с дифференц. поршнем	110	5 300	5 700	165	14 м ³	5—8 атм. абс.
4. Приводной гориз. 2-ступенчат. компрессор с дифференц. поршнем	155	7 000	7 900	125	20 м ³	5—8 атм. абс.
5. Горизонт. приводн. 2-ступенчат. сдвоенный компрессор стационар. типа с дифференц. поршнем.	175	7 760	30 000	150	12 м ³	до 40 атм. м.
6. Передвижн. компрессор установ-ка на 2 колесах. Привод непосред-от двигателя	27—35	1 300	3 500	800—1 100	2,9—3 м ³	5—7 атм. м.

В таблице 44 приводятся данные о стационарных одноступенчатых компрессорах фирмы Сулливан.

Таблица 44

Одноступенчатые компрессоры фирмы Сулливан

Размер цилиндров		Объем воз-духа, выт. в мин. м ³	Число обо-ротов в мин.	Давление воздуха в атм.	Число по-треб. л. с. при этом давл.	Основные размеры		Размер маховика	
Диам. см	Ход пор-шня см					Длина м	Ширина м	Диам. см	Ширина обода см
15,2	15,2	2,0	350	8,4	10,6	1,5	0,56	76,2	11,4
18,0	15,2	2,6	350	7,0	13,0	1,52	0,56	76,2	11,4
20,3	20,3	3,9	300	8,4	21,8	1,90	0,71	100,6	17,8
23,0	20,3	5,8	300	7,0	25,8	1,92	0,71	100,6	17,8
25,4	25,4	7,4	285	8,4	39,2	2,26	0,91	122	26,7
26,0	25,4	9,06	285	7,0	51,0	2,28	0,91	122	26,7
30,5	25,4	10,7	285	7,0	61,8	2,30	0,91	122	26,7
30,4	30,4	10,5	240	8,4	65,2	2,69	1,19	152	36,8
35,4	30,4	14,0	240	7,0	90,3	2,69	1,19	152	36,8

Из компрессоров сжатый воздух поступает или непосредственно в трубопровод, или проходит особый резервуар-аккумулятор, служащий для регулирования давления, смягчения толчков поршней компрессоров и очистки воздуха от водяных паров, осаждающихся в нем в виде воды.

Резервуары, обычной емкостью 25—35% от количества засасываемого компрессором в минуту воздуха, делаются клепаными из котельного железа.

Из аккумуляторов сжатый воздух поступает в чугунный или железный трубопровод, отдельные звенья которого соединяются между собой фланцами или муфтами. Места соединений, во избежание утечки (доходящей иногда до 25—35% общего количества выработанного компрессором сжатого воздуха), уплотняются специальными прокладками. Как показывает опыт, потери сжатого воздуха при применении прокладок из надлежащего материала могут быть приняты в среднем 15%.¹

При протекании сжатого воздуха по трубопроводу происходит сильное охлаждение и, как следствие этого, снижение давления его у перфораторов,

¹ Проф. Э. А. Барн. — Механизация строительных работ, стр. 454.

вызывающее уменьшение производительности всей установки (примерная температура воздуха при выходе из компрессора +75° С, у перфораторов +10°С). Для возмещения этой потери необходимо увеличение общего объема всасываемого компрессором наружного воздуха, принимаемое в среднем около 30% от основного потребного количества.

Непосредственно к перфораторам сжатый воздух подводится резиновыми шлангами, диаметром от 20 до 50 мм и длиной от 5 до 10 м. Для предохранения от истирания о породу шланги обшиваются парусиной и снабжаются снаружи проволочной спиралью. Отдельные звенья шланга соединяются друг с другом короткими патрубками с металлическими муфтами.

2. Расчет компрессорной установки

Расчет производительности компрессорной установки состоит в определении общего количества сжатого воздуха определенного давления, необходимого для обеспечения полной производительности всех перфораторов при бурении. Соответственно найденному объему производится подбор компрессора с силовым оборудованием требуемой мощности. При расчете компрессорной установки, кроме определения расхода сжатого воздуха в минуту рабочего времени, потребляемого всеми работающими перфораторами (в главе „Бурение” изложен способ нахождения этих величин), необходимо учесть следующие потери сжатого воздуха, соответственно увеличивающие потребную мощность компрессорного оборудования:

1. Утечку сжатого воздуха вследствие неплотности соединения трубопровода, принимаемую в среднем равной 15%.

2. Уменьшение давления сжатого воздуха при охлаждении его в трубопроводе, в среднем равное 30% от количества воздуха, расходуемого перфораторами.

3. Потери воздуха вследствие износа перфораторов, принимаемые в среднем до 15 %.

Таким образом, сумма общих потерь сжатого воздуха компрессорной установки может быть принята, примерно, в

$$15 + 30 + 15 = 60\%.$$

В случае наличия бурозаправочной машины Лейнера, работающей на сжатом воздухе, необходимо учесть дополнительный расход воздуха на нее (2—4 м³/мин) с принятием во внимание при этом всех потерь. То же относится к расходу воздуха для поддувки в нефтяных горнах (0,5 м³/мин).

Давление воздуха у компрессора должно быть выше, чем у перфораторов, так как часть давления (напора) теряется на преодоление сопротивлений в трубопроводе.

Наиболее значительную часть потерь составляют потери на трение, в то время как местные сопротивления (в тройниках и задвижках) весьма невелики. При практических расчетах потери в тройнике принимают эквивалентными удлинению трубопровода на 8 м, а в задвижке на 2 м (Andreae).

В кг/см² потери давления в воздухопроводе могут быть определены по формуле:

$$z = \lambda \frac{c^2 l}{20000 gd} \gamma,$$

где

c — средняя скорость воздуха в м/сек.,

l — длина воздухопровода в м,

d — диаметр его в м,

γ — вес 1 м³ сжатого воздуха в кг,

λ — коэффициент сопротивления, определяемый опытным путем.

По В и с ману для воздухопроводов диаметром до 0,5 м $\lambda = 0,030 - 0,025$; для диаметров свыше 0,5 м $\lambda = 0,022 - 0,018$.

Если v_p средний объем сжатого воздуха, подаваемый в секунду по трубопроводу, то, подставляя вместо c его значение,

$$c = \frac{v_p}{\frac{\pi d^2}{4}},$$

можно получить

$$z = \lambda \frac{8 v_p^2 l}{10000 g \pi^2 d^5} \gamma,$$

где

$$\gamma = \frac{10000 (p_1 + p)}{2RT},$$

а p_1 —давление сжатого воздуха у компрессора,
 p —давление сжатого воздуха у перфораторов,
 R — постоянная газа = 29,27,
 T —абсолютная температура.

Если v_a объем воздуха, приведенный к атмосферному давлению p_a то

$$v_p = \frac{2v_a p_a}{p_1 + p}$$

и следовательно

$$z = p_1 - p = \lambda \frac{4 \left[\frac{2v_a p_a}{p_1 + p} \right]^2 (p_1 + p) l}{g \pi^2 d^5 RT} = \frac{\lambda 16 v_a^2 p_a^2 l}{(p_1 + p) g \pi^2 d^5 RT};$$

$$p_1^2 - p^2 = \frac{16 \lambda v_a^2 p_a^2 l}{g \pi^2 d^5 RT}.$$

Откуда искомое давление воздуха у компрессора равно:

$$p_1 = \sqrt{p^2 + \frac{16 \lambda v_a^2 p_a^2 l}{g \pi^2 d^5 RT}}.$$

Как следует из вышеизложенного, потери давления в воздухопроводе прямо пропорциональны длине его, квадрату расхода воздуха и обратно пропорциональны пятой степени диаметра трубопровода.

Таким образом при расчете и выборе оборудования необходимо иметь в виду, что уменьшение диаметра воздухопровода, вызывающее возрастание потерь в нем, может привести к заметному увеличению мощности компрессора, а, следовательно, и к общему удорожанию всей установки. Экономически выгодным решением является такое, при котором сумма затрат на воздухопровод и соответствующий ему компрессор будет минимальной.

Однако, в обычных случаях выбора оборудования, когда не требуется особой точности в расчетах воздухопровода, а компрессоры имеются с определенным давлением, для подбора диаметра трубопровода пользуются приведенной ниже таблицей 45

Таблица составлена в предположении избыточного давления в 7 атмосфер и разрежения в трубопроводе равного $1/10$ атмосферы.

Для определения мощности двигателя компрессора необходимо найти работу, затрачиваемую на сжатие 1 м³ атмосферного воздуха (p_a) до давления p атм. и на продвижение его вперед.

Сжатие воздуха сопровождается повышением температуры, которое может быть уничтожено охлаждением

В неохлажденном компрессоре сжатие происходит по адиабате и соответственно затрачиваемая работа на 1 м³ воздуха равна

$$A_1 = 10000 \frac{1,4}{0,4} p_a \left[\left(\frac{p_1}{p_a} \right)^{\frac{0,4}{1,4}} - 1 \right] \text{мкг.}$$

При полном охлаждении, когда температура воздуха остается постоянной (изотермическое сжатие), потребная работа равна

$$A_2 = 10000 p_a \ln \frac{p_1}{p_a} \text{мкг.},$$

где \ln — натуральный логарифм.

Соотношение между внутренним диаметром нагнетательного воздухопровода, количеством засасываемого воздуха и длиной трубопровода при избыточном давлении в 7 атмосфер и при разрежении в трубопроводе $\frac{3}{10}$ атм.

Объем засасываемого воздуха в минуту в м ³	Длина нагнетательного трубопровода в м																							
	10	25	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1 000	1 250	1 500	1 750	2 000	2 250	2 500	2 750	3 000	4 000	5 000	
	Внутренний диаметр трубопровода в мм																							
0,10	12	12	12	16	16	16	16	20	20	20	20	20	20	20	25	25	25	25	25	25	25	25	25	23
0,25	12	12	16	16	20	25	25	25	25	25	25	25	25	25	33	33	33	33	33	33	33	33	33	33
0,50	12	16	20	20	25	25	33	33	33	33	33	33	37	37	37	37	37	37	37	43	43	43	43	45
0,75	16	20	25	25	33	33	33	37	37	37	37	37	37	40	40	43	43	46	46	46	49	49	52	52
1,00	20	20	25	25	33	33	37	37	40	40	40	40	43	43	46	46	49	49	49	49	52	52	54	57
1,25	20	25	25	33	33	37	37	40	40	43	43	43	46	46	52	54	54	54	54	54	54	57	57	64
1,50	20	25	25	33	37	40	43	43	46	46	49	49	49	52	52	54	58	58	58	58	58	64	70	70
2,00	25	33	33	37	40	43	46	46	49	49	49	52	52	52	54	58	58	64	64	70	70	76	76	76
3,00	25	33	37	40	46	49	49	54	54	58	58	64	64	64	70	70	76	76	76	82	82	88	88	88
4,00	33	37	37	43	49	54	54	58	64	64	64	70	70	76	76	82	82	82	82	88	88	88	94	94
5,00	33	37	40	46	54	58	58	64	70	70	70	76	76	76	82	82	88	88	88	88	94	94	106	106
6,00	33	40	43	49	58	64	64	70	70	76	76	76	80	80	88	88	94	94	94	100	106	113	113	113
7,00	33	40	46	54	64	70	70	76	76	82	88	88	88	88	94	100	100	106	106	113	113	119	119	119
8,00	37	43	49	58	64	70	76	76	82	82	88	88	88	94	100	100	106	106	106	113	119	125	125	125
9,00	37	43	49	58	64	76	76	82	82	88	88	94	94	100	106	106	113	113	113	116	125	131	131	131
10,00	40	46	52	58	70	76	82	82	88	94	100	100	106	113	113	119	119	119	119	125	131	137	137	137
12,50	43	49	58	64	76	82	88	88	94	100	106	106	113	119	119	125	125	125	125	131	137	143	143	143
15,00	43	52	64	70	82	88	94	94	100	106	113	113	119	119	125	125	131	137	137	143	143	150	156	156
17,50	46	54	64	76	88	94	100	106	106	113	119	119	125	125	131	131	137	143	143	150	156	162	162	162
20,00	49	58	70	82	88	100	106	113	119	125	131	131	137	137	143	150	156	162	162	169	169	180	180	180
25,00	54	64	76	88	100	106	113	119	125	131	131	137	143	143	150	156	162	169	169	180	180	203	203	203
50,00	70	82	94	106	125	131	143	143	150	150	156	162	169	169	180	180	192	203	216	228	228	241	241	241
100,00	88	106	119	137	162	176	180	192	203	216	216	228	228	228	241	253	253	264	264	277	290	305	305	320
200,00	119	137	162	180	203	228	243	253	264	277	277	290	290	290	305	320	330	340	350	360	370	390	390	400

Для приближенного определения мощности двигателя принимается среднее значение затрачиваемой работы

$$A = \frac{A_1 + A_2}{2}$$

Соответственно мощность двигателя в л. с. будет

$$N = \frac{v_a A}{\eta \cdot 75}$$

где v_a — объем засасываемого компрессором атмосферного воздуха в м³/сек., а η — коэффициент полезного действия двигателя и компрессора, принимаемый равным от 0,7 до 0,85.

Часто упрощают вышеприведенные вычисления, принимая мощность двигателя из расчета 6 л. с. на каждый м³ воздуха, засосанного компрессором в минуту.

Пример. Определить производительность компрессорной установки при одновременном бурении шестью перфораторами БМ-13 советского завода „Пневматика”, с рабочим давлением у перфоратора 5,5 атм. Общая длина трубопровода $\square = 550$ м. Порода — обыкновенный песчаник (коэффициент крепости по Протодьяконову $f = 6$). Отметка штольни над уровнем моря — 300 м.

Расход воздуха одним перфоратором в одну минуту чистого бурения определится по формуле

$$V = 0,001 k F \sqrt{\frac{p F H}{B}} \text{ м}^3/\text{мин.},$$

где, как уже указывалось (стр. 211),

k — коэффициент вредного сопротивления, для средних молотков равный 0,65;

F — площадь поршня, равная $\frac{\pi d^2}{4} = \frac{3,14 \times 6^2}{4} = 28 \text{ см}^2$;

P — рабочее давление в атм. у перфоратора, равное 5,5 атм.;

H — длина хода поршня, равная 4,5 см;

B — вес ударяющей части — 2,5 кг.

$$V = 0,001 \times 0,65 \times 28 \sqrt{\frac{5,5 \times 28 \times 4,5}{2,5}} = 0,30 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Для перехода к объему воздуха при атмосферном давлении необходимо полученный объем V умножить на (p_1+1) , где p_1 — давление сжатого воздуха в резервуаре компрессора. Полагая $p_1 = 7$, найдем расход воздуха у компрессора приведенный к одной атмосфере:

$$v_1 = 0,30(p_1 + 1) = 0,3 \times 8 = 2,4 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

С учетом неодновременности работы и высотного положения по таблице 33, получим

$$v_2 = 2,40 \times 4,94 = 11,85 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Применяя поправочный коэффициент 1,60 на утечки воздуха и пр., получим объем засасываемого компрессором воздуха

$$v_3 = 11,85 \times 1,6 = 19,0 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

По таблице 43 подбираем компрессор краматорского завода „Борец” производительностью 20 м³/мин. при давлении воздуха в 7 атмосфер.

Для определения мощности двигателя у компрессора можно принять по 6 лошадиных сил на 1 м³ воздуха, засосанного в минуту,¹ т. е. общая мощность двигателя должна быть равна

$$N = 19 \times 6 = 114 \text{ л. с.}$$

Подбор сечения трубопровода можно произвести, пользуясь данными таблицы 45. При $\square = 550 \text{ м}$ и объеме засасываемого в минуту воздуха 19 м³, по интерполяции находим диаметр трубопровода $d = 110 \text{ мм}$.

III. ВЕНТИЛЯЦИЯ

По мере продвижения штольни вглубь массива и увеличения длины ее весьма важное значение приобретает вопрос о необходимости проветривания или вентиляции подземных работ. Проветривание состоит в быстром удалении из забоя газообразных продуктов взрыва и в регулярном снабжении штольни свежим воздухом.

Количество воздуха, необходимое для вентиляции штольни в различные периоды работ, зависит от многих факторов, к которым прежде всего нужно отнести сечение и размер штольни, объем единовременно используемого взрывчатого вещества, число задолженных под поверхностью людей и лошадей, температуру окружающих пород, род энергии, применяемой при работе (пар, сжатый воздух), и др.

Правильно запроектированная и в точности осуществляемая во время работ в штольнях система проветривания необходима как для предохранения людей от отравления газами, так и в целях общего поднятия производительности труда.

Существуют две системы искусственной вентиляции: нагнетательная и всасывающая. В первой системе к забою штольни подводится по трубам под давлением свежий воздух, в то время как испорченный воздух выносится наружу общим течением, образующимся в штольне благодаря нагнетаемой струе.

При всасывающей системе вентиляции испорченный воздух искусственно засасывается из штольни вентиляторами, создавая в ней разрежение, способствующее поступлению в выработку свежего воздуха. Последний, обтекая стенки выломки, в большинстве случаев влажные, поступает к забою с большим содержанием водяных паров.

Из указанных двух систем поэтому предпочтительнее нагнетательная, при которой кроме того свежая струя воздуха, подводимая под давлением к забою, благодаря силе удара, энергичнее освежает выработку. Понижая одновременно с этим температуру, нагнетательная система вентиляции улучшает условия работы под землей.

Наиболее дешевая нагнетательная система состоит из одной вентиляционной установки, располагаемой обычно у порталов штольни.

¹ Прото дьяконов. — Мат. для Урочн. Пол.

1. Вентиляторы

Устройство и работа обычных вентиляторов ясны из схематического чертежа (рис. 260).

Колесо с лопатками *a*, установленное на валу *б*, помещается между двумя стенками, причем вокруг вала в стенках устраивается небольшая кольцеобразная прорезь *в*, к которой плотно примыкает вентиляционный канал. Через это отверстие поступает воздух из канала в вентиляцию.

При помощи передачи (чаще всего от электродвигателя) колесо приводится в вращательное движение, благодаря чему воздух с силой гонится лопатками в диффузор *Д* по направлению, указанному стрелкою. Таким образом, внутри колеса у центра его создается разреженное пространство, куда засасывается воздух.

Назначение диффузора (улиткообразного кожуха, кончающегося раструбом) — сливать струи воздуха без воздушоворотов в один поток и, замедляя при этом скорость его, способствовать слианию исходящего потока с воздухом без толчков.

Описываемая выше схема в тех случаях, когда кольцеобразное отверстие соединено с вентиляционным каналом штольни, работает как всасывающая. Если, ничего не меняя в устройстве вентилятора, упомянутое выше отверстие соединить с наружным воздухом, а диффузор со штольней, то система станет работать как нагнетательная.

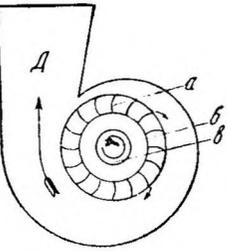


Рис. 260. Схематический разрез вентилятора.

a—лопатки, *б*—вал, *Д*—раструб—диффузор.

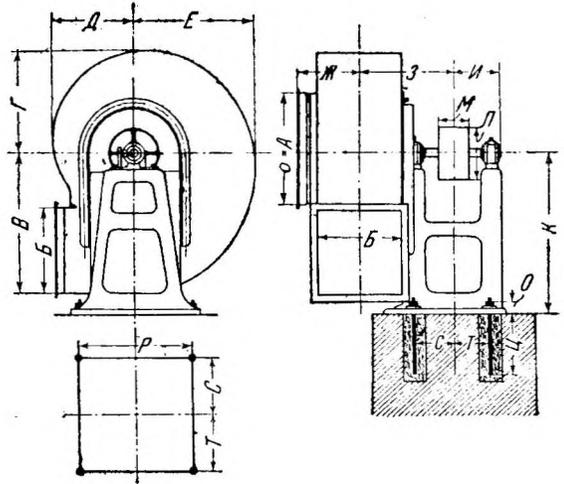


Рис. 261. Центробежный вентилятор „Сирокко” низкого давления.

На рис. 261 показан центробежный вентилятор системы „Сирокко”, изготовляющийся у нас в Союзе Сумским машиностроительным заводом на Украине и московским заводом „Красная Пресня”.

В таблице 46 приводятся основные размеры (в мм) вентиляторов „Сирокко” низкого давления с поворотными кожухами.

Таблица 46

Основные размеры вентиляторов „Сирокко”

№№ вент.	А	Б	В	Г	Д	Е	Ж	З	И	К	Л	М	Н	О	П	Р	С	Т
4	478	320	520	383	313	453	233	366	200	600	200	100	350	45	19	455	193	16
5	560	400	650	47	386	566	278	445	238	775	250	105	400	45	19	550	182	182

Данные о производительности, статическом давлении, числе оборотов (*n*) и развиваемой работе (*e*) вентиляторов „Сирокко” приводятся в таблице 47.

Наиболее пригодными для проветривания штолен являются вентиляторы со средним давлением от 50 до 200 мм.

Вентиляторы чаще всего приводятся в движение моторами трехфазного тока (380/220 V), соединяемыми с ними непосредственно или помощью ременной передачи.

Практически при подборе мотора предпочтительнее останавливаться на мощности несколько большей, чем получаемая по расчету, с целью безопасности при перегреве мотора.

Центробежный вентилятор среднего давления № 4 с колесом системы П

Производительн. вентилятора м ³ /ч.	Статическое давление мм водяного столба															
	25		50		75		100		125		150		175		200	
	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>	<i>n</i>	<i>e</i>
5 520	860	1,36	1 100	2,14	1 260	2,92	1 420	3,70	1 570	4,50	1 700	5,25	1 810	6,10	1 920	6,85
5 890	890	1,61	1 110	2,35	1 280	3,20	1 440	4,00	1 590	4,85	1 720	5,70	1 830	6,50	1 940	7,40
6 290	910	1,70	1 130	2,60	1 300	3,50	1 460	4,32	1 610	5,25	1 740	6,15	1 850	7,10	1 960	7,90
6 630	940	1,92	1 150	2,84	1 320	3,70	1 480	4,75	1 630	5,65	1 760	6,60	1 870	7,65	1 980	8,50
6 990	940	2,12	1 170	3,14	1 340	4,10	1 500	5,10	1 650	6,10	1 780	7,10	1 890	8,20	2 000	9,10
7 360	980	2,36	1 190	3,42	1 360	4,45	1 520	5,50	1 670	6,50	1 800	7,60	1 900	8,70	2 020	9,70
7 740	1 000	2,65	1 210	3,75	1 380	4,85	1 540	5,92	1 690	7,00	1 820	8,15	1 920	9,25	2 040	10,35
8 100	1 020	2,95	1 230	4,10	1 400	5,20	1 560	6,40	1 710	7,50	1 840	8,70	1 940	9,80	2 060	11,00

Центробежный вентилятор среднего давления № 5 с колесом системы П

8 640	678	2,12	852	2,35	1 000	4,57	1 122	5,80	1 289	7,04	1 340	8,26	1 440	9,50	1 580	10,71
9 215	696	2,30	868	3,63	1 010	5,00	1 134	6,80	1 249	7,60	1 350	8,90	1 450	10,20	1 538	11,45
9 800	717	2,65	884	4,03	1 035	5,40	1 142	6,80	1 260	8,20	1 362	9,55	1 460	10,91	1 547	12,30
10 370	737	3,01	900	4,48	1 040	5,94	1 162	7,43	1 272	8,90	1 374	10,35	1 469	11,10	1 556	13,25
10 950	757	3,37	916	4,98	1 055	6,49	1 176	8,04	1 284	9,60	1 336	11,15	1 479	12,65	1 566	14,25
11 520	780	3,75	936	5,30	1 070	7,08	1 190	8,67	1 297	10,30	1 398	11,95	1 490	13,50	1 577	15,25
12 095	802	4,15	955	5,88	1 085	7,58	1 205	9,30	1 310	11,00	1 410	12,78	1 500	14,40	1 588	16,20
12 670	835	4,62	975	6,44	1 100	8,28	1 220	10,00	1 322	11,82	1 421	13,65	1 512	15,45	1 600	17,25

Центробежный вентилятор среднего давления № 6^{1/2} с колесом системы П

14 480	514	3,58	646	5,67	755	7,55	851	9,85	937	11,91	1 018	14,00	1 090	16,10	1 160	18,32
15 452	528	3,98	656	6,23	765	8,44	859	9,85	945	12,95	1 024	15,10	1 097	17,30	1 165	19,50
16 424	543	4,54	670	6,90	776	9,26	869	10,62	954	14,00	1 032	16,32	1 107	17,70	1 171	21,08
17 396	558	5,10	684	7,60	778	10,10	880	11,80	963	15,10	1 040	17,60	1 113	20,10	1 178	22,60
18 396	576	5,70	697	8,35	799	11,00	890	13,60	973	16,25	1 049	18,90	1 122	21,60	1 186	24,16
19 940	593	6,32	710	9,10	816	11 88	900	14,65	983	17,40	1 059	20,20	1 130	23,00	1 194	25,72
20 312	610	6,98	724	9,90	822	12,80	912	15,75	993	18,60	1 069	21 56	1 138	24,45	1 202	27,38
212 84	627	8,27	740	10,90	837	13,95	925	17,00	1 005	20,10	2 080	23,10	1 148	26,20	1 212	29,20

Центробежный вентилятор среднего давления № 8 с колесом системы П

22 120	410	5,42	515	8,58	604	11,71	680	14,20	750	18,00	810	21,20	870	24,36	925	27,50
23 590	422	6,05	523	9,40	610	12,75	686	16,80	754	19,55	816	22,81	874	26,30	928	29,60
25 070	434	6,86	532	10,42	618	14,00	694	17,50	760	21,18	823	24,70	880	28,30	933	31,90
26 540	446	7,71	542	11,50	626	15,25	708	19,00	767	22,80	830	26,58	886	30,30	938	32,40
28 015	458	8,60	554	12,60	636	16,55	710	20 60	775	24,58	837	28,52	892	32,50	944	36,50
29 400	470	9,55	566	13,70	646	17,85	719	22,20	784	26,38	844	30,56	899	34,70	950	38,90
30 905	484	10,60	578	15,00	656	19,35	728	23,90	792	28,30	852	32,30	907	37,00	958	41,30
32 440	500	11,85	590	16,45	667	21,10	737	25,70	800	30,30	860	34,90	915	39,60	968	44,20

Примечание: *n* — число оборотов, *e* — работа вентилятора.

Для измерения депрессии при вентиляции пользуются обычным барометром. Замер количества воздуха, проходящего по штольне (контроль вентиляции), производится на основании наблюдения над скоростью его. Для этой цели служат особые приборы анемометры, снабженные самопишущими механизмами.

Необходимую принадлежность вентиляционных устройств составляют трубы. Последние должны быть прочными, легкими, быстро и удобно соединяемыми и разбираемыми, не должны допускать значительных утечек воздуха при эксплуатации воздухопровода и оказывать, по возможности, малое сопротивление движению воздушной струи.

В этом отношении из всех существующих видов воздухопроводов железные трубы (фланцевые, рис. 262, и муфтовые) прочнее всех остальных, в случае

повреждения легко сменяются и ремонт става труб весьма прост. К числу недостатков относится главным образом высокая стоимость их.

Толщина железа, применяемого для труб, назначается в пределах от 1 до 3 мм, причем, во избежание ржавления стенок, рекомендуется применять железо оцинкованное, а при отсутствии такового покрывать трубы лаком.

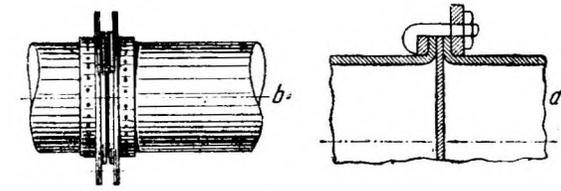


Рис. 262. Фланцевые соединения железных вентиляционных труб.

к рамам помощью канатов, проволоки или обручного железа.

На участке у лба забоя, где происходит взрывание, устанавливаются брезентовые или парусиновые трубы длиной 8—10 м. К моменту паления они убираются, а затем вновь ставятся на место. Брезентовые трубы в этом случае применяются для скорой и легкой уборки и наращивания, а следовательно и быстрого восстановления проветривания в забое, находящемся на противоположном от портала конце выработки.

Однако в последнее время в подземных работах за границей (особенно в Америке), вследствие многих преимуществ, брезентовые грубы стали применяться и для устройства всего основного воздухопровода. Они мало стесняют выработку, имеют незначительный вес, удобно соединяются (рис. 263) и могут быть доведены до тех мест, где проводка металлических труб была бы слишком медленной и дорогой. При пользовании брезентовыми трубами рабочие направляют струю непосредственно на себя, освежая тем самым воздух вокруг тела.

В Германии применяются парусиновые трубы из хлопчатобумажной ткани, пропитанной специальным составом для защиты от химических и механических разрушений.¹

Утечка воздуха через стенки и стыки парусиновых и брезентовых труб весьма незначительна, в то время как сопротивление движению воздуха больше, чем в трубах металлических.

Однако, если принять во внимание, что в условиях подземной работы, при наличии постоянной сырости и влаги, железные трубы быстро покрываются ржавчиной, то нужно считать, что сопротивление движению воздуха в металлических воздухопроводах не многим отличается от условий протекания его по брезентовым и парусиновым трубам.

Диаметр труб, производительность вентилятора и мощность двигателя его определяются в каждом отдельном случае размером вентилируемых работ и расстоянием, по которому должен проходить воздух.



Рис. 263. Соединение парусиновых труб.

2. Расчет вентиляции

Количество воздуха, потребное для вентиляции штольни при разработке ее взрывным способом, определяется не по числу людей, задалживаемых в забое или на путях к нему, а по количеству одновременно отпаливаемого взрывчатого вещества.

¹ „Glickauf“ 1933., № 7, стр. 151.

Расчет периодической вентиляции ведется при этом из условия возможности приступа к разборке и выдаче породы уже через 30 минут после производства отпалки. Этот срок гарантирует безопасность работающих как от запыленного выпала остановившегося шпура, так и от газа, выделяющегося при взрывании.

Согласно „Правил по технике безопасности“, к этому моменту предельное содержание углекислоты в воздухе допускается не более 0,5% (§ 136, изд. 1932 г.)

Перед приступом к работе после взрыва забой должен быть осмотрен запальщиком или сменным техником с целью выявления оставшихся невзорванными шпуров.

Если на последнюю операцию требуется не менее 15 минут, то на освежение перед этим забоя остается также не более 15 минут.

Содержание углекислоты в атмосфере к моменту осмотра забоя не должно превышать 1%.

Если 1 кг динамита при взрыве дает w количества углекислого газа, то при взрыве n кг динамита потребное количество воздуха M , в котором углекислота будет составлять 0,5%, можно найти по формуле

$$M = \frac{nw}{0,005 - 0,0004} = \frac{nw}{0,0046} \text{ м}^3,$$

принимая среднее содержание углекислого газа в 1 м³ приточного воздуха равным около 0,0004.

Секундный расход воздуха Q при этом может быть найден при учете потерь последнего в стыках из-за неплотности соединений по формуле

$$Q = \frac{M}{60t} \beta = \frac{M\beta}{1800} \text{ м}^3/\text{сек.},$$

где

t — время вентиляции забоя в минутах (30 минут)

β — коэффициент, учитывающий процент потерь, колеблющийся в зависимости от рода стыков и длины воздухопровода в пределах от 20% до 80%.

Опыты, подтвержденные расчетом, показывают, что величина этих потерь зависит от статического давления в воздухопроводе, а следовательно увеличивается по мере приближения от забоя к вентилятору. Вследствие этого соединения труб вблизи вентилятора выполняются особенно тщательно, и в начале става устанавливаются наиболее исправные звенья.

Зная потребный секундный расход воздуха, можно подобрать соответствующий ему диаметр вентиляционных труб. При этом целесообразнее применять трубы небольших диаметров, как более дешевые и легкие, не выходя за пределы депрессии, устанавливаемые заводами для вентиляторов.

В горном деле (Heise-Herbst) величину сопротивления в трубопроводах рассчитывают по формуле

$$h = k \frac{luv^2}{F^5},$$

где

l — длина трубопровода в м,

u — периметр трубы в м, равный πd ,

F — площадь сечения трубы в м², равная $\frac{\pi d^2}{4}$,

v — скорость движения воздуха по трубопроводу в м/сек.

k — коэффициент трения воздуха по трубам, который может быть определен по диаграмме рис. 264, составленной на основании данных Гейзе-Гербста.¹

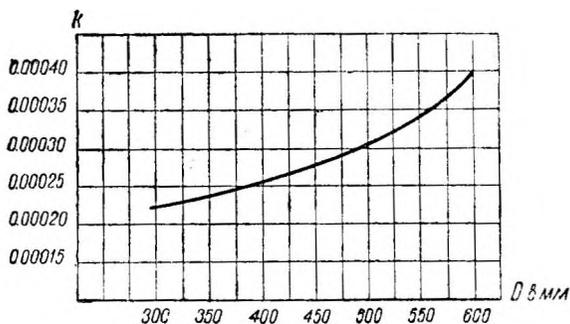


Рис. 264. Кривая изменения коэффициентов трения k воздуха по трубам.

¹ Heise-Herbst.— Горное искусство. Том I, стр. 511, 1923 г.

Расчет вентиляционного трубопровода проще всего производить по графикам, принцип составления которых поясним на примере.

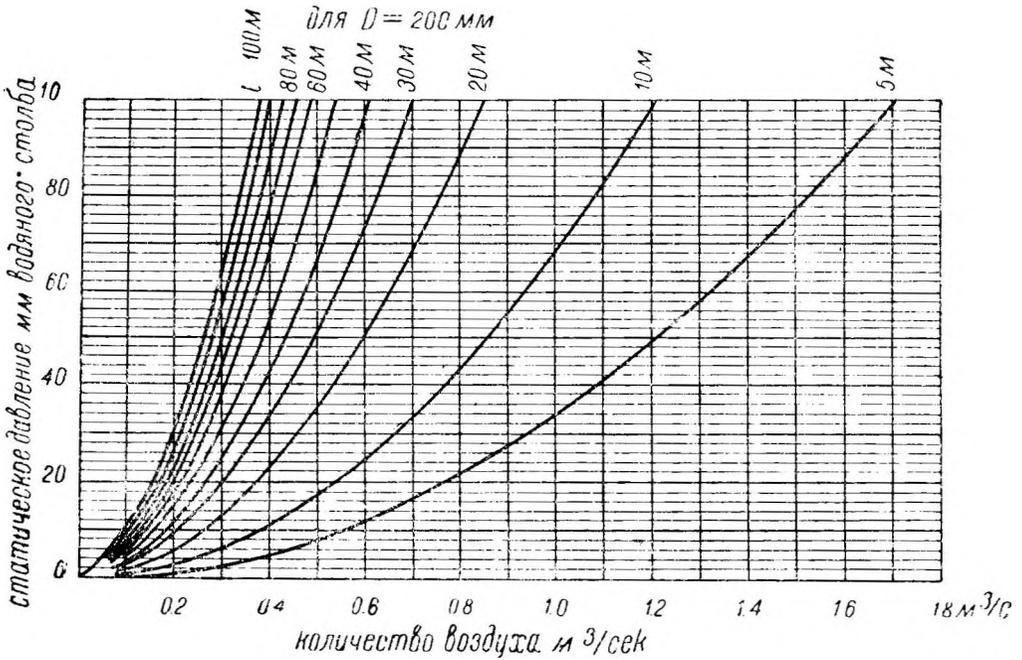


Рис. 265. Характеристические кривые вентиляц. трубопровода диам. 200 мм.

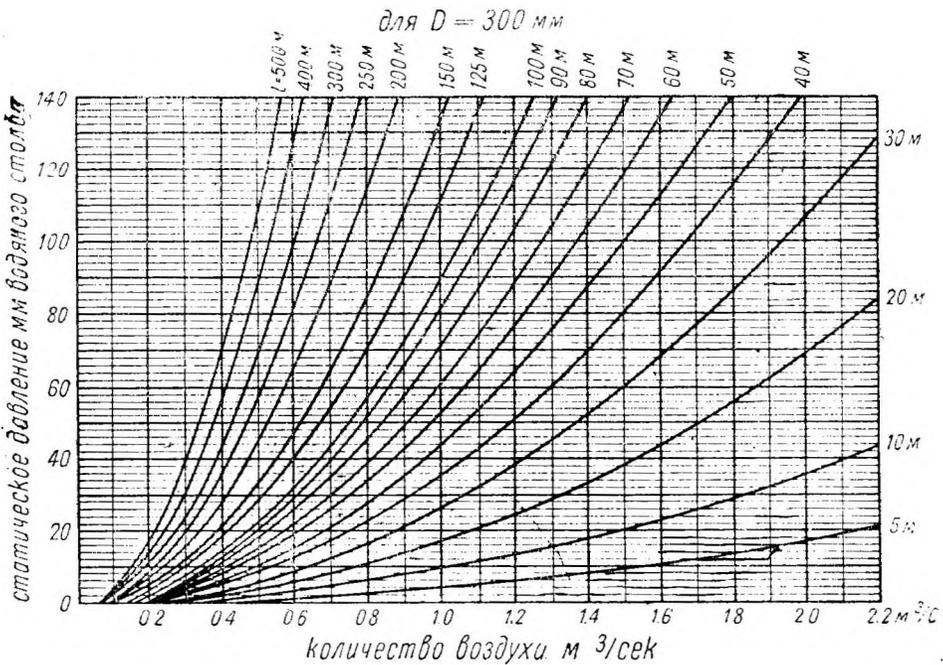


Рис. 266. Характеристические кривые вентиляц. трубопровода диам. 300 мм

Для определенной длины трубопровода $l = 200$ м, диаметром 400 мм и при расходе $Q = 0,6$ м³/сек., скорость воздуха в нем равна

$$v = \frac{Q}{F} = \frac{0,06}{\frac{\pi}{4} \cdot 0,4^2} = 4,79 \text{ м/сек.}$$

Для диаметра трубы 400 мм из диаграммы рис. 264 находим
 $k = 0,00027$

следовательно, величина сопротивления

$$h = 0,00027 \frac{200\pi \cdot 0,4}{\frac{\pi}{4} 0,4^2} 4,79^2 = 12,5 \text{ мм водян. столба.}$$

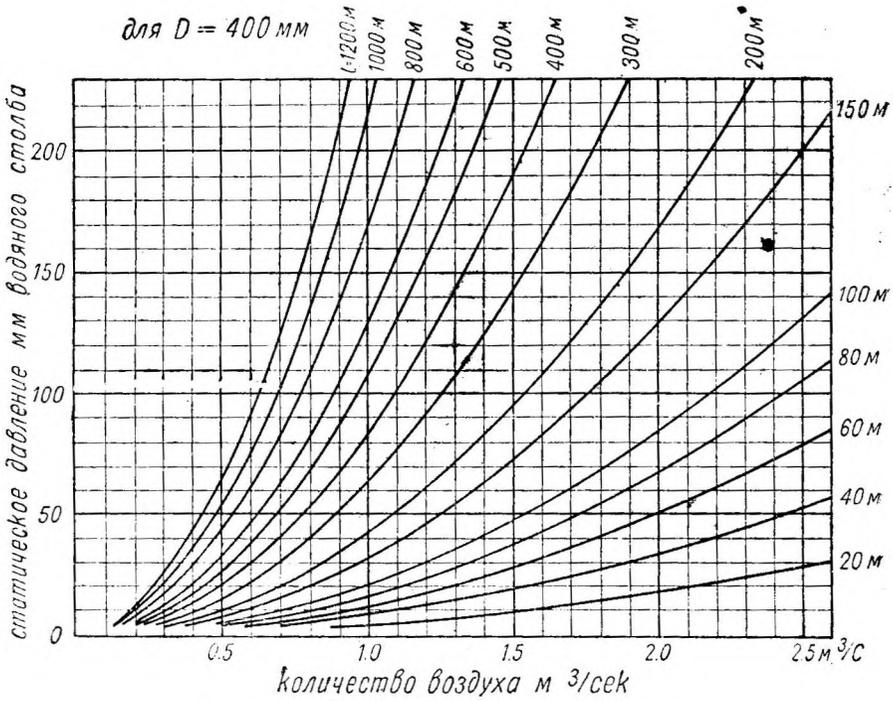


Рис. 267. Характеристические кривые вент. трубопровода диам. 400 мм.

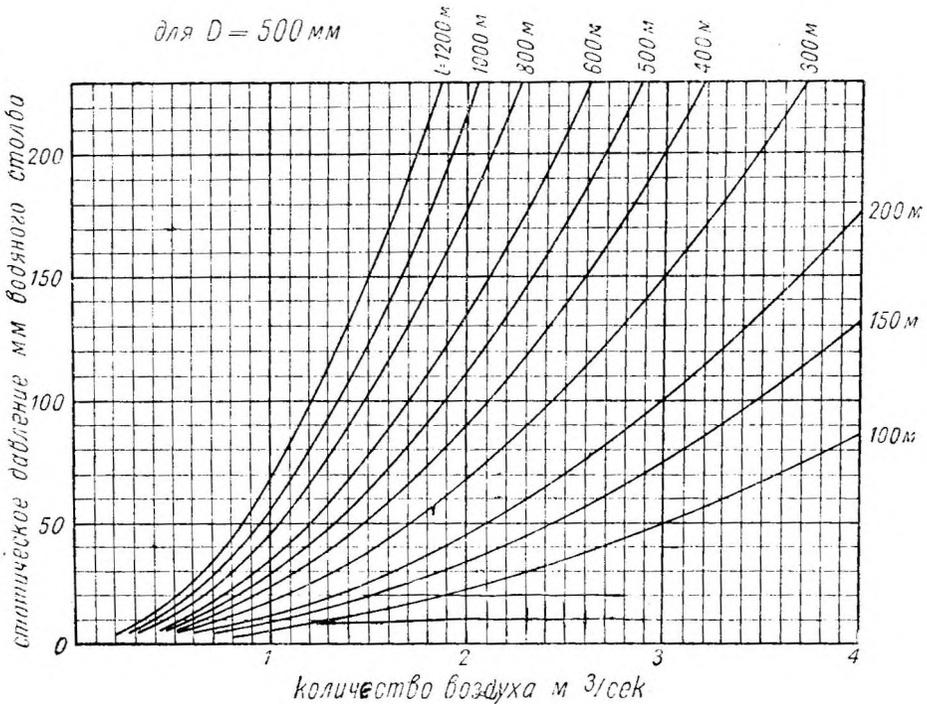


Рис. 268. Характеристические кривые вент. трубопровода диам. 500 мм.

Если сделать ряд подобных подсчетов для одной и той же длины определенного диаметра трубопровода при различных расходах воздуха в минуту,

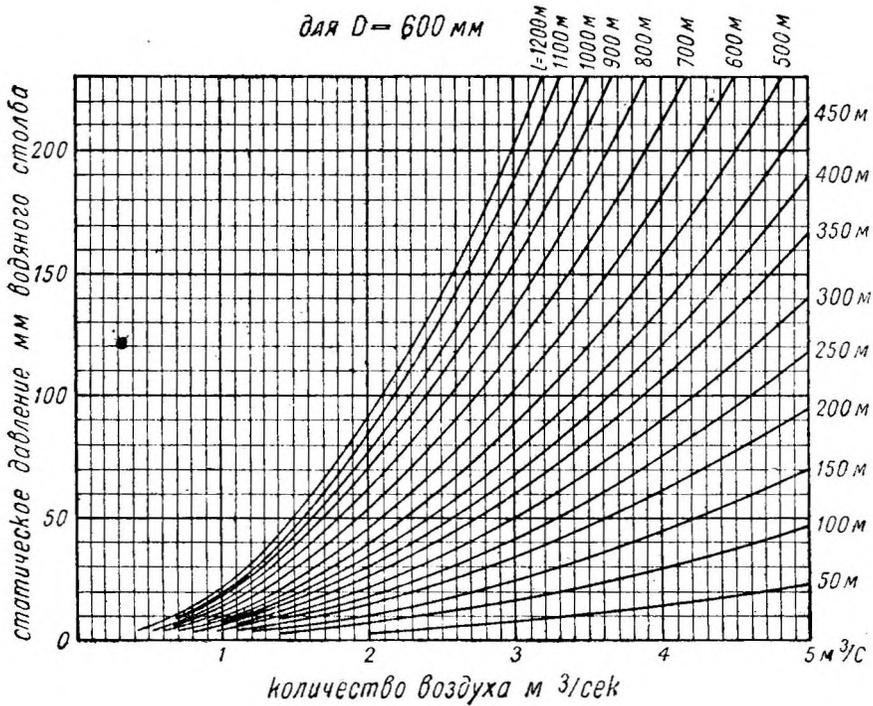


Рис. 269. Характеристические кривые вент. трубопровода диам. 600 мм.

то откладывая по оси абсцисс эти расходы, а по оси ординат соответствующие им вычисленные значения статического напора h , получим кривую в форме

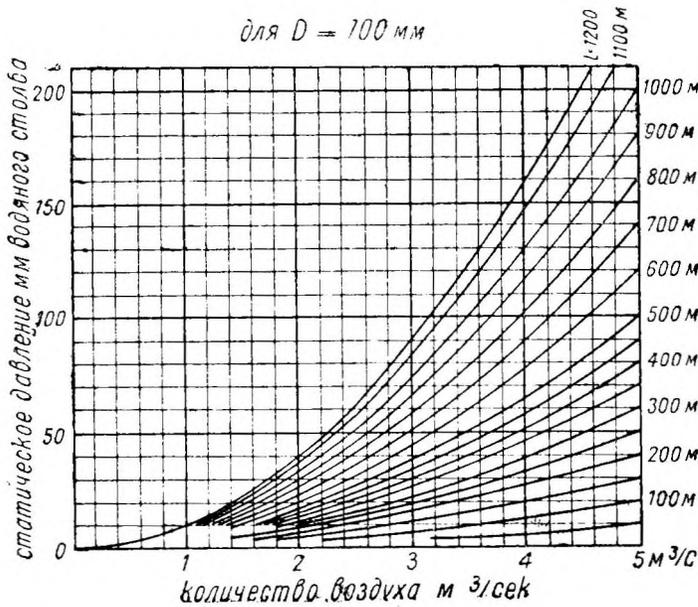


Рис. 270. Характеристические кривые вентиляционного трубопровода диам. 700 мм.

параболы (характеристическая кривая вентиляционного трубопровода). Ряд таких парабол (при различных длинах трубопровода), построенных для определенного диаметра труб, представлен на рис. 265—273. Кривые характеризуют максимальные расходы воздуха абсолютно плотного трубопровода, при соответствующих величинах напора.

Зная длину воздухопровода и секундный расход воздуха, определяют по графикам величину статического давления для различных диаметров труб. В результате останавливаются на одном из диаметров, при котором статическое давление h получается в пределах от 50 до 200 мм вод. ст., причем лучшими пределами для h считаются: 100—150 мм вод. ст.

Если принять высшую скорость потока равной около 8 м/сек., то тем самым можно определить максимальный расход воздуха в трубопроводе определенного диаметра. Выше 8 м/сек. скорость выбирать не рекомендуется, во избежание

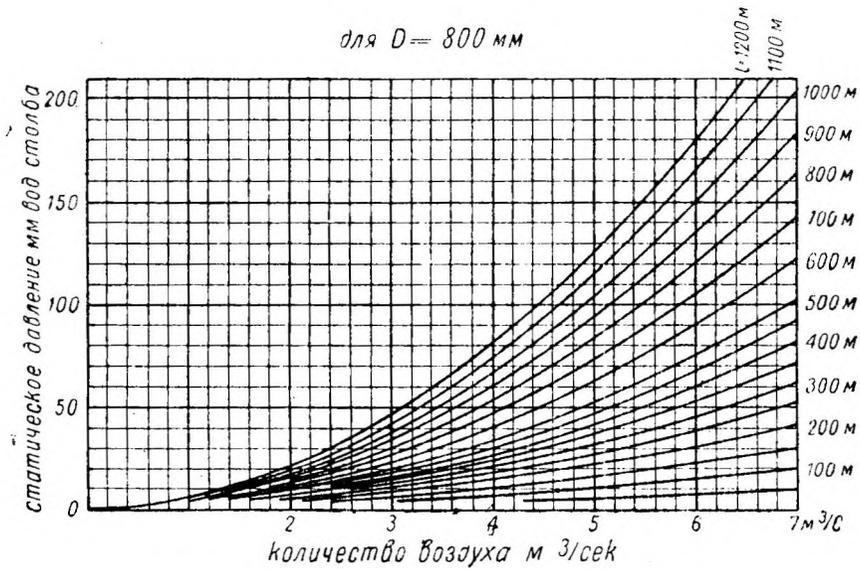


Рис. 271. Характеристические кривые вент. трубопровода диам. 800 мм.

значительного увеличения сопротивления трения и связанных с этим эксплуатационных расходов.

Пример. Определить потребный секундный расход воздуха для проветривания забоя штольни, в которой взрывается одновременно 25 кг динамита. Общая длина воздухопровода равна 800 м.

Принимая w — объем углекислого газа, выделяющегося при взрыве 1 кг динамита, равным 0,22 м³, получим потребное количество свежего воздуха по формуле:

$$M = \frac{\pi w}{0,0046} = \frac{25 \cdot 0,22}{0,0046} = 1200 \text{ м}^3.$$

Принимая потери в воздухопроводе, вследствие утечки, равными 30%, получим секундный расход

$$Q = \frac{M\beta}{1800} = \frac{1200 \times 1,3}{1800} = 0,9 \text{ м}^3/\text{сек.},$$

где $\beta = 1,3$ —коэффициент, учитывающий потери в воздухопроводе.

Зная секундный расход воздуха, по графикам рисунков 268 и 267 находим, что при

- 1) $D = 500$ мм $h = 40$ мм и
- 2) $D = 400$ мм $h = 140$ мм.

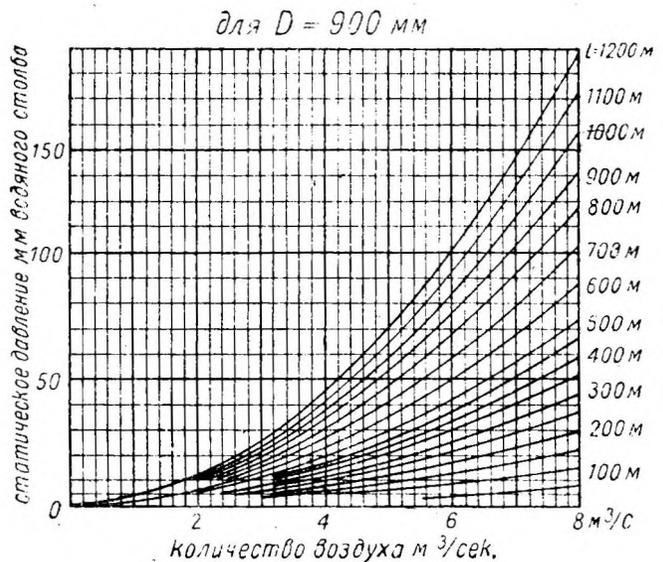


Рис. 272. Характеристические кривые вентиляционного трубопровода диам. 900 мм.

Останавливаемся на втором, так как при $D = 500$ статическое давление получается низким.

При общей длине воздухопровода более 1200 м для определения диаметра труб необходимо производить расчеты по приведенной выше формуле

$$h = \frac{k l v^2}{F}$$

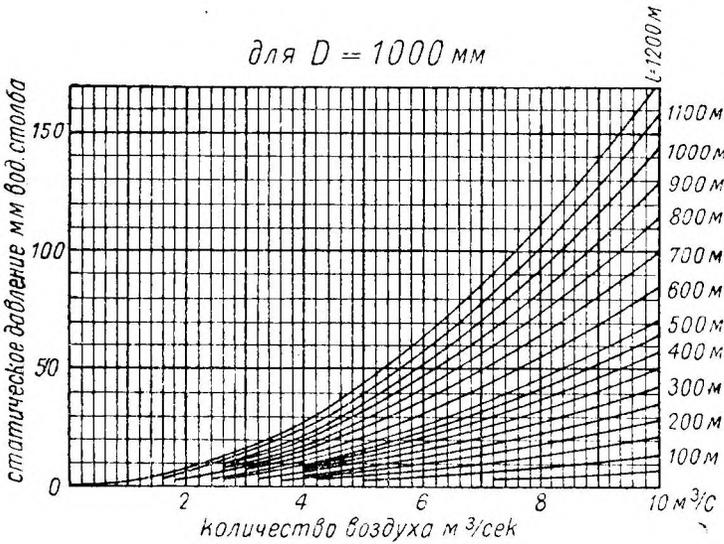


Рис. 273. Характеристические кривые вентиляционного трубопровода диам. 1000 мм.

В этом случае задача решается подбором. Задаваясь диаметром труб (а следовательно и коэффициентом k), определяют по последней формуле величину статического давления h . Если величина h получается вне рекомендуемых пределов, то повторяют расчет, задаваясь новым диаметром.

Установив окончательно величину статического давления h и зная часовой расход воздуха, производят выбор вентилятора по таблице 47.

Необходимо при этом иметь в виду, что для обеспечения поступления

в забой потребного количества воздуха вентилятор должен давать воздуха несколько более расчетного. При увеличении мощности вентилятора достигается возможность скорее приступить к работе в забое.

Мощность мотора для вентилятора можно установить по формуле¹

$$N = \frac{Qh}{\eta \cdot 75},$$

где

Q — расход воздуха в м³/сек.,

h — статическое давление в мм водяного столба,

η — 0,5—0,7 — коэффициент полезного действия установки.

При проходке штолен в мягких грунтах, когда разработка ведется без взрывов, количество воздуха, потребное для вентиляции выработки, принимается из расчета максимального числа людей и лошадей, задолженных в забое и на путях к нему.

Согласно правил безопасности при производстве работ по сооружению тоннелей, количество поступающего свежего воздуха должно быть не менее 1,5 м³/мин. на каждого человека и не менее 6 м³/мин. на каждую лошадь. Таким образом, если на каком-нибудь участке штольни работают 12 человек и 3 лошади, то на этот участок необходимо направить воздуха:

$$M_1 = 12 \times 1,5 + 3 \times 6 = 36 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Секундный расход воздуха Q_1 в этом случае определится по формуле

$$Q_1 = \frac{M_1 \beta}{60},$$

где значение β — предыдущее. Дальнейший расчет вентиляции, заключающийся в подборе диаметра труб, выборе типа вентилятора и определении мощности мотора, производится по тем же формулам и графикам, что и при расчете периодической вентиляции. Необходимо иметь в виду, что подобного рода проверочные расчеты должны производиться также и при работе со взрывчатыми веществами.

¹ Hütte, Т. II

IV. Водоотлив

Проходка штолен в водоносных породах сопровождается нарушением естественного режима воды в горном массиве. Дальнейшее существование выработки еще более усиливает это явление и часто тоннель, с незначительным притоком воды в начале постройки, с течением времени дает расход грунтовых вод, требующий серьезной борьбы с ними.

При устойчивых породах отвод воды канавами и дальнейшая откачка на дневную поверхность не вызывает серьезных затруднений в производстве работ. Однако, в случаях мелкозернистых, нецементированных или легко размываемых пород частицы грунта выносятся водой в штольню, в массиве образуются пустоты, сопровождаемые подвижкой и обвалом пород. Для предупреждения подобных явлений необходимо в нужных случаях принимать соответствующие меры по борьбе с водой.

Приблизительное определение водообильности пород может быть сделано на основании геологических разрезов района штольни с показанием на них водоносных грунтов. При этом должны быть приняты во внимание: складчатость пород, возможность проникания воды из открытых и закрытых водоемов (мульд) по пластам пород в выработку, образование подземных течений, проходящих по головам пластов, и пр.

На основании перечисленных выше данных, а также по характеру и свойству самих пород можно ориентировочно оценить гидрогеологические условия проходки штольни и величину будущего притока воды в выработку. Часто для уточнения сведений об ожидаемом притоке прибегают к закладке специальных буровых скважин в районе штольни, из которых производят пробную откачку воды.

В зависимости от ожидаемого притока воды производится расчет потребной мощности водоотливных средств. Расчет этот является ориентировочным, ввиду того, что точное количество воды не может быть определено до проходки штольни.

Рекомендуется устанавливать насосы с полуторным и двойным запасом производительности не только из-за неравномерности притока воды (после отпалки всегда приходится вести усиленную откачку), но и на случай повреждений и неисправности отдельных агрегатов.

Как известно, для сокращения общего периода времени, необходимого для проходки штолен, разработка их даже при небольшой длине ведется обычно с обеих порталов. При этом на участке со стороны низового портала для борьбы с водой достаточно ограничиться самыми простыми мерами в виде дренажа и отвода воды канавами на дневную поверхность.

В более невыгодных условиях находится участок разрабатываемой штольни со стороны верхового портала. В этом случае, вследствие уклона штольни от портала к забою, последний будет всегда залит водой, для откачки которой необходимо прибегать к установке насосов.

Для удобства производства откачки через известные промежутки по длине выломки делаются приямки для собирания воды и помещения в них храпков насосов. Приямок, ближайший к забою, соединяется с ним канавкой с обратным уклоном, благодаря чему забой всегда свободен от воды. Расстояние между приямками зависит от уклона подошвы штольни и берется так, чтобы канавка оказалась не глубже 30 — 35 см. Если уклон выработки равен 0,005, то при максимальной глубине канавы в 35 см и уклоне ее в обратную сторону для стока воды 0,003, расстояние между приямками x должно удовлетворять уравнению

$$x (\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta) = 0,35$$

или, подставляя вместо tg -ов их значения, получаем:

$$x (0,005 + 0,003) = 0,35,$$

откуда

$$x = \frac{0,35}{0,008} \cong 45 \text{ м.}$$

Следовательно, расстояние между соседними приямками не должно превышать в данном случае 40 — 45 м.

1. Насосы

Из существующих типов оборудования для откачки воды в подземных выработках получили наибольшее применение центробежные насосы, поднимающие воду центробежной силой, развиваемой при быстром вращении колеса. Вода, попадающая в камеру насоса, отбрасывается с силой к периферии колеса и поступает в нагнетательную трубу. Одновременно с этим в освобожденное пространство, через входное отверстие у центра колеса, давлением атмосферы вгоняется новый объем воды, и таким образом устанавливается непрерывная откачка.

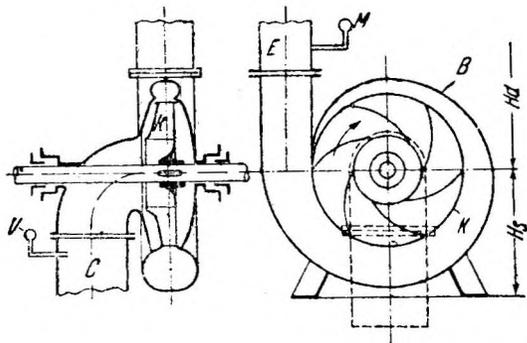


Рис. 274. Центробежный насос.

На рис. 274 изображен схематически одноколенный центробежный насос, состоящий из всасывающей трубы *С* (сосун), рабочего колеса *К*, помещенного в кожухе *В*, и нагнетательной трубы *Е*. Для измерения давления в последней служит манометр *М*. Во всасывающем трубопроводе вода находится под давлением меньше атмосферного, измеряемым вакуумметром *В*. Разность показаний манометра и вакуумметра есть величина манометрического напора.

В зависимости от высоты всасывания H , насосы разделяются на:

- 1) насосы низкого давления, H —до 30 м,
- 2) " среднего " H —от 30 до 50 м,
- 3) " высокого " H —свыше 50 м.

По производительности, т. е. по количеству перекачиваемой воды в единицу времени, насосы подразделяются на: 1) насосы с небольшим расходом — до 10 м³/мин., 2) со средним расходом—от 10 до 20 м³/мин. и 3) с большим расходом — свыше 20 м³/мин.

По числу оборотов различают насосы: 1) с малым числом от 30 до 700 об./мин., 2) со средним — от 700 до 1200 об./мин. и 3) с большим — от 1200 до 1600 об./мин.

Преимуществами центробежных насосов являются: 1) малый объем и компактность, 2) простой уход и дешевизна, 3) возможность непосредственного соединения с электромотором или паровой турбиной, вследствие требования большого числа оборотов; 4) простота регулировки; 5) возможность перекачки загрязненных вод; 6) большая быстрота всасывания и приспособленность к перекачке больших количеств воды.

К недостаткам центробежных насосов нужно отнести: 1) меньший коэффициент полезного действия по сравнению с поршневыми насосами (на 10—15%); 2) резкие колебания высоты подъема и количества подаваемой воды при изменении числа оборотов.

Всасывающий и нагнетательный трубопроводы устраиваются обычно из чугунных или стальных труб с тщательным выполнением стыков, обеспечивающим их водонепроницаемость. Соединение отдельных звеньев производится на болтах с прокладкой между фланцами листовой резины. Нормальная длина звеньев 5—6 м.

Диаметр трубопроводов выбирается таким образом, чтобы скорость движения всасываемой воды не превышала 1—2 м/сек., а отводимой 3 м/сек., поэтому диаметр всасывающего трубопровода всегда больше нагнетательного. Наиболее употребительные размеры диаметров всасывающих труб колеблются в пределах от 100 до 175 мм, а нагнетательных от 80 до 150 мм.

В качестве двигателей при откачке обычно применяются моторы трехфазного тока, допускающие перегрузку от 25 до 50% при малых насосах и от 15 до 20% при более мощных. Конструкция мотора делается абсолютно водонепроницаемой.

Устройство водоотлива при значительной длине штолен часто представляет большие затруднения при проходке. Появляется необходимость в большом числе мощных и дорогих агрегатов, устанавливаемых по всей длине штольни.

Примером может служить тоннель Шепо угор. Уотербюрна в Новой Англии.

У самого забоя штольни, общей длиной около 8 км, были установлены для откачки воды поршневые дуплекс-насосы, приводимые в действие сжатым воздухом. После каждой подвижки забоя вперед на 90 м передвигались немедленно вперед дуплекс-насосы. Они подавали воду назад к центробежным насосам, которые были равномерно расставлены по всей длине штольни на расстоянии 1,2 км один от другого. Центробежными насосами вода откачивалась за порталы штольни.

В таблице 48 приведены данные о центробежных насосах, изготовляемых советскими заводами. (Номенклатура строительных машин и механизмов, утвержденная НКПТ 23/1-1933 г.)

Таблица 48

**Центробежные насосы, изготовляемые советскими заводами
(Насосокомпрессорное объединение)**

Краткая характеристика	Диаметр в см (дм.)	Потребн. мощность в Л. С.	Производительность в м ³ /час.	Число оборотов вала в минуту	Вес механизма кг	Цена франко-завод. руб.
1. Центробежный одноступенчатый насос, полный напор 4—20 м	3,8(1½)	2,5	6—9	1 500—2 808	58	150
2. Центробежный одноступенчатый насос, полный напор 4—20 м	5,0(2)	4,65	12—18	1 230—2 250	80	195
3. Центробежный одноступенчатый насос, полный напор 4—20 м	7,5(3)	9	26—44	980—1 820	108	275
4. То же, полный напор 10—30 м	10,0(4)	18	60—108	1 190—2 050	—	—
5. То же, полный напор 10—30 м	15,0(6)	65	155—270	840—1 450	—	—
6. То же, полный напор 10—30 м	20,0(8)	100	270—480	630—1 090	—	—

2. Расчет водоотлива

Затруднительность в определении ожидаемого при проходке штольни общего притока воды и малая степень достоверности данных, полученных в результате пробных откачек, заставляют при предварительных расчетах водоотлива вводить большие коэффициенты запаса (обычно от 1,5 до 2). Кроме того, как общее правило, необходимо иметь некоторое количество запасных насосов как на случай неожиданного усиления притока воды, так и для возможности ремонта постоянно действующих агрегатов.

В отношении результатов пробных откачек нужно всегда иметь в виду, что особенно точную аналогию их с размерами притока воды в будущей штольне провести трудно. Не говоря уже о затруднительности закладки буровых скважин до отметки штольни, влияние пробивки мощного коллектора в породе; каковым является по существу своему штольня, может настолько изменить режим грунтовых вод, что величина действительного притока воды при проходке будет иметь мало общего с данными пробной откачки из скважины.

Для расчета водоотлива и подбора соответствующего оборудования в каждом отдельном случае работы насоса, кроме действительного или предполагаемого притока воды, необходимо знать величину полного (манометрического) напора насоса *H*.

Высота напора H складывается из:

1) величины геометрического напора h_g , равного разности уровней воды в колоде для стока воды (зумпфе) и за пределами штольни на дневной поверхности, и

2) величины напора h_w , потерянного на сопротивлении воды в трубах.

При длине горизонтального участка трубопровода L , вертикальной части \square и уклоне штольни i , величина h_g будет равна

$$h_g = Li + l.$$

Потери напора на трение в трубах, как известно, выражаются формулой

$$h_w = \frac{v^2 L}{C^2 R}.$$

Подставляя вместо скорости v ее значение $v = \frac{Q}{F}$, получим

$$h_w = \frac{Q^2 L}{C^2 F^2 R} = \frac{Q^2 L}{K^2},$$

где K — пропускная способность трубы (Бахметьев) или модуль расхода (Павловский), измеряемый теми же единицами, что и расход Q , равен:

$$K = CF \sqrt{R}.$$

Готовые величины квадрата модуля расхода K^2 в $(\text{м}^3/\text{сек})^2$ приведены в таблице 49. Входящий в выражение для K коэффициент C взят при этом по формуле Маннинга

$$C = \frac{1}{n} R^{\frac{1}{6}},$$

где n — коэффициент шероховатости (см. главу гидравлических расчетов).

Пренебрегая при расчете длинного трубопровода местными сопротивлениями (при входе, в коленах, в задвижках и пр.), можно найти общую величину требуемого напора:

$$H = h_g + h_w.$$

Таблица 49

Внутрен. диаметр. в мм	Квадрат модуля расхода: K^2 ($\text{л}^3/\text{сек.})^2$		
	Чистые трубы	Нормальн. расчетн. условия	Грязные трубы
40	28,17	21,77	16,67
50	92,62	71,58	54,80
75	805,01	622,2	476,4
100	$3,734 \times 10^3$	$2,886 \times 10^3$	$2,209 \times 10^3$
125	$12,28 \times 10^3$	$9,487 \times 10^3$	$7,264 \times 10^3$
150	$32,46 \times 10^3$	$25,09 \times 10^3$	$19,21 \times 10^3$
175	$73,86 \times 10^3$	$75,08 \times 10^3$	$43,70 \times 10^3$
200	$150,6 \times 10^3$	$116,4 \times 10^3$	$89,08 \times 10^3$
225	$282,2 \times 10^3$	$218,1 \times 10^3$	$167,0 \times 10^3$
250	$494,9 \times 10^3$	$382,0 \times 10^3$	$292,8 \times 10^3$

Мощность двигателя у насоса определится по формуле:

$$N = \frac{Q \cdot H \cdot 1000}{\eta \times 75},$$

где:

Q — производительность насоса или приток воды в $\text{м}^3/\text{сек.}$,

H — полный напор в м,

η — коэффициент полезного действия, принимаемый в пределах от 0,65 до 0,75.

Пример. Определить требуемую производительность и мощность насоса, если приток воды в штольне равен 6 л/сек., длина участка штольни, требу-

щего откачки, —700 м, уклон $i = 0,001$ и величина вертикальной части трубопровода = 1,0 м.

Требуемая производительность насоса равна

$$6 \times 1,5 = 9 \text{ л/сек.} = 0,009 \text{ м}^3/\text{сек.} = 33 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Величина геометрического напора h_g будет:

$$h_g = Li + l = 700 \times 0,001 + 1,0 = 1,70 \text{ м.}$$

Потеря на трение в трубах h_w при диаметре их $d = 100$ мм определится по формуле

$$h_w = \frac{Q^2 L}{K^2} = \frac{9^2 \cdot 700}{2,886 \times 10^3} = 19,65 \text{ м,}$$

где $K = 2,886 \cdot 10^3$ взято из таблицы, а Q в л³/сек.

Полный напор будет равен:

$$H = h_w + h_g = 19,65 + 1,70 = 21,35 \text{ м.}$$

Мощность двигателя при коэффициенте полезного действия его $\eta = 0,65$ определится по формулам:

$$N = \frac{Q \cdot H \cdot 1000}{\eta \times 75} = \frac{0,009 \times 21,35 \times 1000}{0,65 \times 75} \approx 4 \text{ л. с.}$$

V. ДОСТАВКА

При перемещении породы, получающейся после взрывов в штольнях, различают следующие два этапа ее движения. Первый этап — доставка породы от забоя к рельсовым путям и второй — откатка от места погрузки до отвала за пределами штольни на дневной поверхности.

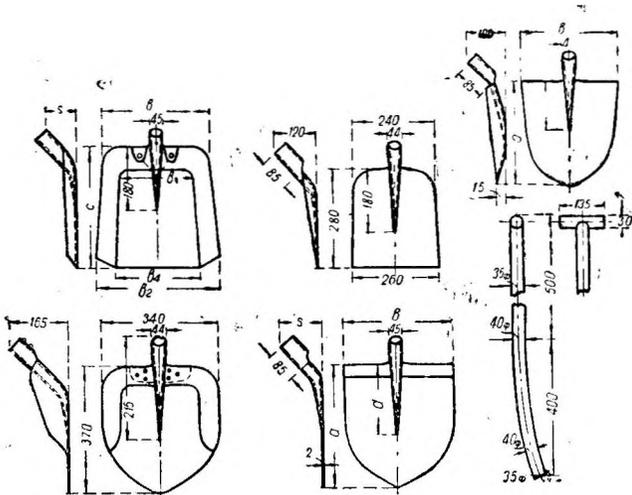


Рис. 275. Германские стандарты лопат.

Наиболее примитивный способ доставки породы — это отгребка ее при помощи ручных лопат. Производительность рабочего при этом зависит главным образом от расстояния, объемного веса породы и рода лопаты.

На рис. 275 представлены германские стандарты лопат для подземных работ. Для удобства погрузки лопаты делаются вогнутыми или снабжаются закраинами. Полезная нагрузка лопаты около 9—10 кг породы. Вес металлической части ее — 1,5—2,1 кг. Наивыгоднейшая длина рукоятки при работе в узких пространствах — около 1,1 м.

В Америке для увеличения срока службы (обычно 5—6 месяцев) лопаты изготавливаются из стали.

Для разборки породы (сборка камня с погрузкой его в вагонетки) проф.

М. М. Протодьяконов в материалах для Урочного Положения (§ 105) дает формулу, определяющую потребное число разборщиков и грузчиков на 1 м породы в массиве:

$$A_1 = 0,27 \frac{\sqrt{f}}{\sqrt{S}}$$

Здесь f — коэффициент крепости по шкале Протодьяконов а, а S — площадь выработки, в квадратных метрах.

При разборке породы часто крупные камни приходится грузить руками. Для этого случая проф. Протодьяконов (§ 112 примечание 2-в) дает следующую формулу, определяющую число грузчиков на 1 *m* породы:

$$A_2 = \frac{0,11 \times 2,7}{\sqrt{s}},$$

где *s* — площадь выработки в *m*- на 1 рабочего.

Ручная отгребка и погрузка породы при разработке штолен являются устаревшими приемами в подземной технике, и в современной заграничной практике тоннелестроения давно уже стали переходить на механизированный погрузочный процесс.

Механизация уборки породы в забоях штолен является до сего времени делом новым для нашего Союза. Если в горных разработках механическая подземная нагрузка получила широкое распространение, то в тоннельном деле

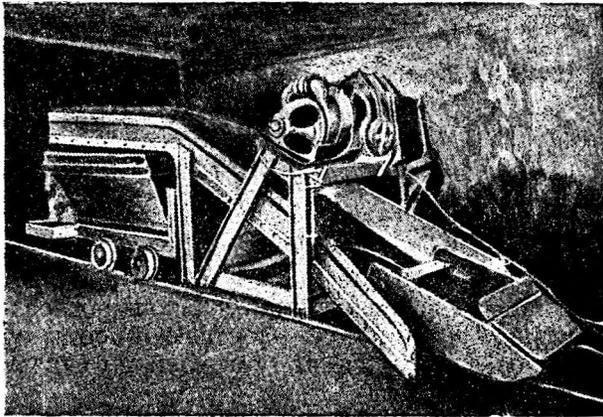


Рис. 276. Скрепер и наклонная платформа Сулливана.

у нас нет еще примера применения такого способа уборки породы. Тем определеннее возникает необходимость всестороннего освещения и изучения опыта заграничных построек в целях применения у себя наиболее рациональных и рентабельных методов уборки и оборудования.

Как известно, операция по уборке породы является фактором, ограничивающим общую скорость проходки штольни. Механизация процесса, подымая производительность погрузки, тем самым увеличивает общую скорость проходки.

В основном все машины, служащие для транспортирования

породы от забоя штольни к вагончикам и погрузки на них, делятся на скреперы и погрузочные машины. Последние, в свою очередь, разделяются на экскаваторы и погрузочные машины без забирающего аппарата.

1. Скрепер

Сплошной или зубчатый скрепер представляет собою большой скребок, к передней и задней стороне которого прикреплен стальной канат (рис. 276).

Последний приводится в действие переносной электрической или воздушной двухбарабанной лебедкой, заставляющей скрепер подавать свой груз по специальной наклонной платформе и сбрасывать в конце ее в стоящие под платформой вагончики. Лебедки для этой цели монтируются на поворотных плитах, укрепленных распорками на горизонтальных вагах или вертикальных колонках.

Для случаев пользования воздушными лебедками весьма трудно бывает определять расчетом требуемый для них расход воздуха. В среднем эта величина должна быть около 5—6 *m*³ в минуту фактической работы машины, которая, в зависимости от различных условий, бывает от одного до четырех часов в смену.

Простота производства скреперной уборки и погрузки, возможность применения ее при самых различных условиях и несложное оборудование послужили причиной распространения этого способа как в твердых, так и в мягких грунтах.

Весьма широко применялись скреперы, работающие описываемым способом, при проходке Avenue-Stollen в Чикаго (рис. 277 и 278).

По форме своей скреперы бывают ковшеобразные и прямоугольные. Готовятся они из выгнутых железных листов, толщиной 4—8 мм, склепываемых между собою железными заклепками. Емкость их от 0,5 до 1,0 *m*, хотя в Америке применяют скрепера емкостью 5 *m* и выше. Обычно при выборе ста-

раются назначать ее равной емкости вагончика, что представляет известные удобства при погрузке.

Погрузочные платформы, по наклонным плоскостям которых скреперы тянут свой груз, делаются также железными, большей частью передвижными. Из них наиболее распространенными являются платформы фирмы Сулливан (рис. 276).

Схема работы скреперной установки с погрузочной платформой видна из рисунка. Во избежание заедания скрепера за стойки креплений к последним прибиваются охранные доски, окованные железом.

Из основных преимуществ скреперной доставки отметим следующие:

1. Скреперная установка весьма проста, применима при породах различной твердости и не требует больших затрат на оборудование.

2. В штольнях небольшого сечения и прямолинейного очертания, при наличии одного забоя, она незаменима, так как весьма значительно способствует общему ускорению всей проходки.

К числу недостатков скреперной доставки можно отнести:

- 1) Затруднения при работе на неровной почве и с крупными кусками породы.
- 2) Несколько меньшую скорость по сравнению с погрузочными машинами.
- 3) Необходимость частой перестановки и укрепления наклонной платформы.
- 4) В мокрых выработках имеют место случаи вкапывания скрепера в мягкую почву и образование вследствие этого глубоких ям, заполняющихся водой.

Последнее затруднение является наиболее ощутительным и применение против этого различных мер (укладка специальных рельсов, листов и пр.) особого эффекта не дает.

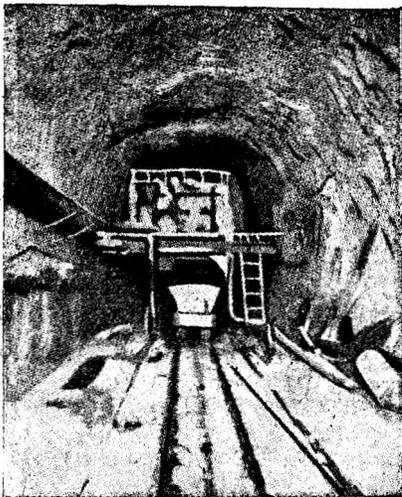
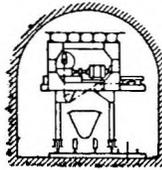


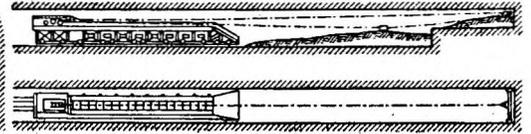
Рис. 278. Разработка со скрепером.

Myers-Whaley-Schaufel, обслуживаемая только одним человеком. Машина состоит из черпака, захватывающего породу, и ленты, транспортирующей и нагружающей ее в вагонетки (рис. 279). Энергия, питающая машину, электрическая или сжатый воздух. Производительность машины довольно значительная: так, напр., в одном из забоев штольни Shandaken с помощью Myers-Whaley за 4 часа было погружено породой 60 вагончиков, емкостью по $1,3 \text{ м}^3$ каждый. Это дает производительность погрузочной машины около 20 м^3 в час. Описываемый тип погрузочной машины широко применялся при постройке напорных штолен водоснаб-

Поперечн. разрез



Продольн. разрез



План

Рис. 277. Разработка со скрепером.

жения Нью-Йорка. При разработке штольни Hetch-Hetchy в ней работало одновременно 13 погрузочных машин.

Применение скреперов для уборки породы при разработке штолен получило распространение главным образом в США.

Известны случаи работы скреперов при постройке штолен водоснабжения Уэр и Свифт (см. главу описания штолен), а также при проходке штольни

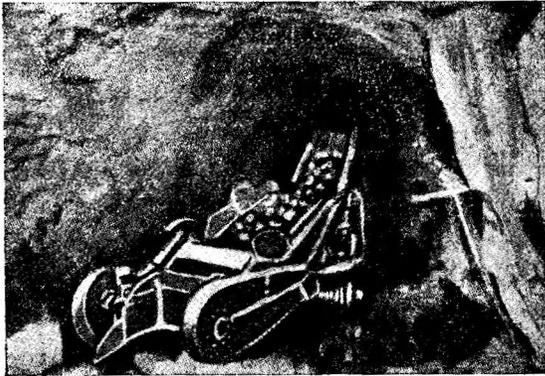


Рис. 279. Погрузочная машина Myers-Wnaley.

даря некоторым конструктивным приспособлениям приобретает возможность поворота в обе стороны на любой угол.

В заключение приведем упрощенный расчет средней производительности скреперной доставки в час P , как функции от длины доставки в погонных метрах l , от емкости самого скрепера в тоннах p и средней скорости движения его v в м/сек.

Средняя длина забоя $= \frac{l}{2}$, в два конца $= l$ и средняя скорость $v = \frac{v_1 + v_2}{2}$, где v_1 — скорость груженого, а v_2 — скорость порожнякового скрепера. Время для пробега скрепера в два конца будет $\frac{l}{v}$ секунд. Если на одну загрузку скрепера в забое требуется t сек., то на полный оборот $\frac{l}{v} + t$ сек.

В час скрепер сделает оборотов

$$\frac{3600}{\frac{l}{v} + t} = \frac{3600v}{l + tv}$$

и, наконец, при емкости в p тонн часовая теоретическая производительность скрепера будет равна:

$$P = \frac{3600vp}{l + tv}$$

Обычно к этому берут коэффициент с учетом задержек что 20% всего рабочего времени идет на задержки.

По данным практики, скорость груженого скрепера бывает от 0,8 до 1 м/сек... скорость порожнякового — от 1,0 до 1,2 м/сек. За границей скорость скреперов в некоторых случаях доводится до 4 м/сек.

Принимая во внимание, что при нормальной работе скрепером время для загрузки и разгрузки составляет по 20 сек. на каждую операцию, что в сумме дает 40 сек., можно подсчитать действительную часовую среднюю производительность скрепера.

На диаграмме (рис. 281) даны готовые кривые, по которым можно быстро определять часовую производительность скреперной доставки P (по оси ординат) для различных расстояний l (по оси абсцисс), в зависимости от емкости p , средней скорости v_1 при коэффициенте задержек $\alpha = 0,8$ и времени на загрузки и разгрузки = 40 сек.

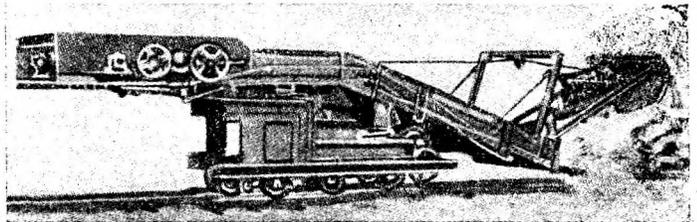


Рис. 280. Скрепер Газенклерер.

$$\alpha \cong 0,80, \text{ т.-е. считают,}$$

2. Экскаваторы

Погрузочные машины типа экскаваторов забирают подорванную породу и подают ее непосредственно к месту погрузки. Работа производится сжатым воздухом и электричеством. Первый тип имеет своим преимуществом безопасность и при отсутствии электрической энергии весьма удобен.

Электрические экскаваторы в свою очередь отличаются большей гибкостью в управлении и большим коэффициентом полезного действия, представляя, однако, некоторую опасность в пожарном отношении (необходимость заземления тока).

Все виды погрузочных машин в отличие от скреперов представляют удобство лишь при работе на горизонтальной плоскости; уже небольшой откос рабочей площадки отрицательно сказывается на работе экскаватора.

На производительность механической погрузки влияют форма, объемный вес и консистенция погружаемой породы. Максимальный размер глыб при этом не должен превосходить $0,1 \text{ м}^3$. Липкие глинистые грунты весьма сильно затрудняют погрузку машинами и часто делают ее даже невозможной.

В отношении использования отдельных типов и видов погрузочных машин американская практика (Charles E. Barneveld) установила следующие пределы применения их в зависимости от размеров штолен: при диаметре последних от 2,5 до 4,5 м — Армстронг, Бутлер, Тью-Шовл типа *OM*; при диаметре от 4,5 до 5,5 м — первые два и Тью-Шовл типа *S* (Сен-Джо); при диаметре штольни

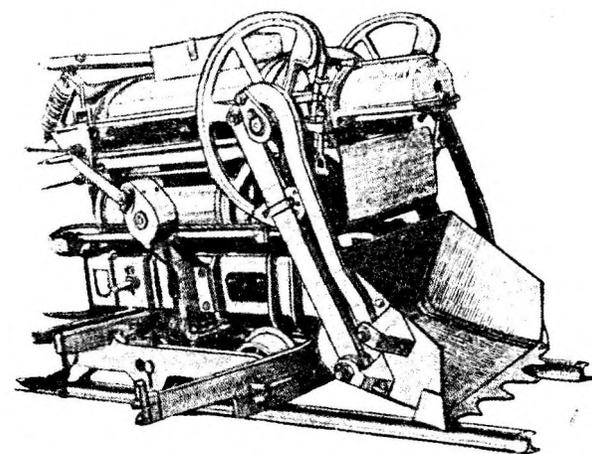


Рис. 282. Экскаватор Армстронг

от 5,5 м до 6,5 м — Бутлер и Тью-Шовл типа 5 и, наконец, при штольнях свыше 6,5 м — Тью-Шовл, все типы Мерион и др.

Краткие характеристики их приводятся ниже.

Сист. Армстронг (рис. 282), особенно удобная в штольнях и тоннелях, устроена на рельсовом ходу. Действует сжатым воздухом и прикрепляется к рельсам во время работы посредством особых зажимов. Наименьший размер выломки, в котором может работать экскаватор Армстронг, — $1,8$ м на $2,13$ м. Радиус уборки — около $1,6$ м.

Машина приспособлена к погрузке крупных кусков породы. В отличие от других экскаваторов с поворотом ковша, машина Армстронг производит при погрузке движения, характерные для работы ручной лопаты, т.е. она копает, поднимает и перебрасывает породу движением, похожим на бросок через плечо (рис. 283). Расход воздуха колеблется в пределах от $5,5$ до $6,0 \text{ м}^3/\text{мин}$. Размеры машины: длина — $1,83$ м, ширина — $1,22$ и высота $1,37$ м. Расстояние между осями — $0,75$ м. Емкость ковша — $0,16 \text{ м}^3$, потребная для работы машины высота над головкой рельса, в зависимости от высоты вагонетки, — от $2,10$ до $2,40$ м. Цена машины — 3375 долларов.

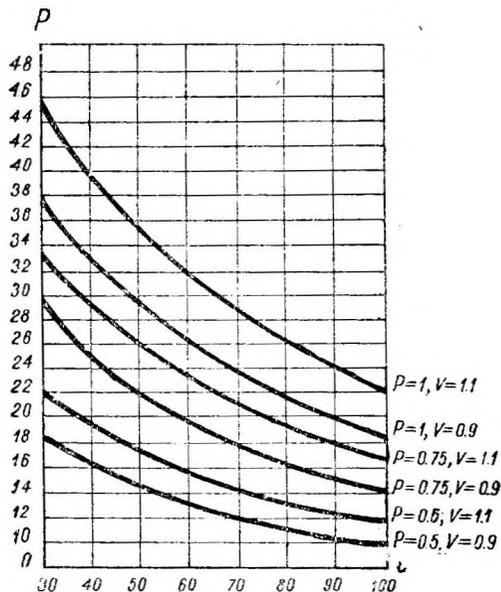


Рис. 281. Кривые часовой производительности скреперной доставки.

Сист. Бутлер. Небольшая одноцилиндровая лопата с полным вращением, работающая сжатым воздухом (рис. 284). Машина состоит из основания, цилиндра и ковша.

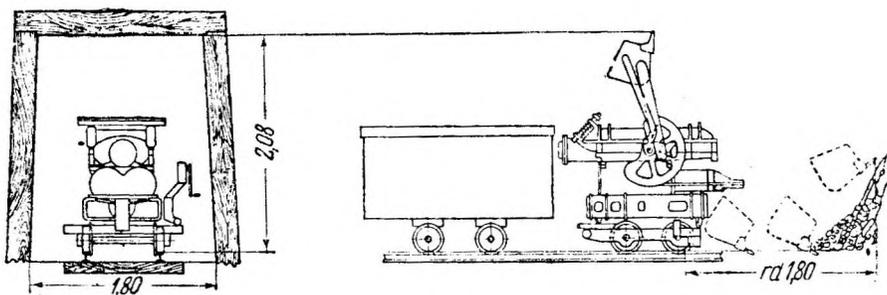
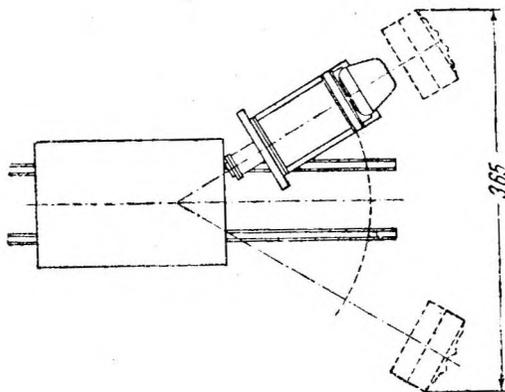


Рис. 283. Армстронг в работе.



Основанием машины является железная тележка на рельсовом ходу с колесей



Рис. 284. Экскаватор Бутлер в работе.

от 45 см. К тележке прикреплена нижняя часть поворотного круга. На верхней половине поворотного круга укреплен цилиндр, в котором ходят два поршня с полыми штоками, входящими один в другой.

Главные размеры всех частей видны на рис. 285. Вес машины — 9150 кг. На рельсовом пути экскаватор откатывается двумя рабочими. Устройство ковшевого прибора позволяет брать породу на 20 см ниже рельс при радиусе расчистки 2,30 м. Емкость черпака — 0,16 м³. Число черпаний 3—4 в минуту. Мотор один — мощностью 3 л. с. Давление воздуха требуется в 5—6 атм.; расход воздуха для неизношенной машины — 3,8 м³/мин. Стоимость ее — около 6000 руб. При работе задалживаются 1 машинист и 1—2 рабочих на вспомогательных операциях.

Часовая производительность — около 10—15 т. Копание возможно производить и на поворотах и сбоку. Погрузка производится и на уклонах. В самое последнее время ма-

изведена таким образом, что с одного места возможно было обслуживать все сечение и, кроме того, оставался проход для вагончиков.

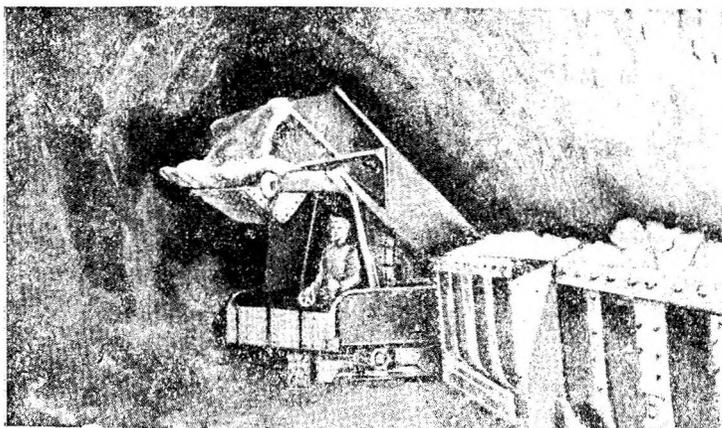


Рис. 287. Электрический экскаватор системы Тью для тоннельных работ.

Для защиты при взрывах на коротких расстояниях (3—6 м) экскаваторы снабжались особыми козырьками из стали. Расход воздуха во время работы был около $14 \text{ м}^3/\text{мин.}$, причем подавался он по трубам диаметром $1 \frac{1}{2}''$.

Интересно отметить, что при ручной уборке стоимость рабочей силы на смену составляла 135,5 доллара, в то время как при экскаваторной — 119,5 доллара. В целях поднятия производительности была применена премиальная система, состоящая в том, что за каж-

дый фут, пройденный в день сверх 11 футов, зарплата увеличивалась на 10%. Средняя скорость проходки штольни была от 2,1 до 2,5 м в смену.

Сист. Тью — представляет собою одночерпаковый револьверный экскаватор на гусеничном ходу.

Машина, работающая электричеством, сконструирована таким образом, что имеет возможность передвигаться в штольне, диаметром 2,5 м, и грузить при высоте выработки 3 м. Два типа экскаваторов этой системы показаны на рис. 287 и 288. Все движения лопаты управляются машинистом.

Во время напорного хода (забирающего материал), совкообразный черпак выдвигается на тягах, поворачивается вместе с корпусом машины в сторону вагончика и, приняв наклонное положение, производит нагрузку.

Весьма мощная машина Тью в состоянии грузить большие глыбы породы. Производительность ее в смену — от 60 до 150 т.

Основные данные ее следующие:

Длина	4,7	м
Ширина	1,9	"
Рабочая высота	от 2,3 до 2,6	"
Минимальная ширина места работы	4,5	"
Длина напорного хода вместе с черпаком	4,13	"
Емкость черпака	0,38	м ³
Вес	12	т
Цена (на заводе) в долларах	15 700	

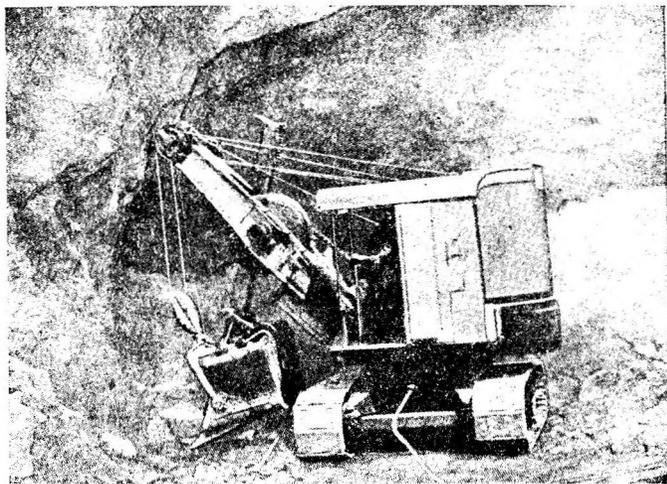


Рис. 288. Тоннельный экскаватор системы Тью

3. Погрузочные машины без забирающего аппарата

„Pit car loader” (грузчик вагонеток) получил за последние годы особенно большое распространение в подземной доставке в Америке.

Он представляет собою наклонный конвейер, передняя часть которого находится на уровне почвы, а задняя вытянута и приподнята для возможности загрузки вагончиков (рис. 289). На приемный (нижний) конец конвейера погрузка может производиться вручную, и назначение „питкарлодера” заключается в подъеме материала с уровня почвы и погрузке его в вагончики.

Такого типа погрузочные машины производятся и у нас в Союзе заводом „Свет шахтера”. В ниже приведенной таблице даны их характерные величины:

Длина	2,2 м
Высота	1,3 м
Скорость конвейерной ленты }	0,8 м/сек.
Производительность	45 т/час.
Мощность мотора	3 ЛС
Стоимость машины	3 150 р.
Стоимость электрооборудования к ней	950 „

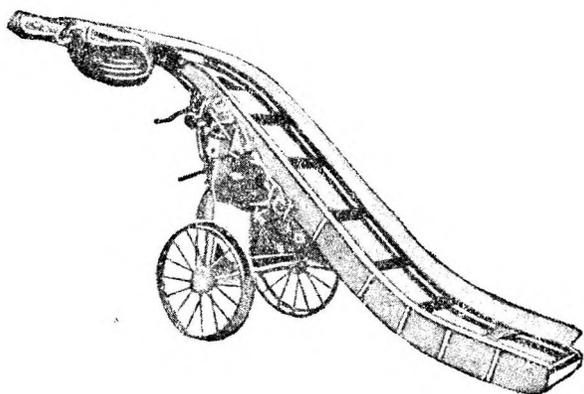


Рис. 289. Погрузочная машина „Pit car loader”.

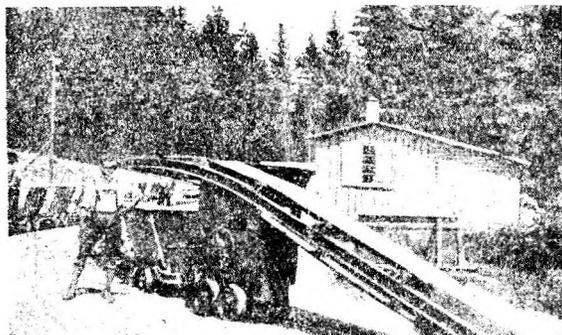


Рис. 290. Конвейер фирмы Аксманн.

При постройке штолен гидроустановки Aachen (1925 г.) были применены погрузочные машины описываемого типа фирмы Аксманн (рис. 290).

При проходке штолен особенно важным является ускорение уборки в тех случаях, когда время постройки сооружения ограничено. В самое последнее время для ускорения перегрузок при выдаче породы стали применять новый тип погрузчика. От экскаватора к постоянным транспортерам (или рельсовым путям) устанавливается специальный „складной” конвейер, основной размер — длину. Для уменьшения веса, без затруднения передвига-

имеющий возможность менять свой основной размер — длину. Для уменьшения стоимости конвейер выполнен легковесным, без затруднения передвига-

„Погрузчик” (рис. 291) состоит из тележки, весом около 150 кг, и ленточного оборудования (вес 220 кг). На тележке установлен двигатель мощностью 1 ЛС, приводящий в движение рабочие катки ленты.

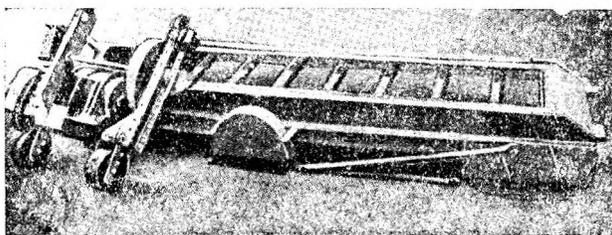


Рис. 291. Конвейер для тоннельных работ.

VI. ОТКАТКА

1. Рельсовые пути

В подземных выработках, так же как и на поверхности, рельсовые пути укладываются почти исключительно на деревянных шпалах.

Правильный выбор типа рельса имеет большое значение при организации откатки. В случае применения слишком легкого типа возможны частые сходы вагончиков. При достаточно большой длине подвижных составов в условиях

подземной работы это бывает сопряжено с весьма большими задержками и простоями.

Данные таблицы 50 служат для выбора типа рельса соответственно весу электровоза.

Т а б л и ц а 5 0

Вес электровоза в т	от 4,0 до 6,0	от 6,0 до 8,0	от 8,0 до 10,0
Вес рельса в кг/п. м	8,8	11,0	13,75
Высота профиля рельса в мм	65—75	80	91

Наиболее распространенными в настоящее время являются виньоловские рельсы, железные или стальные, длиной 4 - 8 м. При укладке их нормальное расстояние между шпалами устанавливается на главных путях от 0,7 до 1 м, на закруглениях от 1,0 до 1,3 м, на стыках рельс от 0,3 до 0,7 м. Известны отдельные, весьма редкие, случаи применения в подземных выработках металлических шпал. Ширина колеи до сего времени применяется довольно разнообразная. Вовсесоюзном стандарте рельсовых путей при емкости вагонеток до 1,5 т принимается колея шириною в 600 мм. а при емкости свыше 1,5 т—900 мм.

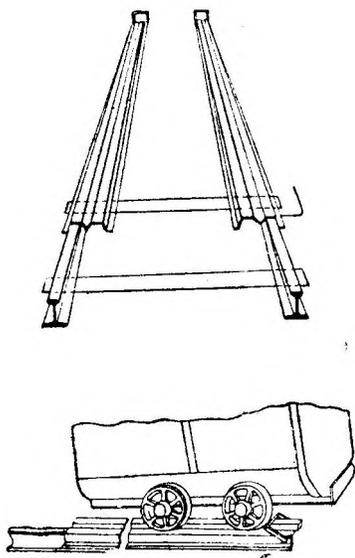


Рис. 292. Устройство для удлинения путей.

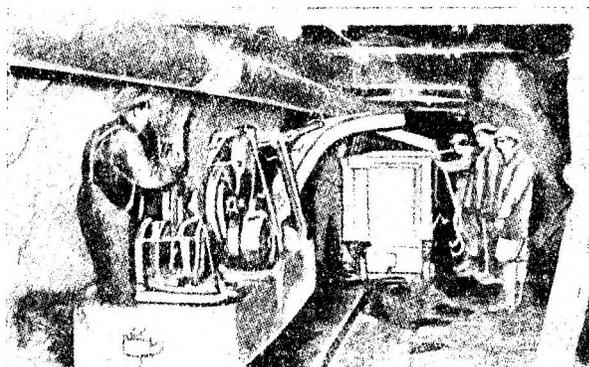


Рис. 293. Кран для подъема вагонеток.

Для облегчения труда уборщиков, по мере продвижения забоя, основной рельсовый путь наращивается переносной „вставкой” из обрубков рельс длиной 2—3—4 м. После того как выработка удлиняется на длину полного рельса, стелется нормальный путь.

В Германии, в подземной откатке, начал применяться способ удлинения путей до 5 ж при помощи специально изготовленных шин из листового железа толщиной 5—6 мм. Такие шины допускают передвижение вперед вслед за перемещением забоя (рис. 292). Железная ручка в конце шин облегчает передвижение и служит одновременно для вагонеток задержкой - упором у забоя.

Как правило, минимальный радиус закругления откаточных путей должен быть по крайней мере в пять раз больше жесткой базы электровоза (расстояния между центрами ведущих колес). Наружный рельс на закруглениях обычно немного приподнят над внутренним для предупреждения возможности схода с рельс вагончиков, а иногда и электровоза.

В местах перехода с одного пути на другой для предупреждения схода вагончиков с рельс укладываются контр-рельсы. Стрелки откаточных путей должны быть особенно тщательно смонтированы. Устройство их мало отличается от обычных стрелок надземных путей.

В обычных узких проходках напорных штолен, в которых размещается чаще всего один железнодорожный путь для грузеных вагончиков и порожняка, устройство на некотором расстоянии разьездов представляет определенные неудобства в эксплуатации и к тому же связано со значительными затра-

тами. Даже если не учитывать последнего обстоятельства, то разрезды в большинстве случаев не обеспечивают возможности производства указанной операции без излишних потерь времени.

При постройке Moffat - Tunnelа в Америке был вместо разрездов установлен в штольне специальный лифт, приподымающий вагончик с рельс и тем самым освобождающий путь.

Иное решение было принято при проходке Eichholz - Stollen гидроустановки Schluchsee. В этом случае была уложена особая симметричная стрелка, на которой размещалось два вагончика.

Порожний вагончик при этом, вследствие стесненности помещения, приходилось слегка наклонять.

В штольнях среднего сечения для разрезда вагончиков в последнее время начали применять особый низкий кран (рис. 293), приподымающий вагонку с путей и устанавливающий ее перед погрузкой на свое рабочее место.

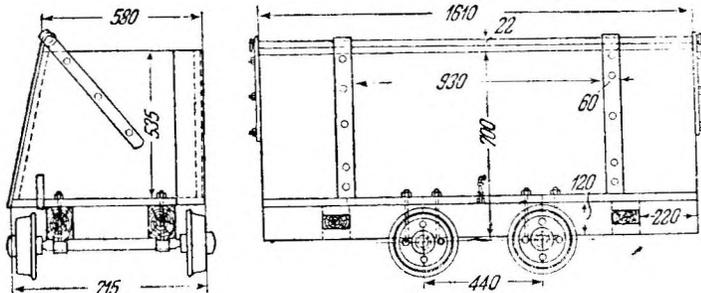


Рис. 294. Вагончик с откидной стенкой.

2. Подвижной состав

В подземной откатке наиболее распространенным видом подвижного состава являются вагончики с железными кузовами. Ввиду большого разнообразия

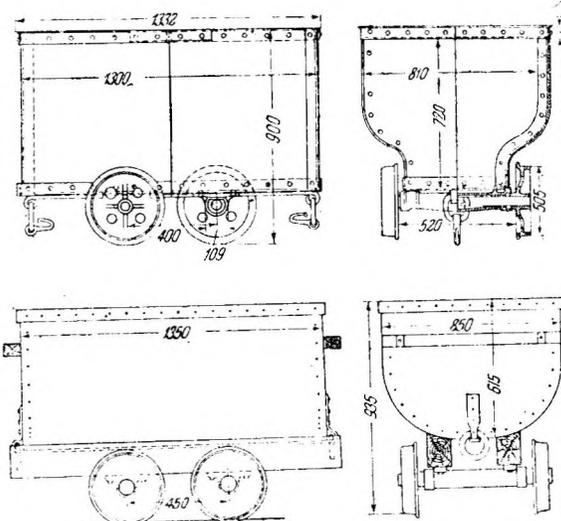


Рис. 295 и 296. Типы вагончиков для подземной откатки.

откатке типы вагончиков. Емкость их размеров кузова (табл. 51).

типов, при выборе их следует считаться с отдельными достоинствами и недостатками каждой системы.

От хорошего вагончика требуется прежде всего дешевизна и долговечность. Из остальных качеств особенно важными являются: малый вес, сопротивляемость вагончика толчкам, легкое обращение при откатке и постановке на рельсы после схода, наилучшее использование габарита и небольшая высота для удобства погрузки.

Вполне понятно, что осуществление всех этих условий в вагончике одной какой-нибудь системы вряд ли возможно—тем более, что некоторые из этих требований взаимно исключают друг друга.

Кузова вагончиков бывают глухие и с откидной боковой (рис. 294) или лобовой стенкой.

На рис. 295 и 296 показаны наиболее распространенные при подземной весьма различна, в зависимости от

Таблица 51

Вагончики для подземной откатки

№ по пор.	Емкость вагончика в м	Ширина колес в мм	Длина кузова		Ширина в мм	Высота над головкой рельса	Вес вагон. (мертв. вес) т
			без буфера	с буфером			
1	1	600	1900	2500	840	1115	0,30
2	1	900	1900	2500	1140	940	0,30
3	1½	900	2428	2800	1240	1050	0,40
4	2	900	2428	2800	1240	1150	0,50

Последняя графа мертвого веса железного вагончика W в m , в зависимости от его внутреннего полезного объема V (m^3), определена по эмпирической формуле $W = 0,52 \sqrt[3]{V^2} - 0,3V$ (см. проф. Терпигорев. — Рудничная доставка, 1929 г.)

Каждый из представленных на рисунке типов имеет свои достоинства и недостатки. Прямоугольный кузов (деревянный с железной оковкой) требует большой высоты. Кузов с выгнутыми книзу боками для расположения колес (так называемый кузов анзеновского типа) защищает их от удара, но сам обладает вследствие этого формой малой сопротивляемости, а следовательно требует более значительного сечения листового железа. Кузов овальной формы, хорошо сопротивляющийся внешним усилиям, представляет определенные удобства и при чистке.

Заслуживает внимания особый тип самодвижущихся вагончиков, так называемых „Jaгусар“, с моторами постоянного и переменного тока. Емкость их — до $2 m^3$, вес — около $5 m$.

3. Тяговый состав

Откатка вагончиков с породой по рельсовому пути производится ручной и конной тягой или помощью подвижных двигателей. К числу последних принадлежат воздуховозы, бензиновозы, контактные и аккумуляторные электровозы.

Конная откатка отличается небольшой производительностью, высокой себестоимостью и необходимостью содержания большого обслуживающего персонала.

Воздуховозы принадлежат к двигателям, габаритные размеры которых позволяют пользование ими в самых тесных выработках. Потребляя в работе сжатый воздух, они одновременно с этим требуют и компрессорную станцию с трубопроводом, запасными резервуарами и пр. Первые воздуховозы имели весьма небольшой радиус действия, так как воздух поступал к ним из сети

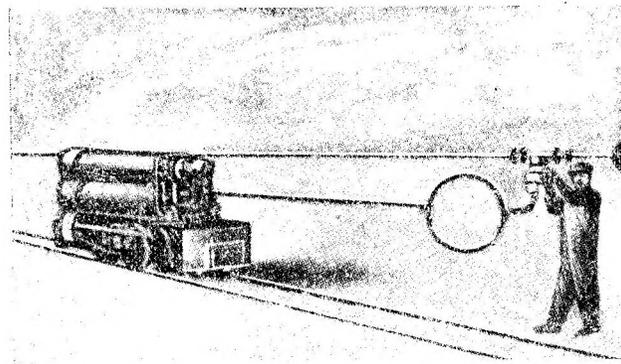


Рис. 297. Наполнение воздуховоза сжатым воздухом.

низкого давления (7—8 атм.), и, ограниченные объемом своих резервуаров, воздуховозы вследствие этого быстро истощались. При дальнейшем своем развитии воздуховозы стали конструироваться с резервуарами, рассчитанными на 40—50 атм., при давлении воздуха в магистрали до 100 атм.

Современные воздуховозы работают при рабочем давлении воздуха в резервуарах до 150 атм., при чем последнее осуществляется в 4—5-ступенчатом компрессоре. При установке компрессора на поверхности земли сжатый воздух поступает в особый прибор для очистки его от влаги и масла и затем уже идет в выработки по специальным трубам. Последние монтируются из тянутых стальных звеньев длиной 7—8 м, с внутренним диаметром 40—100 мм.

Питание происходит из специальных баллонов-батарей, которые при наполнении воздуховоза соединяются с ним при помощи особого панцирного шланга или медной трубки. Соединение осуществляется особой муфтой, в которую, в случае надобности, можно включить манометр. Впуск воздуха регулируется запорным клапаном (вентилем). Наполнение при помощи такого простого, вполне безопасного устройства требует всего около 2 минут (рис. 297).

К преимуществам воздуховоза относятся простота устройства и обслуживания. Недостатками его являются: дороговизна, необходимость во время работы устройства перерывов для пополнения запасов воздуха и связанные с этим большие потери.

Таблица 52 дает краткую характеристику воздуховозов, выпускаемых различными заграничными фирмами.

Воздуховозы

Таблица 52

№№ по ряду	Фирмы	Шварц-копф.	Борсиг.	Мейер.	Рурталь.	Леру	Американские	
							Легкие двухосн.	Тяжелые двух- и трехосные
1	Длина <i>м.м.</i>	4 000	4 010	4 000	3 997	3 950	3 150	6 000—7 000
2	Ширина <i>м.м.</i>	925	900	925	826	823	1 000	1 220—1 980
3	Высота <i>м.м.</i>	1 625	1 515	1 535	1 515	1 550	1 550	1 500—1 700
4	Объем резервуаров <i>л.</i>	1 279	1 184	1 336	—	1 210	1 750	3 000—8 000
5	Вес <i>т.</i>	6,9	7,2	6,5	6,0	6,1	4,30	9—20
6	Скорость <i>м/сек.</i>	4	4	4	4	3,0	—	—
7	Расстояние между осями.	1 000	900	900	1 000	1 000	—	—
8	Сила тяги <i>кг.</i>	900	900	950	1 000	875	800	2 000—4 180
9	Ширина колеи <i>м.м.</i>	—	600	—	—	—	620	—
10	Наимен. радиус закругл. <i>м.</i>	—	—	—	—	—	5—8	13—31

Под бензиновозами подразумевают двигатели, работающие на жидком топливе. В качестве последнего применяется бензин, бензол и керосин. Все виды жидкого топлива могут идти в дело лишь очищенными от всяких примесей.

Сам бензиновоз состоит из двухосной тележки, на которой помещаются мотор, бак для горючего, резервуар для воды, трубы, предохранительные устройства, аппараты управления и пр.

В конструктивном отношении мотор бензиновоза мало чем отличается от нормального двигателя внутреннего сгорания.

В таблице 53 приведены данные, характеризующие бензиновозы различной мощности.

Бензиновозы

Таблица 53

Мощность в ЛС	12	16	20	24
Длина <i>м.м.</i>	3 500	3 800	—	3 700
Ширина <i>м.м.</i>	900	1 000	1 050	1 370
Высота <i>м.м.</i>	1 500	1 600	1 800	2 100
Вес <i>т.</i>	5,0	6,0	9	—
Скорость <i>м/сек.</i>	1,7	1,7	—	—
	2,5	2,5	—	—

Из преимуществ бензиновозов можно отметить полную независимость локомотива и возможность применения их при небольших сроках откатки. В этом случае не требуется устройства подстанции или компрессорной установки, т. е. сокращаются первоначальные расходы по оборудованию.

Из недостатков бензиновозов самые существенные: небольшая производительность их по сравнению с электровозами и небольшой срок службы двигателей. Кроме того нагрев мотора требует пополнения холодной водой бака бензиновоза, что связано с периодическими остановками через каждые 2000 м пройденного пути. Малая скорость, опасность в пожарном отношении и выделяемые продукты горения также затрудняют применение бензиновоза при подземной откатке.

По данным Weh'a расход горючего на ЛС час при мощности двигателя от 8 ЛС до 32 ЛС можно принимать:

бензола	от 0,26	до 0,24	кг
бензина	„ 0,30	„ 0,29	„
нефти	„ 0,38	„ 0,37	„

Величины эти даны при условии полной нагрузки двигателя. Средний же расход топлива за известный промежуток времени меньше и равен от $\frac{1}{2}$ до $\frac{1}{3}$ от максимального.

Из электровозов, применяемых в настоящее время при подземной откатке, контактные получили меньшее распространение, чем аккумуляторные (рис. 298).

Первые, как получающие ток от провода, могут работать только в выработках, где такая проводка имеется. Аккумуляторные электровозы, имея источник

с собой, могут передвигаться под землей самостоятельно и по этой причине главным образом применяются при разработках штолен.

Аккумуляторная батарея, имеющаяся на электровозе, расходуя в течение определенного промежутка времени свой запас электрической энергии, — разряжается. Для пополнения этого запаса служат мотор-генераторы, однокорные преобразователи и другие

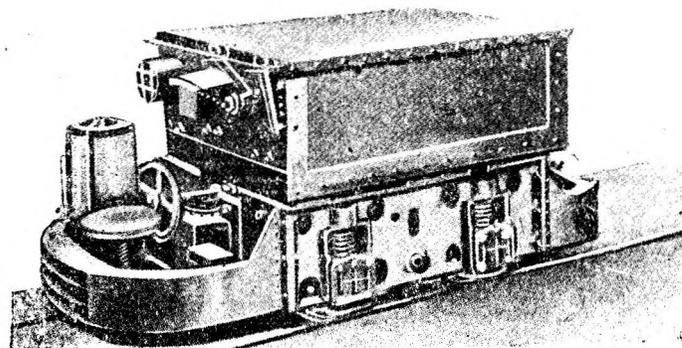


Рис. 298. Аккумуляторный электровоз.

агрегаты, устанавливаемые в специальном помещении (преобразовательная подстанция).

При интенсивной работе электровозу приходится через каждые 3—4 часа менять разрядившуюся батарею на новую. Для этой цели на каждом электровозе имеется одна запасная батарея.

На рис. 299 представлен удобный способ смены батарей при помощи специального устройства на разветвлении пути. Вожатый оставляет сперва разряженную батарею на правом пути, переключает штепсель к свежей батарее на левом пути и, питая таким образом мотор, подходит на левое ответвление, где забирает свежую батарею на свою платформу.

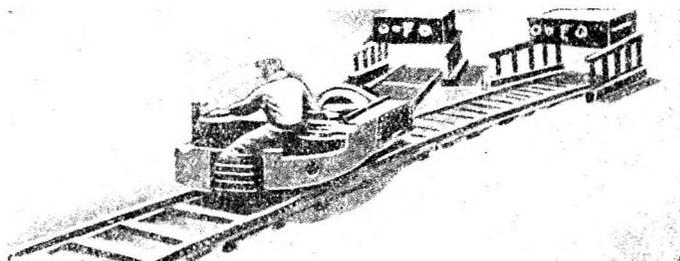


Рис. 299. Смена батареи аккумуляторного электровоза.

В последние годы подземные аккумуляторные электровозы стали изготавливаться и у нас в Союзе на заводе „Динамо” в Москве (рис. 300).

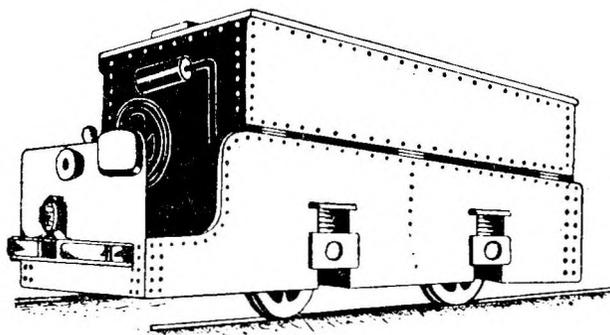


Рис. 300. Общий вид аккумуляторного электровоза завода „Динамо”.

В конструктивном отношении выпускаемые двигатели одинаковы и все четыре нормальных типа (два по длине и два по ширине колеи пути) отличаются только размерами отдельных частей, мощностью двигателя, типом и емкостью батареи.

В таблицах 54, 55 и 57 приведены характерные данные электровозов-двигателей и аккумуляторных батарей. Для удобства выбора нужной серии электровоза в таблицах приняты цифровые и буквенные обозначения, имеющие следующие значения.

Первая цифра — тип шасси.

Первая буква — род питания.

A — аккумуляторы.

Вторая или третья буква — назначение.

P — рудничный.

C — сборочный.

T — тендерный (с прицепной тележкой).

Первая цифра после букв — тип двигателя.

Вторая цифра после букв — тип батарейного ящика.

Последние цифры — род аккумуляторной батареи.

Для тех случаев, когда высота штрека не позволяет применить электровоз нормальной конструкции, можно применить специальную прицепную тележку весьма незначительной высоты, на которую устанавливают снятую с электровоза батарею. Эскиз прицепного батарейного тендера приведен на рис. 301, характерные данные для него приведены в таблице 56.

Для питания электродвигателей электровозов завода „Динамо” обычно применяются щелочные аккумуляторы Юнгнера и Эдисона. В исключительных случаях допустимо пользоваться также свинцовыми аккумуляторами.

Щелочные элементы размещаются по 4—5 в деревянных ящиках, устанавливаемых в общем батарейном ящике из сварного листового железа толщиной 3 мм, усиленного уголковым и полосовым железом.

Значительным преимуществом аккумуляторных электровозов по сравнению с контактными является безопасность в работе с ними в условиях подземной откатки. Отсутствие проводки совершенно устраняет опасность несчастных случаев из-за прикосновения к голым проводам и дает одновременно с этим возможность применять аккумуляторные электровозы в выработках небольшого сечения.

Таблица 54

Основные размеры, вес и обозначения электровозов

Тип электровоза	Размеры в мм					Вес (прибл.) в т	
	Длина	Ширина		Высота	Ширина колеи	Шасси с эл. обор.	Общий
		Шасси	Акбот				
1AP-111	3 800	960	950	1 250	600	3,2	5,2
1AP-112	3 800	960	950	1 250	600	3,2	5,2
1AP-113	3 800	960	950	1 250	600	3,2	6,0
3AP-113	3 800	1 250	1 100	1 250	900	3,7	6,5
3AP-122	3 800	1 250	1 100	1 350	900	3,7	6,0
3AP-131	3 800	1 250	1 200	1 450	900	3,7	6,3
2AP-141	4 500	960	950	1 250	600	4,2	6,3
2AP-142	4 500	960	950	1 250	600	4,2	6,5
2AP-143	4 500	960	950	1 250	600	4,2	7,3
2AP-152	4 500	960	950	1 350	600	4,2	7,0
2AP-161	4 500	960	950	1 450	600	4,2	7,3
2AP-171	4 500	960	1 100	1 250	600	4,2	6,8
2AP-172	4 500	960	1 100	1 250	600	4,2	7,1
4AP-152	4 500	1 250	1 100	1 350	900	4,5	7,1
4AP-171	4 500	1 250	1 100	1 250	900	4,5	7,1
4AP-263	4 500	1 250	950	1 450	900	4,7	9,5
4AP-282	4 500	1 250	1 100	1 450	900	4,7	8,3
4AP-291	4 500	1 250	1 150	1 450	900	4,7	8,2
5AC-301	2 050	850	850	1 250	600	1,8	2,6
5AC-3012	2 050	850	850	1 350	600	1,8	2,9
5AC-3013	2 050	850	850	1 250	600	1,8	3,1
6AC-3021	2 500	1 250	1 100	1 250	900	2,5	3,8
6AC-3022	2 500	1 250	1 100	1 250	900	2,5	3,8
6AC-3023	2 500	1 250	1 100	1 250	900	2,5	4,0
1APT-152	3 800	960	950	900	600	3,2	6,0
1APT-161	3 800	960	950	900	600	3,2	6,0
1APT-163	3 800	960	950	900	600	3,2	6,0
3APT-281	3 800	1 230	1 100	900	900	4,2	8,0
3APT-282	3 850	1 250	1 100	900	900	4,2	8,0
3APT-283	3 800	1 250	1 100	900	900	4,2	8,0

Основные данные аккумуляторной батареи

Тип электровоза	Род аккумулятора	Тип аккумулятора	Продолж. зарядки час.	Количество элементов	Напряжение (вольт)	Емкость батареи	Вес батар. (без батар. ящика) кг
1AP-111	Эдисона	Aб	7	120	130	29,2	1 140
1AP-112	Юнгнера	Pm-23	5	110	125	28,8	1 220
1AP-113	Свинцовые	VIII-0-39	10	62	125	23,4	1 920
3AP-113	"	VIII-0-39	10	62	125	23,4	1 920
3AP-122	Юнгнера	Pm-30	5	110	125	37,5	1 480
3AP-131	Эдисона	C	7	115	125	42,2	1 890
2AP-141	"	A	7	110	120	36,0	1 470
2AP-142	Юнгнера	Pm-29	5	112	125	36,0	1 520
2AP-143	Свинцовые	X-0-39	10	66	125	29,2	2 550
2AP-152	Юнгнера	Pm-30	5	140	155	46,5	1 920
2AP-161	Эдисона	C	7	145	160	52,8	2 985
2AP-171	"	A	7	132	145	43,8	1 810
2AP-172	Юнгнера	Pm-29	5	136	150	43,0	1 870
4AP-152	"	Pm-30	5	140	152	46,5	1 920
4AP-171	Эдисона	A	7	132	145	48,8	1 760
4AP-263	Свинцовые	100	10	77	150	45,0	4 580
4AP-282	Юнгнера	Pm-100	5	136	150	75,0	3 050
4AP-291	Эдисона	Cв	7	126	140	63,0	2 710
5AC-3 011	"	A	7	48	55	12,4	455
5AC-3 012	Юнгнера	Pm-30	5	50	60	18,0	685
5AC-3 013	Свинцовые	УП-0-39	10	30	60	9,8	810
6AC-3 021	Эдисона	A	7	60	65	19,5	800
6AC-3 022	Юнгнера	Pm-29	5	60	70	20,3	810
6AC-3 023	Свинцовые	VIII-0-39	10	38	70	11,5	1 030
1APT-152	Юнгнера	Pm-30	5	140	155	46,5	1 920
1APT-161	Эдисона	C	7	145	160	53,9	2 385
1APT-163	Свинцовые	100	10	76	150	45,0	4 520
3APT-281	Эдисона	C	7	114	125	56,2	2 450
3APT-282	Юнгнера	Pm-50	5	136	150	75,0	3 050
3APT-283	Свинцовые	100	10	85	160	48,0	5 050

- Примечания: 1) Данные для батареи Юнгнера — предположительные.
 2) При нормальном разряде в течение 5 часов.
 3) При свинцовых батареях полезная емкость на 15% меньше указанной в таблице.

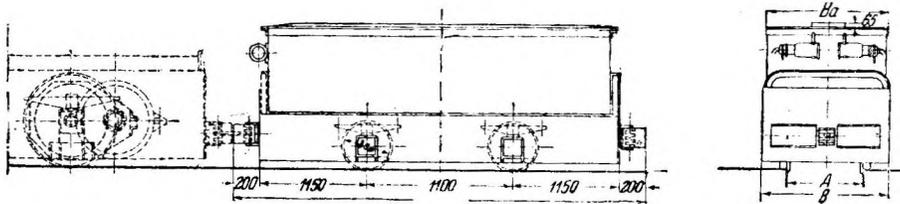


Рис. 301. Эскиз прицепного тендера завода „Динамо”.

Таблица 56

Данные для прицепного батарейного тендера завода „Динамо”

Тип	1APT-161	1APT-152	1APT-163	3APT-281	3APT-282	3APT-283
A	600	600	600	900	900	900
B	960	900	960	1 250	1 250	1 250
Ba	950	950	950	1 100	1 100	1 100
H	1 050	950	1 050	1 050	1 050	1 050

Тяговая характеристика электровозов

Тип электровоза	Количество и тип тягового двигателя	Напряжен вольт	Мощность к W		Скорость м/сек.		Сила тяги к g	
			Час.	Прод.	Час.	Прод.	Час.	Прод.
1AP—111	2 × ГР10/385	130	16,4	7,4	1,5	2,6	1 080	280
1AP—112	2 × ГР10/385	125	16,1	7,0	1,4	2,4	1 140	280
1AP—113	2 × ГР10/385	125	16,1	7,0	1,4	2,4	1 140	280
3AP—113	2 × ГР10/385	125	16,1	7,0	1,5	2,4	1 140	280
3AP—122	2 × ГР10/385	125	16,1	7,0	1,4	2,4	1 140	280
3AP—131	2 × ГР10/385	125	16,7	7,0	1,4	2,4	1 140	280
2AP—141	2 × ГР10/385	120	15,4	6,8	1,3	2,4	1 150	280
2AP—142	2 × ГР10/385	125	16,1	7,0	1,4	2,4	1 140	280
2AP—143	2 × ГР10/385	125	16,1	7,0	1,4	2,4	1 140	280
2AP—152	2 × ГР10/385	155	20,0	8,6	2,0	3,2	1 000	260
2AP—161	2 × ГР10/385	160	20,5	9,0	2,1	3,3	970	260
2AP—171	2 × ГР10/385	145	13,5	8,0	1,8	2,9	1 000	270
2AP—172	2 × ГР10/385	150	19,0	8,4	1,9	3,0	1 000	270
4AP—152	2 × ГР10/385	185	20,0	8,6	2,0	3,2	1 000	260
4AP—171	2 × ГР10/385	145	18,5	8,0	1,8	2,9	1 000	270
4AP—263	2 × ГР10/380	150	30,0	12,8	1,9	3,0	1 570	420
4AP—282	2 × ГР15/380	150	30,0	12,8	1,9	8,0	1 570	420
4AP—291	2 × ГР15/380	140	28,0	12,2	1,7	2,7	1 640	440
5AC—3011	1 × ГР5/210	55	4,6	2,2	0,9	1,8	500	120
5AC—3012	1 × ГР5/210	60	5,0	2,4	1,0	2,0	490	120
5AC—3013	1 × ГР5/210	60	5,0	2,4	1,0	2,0	490	120
6AC—3021	1 × ГР5/210	65	5,6	1,2	2,6	2,1	460	120
6AC—3022	1 × ГР5/210	70	5,7	2,7	1,3	2,4	430	110
6AC—3033	1 × ГР5/210	70	5,7	2,7	1,3	2,4	430	110
1APT—152	2 × ГР10/385	155	20,0	8,6	2,0	3,2	1 000	260
1APT—161	2 × ГР10/385	160	20,5	9,0	2,1	3,3	970	260
1APT—163	2 × ГР10/385	150	19,0	8,4	1,9	3,0	1 000	270
3APT—281	2 × ГР15/380	125	25,2	10,1	1,5	2,4	1 670	440
3APT—282	2 × ГР15/380	150	30,0	12,8	1,9	3,0	1 570	420
3APT—283	2 × ГР15/380	160	32,0	14,0	2,0	3,2	1 600	420

4. Расчет откатки

Откатка людьми. Перемещение по рельсовым путям породы в вагончиках людьми применимо только в тех пределах (уклонов пути и емкости вагончиков), когда еще возможно производить откатку мускульной силой.

Производительность откатки, отнесенная к одной рабочей смене, может быть при этом измерена: 1) или количеством доставленного за одну смену груза (количественная производительность), или 2) произведением перемещаемого груза Q на соответствующее расстояние L (QL —качественная производительность, измеряющаяся в тоннометрах или килограммометрах). Заметим при этом, что ввиду несовпадения веса груза (Q) с направлением пути (L) качественная производительность не есть механическая работа, соответствующая данному передвижению. Напр., для передвижения вагончика с суммой полезного и мертвого груза в 1 500 кг по горизонтальному рельсовому пути требуется при хороших подшипниках сила только около 18 кг.

Откатка людьми производится одиночными вагончиками, причем для безопасности расстояние между ними не допускается менее 10 м на горизонтальных участках, и не менее 30 м на путях с уклоном. Если

T мин. — продолжительность рабочей смены;

v_1 м/мин. — скорость откатки груженых вагончиков (от 30 до 45);

t мин. — время простоя, нагрузки, разгрузки, задержек и пр. за 1 оборот;

q тонн — полезная нагрузка вагончика;

v_2 м/мин. — скорость откатки порожняка (от 80 до 100);

L м — длина откатки,

то полезный груз (P в тоннах), доставляемый одним откатчиком в смену, будет;

$$P = \frac{qT}{t + \frac{L}{v_1} + \frac{L}{v_2}},$$

а производительность (p) в тоннометрах одного откатчика

$$p = \frac{qTL}{t + \frac{L}{v_1} + \frac{L}{v_2}}.$$

Следующая таблица характеризует производительность одного откатчика в 8-часовую смену в зависимости от расстояния.

Расстояние откатки в м	Кол-во груза m	Качеств. произв. $m \cdot км$
100	11,5	1,15
150	10,3	1,55
200	9,0	1,80
1 000	2,2	2,20

Из таблицы видно, как с увеличением расстояния при уменьшении перевозимого груза производительность откатки увеличивается.

Зная производительность откатчика, количество груза, которое надо перевезти, и длину откатки, можно найти число людей. А далее, зная скорость откатки и число рабочих, можно найти и искомое число вагончиков.

Закон изменения количества полезного груза, доставляемого откатчиком в 1 смену, и производительности его виден из диаграмм (рис. 302 и 303).

Нагрузка вагончика вручную требует от 5 до 15 мин., и среднем 10 мин. На простои тратится различно — от 15 до 45 мин. Средняя скорость движения вагончика (считая простои) может быть принята 30 м/мин, а при неисправных путях в 1,5—2 раза меньше.

Конная откатка. Откатка лошадьми применяется при расстояниях доставки более 200 м, так как в этих случаях откатка породы людьми мало продуктивна и дорога.

Для прохода людей по штольне выломки должны иметь такую ширину, чтобы с одной стороны вагончика оставался свободный промежуток не менее 70 см. Величина зазора с другой стороны для возможных колебаний кузова должна быть не менее 20 см. Если:

T мин. — рабочее время в смену,

t мин. — время простоя,

v м/мин. — средняя скорость откатки (принимается одинаковая для груженого состава и порожняка),

q тонн — полезный вес вагончика,

n — число вагончиков в поезде,

L — расстояние откатки в м, то перевозимый лошадью в смену груз (тонн) можно определить по формуле

$$P = \frac{nqT}{t + \frac{2L}{v}}.$$

Скорость движения зависит от устройства и состояния рельсовых путей, от длины их и изменяется при подземной откатке в весьма значительных пределах. В среднем она может быть принята от 60 до 100 м/мин. Время простоя, также отчасти зависящее от расстояния (больше ожиданий при встрече), изменяется от 25 до 45 мин. за один оборот.

Откатка электровозами. Основным вопросом, подлежащим разрешению при расчете откатки подвижными двигателями, является установление типа и мощности двигателя, наиболее выгодного в техническом и экономическом от-

ношениях в данных условиях. Пособием при этом выборе должны служить данные советских заводов по соответствующему оборудованию, приведенные выше в виде таблиц.

Определение мощности двигателя. Мощность двигателя определяется по формуле

$$N = \frac{z \cdot v}{75 \eta}, \quad (1)$$

где

N — мощность двигателя в ЛС;

v — скорость движения состава в м/сек. для мотовозов, электровозов и воз-
духовозов, обычно от 2 до 3 м;

η — коэффициент полезного действия, принимаемый в пределах от 0,90 до 0,95;

z — сила тяги в кг, которую должен развить локомотив, выражаемая формулой

$$z = (w + a)(Q + G),$$

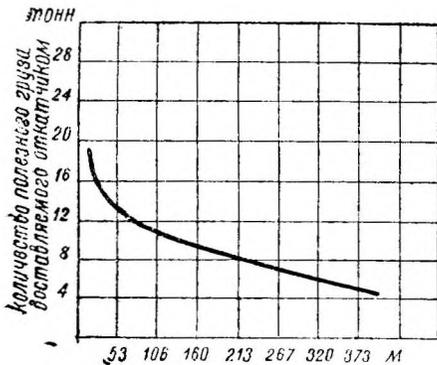


Рис. 302. Количество полезного груза, доставляемого откатчиком в одну смену в зависимости от расстояния.

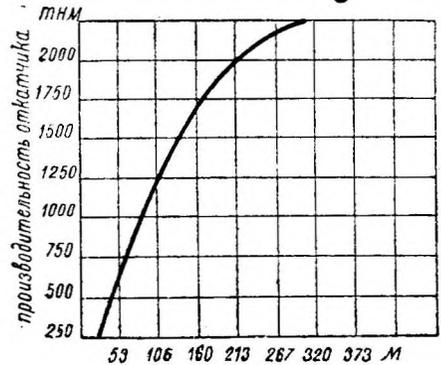


Рис. 303. Производительность одного откатчика в смену (т·м) в зависимости от расстояния.

где;

w — сопротивление движению по горизонтальному пути в кг на 1 т груза (по Schulte w от 9 до 15 кг на тонну).

Обычно w для вагончиков с роликовыми подшипниками принимается равным 9 кг на 1 т груза, а при простых подшипниках с хорошей смазкой около 15 кг на 1 т.

a — наибольший подъем штольни, выраженный в ‰. При этом в формулу подставляется вместо a столько кг на каждую тонну веса поезда, сколько мм подъема имеется на каждые 1000 мм длины штольни;

Q — вес поезда в т;

G — вес электровоза в т.

Установив таким образом w , a и задавая G и Q , можно определить силу тяги г. Подставляя z в формулу (1), можно найти мощность двигателя в ЛС. При определенной скорости откатки знак + в двучлене $(w+a)$ относится к подъему, а знак — к спуску.

Наибольшее усилие двигатель преодолевает в начале движения, на это усилие и должен производиться расчет. Следовательно, в движении двигатель используется не полностью.

В общем виде формула для определения мощности двигателя представится следующим образом

$$N = \frac{(w + a)(Q + G)v}{75 \eta} = 0,015 v (w + a)(Q + G).$$

Задавая величинами w , Q , G и зная a , можно определить требуемую мощность электровоза, а пользуясь таблицами 54—57, подобрать соответствующий тип двигателя.

Произведем для примера расчет откатки аккумуляторными электровозами при следующих условиях: вес груженого поезда $Q = 10 \text{ т}$; средняя скорость движения — $2,5 \text{ м}$ в сек.; наибольший подъем штольни = 5% (берем со знаком +); вагончики — с открытыми подшипниками, т. е. $w = 15$.

Принимаем тип 1 АРТ—152, весом $G = 6 \text{ т}$. Делаем поверку.

Общий вес груженого поезда

$$Q + G = 10 + 6 = 16 \text{ т.}$$

Мощность двигателя:

$$N = 0,015 \times 2,5 \times (15 + 5) \times 16 = 12 \text{ ЛС} = 12 \times 0,736 \text{ кВт} = 8,8 \text{ кВт.}$$

По таблице 57 мощность выбранного электровоза равна $8,6 \text{ кВт}$.

5. Выбор откатки

Вопрос о выборе рода откатки при проходке штолен, в зависимости от всего сложного комплекса различных местных условий, еще не получил разрешения, позволяющего сразу давать ответы в каждом отдельном случае.

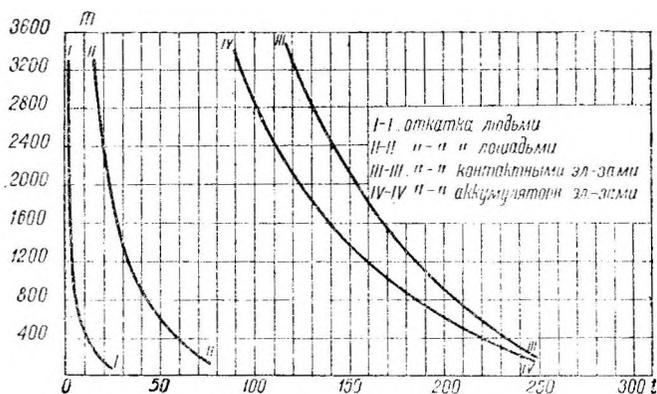


Рис. 304. Производительность в тоннах полезного груза за смену в зависимости от расстояния dl и разных видов откатки.

По оси абсцисс отложено количество перевозимого в смену груза (в m); по оси ординат — расстояние в m .

различных способов откатки следующим образом:

Принимая за основу приведенное выше выражение количества перевозимого за смену груза в m , как

$$P = \frac{nqT}{t + \frac{2L}{v}},$$

можно найти для величины качественной производительности выражение

$$A = \frac{nqTL}{t + \frac{2L}{v}}.$$

Обозначая полную стоимость откатки на один двигатель в смену через B (сюда входит амортизация, содержание, ремонт, рабсила, парк, накладные расходы и пр.), можно получить стоимость перевозки одной тонны полезного груза как

$$b = \frac{B}{P} = \frac{Bt}{nqT} + \frac{2LB}{nvqT}.$$

Соответственно и стоимость единицы полезной работы двигателя ($m \cdot m$) выразится как

$$d = \frac{B}{A} = \frac{Bt}{nqTL} + \frac{2B}{nqTv}.$$

¹ Инж. А. Buijol. — Deux annees de pratique des lokomotives a benzine („Annales des mines de Belg.", 1913, Will).

Инж. Baijot,¹ на основе данных бельгийской практики подземной откатки, пришел к выводу, что откатка подвижными двигателями выгодна при условии, если локомотивы перевозят поезда в $4-4\frac{1}{2}$ раза большие по весу, чем доставляемые лошадьми, и при этом пробегают в смену путь вдвое больше. Иначе говоря, одна машина должна в этих случаях заменять 8 лошадей. Для ряда примеров Baijot получил в среднем на двигатель около 7 лошадей.

Проф. П. З. Звягин произвел ряд сравнений производительности и стоимости перевозок полезного груза для

В дальнейшем по полученным формулам произведен ряд вычислений для различных расстояний, при чем емкость вагончиков принята $q = 1 \text{ т}$, а путь с уклоном равного сопротивления.

1) При откатке людьми принято:

- n — число вагонеток = 1;
- T — время работы откатчика в смену 5 час. = 18 000 сек.;
- t — время простоев и маневров за один оборот 8 мин. = 480 сек.;
- v — средняя скорость откатки 0,7 м/сек.;
- a — стоимость откатчика в смену 3 руб. = 300 к.

Вычисленные данные изображены кривой I—I на рис. 304.

2) При откатке лошадьми принято в среднем:

- n — число вагонеток в партии = 6;
- T — время работы лошади в смену 5 часов = 18 000 сек.;
- v — средняя скорость откатки 1,2 м/сек.;
- t — время простоев и маневров 20 мин. = 1200 сек.;
- A — стоимость конной откатки в смену 9 руб. = 900 коп.

Кривые II—II на рис. 304, 305, 306 и 307 представляют результаты вычислений в этом случае для различных расстояний.

3) Откатка контактными электровозами. При стандартном электровозе весом 5 т, уклоне равного сопротивления число вагончиков, емкостью 1 т определилось как $n = 24$.

Если;

- T — время работы контактного электровоза в смену 5,5 час. = 19800 сек.
- t — время простоев и маневров за 1 оборот 30 мин. = 1800 сек.;
- v — средняя скорость откатки = 3,2 м/сек.,

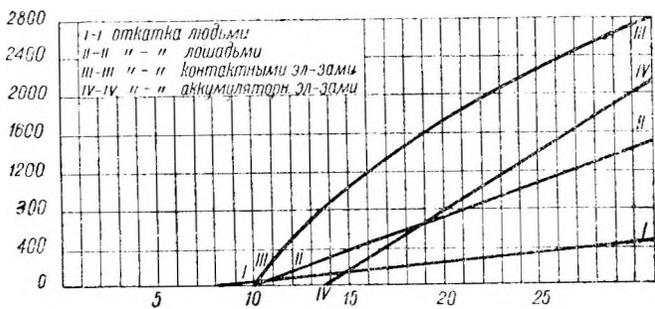


Рис. 306. Стоимость перевозки 1 тонны полезного груза для разных видов откатки в зависимости от расстояния. По оси абсцисс отложена стоимость перевозки 1 т груза (в коп.); по оси ординат — расстояние в м.

пользования того или иного рода тяги в подземной откатке, а именно;

- а) Конная откатка становится выгоднее ручной при расстоянии отвозки 60—80 м, в предположении загрузки лошади полностью.
- б) Откатка контактными электровозами, также при условии полной загрузки, является самым выгодным родом тяги, уступая только при малых расстояниях отвозки (до 50 м) ручному и конному способу.

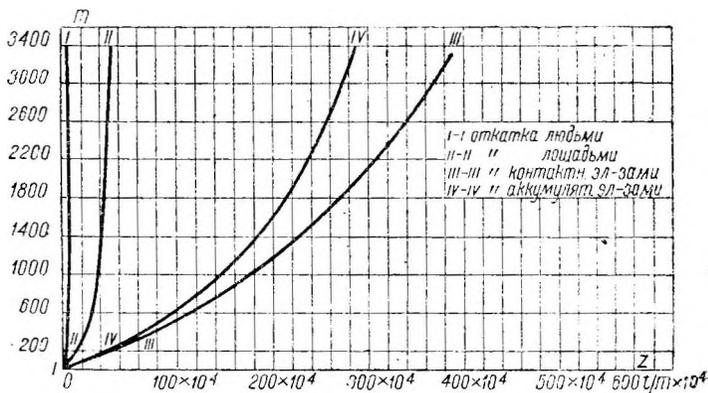


Рис. 305. Производительность в м за смену в зависимости от расстояния, для разных видов откатки. По оси абсцисс отложена производительность за смену (в м/шт); по оси ординат — расстояние.

то, вводя в расчет расходы на амортизацию, смазку, ремонт, парк, накладные расходы, стоимость кабелей, троллейного провода, энергии и пр., получим данные кривых III—III.

4) Откатка аккумуляторными электровозами. Оставляя те же основные соображения по п. 3 и вводя поправки в величину Q , получим кривые IV—IV.

Сравнение полученных кривых дает приблизительное представление о примерных экономических пределах ис-

в) Откатка аккумуляторными электровозами делается выгоднее ручной при расстояниях 150—200 м и выгоднее конной при 600—700 м, оставаясь все время дороже откатки троллейными электровозами.

г) При увеличении дальности возки стоимость откатки контактными электро-

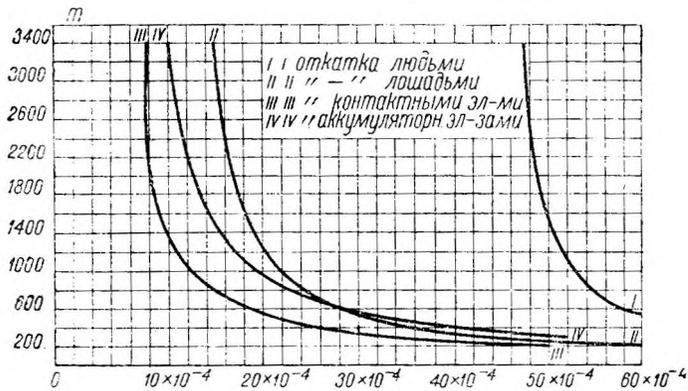


Рис. 307. Стоимость 1 м · м полезной работы для разных видов откатки, в зависимости от расстояния.

По оси абсцисс отложена стоимость 1 м · м полезной работы (к коп.); по оси ординат — расстояние в м.

установленный на практике факт, что с увеличением расстояния производительность остается не постоянной, а тоже растет, — получил подтверждение в кривых, выведенных аналитическим путем.

больших расстояниях превосходит ее.

В исследовательских работах проф. Б. Бокля, Д. Шевякова и др. авторов обычно принимается стоимость откатки на единицу работы (1 м · км), как постоянная величина, не зависящая от расстояния, т. е. считается, что стоимость откатки на 1 м прямо пропорциональна расстоянию возки.

Изучение кривых рисунков 334—307 показывает, что такое предположение не соответствует действительности. Таким образом

VII. КРЕПЛЕНИЯ, ОПАЛУБКА И КРУЖАЛА

С пробивкой штольни горные породы, находившиеся до того времени в покое, приходят в движение, прогибаются, растрескиваются, ломаются и часто обрушиваются в выработку. При этом возникает давление пород не только в кровле и с боков штольни, но иногда и со стороны почвы.

Даже в крепких и устойчивых породах со временем могут образовываться трещины, вызывающие нередко частичные обвалы и обрушения. В целях предупреждения этого, стенки выломок периодически подвергают тщательному осмотру и остукиванию кувалдой. Обнаруженный при этом где-либо глухой звук (порода, как говорят, „бунит“) указывает на наличие в этом месте в стенках выломок трещин, а следовательно опасности обрушения породы. Отстающие по трещинам куски необходимо сразу же отбивать.

Правила безопасности предписывают производство периодических осмотров всех незакрепленных выломок регулярно, не реже одного раза в месяц.

Для сохранения формы и размеров сечения штольни необходимо устанавливать искусственное крепление, служащее для принятия давления пород и тем самым для предохранения выломки от обвалов и обрушений.

Указанные выше явления (провисание, обвалы, трещины и пр.) зависят главным образом от характера породы и размеров поперечного сечения выломки. В сплошных крепких породах штольни обычных размеров диаметром от 3 до 5 м могут держаться без всяких креплений. Опыты показывают, что чем слабее порода и шире выломка, тем больше давление на крепь.

1. Виды деревянного крепления

Главным материалом для крепления тоннельных выработок служит дерево. На ряду со своими недостатками — недолговечностью и способностью выдерживать сравнительно небольшие нагрузки — дерево имеет целый ряд ценных преимуществ, объясняющих широкое применение его для крепления выломок.

Деревянный крепежный материал по стоимости ниже всех остальных видов крепления и ремонт его производится значительно проще и дешевле. Доставка дерева на место подземных работ также проще и легче, чем транспортирование других крепежных материалов. Обработка дерева перед постановкой крепления (затесывание, устройство врубок и пр.) не требует рабочих высокой квалификации и производится сравнительно быстро.

Обладая известной эластичностью, дерево под влиянием давления горных пород обнаруживает способность значительно деформироваться, не ломаясь.

Выбор типа деревянного крепления штольни зависит от свойств окружающей породы, величины давления ее на крепь, от площади поперечного сечения выломки и способа ведения разработки. На основании практики строительства штолен, разработку последних почти всегда принято начинать с пробивки направляющего хода, размеры которого берутся минимальными, обеспечивающими пропуск подвижного состава и оборудования.

Дальнейшая разработка сечения на полный профиль, в зависимости от диаметра выломки, крепости породы и требуемого срока окончания работ, может вестись одним из способов, изложенных в отделе „Проходка штолен”.

Таким образом можно различать в основном: крепление направляющего хода и крепление при расширении на полный профиль.

Основным креплением направляющего хода является дверной оклад (рис. 308), состоящий из двух наклонных стоек, соединенных поверху горизонтальным бревном-перекладом. Соединение стоек с перекладом производится помощью врубок и скоб (рис. 309), причем врубки *a*, *b*, *c* применяются при отсутствии бокового давления, а *d* и *e* — при наличии его. Для лучшего распределения

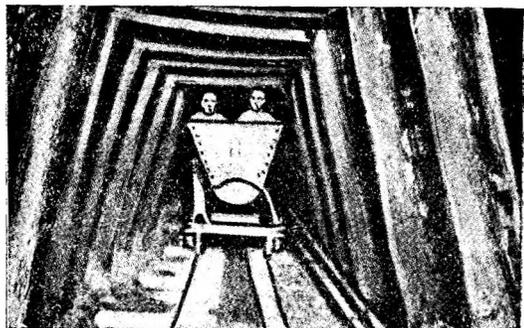


Рис. 308. Крепление направляющего хода.

давления на поро-
ду от стоек ниж-
ние концы послед-
них опирают
на доски, уложен-
ные вдоль всей
штольни.

В слабых грун-
тах при значитель-
ном боковом да-
влении укладыва-
ется нижний пере-
клад (лежак), удерживающий
при помощи соответствующих
врубок концы стоек от сдви-
гания их внутрь штольни
(рис. 310).

Лежаки укладываются в специ-
ально вырытых траншеях, что-
бы избежать препятствий при движении вдоль штольни.

При значительном расстоянии между дверными окладами, когда переклад, выдерживающий большое давление сверху, приходится заготавливать из толстых бревен, представляется более целесообразным из условий экономических и удобства производства работ прибегать к дополнительным креплениям, так называемым „унтерцугам” или подхватам (рис. 311). Последние состоят из продольных бревен — „лонгарин”, заведенных в верхние углы дверного оклада и подпертых наклонными стойками — „штендерами”. Нижние концы штендеров

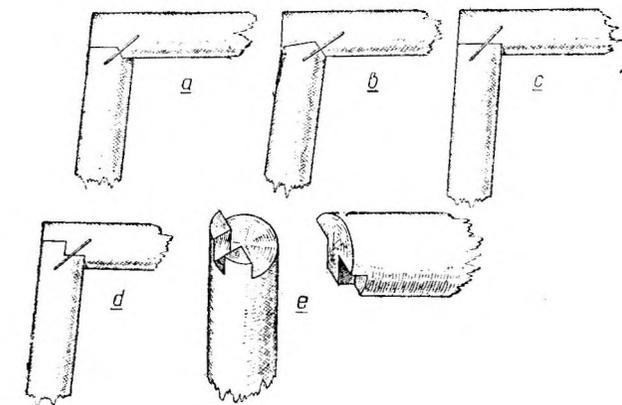


Рис. 309. Типы стыков переклада со стойками.

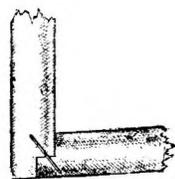


Рис. 310. Соединение порога со стойкой.

упираются в те же доски, что и стойки дверных окладов. Благодаря постановке унтерцугов пролет переклада уменьшается, в связи с чем может быть уменьшено сечение его.

Между лонгаринами устанавливаются бревенчатые распорки — „рашпаны”. Для придания продольной жесткости всей системе крепей, состоящей из лверных окладов, между стойками последних, в пределах верхней трети их,

также заводятся бревенчатые рашпаны.

Расстояние между дверными окладами колеблется в пределах от 0,5 м до 2 м, в зависимости от величины нагрузки на них, и определяется каждый раз по соответствующему расчету.

Потолок направляющего хода в слабых породах крепится особой забивной крепью — „марчеванами”, представляющими собой доски длиной 1—2 м с заостренным передним концом. В случае пород плавучих и сыпучих забивная крепь применяется и в боках выломки, а лоб забоя укрепляется специальным щитом из досок.

Порядок установки продольной забивной крепи следующий (рис. 312). Через последний переклад на половину своей длины наклонно кверху забиваются в грунт марчеваны. Забивка их производится под некоторым углом с тем, чтобы на следующей опоре образовалось свободное пространство, необходимое для установки поперечной доски — „филаты” и временных клиньев, прижимающих филату, а вместе с нею и марчеваны

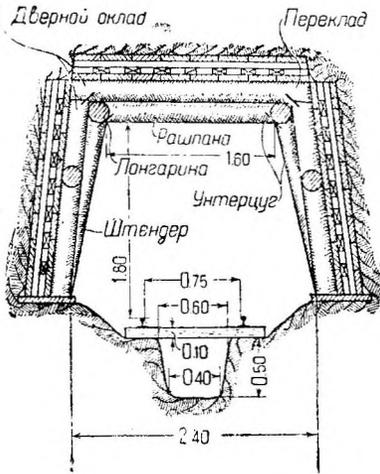


Рис. 311. Крепление направляющего хода в слабых породах.

к породе (рис. 312). Клинья должны быть такой высоты, чтобы между филатой и перекладом можно было пропустить следующий ряд марчеван. Вследствие того, что над задними концами марчеван находится предыдущий переклад, приподнятые концы их могут принять давление вышележащей породы. Далее следует уборка породы из забоя на столько, чтобы не обнажить передние концы забивной крепи и не выпустить породу сверху.

Под концы марчеван после возведения креплений нового лба забоя устанавливается очередной переклад; далее продвижение забивной крепи продолжается в том же порядке.

В направляющем ходе боковая забивная крепь устраивается так же, как и продольная потолочная (рис. 311). При расширении на полное сечение

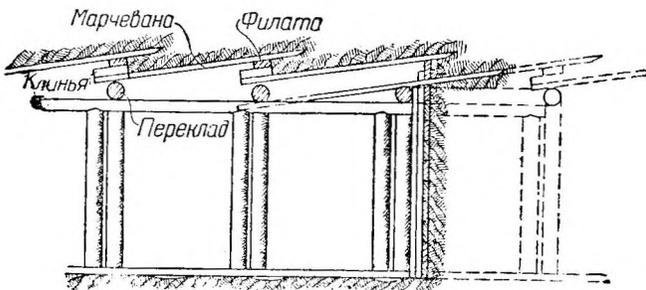


Рис. 312. Продольная забивная крепь.

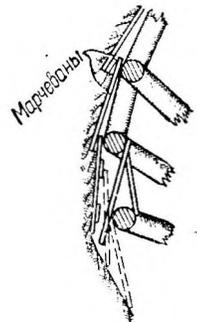


Рис. 313. Поперечная забивная крепь.

боковая забивная крепь устанавливается тем же способом, но в поперечном направлении (рис. 313). В этом случае роль перекладов выполняют лонгарины (бревна, устанавливаемые по контуру выломки вдоль оси штольни), поддерживаемые штендерами и расперты рашпанами, придающими всей системе жесткость и неподвижность в плоскости крепежных рам.

Отдельные элементы крепления соединяются между собой простыми врубками (в лапу, в лапу с шипом и проч.) и металлическими скобами.

В твердых и устойчивых породах потолок направляющего хода покрывается настилом из пластин, рассчитываемым на временное складывание на нем породы впрямь до отвозки ее из штольни при разработке последней на полный профиль.

Крепления направляющего хода (дверные оклады) обычно сохраняются во все время расширения штолен на полный профиль, являясь основным элементом для всех последующих креплений выработки. Ввиду того, что крепления выработки на полный профиль несут значительно большую нагрузку, чем дверные оклады в направляющем ходе, правильный выбор расстояния между крепежными рамами и дальнейший расчет их производится из условий работы креплений на полную выработку.

Схема креплений устанавливается в каждом отдельном случае в зависимости от размеров поперечного сечения выломки, характера, условий залегания и коэффициента крепости породы.

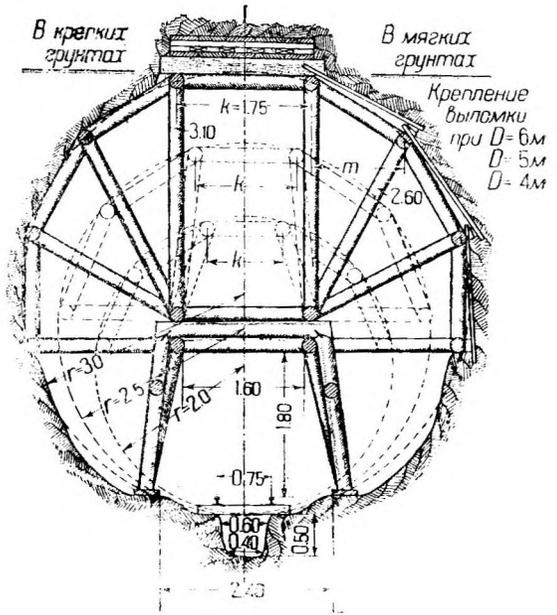


Рис. 314. Крепление выломки при разработке способом подсводного разреза.

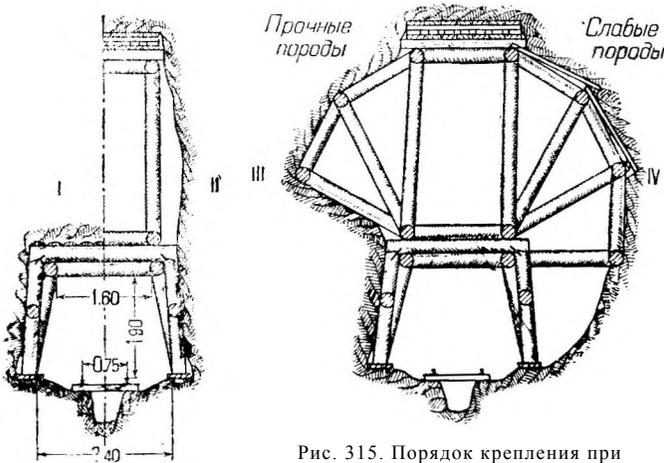


Рис. 315. Порядок крепления при разработке способом подсводного разреза.

Один из наиболее часто применяемых типов креплений при разработке штолен, диаметром от 4 до 6 м, способом подсводного разреза, дан на рис. 314. Порядок разработки и установки креплений виден из рис. 315. Правая половина рисунка представляет схему крепления с забивной крепью в мягких грунтах левая — крепление в твердых

породах. Все отдельные размеры элементов и расстояния между крепежными рамами определяются по расчету в зависимости от пролета и коэффициента крепости породы.

На рис. 316 даны схемы креплений выработок для штолен малого диаметра (от 3 до 3,5 м), разрабатываемых сразу на полный профиль. Деталь крепления кровли с применением забивной крепи приведена на рис. 317.

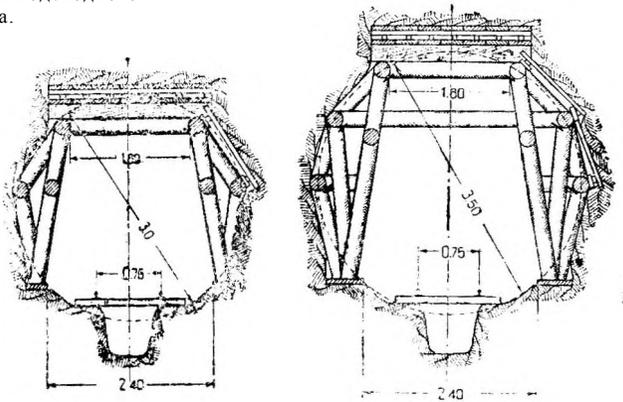


Рис. 316. Крепление выработок малого сечения.

2. Крепежный материал и установка крепей

Для крепления штолен могут быть применены породы лесных материалов, идущие для строительных целей.

Наиболее употребительными из них являются дуб и сосна. Принимая во внимание возможность обрушения породы при тоннельных работах и динами-

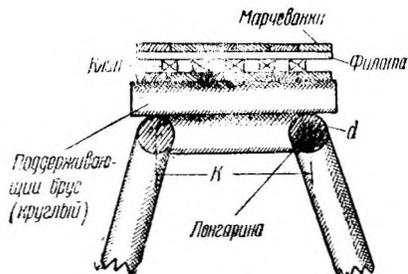


Рис. 317. Деталь крепления потолка.

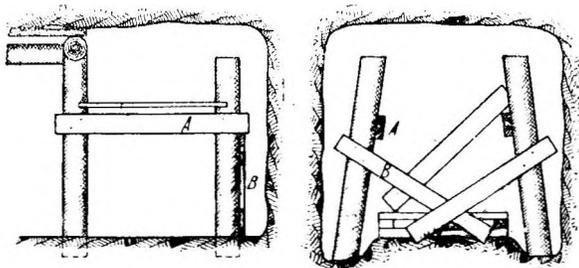


Рис. 318. Установка дверного остола.

ческое действие взрывов, необходимо брать материал лучшего качества, могущий выдержать внезапное перенапряжение.

Что касается обработки лесоматериалов, то к ней также необходимо предъявлять повышенные требования. Наиболее ответственная часть креплений —

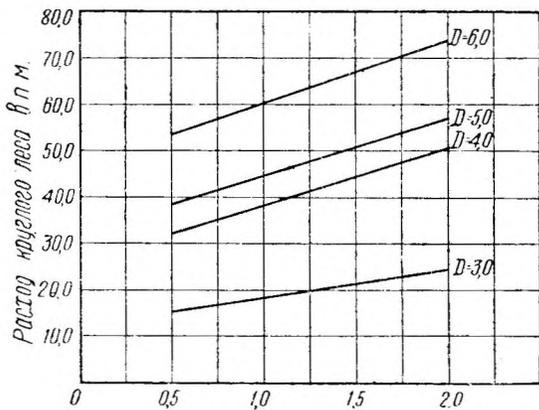


Рис. 319. График расхода круглого лесного материала на крепи в зависимости от расстояния между крепежными фермами, для диаметров выломки $D=3, 4, 5$ и 6 м.

По оси абсцисс отложено расстояние (□) между крепежными рамами в м. По оси ординат—расход круглого леса в лог. м

узлы и углы — должны иметь плотное соприкосновение во врубках.

По соображениям экономического порядка все элементы креплений берутся круглого сечения, за исключением забивной крепи (марчеван). Выбор крепления в значительной мере обуславливается имеющимся в наличии крепежным материалом, дешевизной, удобством его применения, а также расходами по обработке его на месте.

Наиболее употребительные сорта круглых лесоматериалов для крепления штолен надо считать следующие: лонгарины диаметром 18 до 26 см, рашпаны диаметром 18 до 22 см, штендера диаметром 18 до 26 см.

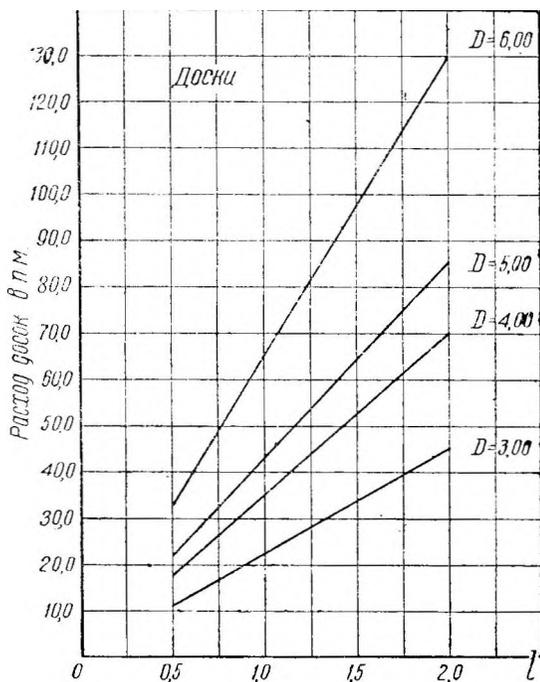


Рис. 320. График расхода пиленого лесного материала (при ширине доски 0,2 м) в зависимости от расстояния между крепежными фермами, для диаметров выломки $D=3, 4, 5$ и 6 м.

По оси абсцисс отложено расстояние (□) между крепежными рамами в м. По оси ординат—расход пиленого леса в лог. м.

Порядок установки крепей различен в зависимости от способа разработки и крепости пород, в которых производится проходка штольни.

В твердых породах крепежные работы обычно ведутся на расстоянии не менее 12—15 м от забоя во избежание наблюдающихся при взрывах случаев повреждения крепей.

Процесс установки креплений происходит следующим образом. После очистки направляющего хода от породы по бокам вдоль него прорубаются канавки для укладывания в них досок, на которые в дальнейшем опираются стойки дверных окладов и штендеры унтерцугов. Далее, устанавливаются стойки дверных окладов, укрепляемые временными распорками *A* и *B* (рис. 318), после чего поверх них укладываются переклады.

По установке нескольких дверных окладов производится настилка пластинами потолка.

Для ориентировочного определения количества лесного материала, потребного для крепления 1 м³ выломки, можно пользоваться следующей формулой проф. Протодьконова:

$$V = \frac{0,165}{f},$$

где *V*—объем древесины в м³ на 1 м³ выломки,
f—коэффициент крепости.

В случае применения креплений по схемам, изображенным на рис. 314, можно для определения количества лесного материала пользоваться графиками рис. 319 и 320.

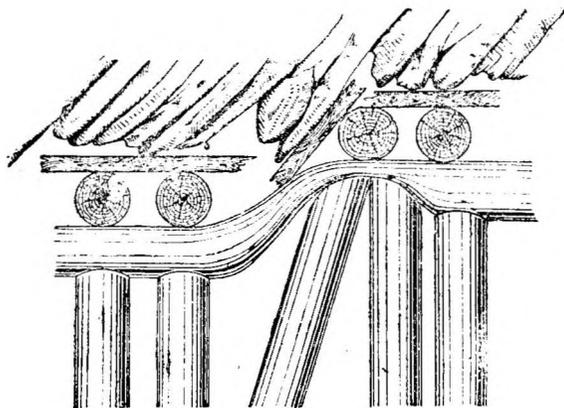


Рис. 321. Разрушение крепей Гренхенбергского тоннеля.

3. Металлическое крепление

При наличии наклонного напластования породы, имеющего тенденцию к сползанию в выломку, а также в случае сильной трещиноватости окружающего массива возможно появление во время проходки штольни значительного давления на крепь.

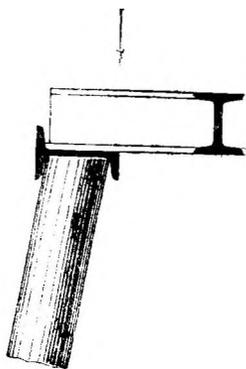


Рис. 322. Металлическое крепление на деревянных стойках.

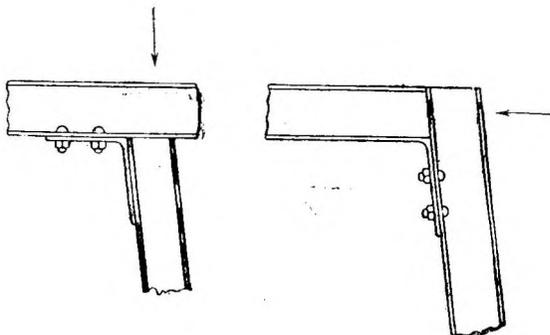


Рис. 323. Крепление металлическими рамами.

При разработке северной части Гренхенбергского тоннеля в Швейцарии, проходящего в глинистых сланцах с весьма значительным давлением, лонгарины диаметром до 30 см на 3 или 4 день работы спрессовывались до 10 см, т. е. уменьшались в высоте почти в три раза (рис. 321).

В таких случаях взамен деревянных креплений применяются металлические, причем последние бывают следующих видов: а) железные переклады на дере-

вянных стойках (рис. 322), б) металлические рамы (рис. 323). Иногда при весьма значительных давлениях устраиваются крепления в виде железных рам с подкосами.

В последние годы в Германии при проходке штолен в сыпучих песчаных породах применяется вместо деревянных марчеван металлическая забивная крепь (рис. 324). Последняя изготавливается на заводах из железа специального профиля (рис. 325) толщиной 4—5 мм и длиной 1,75 м. Забивка железных

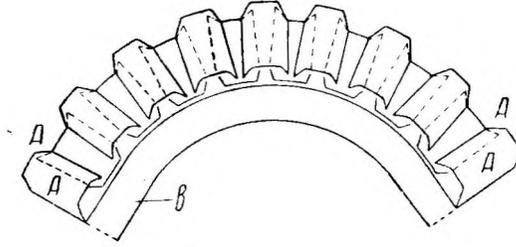


Рис. 324. Крепление штольни металлическими марчеванами типа А.

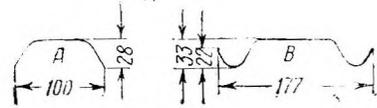


Рис. 325. Типы металлических марчеван.

марчеван производится или вручную или с помощью пневматических молотков.

При применении металлической забивной крепи дверные оклады устраиваются из железных прокатных балок специального профиля. Для предупреждения вывалов породы зазоры между марчеванами и над перекладками заделываются бетонной кладкой клинообразной формы (рис. 326).

К достоинствам металлической забивной крепи следует отнести: способность к восприятию ею значительных нагрузок, возможность легкого проникания в породу, ускорение производства работ и огнестойкость.

Однако, имея в виду дефицитность металла, к проектированию железных креплений рекомендуется прибегать только в самых крайних случаях.

Расчет железных креплений производится по тем же принципам, что и деревянных.

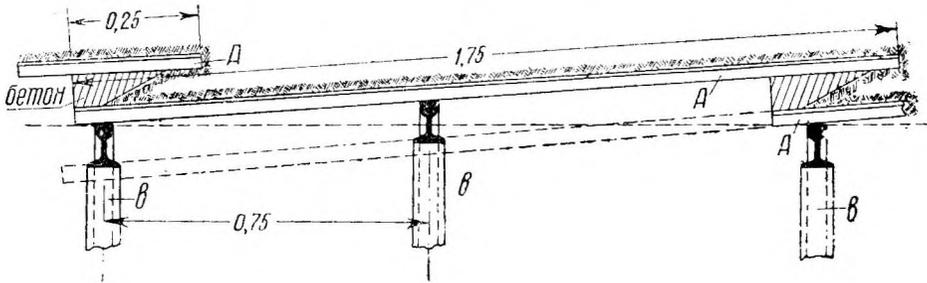


Рис. 326. Продольный разрез по креплениям металлическими марчеванами.

4. Расчет креплений

Отдельные элементы креплений рассчитываются как балки на двух опорах, при чем допускаемые напряжения для материалов берутся согласно положений, установленных выше. Величина давления горных пород может быть определена по формулам проф. Протодьяконов а, в зависимости от крепости породы и пролета выломки.

При определении нагрузки на отдельные части крепления направляющего хода (пластины, дверные оклады и пр.) в твердых породах должны быть рассмотрены две возможные грузовые схемы.

Первая — в предположении образования над кровлей выработки параболы обрушения по проф. Протодьяконову с высотой

$$h = \frac{l}{2f}$$

Вторая схема — в предположении равномерно распределенной нагрузки от веса выломанной при расширении штольни породы, сложенной на пластинчатом настиле, идущем по дверным окладам. Высота такой нагрузки принимается в среднем равной 1 м.

При расчете марчеван необходимо пользоваться только первой схемой. Нагрузка q на марчеваны, расположенные в середине пролета, будет

$$q = h \cdot \gamma \text{ кг/м}^2,$$

где

γ — объемный вес породы в кг ,

h — стрела параболы обрушения в м .

Если l — расстояние между дверными окладами в м , a — допускаемое напряжение дерева на изгиб в кг/см^2 (принимаемое для сосны 70 кг/см^2 , стр. 137), то, выделяя для расчета 100 см ширины, можно толщину марчеваны n в см определить следующим образом:

изгибающий момент в середине пролета

$$M = 100 \frac{q l^2}{8} = \sigma \frac{n^2 100}{6} \text{ (кг см)},$$

откуда
$$n = 0,5 l_1 \sqrt{\frac{3q}{\sigma}} \text{ (см)}. \quad (1)$$

Так, напр., при ширине направляющего хода $\square = 2,40 \text{ м}$, расстоянии между дверными окладами $\square_1 = 0,90 \text{ м}$, коэффициенте крепости грунта $f = 0,8$ и объемном весе его $\gamma = 1900 \text{ кг/м}^3$

$$h = \frac{l}{2f} = \frac{2,40}{2 \times 0,8} = 1,5 \text{ м}.$$

Нагрузка q на 1 м^2

$$q = 1,5 \times 1900 = 2850 \text{ кг/м}^2.$$

При $\alpha = 70 \text{ кг/см}^2$ толщина марчеваны будет

$$n = 0,5 \times 0,90 \sqrt{\frac{3 \times 2850}{70}} = 5 \text{ см}.$$

Расчет дверного переклада по той же схеме (рис. 327) ведется на параболическую нагрузку, полная величина которой на один переклад равна

$$P = \frac{2}{3} h \gamma l_1 \text{ (кг)}.$$

Величина расчетного пролета переклада, считая между центрами стоек, будет

$$l' = l - d.$$

Изгибающий момент посередине можно приближенно считать равным

$$M = \frac{5}{32} P l' \text{ (кг м)}.$$

Диаметр переклада d_1 определится следующим образом:

$$100M = \frac{\pi d_1^3}{32} \sigma;$$

$$d_1 = \sqrt[3]{\frac{3200M}{\pi \times \sigma}}; \quad (2)$$

при параболической нагрузке

$$d_1 = 5,42 \sqrt[3]{\frac{P l'}{\sigma}} \text{ (см)}. \quad (3)$$

В рассмотренном выше примере нагрузка на один переклад равна

$$P = \frac{2}{3} \times 1,5 \times 1900 \times 2,40 \times 0,90 = 4100 \text{ кг}.$$

Расчетный пролет переклада, считая диаметр стоек $d = 0,20 \text{ м}$, будет

$$l' = 2,40 - 0,20 = 2,20 \text{ м}.$$

Принимая по предыдущему $\sigma = 70 \text{ кг/см}^2$, получим (по форм. 2) диаметр переклада

$$d_1 = 5,42 \sqrt[3]{\frac{4100 \times 2,20}{70}} = 27,5 \text{ см}.$$

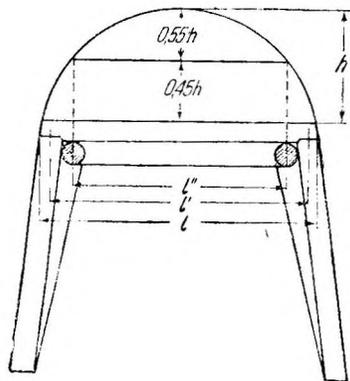


Рис. 327. Схема нагрузки дверного оклада.

Ввиду того, что диаметр переклада получился значительным, необходима установка унтерштов. При этом расчетный пролет переклада l'' можно принять приближенно равным

$$l'' = l - 3d.$$

В этом случае нагрузка складывается из равномерно распределенной, равной приблизительно $0,45h\gamma$, и параболической, высотой $h' \cong 0,55h\gamma$ (рис. 327).

Изгибающий момент посередине определится по формуле:

$$M = \frac{q l''^2}{8} + \frac{5}{32} P_1 l'',$$

причем для рассматриваемого примера

$$\begin{aligned} l'' &= 2,40 - 3 \times 0,20 = 1,80 \text{ м}, \\ q &= 0,45 \times 1,5 \times 1900 \times 0,9 = 1150 \text{ кг/п. м.} \\ P_1 &= \frac{2}{3} \times 0,55 \times 1,5 \times 1900 \times 1,8 \times 0,9 = 1680 \text{ кг}, \\ M &= \frac{1150 \times 1,80^2}{8} + \frac{5}{32} 1680 \times 1,80 = 937 \text{ кг м.} \end{aligned}$$

Искомый диаметр переклада по формуле (2) будет:

$$d = \sqrt[3]{\frac{3200M}{\pi \times \sigma}} = \sqrt[3]{\frac{3200 \times 937}{3,14 \times 70}} \cong 24 \text{ см.}$$

Определенный таким образом диаметр дверного переклада должен быть проверен на нагрузку по второй схеме, т. е. от веса складываемой породы. Для рассматриваемого примера интенсивность нагрузки по второй схеме будет

$$q_1 = 1 \times 1900 \times 0,9 = 1710 \text{ кг/п. м.},$$

изгибающий момент посередине пролета в этом случае будет

$$M = \frac{1710 \times 1,80^2}{8} = 695 \text{ кг м.}$$

т. е. меньше, чем при нагрузке по 1-й схеме.

При расчете отдельных элементов крепления на полную выломку, так же как и при расчете облицовок кругового очертания, парабола давления может быть с достаточной точностью заменена дугой круга (рис. 171), что приводит грузовую схему к равномерно распределенной нагрузке. Интенсивность последней определяется как

$$q_2 = \gamma h_1 l_1 = \gamma \frac{D}{2f} l_1 \text{ (кг/п. м)},$$

где D — диаметр выломки в свету,

\square_1 — расстояние между крепежными рамами, принимаемое обычно равным расстоянию между дверными окладами.

На эту нагрузку рассчитываются все элементы крепей: марчеваны, поддерживающие их брусья, лонгарины и штендеры.

При расчете марчеван в кровле выломки пролет их принимается равным расстоянию между поддерживающими брусьями. Последние располагаются как в плоскости крепежных рам, так и между ними с целью уменьшения расчетного пролета марчеван.

Условия работы боковых марчеван, опирающихся на лонгарины (поперечная забивная крепь), благоприятнее, так как вследствие наклонного положения их расчет должен производиться на нормальную составляющую давления породы. Толщина этих марчеван принимается обычно равной толщине марчеван в потолке штольни.

Пролет поддерживающего бруса принимается равным расстоянию к между двумя средними лонгаринами (рис. 317). Расчет его производится на равномерно распределенную нагрузку, равную:

$$q_3 = \gamma h_1 l_2,$$

где \square_2 — расстояние между поддерживающими брусьями.

Из лонгарин расчету подлежат верхние, как более нагруженные. На них с одной стороны передается сосредоточенная нагрузка от поддерживающего марчеваны бруса, равная

$$Q = \frac{q_3 \kappa}{2},$$

с другой стороны — равномерно распределенная нагрузка от поперечных марчеван, равная

$$q_4 = \gamma \frac{h_1 m}{2},$$

где m — расстояние между смежными лонгаринами (рис. 314).

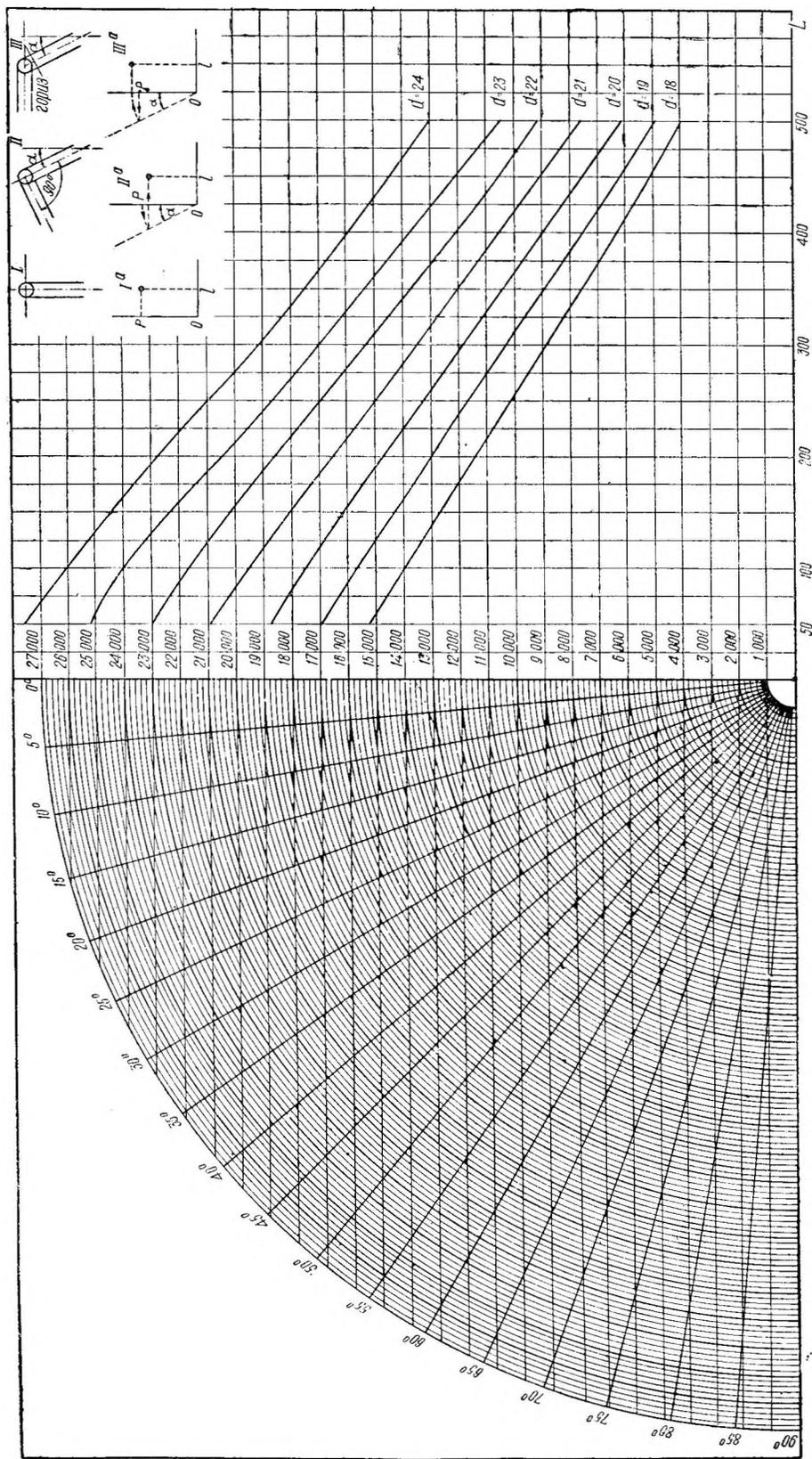


Рис. 328. Графики для подбора сжатых элементов круглого сечения с учетом продольного изгиба, при любом угле между направлением силы и осью стержня, при допуске напряжений на сжатие дерева 64 кг/см².
По оси абсцисс отложены длины элементов в см. По оси ординат — нагрузка в кг.

Пролет лонгарины принимается равным расстоянию между крепежными рамами. Другие менее нагруженные лонгарины принимаются обычно того же диаметра, что и средние.

В достаточно крепких породах, позволяющих вести проходку без забивной крепи в кровле, давление на лонгарины принимается равномерно распределенным, равным,

$$q_5 = \frac{\gamma h_1 (k + m)}{2}.$$

Опорами для лонгарин являются штендеры, работающие на сжатие. По расчету определяются размеры наиболее нагруженных, самых длинных штендеров. Такими в рассматриваемой схеме креплений являются средние, нагрузка которых равна

$$P = \frac{\gamma h_1 (k + m)}{2} l_1.$$

Для подбора сечений сжатых элементов с учетом продольного изгиба удобно пользоваться графиком рис. 328, составленным нами для допускаемого

напряжения дерева на сжатие 64 кг/см² (стр. 138) для трех случаев расположения штендера.

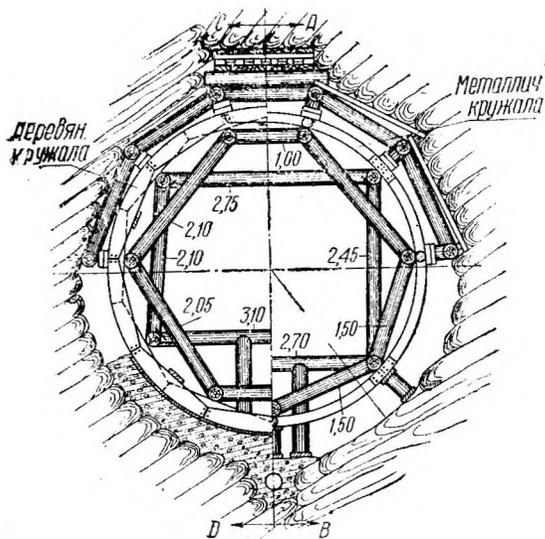


Рис. 329. Кружала и подкружальные крепления.

В первом случае, при вертикальном направлении штендера, подбор сечения производится следующим образом. По вертикальной шкале P берем нагрузку в кг, по горизонтальной L — длину штендера в м, пересечением двух прямых определяется необходимый диаметр. Так, напр., если $P = 12000$ кг, длина $L = 3,5$ м, то необходимый диаметр $d = 21$ см.

В случае втором, когда ось штендера составляет угол α с вертикалью и 90° с осью рашпан, определение диаметра его производится, как указано на схеме II-а. На шкале P отмечаем величину вертикальной нагрузки штендера; затем находим пересечение дуги, проведенной через эту точку, с лучом, имеющим угол наклона α . Через точку пересечения их проводится горизонтальная прямая, отсекающая

на шкале P величину осевой нагрузки штендера. В дальнейшем необходимый диаметр определяется, как и в первом случае. Так, если нагрузка $P = 12000$ кг, $L = 3,5$ м и $\alpha = 30^\circ$, то $d = 20$ см.

В третьем случае определение диаметра производится по схеме III-а. Нагрузка, взятая по шкале P , переносится горизонтально на луч с углом α и отсюда по соответствующей дуге обратно на шкалу P , где таким образом получается величина осевой силы. Для данных предыдущего примера и расположения штендера по схеме III будем иметь $d = 22$ см.

Этим же графиком можно пользоваться для подбора сечения стоек дверного оклада. Нагрузка на стойку передается от всех штендеров, опирающихся на дверной оклад, причем, в случае наличия унтерпугов, нагрузка распределяется между стойкой дверного оклада и штендером унтерпуга.

5. Опалубка и кружала

После разработки и закрепления полного профиля штольни на отдельных участках ее приступают к установке кружал и подкружальных креплений. Для удобства работ при такого рода перекреплениях необходимо стремиться к сохранению по контуру выломки числа и расположения лонгарин с рашпанами, установленных с самого начала, при расширении штольни на полный профиль (рис. 329 и 330).

Кружала могут быть деревянные или металлические.

Деревянные кружала делаются обычно из досок хорошего качества толщиной 5—7 см. Соединение досок по толщине производится помощью металлических шурупов или дубовых нагелей. Стыки отдельных досок (косяков) располагаются в разбежку.

Между лонгаринами и кружалами устанавливаются клинья или подпорки на клиньях („мальчики“). Изнутри, в местах расположения клиньев, косяки поддерживаются подкружальными креплениями из круглого леса.

К применению деревянных кружал следует прибегать в тех случаях, когда они по расчету получаются не слишком громоздкими.

При наличии соответствующих сортов железа рекомендуется применять металлические кружала, более удобные в обращении и допускающие значительную оборачиваемость.

Металлические кружала изготавливаются из двутаврового или профильного железа различных размеров.

Для большего удобства разработки, сборки и перемещения кружальные фермы заготавливаются и подаются в штольню к месту установки из 3—4 отдельных частей (косяков), соединяемых металлическими накладками на болтах. Для удобства раскружаливания в одном или двух стыках металлических кружал устанавливаются особые прокладки из железа. Рис. 331 изображает подобного рода кружала и подкружальные крепления штольни Saale.

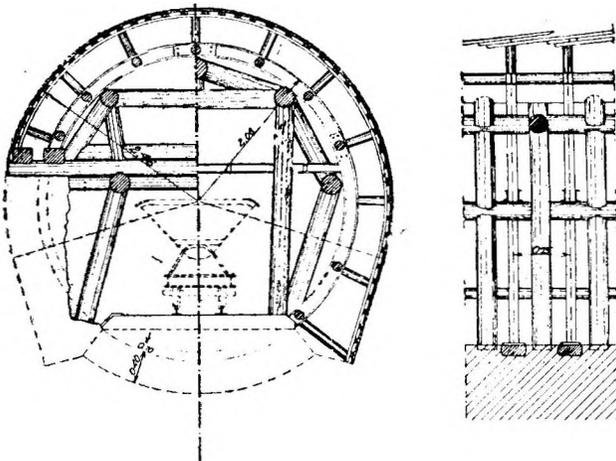
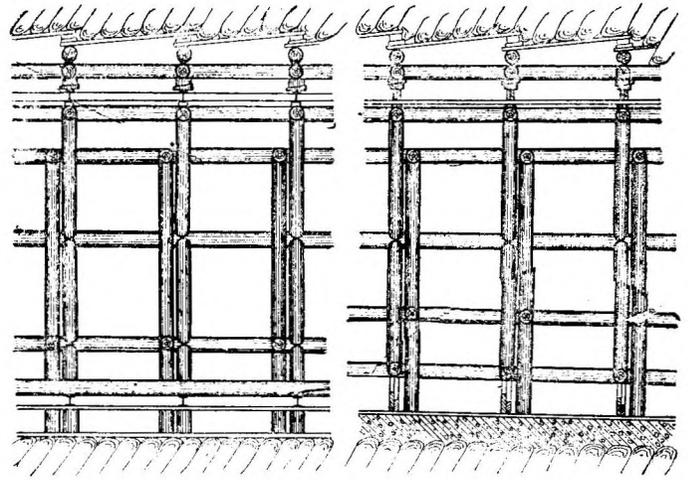


Рис. 331. Кружала и подкружальные крепления штольни Saale.

ления горных пород с одних крепей на другие, является одной из ответственных операций при производстве крепежных работ. Правильное производство перекрепления требует в каждом отдельном случае предварительной проработки порядка проведения его. Кроме случаев установки кружал, к перекреплению приходится каждый раз прибегать при частичной или полной смене креплений.



По АВ. По CD.
Рис. 330. Продольный разрез по кружалам.

Подкружальные крепления состоят из системы лонгарин (продольных бревен), штендеров (стоек) и рашпан (распорок).

Расстояния между кружальными фермами принимаются равными расстоянию между крепежными рамами, так как обычно при перекреплении каждая ферма устанавливается в непосредственной близости от крепежной рамы, ранее разборки последней.

По кружалам укладывается досчатая опалубка. Для получения более плавного внутреннего контура облицовки применяются доски небольшой ширины, для чего в некоторых случаях приходится раскалывать их вдоль на две более узкие. Перекрепление, состоящее в передаче да-

Для быстрого определения расхода лесного материала на подкружальные крепления в случае устройства их по схеме рис. 329 можно пользоваться графиком рис. 332.

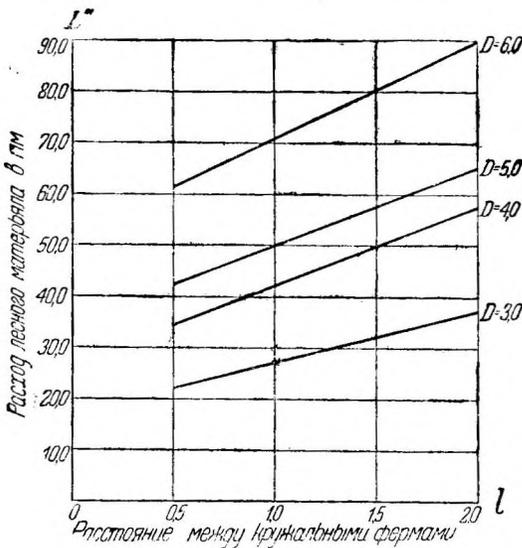


Рис. 332. График расхода круглого лесного материала на подкружальные крепления, в зависимости от расстояния между кружальными фермами, для диаметров выемки $D = 3, 4, 5$ и 6 м.

ложится значительным расходом подвижные кружала (рис. 333)¹ схваток.

Кружала опираются на брусчатую раму, лежащую на осевых вагонетках. Установка их производится помощью подбивки клиньев, помещенных между брусчатой рамой и вагонеткой. Кроме того, по бокам вагонеток устанавливаются временные стойки на клиньях. Для жесткости и усиления продольной связи подвижных кружал, перемещаемых на вагонетках вдоль штольни, опалубка прибивается гвоздями к косякам кружальных ферм.

При применении подвижных кружал раскруживание производится путем ослабления и выбивания клиньев А, расположенных с обеих сторон в нижней части кружала, благодаря чему кружала получают возможность опускаться. Далее, разбирается нижняя часть опалубки, ослабляются и выбиваются клинья, находящиеся между брусчатой рамой и вагонетками под стойками.

6. Подвижные конструкции кружал

В прочных породах, не требующих крепления, для ускорения и удобства работ по возведению облицовки, стали применяться в последнее время различные системы подвижных кружал. Особые преимущества представляют они в тех случаях, когда прочность породы позволяет, взамен облицовки, ограничиться заполнением бетоном получившихся при производстве взрывных работ вывалов, для улучшения условий протекания воды в штольне. Наносимый при этом слой бетона составляет в среднем около $10-15$ см. Небольшая толщина облицовки и возможность раскруживания ее через $8-10$ дней делает целесообразным применение подвижных деревянных или металлических кружал.

Устройство в этом случае для бетонирования обычных неподвижных кружал, вследствие большой затраты времени и средств на сборку и разборку, на стоимость бетонных работ. Деревянные состоят из досчатых косяков, подкосов и

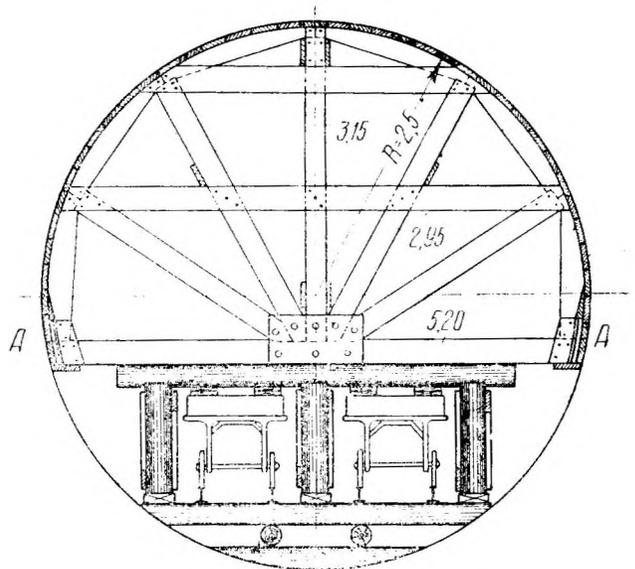


Рис. 333. Подвижные деревянные кружала.

¹ Тип, предложенный авторами для напорной штольни Ульяновской ГЭС в породах с коэффициентом крепости $f = 10$.

Бетонирование нижней части штольни производится до установки подвижных кружал.

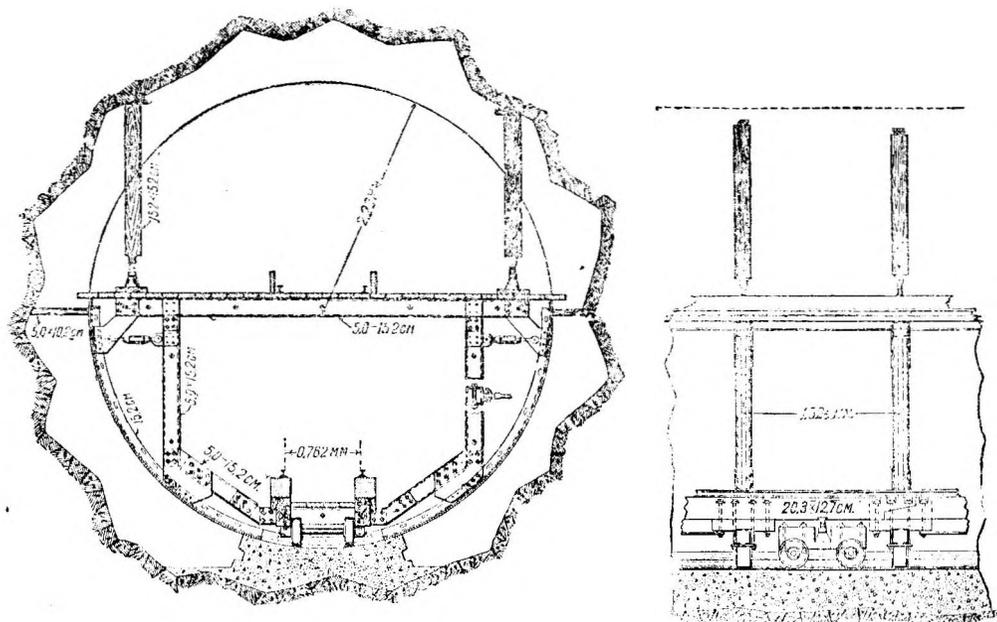


Рис. 334. Нижнее звено подвижных металлических кружал.

Применяемые до сего времени при постройке штолен металлические подвижные кружала, в зависимости от диаметра штольни, подразделяются в основном на следующие два типа.

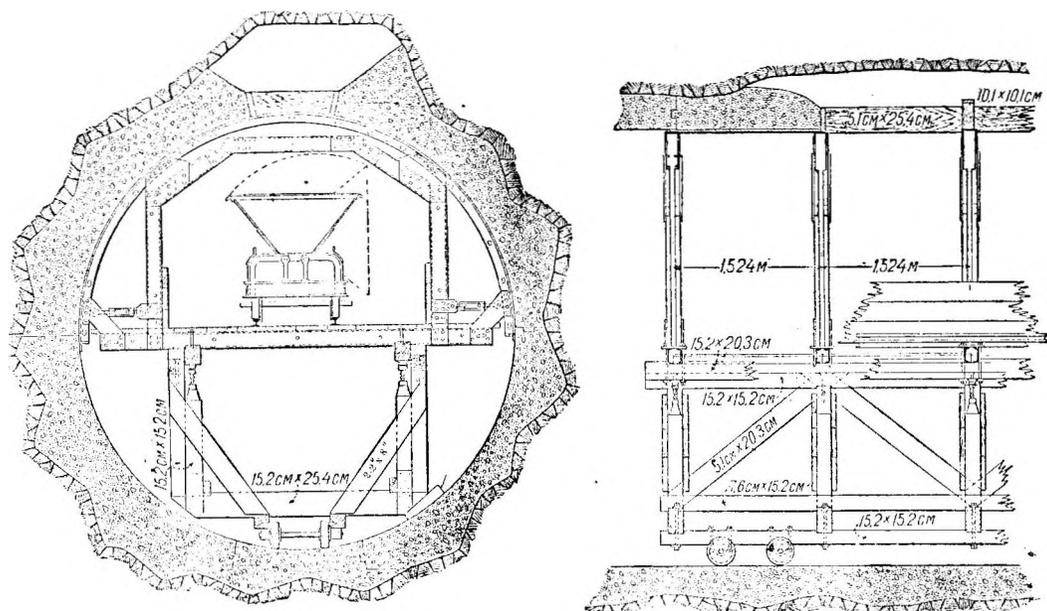


Рис. 335. Верхнее звено подвижных металлических кружал.

1) При диаметре штольни в свету 4—5 м и более применяются кружала из двух частей, служащих для бетонирования верхней и нижней половин штольни отдельно (рис. 334 и 335). При этом, в случае бетонирования вручную, бетон подается на 2-й ярус в вагонетках по наклонной плоскости.

2) При диаметре штольни в свету менее 4 м подвижные кружала устраиваются по типу, изображенному на рис. 336.

Процесс установки этих кружал состоит в следующем. После подвозки их к месту установки специальными вагонетками кружала закрепляются в надлежащем положении путем упора откидных косяков в брусья, уложенные по забетонированной нижней части штольни, или в косяки, установленные для бетонирования подошвы.

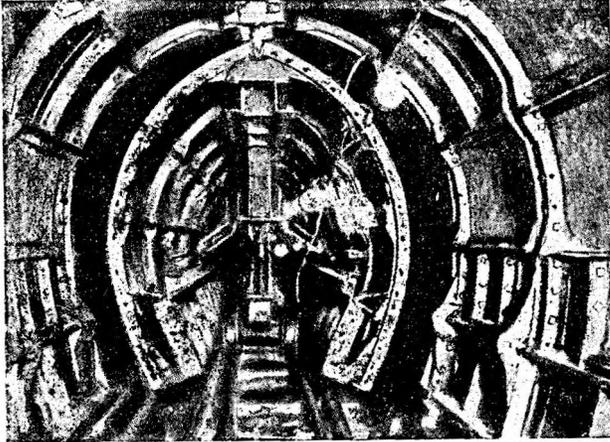


Рис. 336. Металлические подвижные кружала и опалубка.

После освобождения вагонеток и откатки их под новое звено пространство внутри кружал становится свободным, удобным для движения и дальнейшего производства работ.

7. Расчет опалубки, кружал и подкружальных креплений

Расчет опалубки производится на нагрузку ее весом облицовки, при чем вес сырого бетона принимается равным 2500 кг/м^3 . Динамическое действие укладки бетона учитывается в виде дополнительной нагрузки в 250 кг/м^2 .¹ За расчетный пролет опалубки принимается расстояние

между кружальными фермами, обычно равное расстоянию между крепежными рамами \square_1 .

В виду того, что доски опалубки представляют собою неразрезные балки, можно при определении изгибающего момента пользоваться следующей приближенной формулой:

$$M = \frac{pl_1^2}{10},$$

где p — интенсивность нагрузки с учетом динамического действия ее.

Кроме расчета опалубки на прочность, необходимо производить проверку на прогиб с тем, чтобы величина его не превосходила $1/400$ пролета.¹ При этом, учитывая неразрезность конструкции, можно определять прогиб по следующей приближенной формуле:

$$f = \frac{1}{128} \cdot \frac{p_1 l_1^4}{E \cdot I},$$

где E — модуль упругости дерева, принимаемый для сосны 100000 кг/см^2 .

При определении интенсивности нагрузки p_1 в этом случае динамическое влияние укладки бетона не учитывается ввиду того, что устанавливаемая нормами допустимая величина прогиба ($1/400 \square_1$) относится к моменту схватывания бетона, т.е. после окончания укладки его.

Если толщина бетонной облицовки h_0 (см), то нагрузка на 1 м^2 опалубки

$$p_1 = 0,0025 h_0 \text{ (кг/см}^2\text{)}.$$

Обозначая толщину досок опалубки через n_1 и задаваясь допустимой величиной прогиба $1/400 \square_1$ можно написать:

$$1/400 l_1 = \frac{12 \times 0,0025 h_0 l_1^4}{128 \times 10^6 n_1^3}.$$

Решая относительно n_1 получаем $n_1 = 0,01 l_1 \sqrt[3]{h_0}$, где все размеры берутся в см.

По этой формуле может быть определена толщина опалубки из расчета на устойчивость, а затем поверена на прочность. Так, если расстояние между кружалами $\square_1 = 120 \text{ см}$, толщина бетонной облицовки $h_0 = 35 \text{ см}$, то

$$n_1 = 0,01 \times 120 \sqrt[3]{35} \cong 4 \text{ см}.$$

¹ Нормы ВСНХ на жел.-бет. сооружения. 1931 г. § 128 и 130.

Проверяем напряжения в опалубке, для чего находим интенсивность нагрузки на 100 см ширины и 1 см длины

$$p = (35 \times 0,0025 + 0,025) 100 = 11,25 \text{ кг.}$$

Изгибающий момент посередине

$$M = \frac{11,25 \times 120^2}{10} = 16\,200 \text{ кг см.}$$

Момент сопротивления 100 см. ширины опалубки толщиной 4 см будет

$$W = \frac{4^2 \times 100}{6} = 256 \text{ см}^3.$$

Напряжение

$$\sigma = \frac{16\,200}{256} = 63 \text{ кг/см}^2 < 70 \text{ кг/см}^2.$$

Расчет кружал производится только на нагрузку от веса облицовки, так как давление породы передается непосредственно на подкружальные крепления (рис. 329).

Отдельные участки кружал, подпертые изнутри креплениями, рассчитываются приближенно, как балки на двух опорах. В худших условиях находится верхний участок кружал, между двумя средними лонгаринами, обычно и проверяемый расчетом.

Принимая для примера расстояние между средними лонгаринами $k_1 = 130$ см, подберем сечение металлических кружал из двутаврового железа. Нагрузка

на 1 пог. см кружал
$$p_2 = \frac{11,25 \times 120}{100} = 13,5 \text{ кг/п. см.}$$

Изгибающий момент посередине пролета будет:

$$M = \frac{p_2 \cdot k_1^2}{8} = \frac{13,5 \times 130^2}{8} = 28\,500 \text{ кг см.}$$

Необходимый для этого момент сопротивления, принимая допускаемое напряжение для железа 1200 кг/см^2 , будет

$$W = \frac{28\,500}{1200} = 24 \text{ см}^3.$$

По прилагаемой ниже таблице 58 находим соответствующий № профиля двутаврового железа.

В рассматриваемом примере двутавровое железо № 10.

Таблица 58

Двутавровое железо по русскому метрическому сортаменту.

№ профиля	8	10	12	14	16	18	20
Высота в мм.	80	100	120	140	160	180	200
Момент сопротивления относительно горизонт. оси . . .	21,6	36,1	55,7	81,3	113,6	153,4	201,4

При расчете деревянных кружал из досок задаются высотой косяка в середине пролета, исходя из обычной ширины досок 20—25 см, и определяют необходимую толщину его. Разделив последнюю на толщину одной доски, получают необходимое число досок, которое должно быть увеличено на единицу за счет попадающего в сечение стыка.

Нагрузка от кружал, а также от давления породы передается на подкружальные крепления. Последние располагаются в плоскости кружальных ферм, вследствие чего отдельные элементы подкружальных креплений работают только на сжатие. Для подбора сечений их с учетом продольного изгиба можно пользоваться приведенным выше графиком рис. 328.

VIII. Бетонные работы

Бетонирование облицовок напорных штолен имеет свои особенности по сравнению с обычным способом производства надземных бетонных работ. Так как общие основные положения по способам производства бетонных работ применяемому при этом оборудованию, подбору состава бетона и пр. составляют предмет общих курсов строительных работ, то в дальнейшем рассматриваются лишь те вопросы из этой области, которые в строительстве напорных штолен имеют свои специфические особенности.

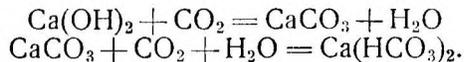
Незначительные размеры поперечного сечения штольни и стесненность свободного пространства кружалами и подкружальными креплениями не дают возможности изготовлять бетон в самой штольне. Приходится подавать бетонную массу к месту укладки через ближайший портал, шахту или штольню-окно, что требует больших накладных расходов и дополнительного времени на подвозку грузов и отправления порожняка. Значительный промежуток времени, требующийся для транспортирования обычным способом бетона от бетономешалки к месту укладки, на первый взгляд делает желательным применение медленно схватывающегося цемента.

Однако, требование скорейшего восприятия горного давления породы вновь возводимой облицовкой, с целью избежания возможных перемещений отдельных пластов породы и повреждения временных креплений, а также необходимость в быстрейшем раскруживании для ускорения производства работ и оборачиваемости кружал (что особенно важно при применении подвижных кружал) заставляет считать желательным употребление при подземном бетонировании быстрохватывающихся цементов.

Последнее требование вызывается также и опасением вредного влияния на несхватившийся бетон просачивающихся через трещины в породе грунтовых вод, содержащих очень часто вредные примеси сернокислых и углекислых солей.

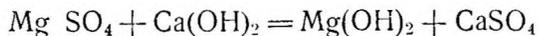
1. Влияние агрессивных вод на бетон

При действии на бетон воды, богатой углекислотой, происходит процесс карбонизации, т. е. превращения свободной извести в углекислый кальций и далее переход углекислого кальция в легко-растворимый в воде кислый углекислый кальций:



Наличие в горных породах гипса или ангидрида, легко растворимых в грунтовых водах, обуславливает появление сульфатных вод, разрушающим образом действующих на бетон и цементный раствор. В этих случаях происходит образование сульфо-алюмината извести (соли Деваля).

Как известно, порландский цемент состоит из силикатов и алюминатов извести; образование сульфо-алюминатов происходит по химической реакции:



и далее



сопровождаясь значительным увеличением объема, разрыхлением бетонной массы и понижением ее водонепроницаемости.

Подобные описанным выше воды кислотного характера, разрушающе действующие на бетон, получают также при разложении и выщелачивании горных пород, содержащих пирит.

Случай повреждения облицовки сульфатными водами имел место в напорной штольне гидроустановки Флямизель Суперриер¹ в испанских Пиренеях в 1916 г. Спустя 1¹/₂—2 года после пуска штольни в эксплуатацию в облицовке ее были обнаружены трещины значительной длины (до 20 м), шириною в несколько сантиметров. Дальнейшие обследования выяснили, что на внешней

¹ Schweizerische Bauzeitung, 1927. Bodensee. S. 127.

стороне облицовки, обращенной к породе, известь в каменной кладке и бетоне была разрыхлена и разрушена.

Подробными исследованиями было установлено, что причиной происшедшей аварии явилось просачивание в кладку воды, содержащей сернокислый кальций, а также местами присутствие в щебне и песке пирита, дающего в соединении с водой серную кислоту, разрушающе действующую на кладку и бетон.

Для восстановления разрушенных участков и предотвращения дальнейшего повреждения облицовки были обнажены те места, где предполагалось просачивание гипсовых вод. Затем последние были тщательно каптированы и отведены с помощью гальванизированных железных труб. После этого на поврежденных участках была возведена новая облицовка, работающая без всяких дефектов до настоящего времени.

Опыты Пассова и Шенберга¹ с различными сортами цемента, подверженными действию слабых растворов (1%) глауберовой и горькой соли, подтвердили известное положение о повышенной стойкости против химического влияния воды сортов цемента, бедных содержанием извести.

Некоторые анализы грунтовых вод, оказавших сильно разрушающее действие на кладку в гидротехнических сооружениях, показывают, насколько вредно для бетона даже незначительное присутствие в грунтовых водах сульфатов и магниальных солей. Так Нитше² приводит примеры разрушения бетона грунтовыми водами следующих двух составов.

	I случай		II случай	
	мг/л	Процент	мг/л	Процент
Хлористый кальций	1 350	0,135	3 578	0,358
Окись кальция (гашеная известь)	1 100	0,100	1 078	0,108
Окись магния (магнезия)	264	0,026	114	0,011
Ангидрид серной кислоты	1 942	0,194	1 700	0,170

Анализ фильтрационной воды, разрушившей шгольню, облицованную плитками Монье³, показал содержание в 1 л воды 1,578 г солей, из которых 36% было сернокальциевой соли и 1,5% серномагнезиевой.

Нижеследующая таблица 59, составленная на основании данных, опубликованных в заграничной технической литературе, дает представление о степени вредности влияния на бетон главных примесей, встречающихся в грунтовых водах.

Таблица 59

№ по пор.	Название соли	Процентное содержание	Род бетона	Влияние грунтовой воды	Источники литературы
1	Хлористый натрий	10%	Из шлакового и портландцемента 1:3, 1:5 и 1:8	Отсутствие повреждений при 6-летних набл.	P a s s o w. Hochofenzement, Ton-Ztg. 1913, S. 145.
2	Серно-кальциевая соль	15%	Из железо-портландцемента и шлакового состава 1:5	Незначительное понижение прочности бетона	G u t t m a n n. Kali 1916, № 22.
3	Хлористая магнезия	25%	Из шлакового цемента и портландцемента	Действием в продолжение 6 м-цев бетон был разрушен	P a s s o w. „Zement“, 1921, № 10.
4	Сульфит магнезии	10%	Из портландцемента, шлакового цемента, специальн. шлак-цемента	Через 6 м-цев все образцы были разрушены	P a s s o w. Hochofenzement. Ton-Ztg. 1915, S. 38.

¹ Mitteilungen der chemisch-technischen Versuchstation Blankensee 1917, № 1.

² N i t z c h e — Zement. 1918, S. 213.

³ Loebell — Protokolle, 1901, S. III.

№№ по пор.	Название соли	Процентное содержание	Род бетона	Влияние грунтовой воды	Источники литературы
5	Сульфат натрия	16%	Из портландцемента 1:5 и шлакового цемента	Через 14 месяцев разрушены	Müller. „Zement“, 1915, S. 239.
6	Хлористый аммоний	10%	Из портландцемента	Через 28 дней образцы, опущенные в раствор, были разрушены	Grün. „Zement“, 1921, № 34
7	Углекислый натрий и углекислый кальций	16%	Из шлако-портландцемента и доменного цемента 1:3	Через 8 лет отсутствие повреждений	Schruff.
8	Свободная кислота (азотная, соляная, серная)	0,5%	Из портландцемента 1:4	Через 4 месяца были разрушены	Prüfungszeugnisse, S. 9844 и 61793.
9	Углекислота в растворе		Из портландцемента	Через 4 года были разрушены	Schifner.

Задача борьбы с химическим и механическим действием агрессивных вод на облицовки напорных штолен, путем применения различных изолирующих материалов и составов, до сего времени ни в нашей практике, ни в заграничной окончательно решения пока не получила. Применяемые в большинстве случаев для изоляции запатентованные составы только отчасти повышают водонепроницаемость напорных штолен изнутри, оставляя незащищенной бетонную кладку от действия наружных грунтовых вод. Из известных до сего времени изолирующих материалов и веществ можно указать на следующие:

Му ро л и н е ум (Murolineum) — состав, дающий с бетоном химическое соединение, механически неразъединимое, непроницаемое для воды при давлении до 1 атм. При испытании на сжатие образцы с муролинеумом показали сопротивление на 20% выше обычных бетонных образцов. Состав доставляется на место работ в готовом виде. Покрытие составом облицовки требуется производить три раза с промежутками по 24 часа. На 100 м² поверхности требуется около 40 кг бетона муролинеума. Описываемый состав с успехом был применен для изоляции тоннелей Гольдберг и Шлосберг у Эльберфельда.

Ц е р е з и т (Ceresit) — уплотняющее средство, прибавляемое к цементному раствору в тех случаях, когда предъявляется требование водонепроницаемости.

Состав применяемой смеси: 1 часть цемента, 2 части острого чистого песка, затворенные на церезитовом молоке (1 часть церезита на 10 частей воды) После покрытия штукатурка заглаживается и затирается терками. Церезит был применен в тоннелях в Киритце, в Лампертгейме, в Дортмунде, у Эльма и др.

И н е р т о л ь (Inertol) — продукт дистилляции каменного угля. Расход инертolia на штукатурку 100 м² бетонной поверхности — около 30 кг. Имеет черный цвет, наносится при окраске обычными кистями и не требует предварительной грунтовки. Хорошо сопротивляется углекислым, сернокислым и солянокислым солям.

П р е о л и т (Preolite) — жидкий, холодный, изолирующий состав из чистых натуральных битумов. После улетучивания примесей на облицовке остается состав из 99% чистого битума. Закупоривая все поры бетона, преолит делает его непроницаемым для воды. Глубина проникания преолита в поры — от 0,5 до 1 см.

Расход состава при покрытии бетонных поверхностей составляет при двойной окраске около $\frac{1}{4}$ - $\frac{1}{2}$ кг преолита на 1 м². Наносится в жидком холодном состоянии. Отличается хорошей устойчивостью против всех кислот.

Преолит применен в качестве изоляции во многих гидротехнических сооружениях, в частности во всех подземных сооружениях Среднего Изара, в гидротехнических сооружениях силовой станции завода Маргерит и многих др.

У нас в Союзе были опыты применения церезита и др. составов в различных случаях, однако, в условиях работы гидротехнических штолен, при сколь угодно значительных напорах все они оказались мало действительными. Более целесообразным является придание водонепроницаемых свойств самому бетону и отвод агрессивных грунтовых вод для предупреждения действия их на кладку облицовки.

Сименс-концерном в Германии применяется особая изоляционная прокладка для гидротехнических тоннелей — „кальтэластик“. Изготавливаемая заводским способом прокладка доставляется на стройку в готовом состоянии, в виде рулонов парусиновой ткани. Слой изоляционной массы нанесен с обеих сторон прокладки.

Поверхность бетона, на которую укладывается прокладка „кальтэластик“, предварительно покрывается асфальтом, после чего при легком разогревании прокладку наклеивают на бетон, как обои.

Гис. 337 изображает поперечное сечение напорной шахты гидроустановки Кокинас в Сардинии. Порода — сильно трещиноватые граниты. В течение 3 лет эксплуатация этой шахты, изолированной прокладкой „кальтэластик“, идет вполне удовлетворительно без каких бы то ни было признаков утечки воды. Из прокладок описываемого типа устроена также изоляция облицовок напорных штолен гидроустановок Гаумюнцах (Шварценбах, Лиро, Изиньяна (Сев. Италия) и др.

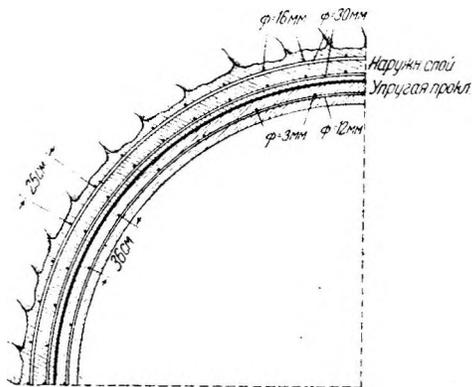


Рис. 337. Применение упругой прокладки.

Для борьбы с влиянием наружных (грунтовых) вод на бетон в практике строительства напорных штолен давно применяется способ инъецирования цементного раствора за облицовку.

Наиболее действенные результаты, обеспечивающие бетонные и железобетонные облицовки напорных штолен от влияния вредных примесей, дает пока что применение в подземном строительстве специальных бетонов, стойких против действия сернокислых и углекислых вод.

Выбор того или иного вяжущего вещества (цементы: глиноземистые, трассопуццолановые, шлаковые и пр.) устанавливается рядом специальных химических исследований стойкости состава их на действие примесей, содержащихся в грунтовых водах и породе в каждом отдельном случае,

По вопросу о действии сульфатов (натриевых и магниевых солей серной кислоты) на бетон в последнее время опубликованы результаты опытов Миллера и Мансона, производивших исследования в течение ряда лет (от 3 до 5) над действием сульфатных вод на бетон. Целью опытов являлся выбор наиболее стойкого противодействия примесей в грунтах и грунтовых водах бетона для водовода в Миннесоте в США.

Исследования велись над большим количеством образцов (около 2 000) цилиндрической формы, диаметром 5 см, причем последние находились весь испытательный период в стоячей воде, в проточной и зарытыми в грунт. Содержание солей в составе вод было от 2,34 до 4,72%, состав бетона 1:3 с содержанием воды 0,62, величина зерен инертных материалов не превосходила 8 мм.

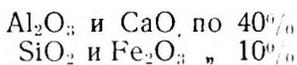
По изготовлении образцы оставались в течение 24 час. во влажном воздухе, после чего опускались в воду упомянутого выше состава. Исследованию подвергались образцы шести видов бетона, как изготавливаемых различными способами, так и отличающихся друг от друга по составу.

В результате произведенных испытаний глиноземистый цемент дал исключительно благоприятные результаты, весьма близкие к идеальным, требуемым от бетонной кладки в изучаемых условиях. Пятилетние образцы из чистого глиноземистого цемента оказались совершенно неповрежденными действием воды с сернистыми примесями. Наоборот, все образцы из смеси глиноземе-

стого цемента с дешевым портландцементом оказались мало устойчивыми против действия агрессивных вод.

Над улучшением и удешевлением различных сортов глиноземистого цемента в подземных выработках в настоящее время производится большое число исследований как за границей, так и у нас в Союзе.

Химический состав обычного глиноземистого цемента:



Тонкость помола в среднем:

остаток на сите с	900	отверстиями на	см ²	0,5%
„	4900	„	„	6,5%
„	10000	„	„	13,5%

Механические свойства глиноземистого цемента весьма высоки: бетон состава 1 : 2: 4, затворенный на таком цементе, через 24 часа после конца схватывания дает сопротивление сжатию 560 кг/см², через 7 дней—610 кг/см²;

В случаях прорыва воды для заделки трещин в последнее время с успехом стал применяться в подземном строительстве особый вид глиноземистого цемента—„цитадур”. Основным сырьем для него служат высококачественные бокситы. Изготовленный на этом цементе раствор быстро затвердевает и через 24 часа приобретает крепость до 400 кг/см². Затвердение может производиться при весьма низкой температуре, необходимо лишь употреблять в дело инертные материалы, совершенно свободные от каких бы то ни было примесей глины, растительных остатков и пр. Количество цемента в 1 м³ бетона при составе 1:2,5:4,5 около 250 кг. Бетон на цементе „цитадур”, должным способом изготовленный, обнаруживает высокую стойкость по отношению к сернистым водам.

Многочисленные исследования показали, что прибавление некоторых веществ (содержащих аморфную кремнекислоту) к портландскому цементу связывает свободную известь в нерастворимые в воде соединения и тем самым предохраняет бетон от разрушения при действии на него минерализованных вод. Взаимодействие при этом идет по следующей реакции: $\text{SiO}_2 + \text{Ca(OH)}_2 + 1,5\text{H}_2\text{O} = \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$. К числу таких добавок относятся некоторые вулканические породы (пуццоланы и трассы), кремнеземистые осадочные породы (трепелы и диатомиты), глинистые материалы, особым способом обработанные (сиштофф) и др. Все эти так называемые гидравлические добавки в смеси с портландцементом дают пуццолановые портландцементы.

Исследования проф. Дружинина¹ подтвердили, что упругие свойства железобетона с примесью пуццолановых веществ, а также сцепление с железом, вполне идентичны с железобетоном из обычного портландцемента.

Известен опыт применения пуццоланового портландцемента у нас в Союзе при постройке Московского метрополитена. Образец бетона, затворенный на обычном портландцементе, в продолжение 7—8 месяцев подвергавшийся действию грунтовой воды, покрылся белым наросом, состоящим из углекислоты и окиси кальция. Химический анализ нароста показал: CaO (общий)—48,09%, CaO (свободный)—1,04%, CO₂ (общая)—48,35% (Al₂O₃ + Fe₂O₃) — 1,95% и SO₃—0,57%.

Обычная прочность применяемого бетона составляла $R_{28} = 110 — 130$ кг/см² при средней активности² пуццоланового цемента, изготовляемого заводом им. Воровского, около 220 кг/см².³

Величина водоцементного фактора $\frac{B}{Ц}$ для бетона тоннельных облицовок Метростроя была принята в пределах от 0,55 до 0,65.

¹ Дружинин — Бюллетень ЛОГИЗ № 29 - 30

² Активность — временное сопротивление сжатию кубика из трамбованного цементного раствора 28-ми-дневного возраста, состава 1 : 3.

³ И. И. Фальков, — Бетон на Метрострое. 1933 г., № 9—10.

При назначении водоцементного фактора необходимо иметь в виду, что чем меньше воды, тем плотнее цементное тесто и тем менее водопроницаем бетон. Как известно, при затворении бетонной массы только около 20% воды (от веса цемента в бетоне) может перейти в химически связанное состояние. Излишек воды (сверх 20%), не принимающий участия в химической реакции, частью испаряется, а частью образует поры в бетоне, по которым в дальнейшем может просачиваться вода.

Кривые рис. 338, составленные на основании опытных испытаний Метро-строя над различными образцами, характеризуют зависимость водонепроницаемости бетона от возраста его и величины водоцементного фактора. Как

видно из графика, при водоцементном факторе $\frac{B}{Ц} = 0,50$, бетон в возрасте

7-ми дней обладает весьма высокой степенью водонепроницаемости.

Опыты показали¹, что с поверхности раствора портландцемента выщелачивается в 5 раз более извести, чем с поверхности раствора из смеси портландцемента с трепелом или сикстоффом. Это как нельзя лучше говорит о целесообразности замены обычного портландцемента в бетоне пуццолановым портландцементом, в случаях опасения разрушения сооружений пресной водой (вследствие выщелачивания извести), углекислой (вследствие образования растворимого в воде кислого углекислого кальция) или минерализованной (вследствие образования сульфаталюмината кальция).

Кроме упомянутых выше добавок для тех же целей иногда прибавляют к портландцементу гранулированные доменные шлаки определенного химического состава, дающие в результате так называемые шлакопортландцементы. Доменные шлаки получают при выплавке чугуна из руд.

В условиях работы бетона в напорных штольнях весьма важное значение приобретает не только стойкость его против химического действия грунтовых вод, но также и сопротивляемость бетона действию внутреннего и внешнего напора. Весьма интересны в этом отношении последние опыты лаборатории гидростройматериалов Научно-Исследовательского института гидротехники в Ленинграде. Результаты испытаний образцов растворов из различных цементов, подвергавшихся постепенно возрастающему давлению на прессе Амслера, приведены ниже в таблице 60².

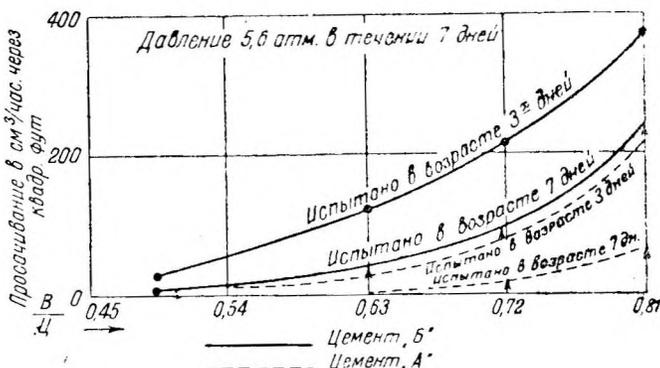


Рис. 338. Зависимость водонепроницаемости бетона различного возраста от водоцементного фактора.

Т а б л и ц а 60

№ № по пор.	Наименование вижущего вещества	Давление в атмосферах, при котором образцы начинают пропускать воду		
		Состав раствора		
		1:2	1:3	1:4
1	Известково-пуццолановый цемент	0,5	0,5	0,5
2	Шлаковый портландцемент	10,0	3,5	1,0
3	Трассовый портландцемент с 50% трасса	10,0	3,5	1,0
4	Портландцемент	10,0	5,0	2,0
5	Пуццолановый портландцемент с 30% трепела	10,0	10,0	3,5
6	Пуццолановый портландцемент с 30% сикстоффа	10,0	10,0	5,0

¹ Проф. В. А. К и и д.—Причины разрушения бетона в гидросооружениях. Гидр. Стр. 1933 г. № 5.

² К о р о к о в.—Водонепроницаемость строительных растворов (Н. Т. 1933 г. № 57).

Таблица 60 показывает значительное повышение водонепроницаемости растворов из пуццолановых портландцементов при добавлении к ним трепела и в особенности сиштоффа. Учитывая при этом еще и повышенную стойкость пуццоланового портландцемента против действия пресных и минерализованных вод, а также невысокую стоимость его и вполне достаточную механическую прочность, следует при проектировании бетона для облицовок напорных штолен уделять должное внимание и этому вяжущему веществу.

Бетонирование штолен производится отдельными секциями (кольцами) длина которых зависит от характера и мощности имеющегося на строительстве обрودования, площади поперечного сечения штольни, толщины облицовки и пр. факторов.

Обычная длина секции бетонирования берется равной длине лонгарины, т. е. примерно около 6 м. При породах, не требующих крепления, длина кольца

назначается в зависимости от размеров секции передвижных кружал.

Стенки выломки перед укладкой бетона очищаются от разрушенной породы кирками и стальными щетками, с тщательной промывкой водой.

Всю работу по бетонированию целесообразно бывает производить без перерывов. Обычно сперва бетонировается нижняя треть кольца в большинстве случаев вручную, с подачей бетона вагонетками емкостью от 0,50 до 0,75 м. Оставшаяся часть профиля бетонировается в две очереди (бока штольни и кровля). Бетонирование подошвы штольни (1-я очередь) идет с опережением всего остального бетонирования на 3—4 кольца. Средняя производительность бетонной кладки облицовок штолен за

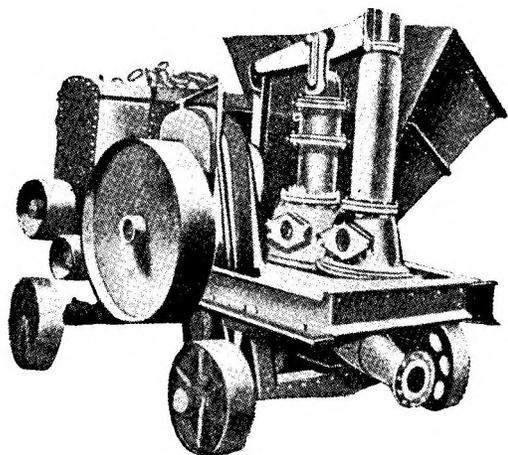


Рис. 339. Общий вид бетон-насоса Гизе-Гиль.

границей — около 35 м³ в день, максимальная — 51 м³ (гидроустановка Коббл-Маунт, США).

2. Подача и укладка бетона под давлением

В виду исключительной стесненности рабочего пространства в штольнях, особенно при наличии мощных и сложных кружал, значительное удобство представляет механизация бетонирования, допускающая транспортирование бетонной массы к месту укладки непосредственно по трубам.

Последние годы в строительстве штолен в Америке и в Германии стал применяться способ укладки бетона помощью бетон-насосов (пумпкрет-бетон). Рис. 339 и 339-а изображает бетон-насос фирмы Торкрет, изобретенный Гизе-Гиль в Германии¹.

Передача бетонной массы по трубам производится одноцилиндровым поршневым насосом, смонтированным вместе с двигателем на железной раме, установленной на четырех колесах. На кривошип 5 насажен шток 10, соединенный с коромыслом 11, другой конец которого укреплен шарнирно на голове воздушного колпака 30. В середине коромысла 11 подвешен на двух серьгах поршень 14, представляющий собою пустотелый цилиндр, в нижней части скрепленный с конусом 16. В последнем имеются два клапана — верхний шаровой и нижний тарельчатый, к которому жестко присоединен шток.

При движении поршня вверх опускается нижний тарельчатый клапан, тем самым открывая заключающемуся в бетоне воздуху доступ из пространства под поршнем в камеру конуса. При движении поршня вниз тарельчатый клапан закрывается, открывается шаровой клапан, пропуская воздух из камеры

¹ Б р о д я и с к и л М. С. - Бетонотранспортная установка.

конуса через внутреннюю полость поршня и через отверстие в нем наружу. Таким образом удаляется воздушная подушка из-под поршня.

Бетонная масса, загружаемая непосредственно из бетономешалки в бункер (рис. 340), попадает в камеру 33, из которой после перемешивания лопастным валом поступает под всасывающий клапан 26. При движении поршня вверх клапан 26 открывается и бетонная масса попадает в нижнюю часть цилиндра.

При движении поршня вниз всасывающий клапан закрывается, открывается нагнетательный клапан 31 и бетонная масса устремляется из цилиндра через переходную камеру 34 в воздушный колпак 30, а оттуда в выходную трубу 35.

Трубопровод состоит из стальных сваренных труб длиной 120 мм, а толщина стенок 3 мм. Их возможность быстро соединять

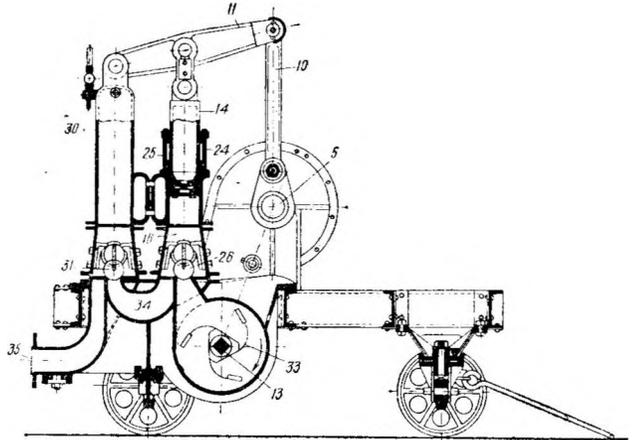


Рис. 339-а. Продольный разрез бетон-насоса.

по 3 м, внутренний диаметр которых 120 мм. Помощью специальных муфт (рис. 341), дающих возможность быстро соединять и разъединять их, получается особая гибкость в обслуживании каждого участка работы в районе действия насоса.

Общая длина трубопровода, который насос может обслуживать при работе только в горизонтальном направлении, — 200 м. Максимальная высота, на которую насос подает бетон только по вертикали, — 45 м. В случае, если трубы уложены с уклоном, зависимость между длиной трубопровода и высотой, на которую может быть подан бетон, выражается прямой линией (рис. 342).

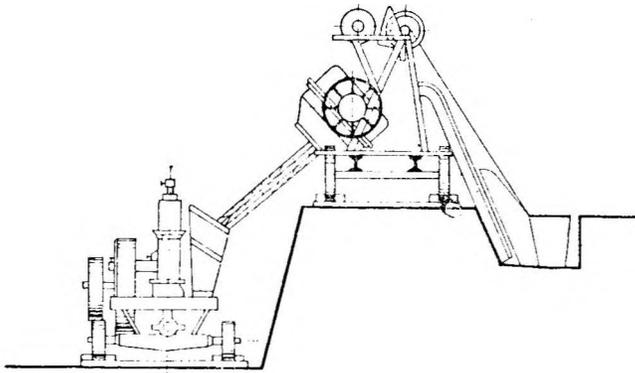


Рис. 340. Схема установки насоса и бетономешалки.

Напр., при подаче на горизонтальное расстояние 156 м можно подать бетон на высоту 10 м.

Мощность двигателя электромотора, приводящего бетон-насос в движение, — 15 кВт. Число оборотов кривошипа — 64 в мин. Вес насоса с установленным на нем электромотором около 4500 кг. Габаритные размеры: длина 3 м, ширина 1,8 м и высота — 2,4 м.

Фирма „Торкрет“, выпускающая бетон-насосы, считает целесообразным перед началом бетонирования, при пуске насоса в ход смазывать его и трубопровод специально приготовленными замесами бетона.

Для обслуживания всех устройств при транспортировании бетона насосами требуется один механик у насоса, один рабочий для наращивания трубопровода и наблюдения за ним и один рабочий для постепенного передвигания крайней трубы и наблюдения за выходом бетона.

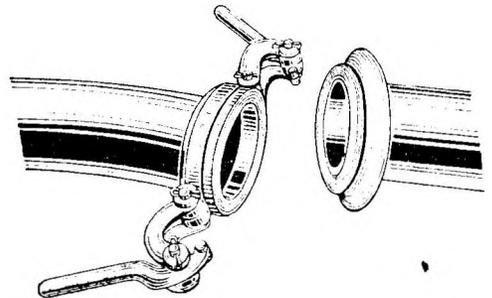


Рис. 341. Соединение звеньев трубопровода.

Производительность бетон-насоса (практическая) при длине трубопровода 160 м составляет 10 м³ бетона в час.

Для транспортирования насосом пригоден только такой состав бетона, имея однообразную пластичную массу, обладает способностью

удерживать крупные инертные составляющие (щебень, гравий) как бы во взвешенном состоянии. Бетон должен быть настолько связным, „кашеобразным“, чтобы исключалась возможность его расслоения.

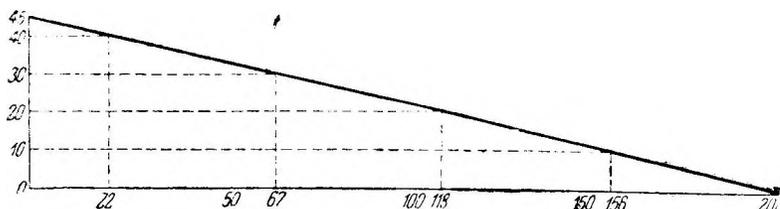


Рис. 342. Зависимость между расстоянием и высотой подачи бетона.

Состав бетона (соотношение величин зе-

рен инертных материалов), пригодного для нагнетания, иллюстрируется кривой, изображенной на рис. 343, предложенной обществом „Торкрет“.

В случае, когда полученные по кривой соотношения инертных материалов не дают однородной бетонной массы, достаточно насыщенной водой (т.е. консистенции, пригодной для передачи его по трубам бетон-насосом), требуемое от бетона качество может быть получено путем добавления к нему мелких фракций, 0—0,2 мм, так называемых „наполнителей“. В качестве последних в Германии применяются известковая мука, трасс, мука из песка, кизельгур.

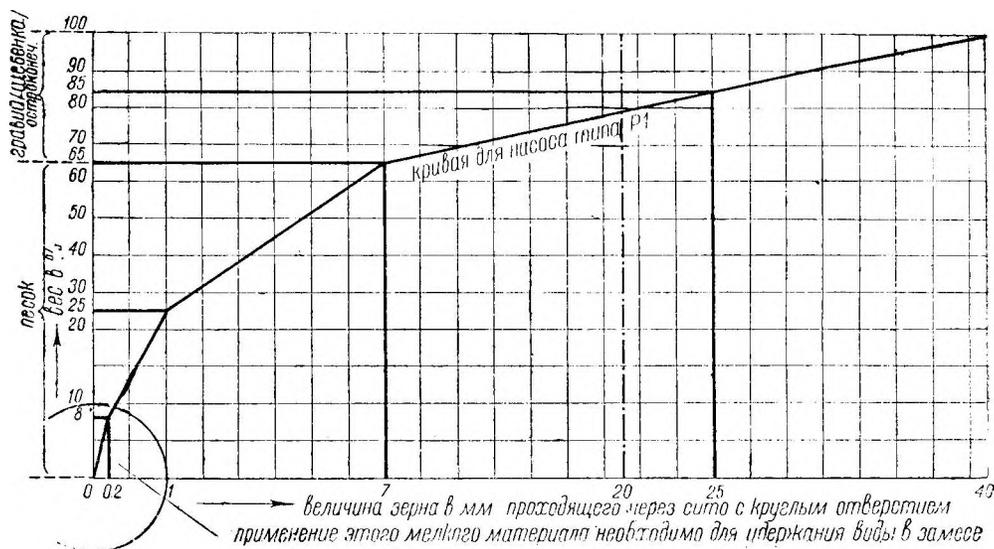


Рис. 343. Соотношение величин зерен инертных материалов (без вяжущих добавок) для бетон-насоса Гизе-Гиль.

По оси абсцисс отложена крупность зерен, по оси ординат количество зерен, проходящих через сито (в процентах от веса).

Прочность бетона, транспортированного по трубам помощью насоса, в среднем на 25% выше прочности бетона, взятого непосредственно из бетономешалки. Объясняется это уплотняющим действием насоса, который благодаря специальному устройству поршня одновременно со всасыванием бетона отсасывает и удаляет находящийся в нем воздух.

Вместе с увеличением прочности бетона на сжатие работа бетон-насосов, оказывая непрерывное давление на продвигаемую смесь и прессуя ее, повышает водонепроницаемость.

При подборе состава бетона, транспортируемого насосом, особое внимание необходимо также уделять водоцементному фактору. У нас в Союзе ¹

¹ Л. Б. П е р и н г. — Пумкрет-насос на Брянском строительстве.

при работе бетон-насосов на Брянском строительстве Огнеупорцемстрой были получены удовлетворительные результаты с раствором, имеющим водоцементный фактор в пределах от 0,6 до 0,9.

При применении кривой 2 (рис. 344) бетон-насос работал с количеством цемента 350 кг на 1 м³ при содержании глины в песке в количестве около 0,5%. Кривые 3 и 4, в виду большого содержания мелкого песка требовавшие увеличенного расхода цемента при повышенном водоцементном факторе, были признаны строительством мало удовлетворительными.

Общее количество бетона, уложенного на Брянском строительстве при помощи бетон-насосов, составляло 300 м³ при средней производительности в смену около 60 м³, при 12 бетонщиках.

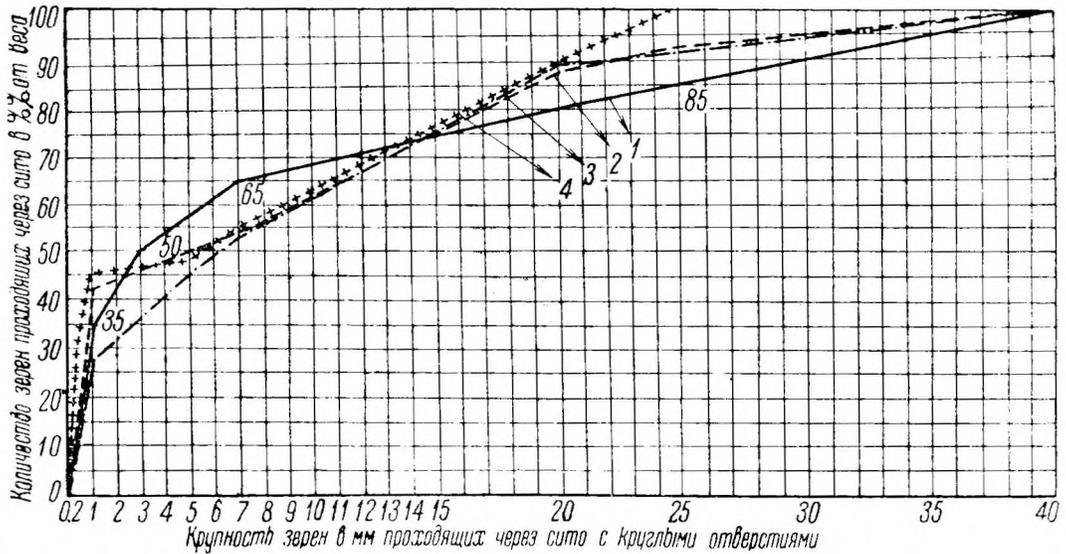


Рис. 344. Кривые подбора инертных при работе бетон-насоса на Брянском строительстве.

Процентное отношение количеств зерен различных размеров по весу для кривых 1, 2, 3 и 4 и производительность.

1	2	3	4
Кривая фирмы Торкрет	Кривая Брянского строительства (крупный отсев)	Кривая Брянского строительства (смесь с двумя песками)	Кривая Брянского строительства (обрачный)
8% от 0 до 0,2 мм	6% от 0 до 0,2 мм	11% от 0 до 0,2 мм	15% от 0 до 0,2 мм
27% от 0,2 " 1 "	21% от 0,2 " 1 "	32% от 0,2 " 1 "	31% от 0,2 " 1 "
14% от 1 " 3 "	9% от 1 " 3 "	4% от 1 " 3 "	1% от 1 " 3 "
18% от 3 " 7 "	16% от 3 " 7 "	7% от 3 " 7 "	8% от 3 " 7 "
20% от 7 " 25 "	38% от 7 " 25 "	38% от 7 " 25 "	35% от 7 " 25 "
15% от 25 " 40 "	9% от 25 " 40 "	8% от 25 " 40 "	10% от 20 " 25 "
Производительность от 7 до 10 м ³ в час.	Производительность — 7,5 м ³ в час.	Производительность от 8 до 10 м ³ в час.	Производительность от 10 до 12 м ³ в час.

В последнее время появился новый бетон-насос системы Койман (рис. 345), представляющий собою горизонтальный одноцилиндровый насос, снабженный специально сконструированными поворотными клапанами. Бетон из бетономешалки поступает в бункер и оттуда в цилиндр насоса. Обратным движением поршня бетон выталкивается в трубопровод.

Открытие и закрытие клапанов производится почти мгновенно с помощью системы рычагов и штанг, идущих от эксцентриков, насаженных на вал насоса. Тяги снабжены особыми нажимными пружинами, вступающими в действие при застревании в клапанах бетонной массы, чем предотвращается поломка машины.

Это обстоятельство дает возможность применять бетон нормального состава и консистенции с содержанием до 60% крупной инертной составляющей.

Водоцементный фактор при подаче бетона насосом Коймана равен в среднем 0,50—0,55, что при расходе цемента 300 кг на 1 м³ составляет 150—160 л/м³. Емкость бетономешалки при работе насоса Коймана должна быть не менее 750 л.

Насос приводится в действие электромотором, в редких случаях бензиновым двигателем или дизелем.

Дальность подачи бетон-насосом Коймана по горизонтальному направлению достигает 200 м, по вертикальному — 50 м.

Для увеличения производительности применяют двоянные бетон-насосы (дуплекс). Такой тип насоса производительностью 38 м³/час был применен

при постройке гидроустановки Гувер.

Насосы Койман бывают стационарные и подвижные.

У нас в Союзе бетонирование помощью насосов сист. Койман было применено при возведении облицовки тоннелей Московского метрополитена¹. Насос, представляющий собой последнюю модель германской фирмы Торкрет, был сконструирован для транспортирования бетона на расстояние до 200 м по стальному разборному трубопроводу диаметром 180 мм.

Практика работы этим насосом показала возможность применения для него состава с крупной инертной составляющей до 70 мм. Производительность описываемого типа насоса была в пределах 10 — 14 м³/час. При бетонировании марки 00 (ОСТ). Песок для растворов доставлялся или из карьеров или из реки, при чем как тот, так и другой имели большое количество мелких частиц. Средний модуль крупности их был 1,5—2. Средний модуль крупности гравия доходил до 7,3. Ниже приводятся составы бетонов, применявшихся при бетонировании насосом:

1 : 1,4:2,9	при расходе цемента	340 кг/м ³
1 : 1,5:2,9	„ „	400 кг/м ³
1 : 1,3:2,7	„ „	350 кг/м ³
1 : 1,4:2,7	„ „	350 кг/м ³

Водоцементный фактор В_ц колебался при этом от 0,65 до 0,80.

У нас в Союзе изготавливаются бетон-насосы производительностью до 12 м³/час. Стоимость такого бетон-насоса 1800 руб. франко-завод.

Бетонирование под давлением может производиться, кроме бетон-насоса, также пневматическим способом. Существующие для этого установки, действующие сжатым воздухом, бывают горизонтальные и вертикальные.

При горизонтальной установке (рис. 346) бетонная масса, загружаемая в бункер Б, попадает в цилиндр Ц и вращающейся спиралью, приводимой в движение мотором М, передвигается в зарядный ящик Я. В этот момент происходит автоматическое закрытие воронки при помощи прибора З, и в цилиндр Ц по трубе Т подается сжатый воздух, выталкивающий бетонную массу в трубопровод и далее к месту укладки. Затем давление в цилиндре падает и открывается загрузочный бункер для принятия новой бетонной массы.

Таким образом пневматическое бетонирование производится как бы отдельными выстрелами, через промежутки времени от одной до двух минут. Да-

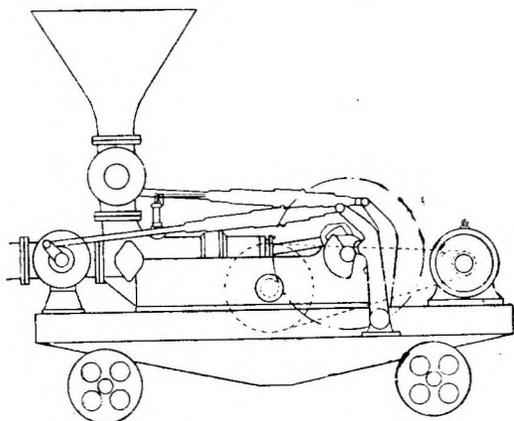


Рис. 345. Бетон-насос системы Койман.

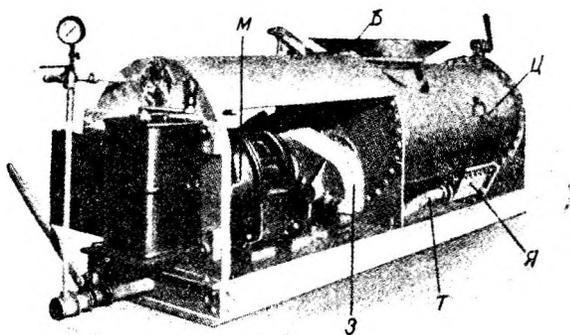


Рис. 346. Горизонтальная установка для пневматического бетонирования.

¹ Г у р о в. П. — Журнал „Строитель” 1934 г. № 4.

вление сжатого воздуха при этом достигает 6 атм., при чем расход его на один выстрел составляет около $0,2 \text{ м}^3$ при дальности передачи 30 м. При большей длине добавляется $0,0016 \text{ м}^3$ сжатого воздуха на каждый выстрел на 1 пог. м длины.

По данным фирмы Рансом, пневматическая подача бетона может быть произведена на расстояние до 1 км и высоту до 20 м. Емкость прибора — около 400 л.

Консистенция бетонной массы, транспортируемой пневматическим путем, не должна быть особенно жидкой во избежание распада бетона, так как цементный раствор во время подачи может опередить более тяжелые инертные материалы.

Вертикальная пневматическая установка Рансом-Канифф, представленная на рис. 347, состоит из загрузочного бункера и зарядного резервуара, сообщающихся между собою герметически закрываемым клапаном. Емкость зарядного резервуара — 600 л, объем бетонной массы для одного выстрела 200—300 л.

Вертикальный прибор, расходующий воздух более горизонтального ($0,24 \text{ м}^3$ на выстрел при передаче на 30 м), имеет, однако, то преимущество, что может транспортировать бетон с более крупными инертными составляющими (до 11 см).

Потребное давление воздуха в приборе Рансом 7—10 атм., при производительности в смену до 100 м^3 бетонной массы. Нормальное расстояние, на которое подается бетон, — около 500 м. При дальнейшем увеличении этого расстояния расход воздуха настолько возрастает, что использование прибора становится невыгодным.

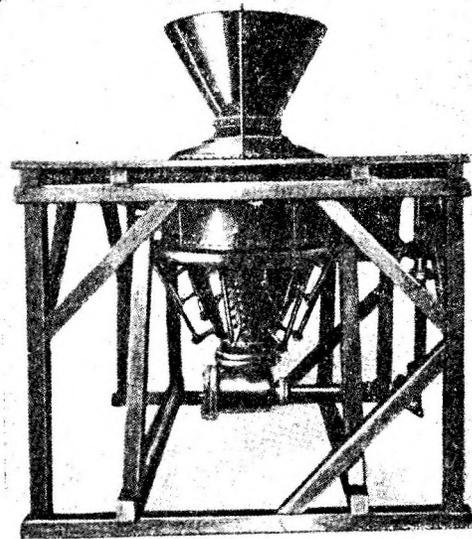


Рис. 347. Вертикальная установка для пневматического бетонирования сист. Рансим-Канифф.

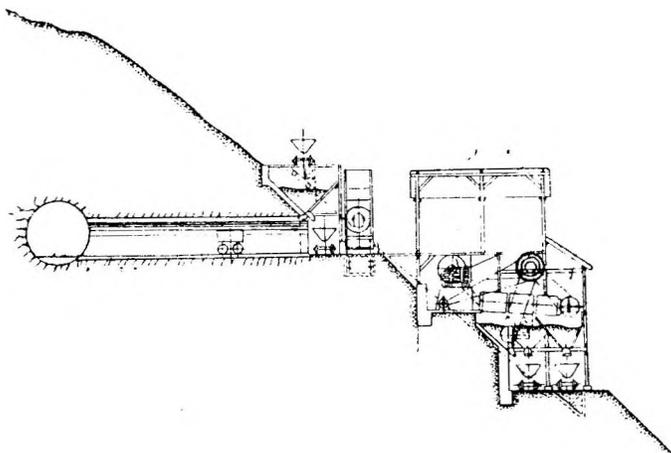


Рис. 348. Схема установки бетономешалок у штольни-окна.

Недавно законченный новый участок подземного Нью-Йоркского метрополитена (под 8-й Авеню) бетонировался пневматическим путем при помощи 15 установок одновременно. Штольня-водовод в Нью-Йорке, диаметром 523 м и длиной около 20 миль, бетонировалась описанным выше оборудованием Рансом.

Для обслуживания вертикального аппарата необходимо 4 человека: один машинист, один помощник и двое рабочих.

В Америке описываемый метод применяется уже более 15 лет.

Представляя особые удобства при кладке в стесненных условиях или в трудно бетонлируемых местах сооружений (замок в штольнях), способ этот получил особое распространение при постройке тоннелей и штолен-водоводов. Тоннели под р. Гудзон и Бостонский были возведены описываемым способом в 1932 г.

Помимо повышения прочности и водонепроницаемости получаемой кладки, необходимо отметить еще одно преимущество всех видов транспортирования

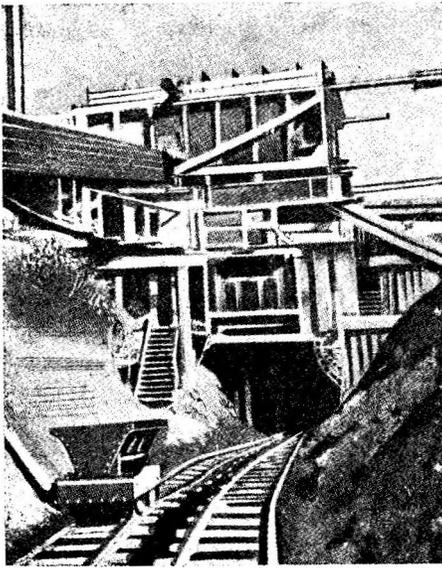


Рис. 349. Бетонный завод тоннеля Sugar-Loaf.

бетона по трубопроводам—возможность укладки бетона при наличии арматуры в теле облицовки штольни, что затруднительно при других видах бетонирования. Это обстоятельство имеет особенное значение в том случае, когда по расчету требуется арматура у наружного края облицовки, примыкающего к породе.

При укладке за опалубку транспортируемого по трубам бетона необходимо иметь в виду, что при высоте падения 3—3,5 м возможны случаи отделения камневидной составляющей. Во избежание этого не рекомендуется подымать выходное отверстие трубопровода над поверхностью бетона более чем на 0,8—1,0 м.

Приготовление бетонной массы производится обычно вне штольни на бетонных заводах по схеме рис. 348, или по типу бетонного завода на постройке тоннеля Sugar-Loaf, представленного на рис. 349.

В нижеследующей таблице 61 приводятся краткие характеристики бетономешалок, изготовляемых советскими заводами.

Таблица 61

Бетономешалки, изготовляемые советскими заводами (Союзстроймашинна)

№ п/п	Краткая характеристика	Емкость в л	Потребная мощность в ЛС	Вес в кг	Цена франко-завод руб.
1	Стационарная бетоно-мешалка с электромотором	150	3—5	—	1 225
2	Стационарная бетономешалка с электромотором	375	6—8	1 600	2 850
3	Стационар я бетономешалка с электромотором	500	10	2 000	4 725
4	Стационарная бетономешалка с электромотором	1 000	18—20	3 750	9 250
5	Передвижная бетономешалка с электромотором	250	6—7,5	2 560	2 400
6	Передвижная бетономешалка с электромотором	375	7,5—8	3 100	3 300
7	Передвижная бетон. мешалка с внешним приводом	250	6—7,5	2 000	2 200
8	Передвижная бетономешалка с внешним приводом	375	7,5—8	2 850	2 800

IX. АРМАТУРНЫЕ РАБОТЫ

Рабочая арматура облицовок штольни устраивается из отдельных колец или спирали, а распределители из продольных прутьев, уложенных внутри или снаружи рабочей арматуры. Последний способ размещения распределительных стержней дает лучшее обволакивание торкрет-бетоном рабочей арматуры.

Арматура вяжется вне штольни и к месту работ доставляется на вагонетках в виде 3—4 отдельных звеньев цилиндрической поверхности арматуры облицовки, что ускоряет и облегчает установку и вязку арматуры на месте. Иногда стыки рабочей арматуры после постановки ее на место свариваются.

Вязка арматуры после установки ее на месте производится мягкой вязальной проволокой, куски которой, заложенные предварительно в щели досок опалубки, забетонировываются в тело облицовки.

Ранее установки арматуры должна быть произведена необходимая работа по подготовке поверхности облицовки к бетонированию (см. сл. раздел). После установки арматуры производится торкретирование.

Х. ТОРКРЕТИРОВАНИЕ

В настоящее время наиболее рациональным способом изготовления внутреннего кольца облицовки штолен является торкретирование — способ, представляющий собою нанесение бетонного слоя при помощи сжатого воздуха pulverизацией.

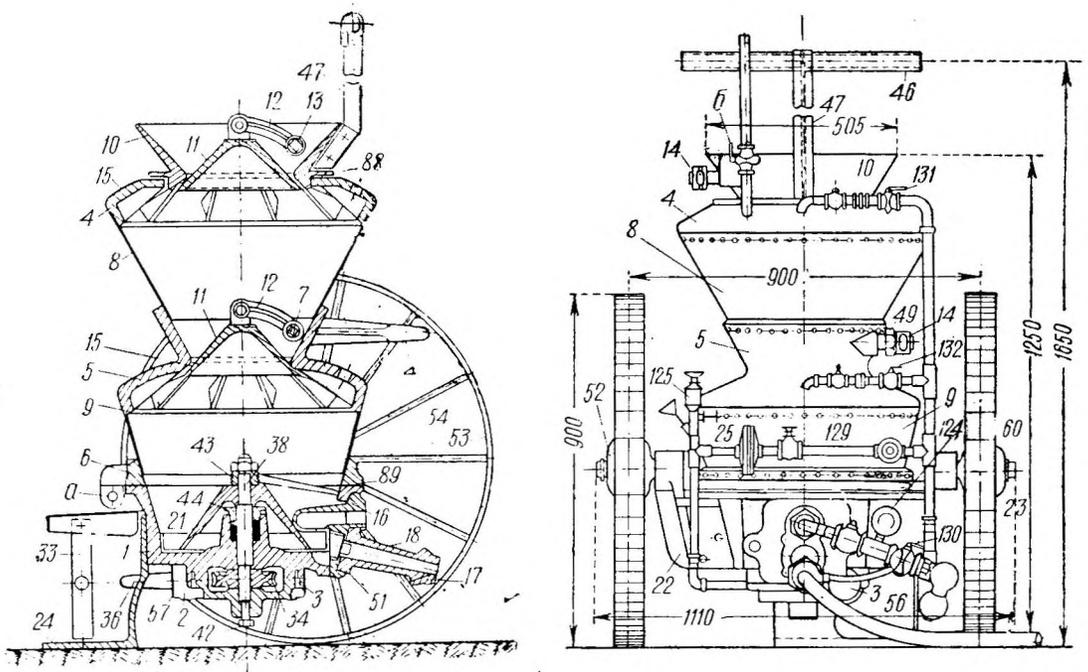


Рис. 350. Цемент-пушка.

- | | | | |
|--------------------------------|------------------------|-------------------------------------|---------------------------------|
| 1—нижняя коробка корпуса. | 13—валик рычага. | 38—вал червячного колеса. | 56—шаровой шарнир. |
| 2—крышка червячной передачи. | 11—ручка конуса. | 43—мешалка | 57—крышка к детали 1 и 2. |
| 3—крышка вала червяка. | 15—кольцо резиновое. | 41—крышка сальника к детали 1. | 60—шайба на ось колеса. |
| 4—верхний пояс. | 16—фланец для цемента. | 45—регулирующий болт с гайкой. | 88—прокладка к деталям 4 и 10. |
| 5—средний пояс. | 17—выходной конус. | 46—ручка для перевозки. | 89—прокладка к деталям 1 и 6. |
| 6—нижний пояс. | 18—конус к деталям 17. | 47—рычаг ручки. | 124—манометр. |
| 7—валик рычага среднего пояса. | 21—тарелка | 49—гайка. | 125—капельница смазочная. |
| 8—конус к деталям 4 и 5. | 22—кронштейн оси. | 51—прокладка резиновая к детали 16. | 129—проходной клапан. |
| 9—конус к деталям 5 и 6. | 23—ось. | 52—ступица. | 130, 131 и 132—проходные краны. |
| 10—загрузочный конус. | 24—подставка. | 53—обод. | а—валик шарнира. |
| 11—конусная крышка. | 25—крышка фильтра. | 54—спица. | б—выпускной кран. |
| 12—рычаг. | 33—стойка крышки. | | |
| | 35—червячный вал. | | |

Торкретирование производится цемент-пушкой (рис. 350), состоящей из двух конусообразных баков, поставленных один на другой. Сухой материал, необходимый для торкретирования, засыпается в верхний бак, откуда он поступает в нижний, где перемешивается и выдувается в шланг вместе со струей воздуха, поступающей в аппарат из компрессора. Двигаясь по шлангу, распыленный материал попадает в сопло, где происходит смешивание его с водой, поступающей туда под давлением по особому шлангу. Количество воды регулируется особым вентилем на сопле.

Характеристика цемент-пушек дана в следующей таблице 62.

Таблица 62

№№ по пор.	Марка „цемент-пушки“ Наименование	В		N		Производства СССР
		00	0	1	2	ЦП-СМ-30
1	Производительность м ³ сухой смеси в час	0,5	1,0	1,5	2,0	1—1,5
Характеристики компрессоров						
2	Расход всасываемого воздуха в м ³ в мин.	1,70	3,6)	5,00	6,50	5,00
3	Давление в атм.	от 2,50 до 3,50		от 2,50 до 4,00		2,50—3,5
4	Мощность двигателя для компрессора в ЛС	12	25	35	45	45

Указанные в таблице компрессоры применимы при длине подающего смесь шланга 20—30 м. В тех же случаях, когда длина шланга от „торкрет-пушки“ до места укладки доходит до 200 м при диаметре его 100 мм, требуемое в компрессоре давление должно быть 7 атм.

Общая схема установки для торкретирования показана на рис. 351.

Преимущества торкрет-бетона перед обыкновенным заключаются в его повышенных механических качествах, наиболее ценными из которых являются: повышенное сопротивление сжатию и растяжению,¹ сцепление с покрываемыми поверхностями и сцепление отдельных слоев между собою, плотность и водонепроницаемость.

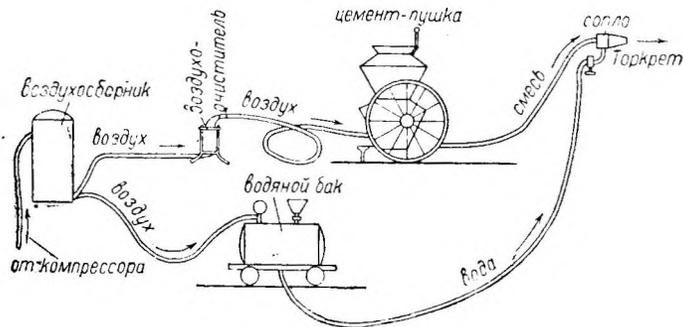


Рис. 351. Схема расположения оборудования при торкретировании.

обращать на раковины, расширяя их и сбивая вертикальные грани (приводя к тарельчатому виду), так как в узкие щели обычно набивается только песок. Делать на бетоне насечку не требуется.

Облицовка должна быть тщательно очищена от грязи при помощи металлических щеток с последующим промыванием поверхности сильной струей воды. Поверхность бетона перед торкретированием должна быть влажной, однако, торкретировать по обильно смоченной водою поверхности бетона не рекомендуется во избежание стекания вниз слоя торкрета.

Торкретирование производится отдельными слоями не толще 2 см, так как толстые слои при нормальном количестве воды уже начинают оплывать. При этом каждый следующий слой наносится после затвердения предыдущего, обычно через 8—12 часов. Общая толщина торкретной облицовки может достигать до 8—10 см.

При торкретировании часть песка с небольшим количеством цемента отскакивает от покрываемой поверхности. Для круглого сечения можно принять следующие нормы отскока: отскок с горизонт. поверхности (обратный свод) 5—15 %, отскок с вертик. поверхности (стенки) 30—40 % отскок с потолка

¹ Торкрет-бетон в 2—2,5 раза прочнее обыкновенного бетона.

50—70%. Для штолен можно считать среднюю величину отскока в 30 — 40%. Так как в результате отскока раствор делается более жирным¹, то для получения по поверхности всего сечения торкретного слоя одного качества необходимо готовить для нижней и верхней части сечения смесь различного состава.

Струю бетона при торкретировании следует направлять нормально к поверхности облицовки, что дает наименьший отскок и повышает прочность получающегося торкрет-бетона (рис. 352).

Во избежание схватывания отскока с подошвой штольни торкретирование обычно начинают с обратного свода, затем укладываются железные листы, на которые уже начинает падать отскок.

Для уменьшения потерь на трение при движении воды в штольне часто прибегают к затирке и железнению наружной поверхности свежешелюженного торкрета. Производится это путем выравнивания свежей поверхности торкретбетона, посыпки тонкого слоя цемента и затирки его помощью железных терок. Такая поверхность в условиях работы напорной штольни (малое изменение температуры и постоянная влажность) не дает трещин.

Номинальный состав смеси (цемент, песок), применяемой для торкретирования штолен, колеблется от 1:3 до 1:4 и зависит, как было указано ранее, от того, какую часть поверхности штольни покрывают. Для получения водонепроницаемого слоя состав торкрета должен иметь наибольшую плотность, что достигается соответствующим выбором песка с наименьшим количеством пустот (песок с зернами различной величины). Модуль крупности песка должен быть от 2 до 3, наибольшая крупность зерен песка 7 мм. Форма зерен желательна округленная, требующая наименьшего количества цемента на обволакивание и более экономичная в отношении износа внутреннего резинового слоя шланга. Влажность песка выше 8—10% не допускается, так как это может вызвать образование пробок и осадку смеси в шлангах. Совершенно сухой песок также нежелателен. Наиболее приемлемая влажность песка 4-5%.

Требования к воде и цементу те же, что и при обыкновенных бетонных работах.

Для работы по торкретированию необходим следующий состав бригады:

на просевание смеси.....	2 человека,
на загрузку цемент пушки.....	1 человек,
на сопле.....	2 человека.

Производительность такой бригады за 6-часовую смену 12—15 замесов или 80—100 м² поверхности торкрета, слоем 1,5—2 см, т. е. 4 м³ сухой смеси цемента с песком.

Ниже в таблицах 63 и 64 приводятся данные по нормам времени и выработке при торкретировании различно расположенных обрабатываемых поверхностей.



Рис. 352. Торкретирование арматуры.

¹ Напр., при торкретировании раствором 1 : 3 торкретная корка получается состава порядка 1 : 2.

Ориентировочные нормы времени на 1 м² (в часах)

№№ по порядку	Направление торкретируемой поверхности	Число слоев	Толщина слоев в мм									
			5	10	15	20	25	30	35	40	45	50
1	Горизонтально вниз	1	0,035	0,045	0,055	0,066	0,078	0,090	0,102	0,114	—	—
		2	—	0,060	0,070	0,081	0,093	0,105	0,117	0,129	0,141	0,153
		3	—	—	0,085	0,096	0,108	0,120	0,132	0,144	0,156	0,168
2	Вертикально	1	0,045	0,055	0,065	0,077	0,090	0,103	0,116	0,129	—	—
		2	—	0,060	0,081	0,092	0,105	0,118	0,131	0,144	0,157	0,170
		3	—	—	0,096	0,107	0,120	0,133	0,146	0,159	0,172	0,185
3	Горизонтально вверх	1	0,055	0,055	0,075	0,087	0,099	0,111	0,123	0,135	—	—
		2	—	0,080	0,091	0,102	0,114	0,126	0,138	0,150	0,162	0,174
		3	—	—	0,106	0,117	0,129	0,141	0,152	0,165	0,177	0,189

Таблица 64

Ориентировочные нормы выработки за 8 часов (в кв. метрах)

№№ по порядку	Направление поверхности	Число слоев	Толщина слоев в мм									
			5	10	15	20	25	30	35	40	45	50
1	Горизонтально вниз	1	230	178	146	122	103	89	78	70	—	—
		2	—	133	114	97	86	77	69	62	57	52
		3	—	—	94	83	74	67	61	57	51	48
2	Вертикально	1	178	146	123	104	89	78	69	62	—	—
		2	—	114	97	86	76	68	61	55	50	47
		3	—	—	84	74	67	60	65	51	47	44
3	Горизонтально вверх	1	146	123	106	92	81	72	65	59	—	—
		2	—	97	88	78	70	64	58	53	49	46
		3	—	—	76	69	62	56	52	48	45	42

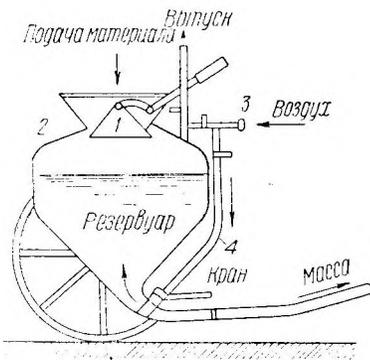


Рис. 353. Инъекционный аппарат фирмы Торкрет.

XI. ИНЪЕКЦИЯ

Инъекция состоит в нагнетании цементного раствора за облицовку под давлением при помощи сжатого воздуха. Значение ее в работе напорных штолен было разъяснено в отделе облицовок.

Инъекция производится „цемент-пушкой” или специальным инъекционным аппаратом. „Цемент-пушка” при нагнетании раствора работает так же, как и при торкретировании, с той лишь разницей, что вместо сухой смеси она загружается раствором жидкой консистенции, и вместо сопла с разбрызгивателем применяется муфта с нарезкой.

Специальный инъекционный аппарат, выпускаемый германской фирмой „Торкрет”, изображен на рис. 353. Помощью крана (рис. 354), помещенного внизу аппарата, производится продувание сжатым воздухом загруженного в аппарат раствора. В виду того, что при спокойном состоянии раствора песок будет оседать и забивать шланги и выходное отверстие, необходимо держать раствор все время в движении, или нагнетая его в шланг, или, при

временных перерывах в работе, продувая воздух через упомянутый кран. Инъекция раствора производится немедленно после раскруживания бетонной облицовки, до устройства железоторкретного кольца. Последнее требование вызывается следующими соображениями:

а) при инъекции обратное давление может повредить (оторвать от облицовки) торкрет и

б) торкретируемая поверхность будет более однородна в том случае, когда трубки, служащие для инъекции раствора, будут срезаны заподлицо с поверхностью бетонной облицовки до нанесения слоя торкрета.

Инъекция раствора за бетонную облицовку штольни производится через металлические трубки, которые либо заранее закладываются до производства бетонной кладки, либо вставляются в специально просверленные в облицовке отверстия (рис. 355). Первый способ требует очень тщательного наблюдения за производством бетонирования облицовки, так как при этом установленные трубки могут быть легко сбиты со своих мест. Во втором случае вокруг трубки, до установки ее в просверленное отверстие, наматывается кусок пакли или ткани (обычно от мешков), пропитываемой цементным раствором.

Трубки должны быть направлены перпендикулярно к поверхности штольни (по радиусам, рис. 356). Диаметр их 3,5—5 см ($1\frac{1}{2}$ —2"), диаметр отверстий в облицовке в случае последующей установки трубок должен быть на 1 см более. Трубки изготавливаются обычно из обрезков газовых труб. Часть их длиной 15—18 см должна оставаться свободной для удобства привинчивания

к муфте на шланге, по которому подается раствор, другая часть должна входить в породу.

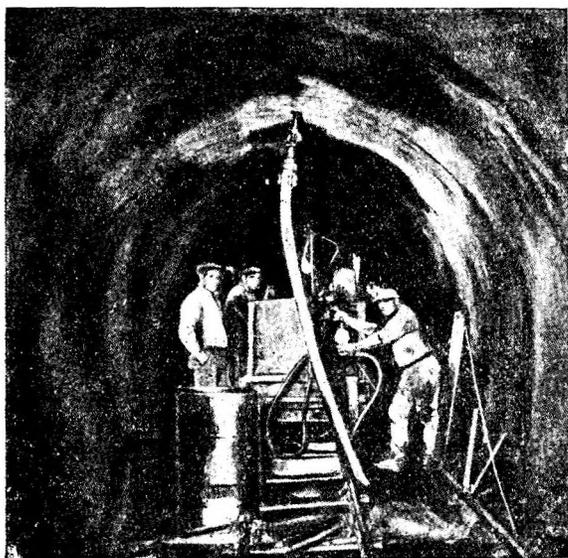
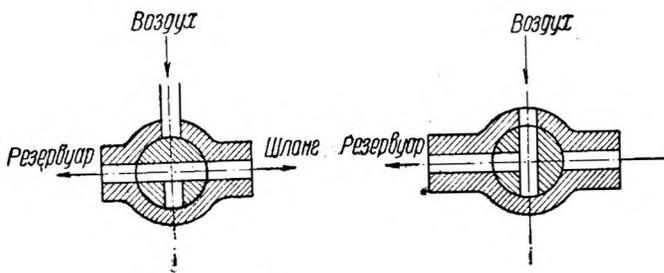


Рис. 355. Инъекция цементного раствора за облицовку.



Рабочее положение крана. Положение крана при продувке.

Рис. 354.

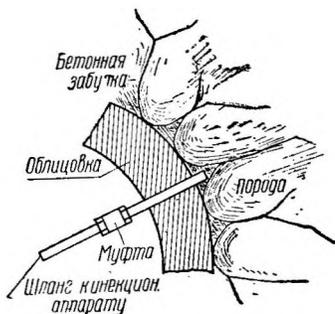


Рис. 356. Расположение трубок при инъекции.

При расположении трубок по внутренней поверхности облицовки штольни необходимо часть их располагать в верхней половине профиля, где всегда возможно ожи-

дать наибольшего количества пустот между бетонной облицовкой и породой как вследствие трудности бетонирования, так и из-за большой усадки.

На участках с сильно нарушенными и трещиноватыми породами расстояние между рядами трубок принимается 2—3 м. В практике строительства штолен за границей известны случаи, когда в трещиноватых нарушенных породах на одну трубку приходилась поверхность штольни 2—2,5 м².

На участках с породами менее трещиноватыми расстояние между рядами трубок удлиняется и как максимум берется 5 м. Увеличение расстояния сверх этого не дает гарантии в заполнении раствором пустот и трещин всего пролета.

Иногда трубки располагают в шахматном порядке, сохраняя указанные выше расстояния.

Тщательность заполнения раствором пустот через трубку устанавливается явлением обратного выхода раствора через соседнюю трубку, играющую также роль отдушины для предыдущих трубок. В некоторых случаях отдельно попадающихся пустот большого размера или забученных вывалов приходится закладывать две трубки. В одну из трубок, расположенную в нижней части пустоты, нагнетают раствор, а через другую во время инъекции выходит воздух. Начальное давление раствору дают 0,7 — 0,8 атмосфер. Максимальное давление — 10 атм.

Инъекцию раствора производят, начиная с нижней части профиля, затем переходят к верхней. Для того чтобы дать возможность затвердеть ранее нагнетенному раствору (на что требуется примерно 24 часа), нагнетание производят через 1—2 кольца трубок.

В тех случаях, когда требуется заполнение не только промежутков между бетонной облицовкой и породой, но также углублений и трещин в скале, прибегают к бурению через облицовку более глубоких скважин и установке в них соответствующей длины трубок. При этом сначала нагнетается раствор в более длинные трубки. Дальнейшим нагнетанием раствора в более короткие трубки заполняются пустоты между ранее образовавшейся сферой и бетонной облицовкой.

По окончании инъекции трубки срубаются заподлицо с поверхностью бетонной облицовки и до края заполняются цементным раствором, который после отвердения образует пробку.

Состав цементного раствора для инъекции обычно принимается 1:2 до 1:3 при крупности отдельных зерен песка не более 1,0—1,5 мм.

Практика инъекционных работ на Дзорагэсе дает максимальный расход раствора на 1 пог. м штольни при ее внутреннем диаметре $D = 3$ м до 15 м^3 и минимальный при малом количестве трещин в скале — $0,3 \text{ м}^3$, в среднем 1 м^3 . Принятый на строительстве состав раствора для торкретирования был: 1 м^3 песка и 450 кг цемента на 1 м^3 раствора.

В США при постройке штольни Коббл-Маунт раствор цемента с песком был заменен при инъекции чистым цементным раствором (цемент и вода в равных количествах). Кажущееся на первый взгляд удорожание работ от такой замены, однако, не подтвердилось. Чистый цементный раствор распространяется за облицовкой на большее расстояние, чем в смеси с песком, и легче заполняет пустоты. При применении же раствора цемента с песком последний, как более тяжелый, задерживает течение раствора, образует скопления и не позволяет производить полной цементации данного участка, что, в свою очередь, приводит к необходимости в дополнительных скважинах.

Стоимость дополнительных скважин в соединении с расходами на повышенный износ машинного оборудования от песчаной смеси говорит за большую экономичность применения чистого цементного раствора, хотя на него и уходит несколько больше цемента.

Для подведения раствора от инъекционного аппарата (или от цемент-пушки) к трубкам применяются разнообразные шланги. Диаметр шлангов должен быть не менее 3,5—5 см, длина до 30—40 м. При обычно применяемом давлении в аппарате в 2—4 атм. на расстояние более 40 м от аппарата раствор не подается.

Потребное давление компрессора определяется расстоянием от него до инъекционного аппарата и диаметром воздухопровода.

Для работ по инъекции необходим следующий обслуживающий персонал: на приготовлении раствора — 1 человек; на загрузке аппарата — 1 человек; на управлении аппаратом — 1 человек; у инъекционной трубки — 1 человек; при одном старшем рабочем или десятнике.

Такая бригада за 6-часовую рабочую смену дает 30 замесов, или 10 м³ раствора состава 1 : 3, при давлении в аппарате 2—3 атм.

Известны случаи применения инъекции цементного раствора за облицовку штолен (спустя много лет после возведения их) как средства борьбы с водой, разрушающей штольню.

Примером может служить напорная штольня гидроустановки Лёнтш (Швейцария 1908 г.), проходящая в известняках с большим содержанием воды.

Анализ грунтовых вод, разрушавших бетонную облицовку толщиной от 30 до 70 см, показал присутствие в них углекислоты (7,8 мг/л) и некоторой доли гипса.

Инъекция цементным раствором с песком производилась (1933 г.) в две очереди. Количество раствора для первой очереди на 1 пог. м штольни выражалось цифрой 146 кг цемента и

13,5 л песка. Давление доводилось до 6 атм. Расстояние между скважинами доходило до 20 м.

При второй очереди инъекции расход цемента на 1 пог. м штольни был 147 кг, а песка 7,2 л. Увеличение количества песка в растворе приводило к быстрому закупориванию пор у места ввода инъекционной трубки. Для проведения описываемых ремонтных работ гидростанция была остановлена на 3 месяца. Общая стоимость инъекционных работ составила 317 тыс. франков.

Потери воды после ремонта снизились на 92% (вместо 281 л/сек. в 1932 г.—18,6 л/сек. в 1933 г.), что привело к экономии 4,7 мил. кВт часов в год.

Рис. 357 изображает график расхода материалов по длине штольни (4130 м) Лёнтш при производстве инъекционных работ.

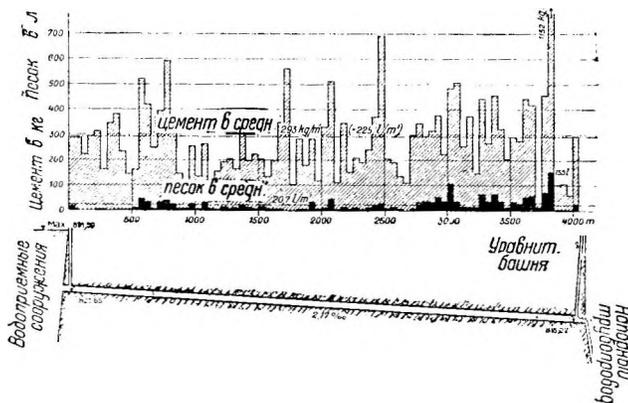


Рис. 357. График расхода материалов при инъекции штольни Лёнтш.

ХИ. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН И ГРАФИК ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ

Правильное проектирование производства работ для возведения штолен представляет не менее ответственную задачу, чем составление проекта самого сооружения. Основной задачей при этом является полная предварительная разработка всех строительных процессов, увязанных между собой в единый производственный поток, по возможности, равномерно загружающий строительство. Результативная сводка этих материалов, устанавливающая очередность, продолжительность и сроки отдельных видов работ, и представляет собою календарный план.

Календарный план постройки, являющийся основным документом, определяющим время выполнения всех работ по возведению штольни, составляется на основе частных календарных планов отдельных стройпроцессов. При этом сроки всех процессов определяются несколькими, так называемыми, в е д у щ и м и работами, т. е. наиболее трудоемкими, требующими значительной механизации, исполняющимися в стесненных условиях и пр. Для них прежде всего устанавливаются объемы работ, методы производства их и нормы выработки. По планам отдельных участков работ и сооружений (штольня, плотина, перемычка и пр.) строится сводный календарный план всего строительства, устанавливающий сроки пуска всех сооружений в эксплуатацию (одновременный и по очереди).

Понятно, что, в целях составления возможно компактного календарного плана всего строительства, материалы и конструкции, обработка, сборка и перемещение, касающиеся ведущих работ, должны быть запроектированы при

наибольшем числе механизированных процессов, при наименьшем применении ручного труда.

В стесненных условиях, в целях полного использования фронта работ и установок, работы наиболее трудоемкие, а также связанные с дорогим или мощным оборудованием, ведутся в несколько смен. Так, очень часто при проходке штолен приходится взрывные работы вести в три смены, в то время как доставка и откатка породы идет в две смены. Обязательной является работа круглые сутки во всех случаях, требующих по техническим соображениям непрерывности производства (бетонирование, водоотлив и пр.).

В отношении всех работ, не являющихся ведущими, следует руководствоваться общими положениями для производства строительных работ.

Механизация процесса должна иметь место при наличии экономии, вследствие применения машин в случае краткости календарных сроков, не допускающих производства вручную, и, наконец, при наличии угрозы для жизни или здоровья рабочих при проведении рассматриваемой операции ручным способом.

Для выявления преимущественного значения механизированного процесса для каждой работы должен быть составлен проект организации ее (вместе с механизацией), рассчитанный не только в техническом и экономическом отношении, но и в отношении возможности применения проектируемых механизмов в реальных условиях рассматриваемого строительства. Сюда, прежде всего, относятся: степень обеспеченности строительства кадрами квалифицированных рабочих, необходимых для обслуживания механизмов, наличие запасных частей машин, отсутствие которых часто служит причиной простоев, условия снабжения постройки энергией (линия передачи или собственная силовая станция) и пр.

Правильно выбранное оборудование для механизации работ должно отвечать следующим условиям.

Машина должна, особенно в условиях подземных работ, быть компактной, прочной, простой, небольшого веса и, по возможности, недорогой.

Мощность машины должна как можно ближе соответствовать условиям ожидающей ее работы, так как только в этом случае применение машин является действительно выгодным. При сосредоточении строительных процессов у порталов и шахт следует объединять работы, выполняя их более мощным оборудованием, являющимся, как правило, всегда более выгодным.

Применяемые для однородных работ машины должны быть однотипными.

Руководством к выбору оборудования в нашем строительстве должна служить номенклатура строймашин и механизмов, поставленных производством на заводах СССР (утв. Коллегией НКТП от 29/33г. постановление № 52).

Отдельные части ее приводились нами в соответствующих отделах главы производства работ.

При выборе и расчете оборудования необходимо иметь производственные характеристики машин и механизмов. Справочным материалом для этого могут служить „Нормы пропускной способности строймашин ВИС’а”, каталоги фирм и паспорта, помогающие установить „конструктивную” производительность (P_k) оборудования, т. е. мощность машины в единицах продукции, выпускаемой в один час ее непрерывной работы.

Действительная производительность машины в деле может заметно отличаться от конструктивной, вследствие различных причин (свойства пород, стесненность работ в выломке, качество и порядок снабжения сырьем и пр.).

Обычно в действующих паспортах оборудования, так же как и в каталогах, имеется только „теоретическая производительность” (P_T), т. е. максимальная возможная в наиболее благоприятных для машины условиях работы. Поэтому одной из основных задач проекта механизации является установление в реальных условиях данного строительства величины поправочного коэффициента $P_k : P_T$.

Экономический расчет механизации, служащий основой для выбора оборудования, состоит в разрешении следующих трех задач: 1) установление себестоимости единицы механизированной полезной работы, 2) под-

счет того же при ручном производстве и, наконец, 3) определение выгоды, получаемой от применения в рассматриваемой операции машин.

Из перечисленных выше трех задач наиболее сложно решается первая (особенно в условиях подземных работ), так как себестоимость единицы работы зависит от многих, весьма разнообразных, легко поддающихся изменениям факторов, связанных друг с другом.

Из всех методов и приемов, существующих для определения упомянутой функциональной зависимости, наиболее совершенным является способ проф. В. Арнольда, давшего весьма удобное последовательное расчленение расчета выгоды механизации стройпроцесса.

Не останавливаясь на деталях его (см. проф. В. Арнольд—„Экономика механизированного стройпроцесса”, 1931 г.), следует указать на необходимость при выборе мощности машин, в соответствии с характером и объемом проектируемых работ, принимать в расчет следующие два поправочных коэффициента.

Первый k_v , учитывающий возможность использования механизма лишь в течение части календарного времени, и второй k_n , предусматривающий работу машины неполной мощностью (интенсивность). Величина k_v равна отношению числа фактических часов работы механизма a к общему числу календарных часов строительства T , т. е.

$$k_v = \frac{a}{T}$$

Соответственно коэффициент интенсивности работы машины равен

$$k_n = \frac{Q_{\phi}}{a \cdot q},$$

где Q_{ϕ} —фактическая производительность машины за весь рассматриваемый промежуток времени,

q — максимальная пропускная способность ее в час и

a — число фактических часов работы машины за весь рассматриваемый промежуток времени.

Величину поправочных коэффициентов, зависящих от большого числа различных причин, в частности от общих условий неравномерности всего строительного производства на данном строительстве, правильнее всего определять или опытным путем или по данным других строек, работавших в сходных условиях. Иногда удобнее вместо k_v и k_n вводить в расчет общий коэффициент эксплуатации установки k , равный произведению их

$$k = k_v \cdot k_n = \frac{a}{T} \cdot \frac{Q_{\phi}}{a \cdot q} = \frac{Q_{\phi}}{q \cdot T}.$$

Иначе говоря, коэффициент эксплуатации установки есть отношение фактической производительности машины к максимально возможной пропускной способности ее за тот же промежуток времени.

При составлении и увязке проектов механизации отдельных строительных операций в общем календарном плане постройки необходимо соблюдение естественной последовательности отдельных процессов, вызываемой характером производимых работ. Так, напр, установка кружал и опалубки должна следовать за расширением секции штольни на полный профиль, а бетонирование облицовки за установкой опалубки. Однако, в целях ускорения сроков производства работ, обеспечения качества их (должное выдерживание бетона на кружалах и пр.) и равномерной загрузки оборудования и рабочих, допустимо начало нового вида работ ранее окончания предыдущего цикла. Между этими двумя моментами календарный план должен устанавливать интервал, обеспечивающий срочность и качество производимых в рассматриваемый период работ.

Понятно, что при разработке календарного плана должно быть также учтено своевременное разворачивание всех подготовительных работ с учетом правильного проведения их и размещения всех материалов.

При увязке отдельных сроков работ должно быть уделено соответствующее внимание и учету климатических условий данного района (высокая вода, замерзаемость и пр.). Обычно при составлении планов по отдельным циклам работ

к сроку каждого из них прибавляется запас до 2 недель на случай непредвиденных задержек и непредусмотренных простоев.

Необходимой принадлежностью календарного плана являются „графики потоков” рабсилы, материалов и отдельных работ. Назначение их — установить по месяцам потребность в кадрах и снабжении данного строительства, а также служить поверкой правильности составленного плана, т. е. обеспечения принципа равнопоточности работ. Способ построения указанных графиков следующий: по оси абсцисс откладываются периоды времени (месяцы, иногда кварталы), по оси ординат — количество рабочих рассматриваемой квалификации или количество какого-нибудь определенного материала (рис. 358).

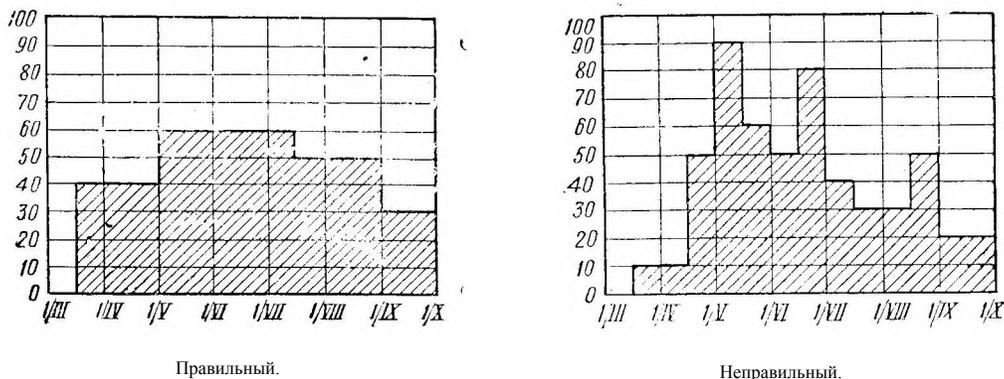


Рис. 358 и 358-а. Графики потока.

В случае наличия на строительстве нескольких или даже многих фронтов работ графики потока позволяют, усилением одних участков за счет перегруженных других, регулировать равномерное распределение рабсилы и материалов, тем самым способствуя полной равнопоточности работ. Суммарный график из отдельных частных дает картину общего потока рабсилы на строительстве.

Близкое к горизонтали положение графика в основном периоде строительства, плавное возрастание его в начале (набор рабочих) и убывание к концу постройки служит одним из верных признаков правильного составления календарного плана работ. В противоположность этому график рис. 358-а представляет менее удачное распределение рабсилы по времени.

Примером календарного плана может служить сводный календарный план производства работ по основным сооружениям гидроустановки Гувер в США (рис. 359).

Достаточно подробно описанная в отделе примеров гидроэлектрическая станция Гувер является одним из самых интересных современных гидростроев в Америке, имеющих в общем комплексе возводимых сооружений ряд ответственных объектов рекордного значения (сечение штолен, объем плотины и пр.)

Для суждения об объемах важнейших работ может служить приводимая ниже таблица 65.

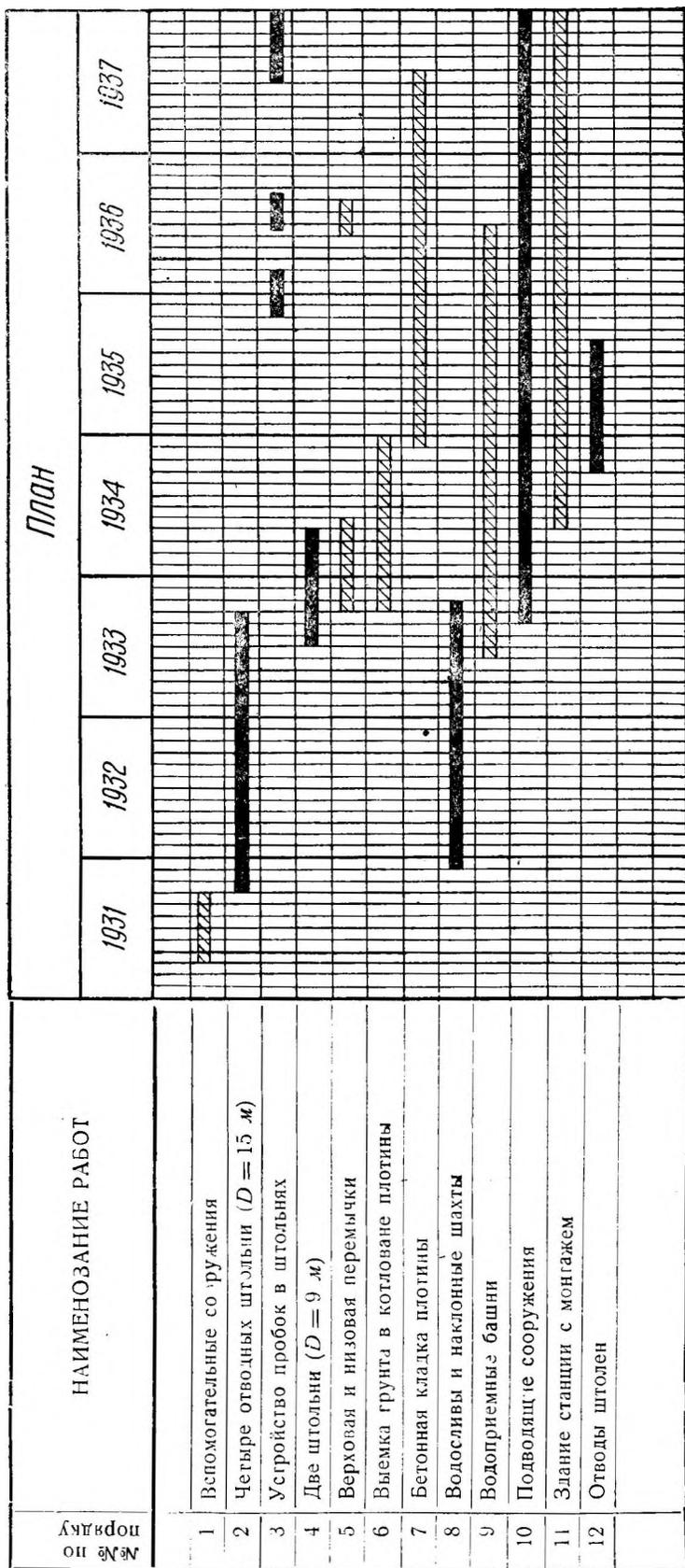
Таблица 65

I. Земляные и скальные работы

1. Выемка	3 643 000 м ³
2. Насыль	
Верховая перемычка	560 000 "
Низовая перемычка	383 000 "
Всего	943 000 м ³

II. Бетонная и железобетонная кладка

1. Плотина	2 610 000 м ³
2. Облицовка штолен	281 000 "
3. Плиты напорного откоса верховой перемычки	2 000 "
4. Пробки в штольнях	112 000 "
5. Водосливные сооружения	61 200 "
6. Прочие сооружения	244 000 "
Всего	3 310 900 м ³



 Подземные работы.
 Открытые работы.

Рис. 359. Краткий сводный календарный план производства работ по основным сооружениям гидроустановки Гувер.

III. Прочие работы

1. Обделка торкретом	42 000 м ³
2. Металл. трубопроводы, облицовка штолен, клапаны и проч.	12 250 т
3. Железная арматура в жел.-бет. сооружениях и металл для конструкций	26 800 „
4. Металлические шпунты	320 „
5. Металлические затворы и подъемные механизмы	7 950 „
6. Игольчатые затворы трубопроводов	1 850 „
7. Медные водонепроницаемые прокладки в швах	45 000 п. м
8. Скважины для цементации и дренажа	115 000 п. м

Понятно, что при проектировании строительства столь значительного объема понадобилась тщательная проработка основных методов производства работ.

Возведение сооружений первой очереди предположено было через 6 лет, а полный пуск всей станции в эксплуатацию через 7 лет (в 1937 г.) после начала строительства (1931 г.)

Из рассмотрения сводного календарного плана следует, что возведению вспомогательных сооружений, в число которых входят рабочий поселок, пути сообщения, электроэнергия, связь, заготовка стройоборудования и пр., отводилось только 6 месяцев (с 1/IV по 1/X-31 г.)

Следующие два года (с 1/X-31 г. по 1/X-33 г.) предположено было отвести на проходку и возведение облицовок четырех штолен, водосливов и наклонных шахт.

После отвода реки в штольни (1/X-1933 г.) предположено было возведение перемычек, для чего начинались земляные работы в котлованах гидростанции и плотины, при чем весь добываемый грунт шел в тело перемычки.

Далее, под защитой перемычек начиналась разборка слабой скалы (с 1/V-1934 по 1/1-1935 г.). Бетонная кладка плотины предположена была с 1/XII-34 по 1/VIII-1937 г., т. е. без перерыва более 2 1/2 лет.

Со середины 1933 г. работы по всему строительству усиленно форсируются: начинается возведение водоприемных башен, двух штолен диаметром 9 м, тоннельных выпусков, и уже с 1/IV-1934 г. приступают к постройке боковых корпусов здания станции с тоннельными отводами от турбин.

Темпы работ запроектированы были по плану с таким расчетом, чтобы к 15/VI-1936 г. заложить последние пробки в наружных штольнях (пробки во внутренних штольнях закладываются в 1935 и 1936 г.г.), разобрать низовую перемычку и поднять горизонт водохранилища на 10 м выше порога водоприемных башен, т. е. до уровня 285 м.

К этому моменту предполагается вывести плотину выше указанной отметки, смонтировать турбины с генераторами в боковых корпусах гидростанции и к 1/XI-1936 г. дать ток. Иначе говоря, начать выработку энергии агрегатами первой очереди за 14 месяцев до окончания всего строительства.

Более подробный календарный план этого в высшей степени интересного в области гидротехники строительства можно найти в журналах „Wasserwirtschaft“ 1932, №№ 8, 11 и „Engin. News Record“ 1932 — 34.

Пояснением и обоснованием к календарному плану строительства служит прилагаемая к нему краткая записка. В ней должны быть освещены следующие ответственные моменты строительства:

Краткое описание всех принятых строительных методов, предполагаемого оборудования и объемов работ, по каждой штольне в отдельности.

Даты отдельных поворотных этапов в плане работ строительства с соответствующим техническим, а иногда и экономическим обоснованием. Предполагаемые даты начала и конца проходки отдельных штолен, даты сбойки (встречи) их, начала и конца бетонных работ и пр.

Связь между отдельными родами работ и климатическими изменениями района по календарю (замерзаемость, пропуск паводков, влияние их на работы и пр.

Схема колебания уровней рек и водоемов на строительстве.

Схема разбивки всех штолен на отдельные участки с указанием начала и конца проходки каждого.

Описание трассы штольни (длины участков, углы поворотов, радиусы закруглений и пр.), с разбивкой ее на отдельные участки устройством шахт или штолен-окоп.

Краткий геологический и гидрогеологический обзор района штольни с указанием ожидаемых коэффициентов крепости пород и возможного притока грунтовых вод.

Указания относительно устройства подходных к штольне выемок и предположения об укладке за пределами штольни напорного трубопровода или закрытого водовода.

Предполагаемые условия пропуска через сооружения сезонных паводков.

Общие сведения о предполагаемых в штольне и голове ее затворах и щитах.

Наглядное изображение календарного плана строительства в части, касающейся возведения штолен, с показанием последовательного выполнения всех проходческих и строительных операций по каждой секции ее, дает график производства работ по постройке штольни (рис. 361). На ось абсцисс графика наносится продольная ось штольни с разбивкой ее на отдельные секции (обычно по 6 м длиной каждая). На оси ординат отмечаются месяцы всего периода времени постройки штольни.

Далее, в соответствии с материалами общего предварительного календарного плана и на основе разработки дополнительных положений, перечисляемых ниже, составляются месячные данные по производству работ, нанося которые при помощи условных обозначений на упоминаемую выше координатную сетку, можно в результате получить график производства работ.

Для окончательного уточнения предварительного календарного плана и составления графика производства работ требуется проработать для каждой штольни следующие основные вопросы:

1) в том случае, если имеются промежуточные шахты или окна, разбить всю длину штольни на отдельные участки между порталами и окнами;

2) установить виды отдельных строительных работ, соединяя мелкие элементы в более крупные (напр., в проходку направляющего хода входит: бурение шпуров, паление, уборка породы; в постановку креплений входит: изготовление отдельных частей креплений, их доставка к месту работ и установка);

3) установить последовательность отдельных видов работ;

4) установить количество (объем) работ по отдельным видам на отдельных участках штольни;

5) наметить рациональные способы производства отдельных операций;

6) установить нормы выработки (скорости проходки) для отдельных видов работ (напр., проходка 1 пог. м направляющего хода, торкретирование 1 м² поверхности облицовки и т. д.), исходя из условия наиболее рационального их производства и наличия механического оборудования;

7) учесть частные сроки выполнения отдельных видов работ в зависимости от местных условий и специальных требований (необходимость окончания работ в штольне до весны для пропуска воды, затруднительность ведения бетонных работ в зимнее время и др.), стремясь при этом к рациональному использованию как материалов, так и оборудования и рабсилы.

Последнее требование в отношении оборудования заключается в полной и, по возможности, равномерной загрузке машин, а в отношении рабсилы — в сохранении постоянного числа рабочих в бригадах и полной загрузке каждого рабочего в течение всего периода работы.

Устанавливая виды отдельных работ и их последовательность, необходимо иметь в виду, что работы по устройству штолен начинаются с выломки направляющего хода, разрабатываемого одновременно от обоих порталов, а если имеются промежуточные шахты (окна), то и в обе стороны от таковых.

Работы по выломке направляющего хода являются, ввиду крайней стесненности, наиболее трудными (расширение на полный профиль всегда идет быстрее выломки направляющего, хода, за исключением случая мягких грунтов при больших диаметрах штолен) и потому в е д у щ и м и по отношению к другим работам в штольнях. Таким образом, время проходки штольни обычно определяется временем проходки направляющего хода.

Увеличение фронта работ путем устройства промежуточных шахт или окон является желательным, а в случае длины штольни более 1—1,5 км и необходимым.

На рис. 360 представлен исполнительный график производства работ по постройке Мало-Кабардинской штольни на Сев. Кавказе. Указанный график был заблаговременно составлен и непосредственно проверен в период строительства (с 27 февраля 1928 г. по 25 апреля 1929 г.). За общее число рабочих дней во все время строительства (307 дней) прошло 44 813 рабочих или в среднем 146 рабочих в смену.

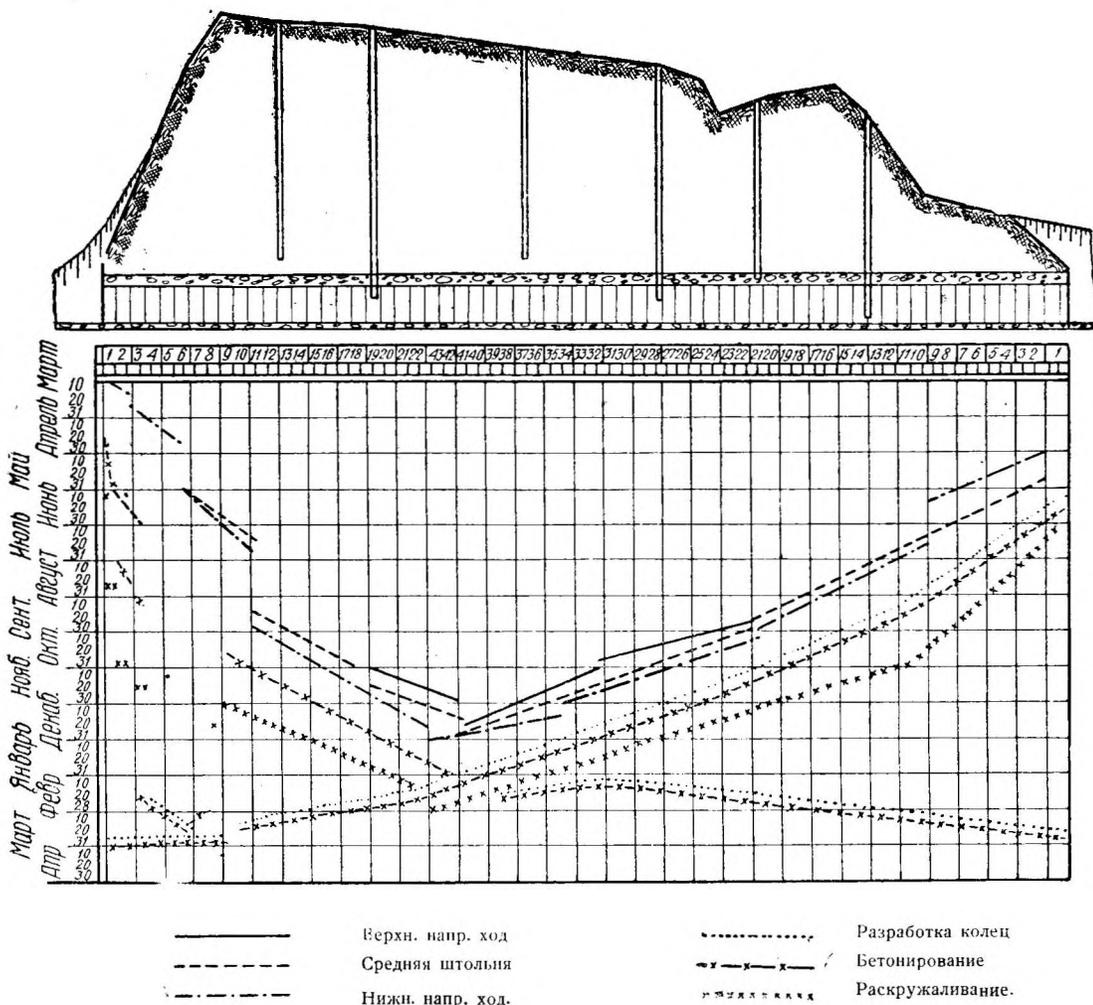


Рис. 360. Исполнительный график производства работ Мало-Кабардинской штольни.

Особые трудности производства работ по штольне, вследствие сильно сыпучих пород (сухие речные отложения), привели к тому, что суточная производительность при проходке верхней штольни определялась в 1,6 пог. м, средней и нижней в 1,8 пог. м и расширения в 1,8 пог. м.

Бетонирование шло со средней скоростью — 1,8 пог. м в сутки. Разработка штольни производилась кольцами длиной 6,4 ж, что позволяло устраивать неоднократный оборот лесоматериала без резки его. Всего в штольне было 67 колец, включая сюда 2 порталных.

При проходке штольни обыкновенный австрийский способ был применен в 7 кольцах, с некоторыми изменениями в австрийском способе были пройдены 41 кольцо, способом сплошных штендеров — 13 колец, опускными колодцами — 2 кольца и, наконец, первые 2 кольца были пройдены без применения какого-либо определенного способа.

Наиболее экономичным для проходки был признан австрийский способ с изменениями.

На графике рис. 360 по горизонтальной оси отложена длина тоннеля с разбивкой его на кольца, по вертикальной — полное время постройки. Для отдельных работ приняты особые условные обозначения.

Если для каждой из работ на отдельных участках штольни нанести время начала и конца ее, то получается ряд наклонных линий, характеризующих интенсивность разработки.

На рис. 361 изображен график производства работ по сооружению напорной штольни гидроустановки Тейгитш.

Проходка первого участка штольни, длиною 857 м, велась от портала и от вспомогательной штольни-окна в обе стороны.

Место встречи (сбойка) направляющих ходов отмечено на графике буквою *R*.

Наглядное представление о скорости проведения различных работ дают лучи, проведенные от портала и вспомогательной штольни-окна под различными углами, соответствующими определенным скоростям (1,5 — 2 — 2,5 м/сутки и т. д.).

Дополнением к основным графикам производства работ служат изображенные на рис. 362 графики объемов работ и расхода рабочего времени, составленные по всей длине штольни. Для возможности сравнения действительных

расходов рабсилы и материалов с запроектированными по плану, на дополнительных графиках первые отложены вверх от оси абсцисс, а последние вниз.

Общие исполнительные графики производства работ по штольне, один из примеров которых приводился выше, составляются строительством на основе частных исполнительных графиков по отдельным операциям. Примером такой документации могут служить материалы по проходке штолен Мюнхенского водоснабжения (рис. 363), общей длиною около 18 км.

Сооруженная в период 1927—1931 г. штольня подковообразного сечения с железобетонной облицовкой, размерами в свету 1,70 на 1,80 ж, разрабатывалась в южной своей части (от сечения *M* до *N*) от двух шахт (Darching и Fellach) в обе стороны от каждой.

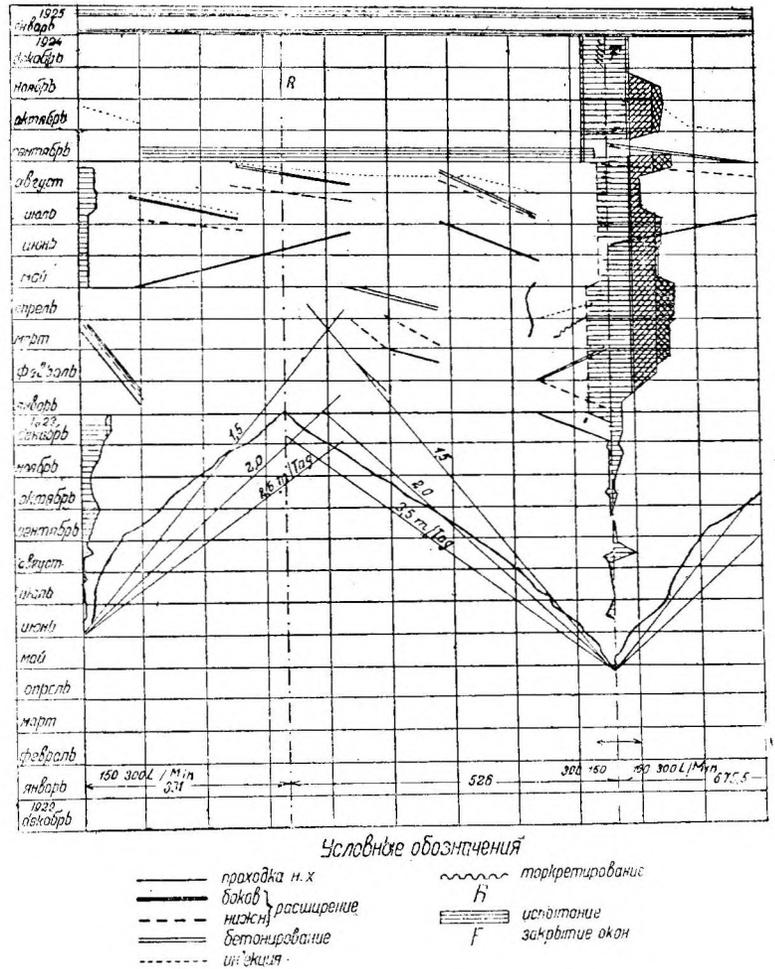


Рис. 361. График производства работ по постройке напорной штольни гидроустановки Тейгитш.

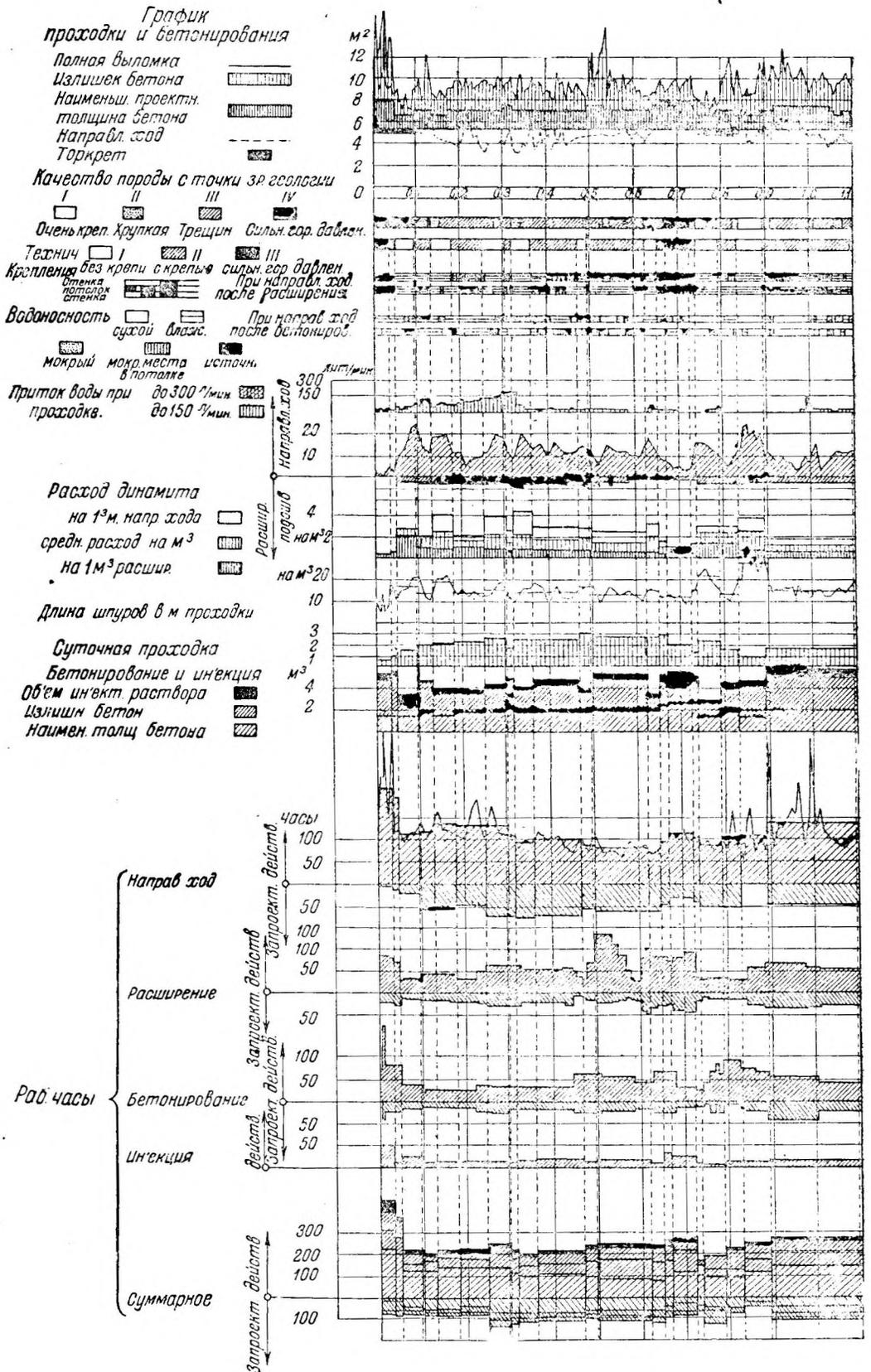


Рис. 362. Графики объема работ, материалов и расхода рабочего времени штольни Тейгитш.

Общее количество пог. м проходки штольни, средняя суточная скорость ее по месяцам и за весь период, а также характеристика грунтов и количество рабсилы сведены в таблицу 66.

Из графика разработки одного из участков описываемой штольни видны задержки и затруднения при проходке, связанные с качеством проходимых пород, встречами с водоносными пластами и пр.

Календарный план и графики производства работ служат для проработки основных вопросов, непосредственно связанных с возведением самой штольни. Увязка работ по всей строительной площадке отображается в генеральном плане производства работ.

При постройке штолен такие планы составляются обычно для районов, прилегающих к порталам или вспомогательным шахтам. На рис. 364 изображен генплан постройки штолен Мюнхенского водоснабжения у шахты.

К генплану прилагается пояснительная записка, содержащая в себе определение запасов необходимых стройматериалов и механизмов, распределение

Таблица 66

Данные по проходке штольни водоснабжения г. Мюнхена (III)

Год, месяцы	Участок „А“					Год, месяцы	Участок „В“				
	Запроект. колич. м проходки	Количество м проходки	Общая дл. пройден. участка м	Число рабочих дней	Суточная скорость проходки м		Запроект. колич. м проходки	Количество м проходки	Общая дл. пройден. участка м	Число рабочих дней	Суточная скорость проходки м
1928 год						1928 год					
Апрель	—	—	—	—	—	Апрель	—	—	—	—	—
Май	11	13,2	—	7	1,88	Май	14	16,8	—	11	—
Июнь	47	56,4	69,6	19	2,97	Июнь	38	45,6	62,4	18	2,53
Июль	70	84,0	153,6	26	3,23	Июль	65	78,0	140,4	26	3,00
Август	27	32,4	186,0	11	2,95	Август	16	19,2	159,6	4	4,80
Сентябрь	16	19,2	205,2	7	2,74	Сентябрь	0	—	159,6	—	0,00
Октябрь	85	102,0	307,2	25	4,08	Октябрь	10	12,0	171,6	27	0,44
Ноябрь	107	128,4	435,6	24	5,35	Ноябрь	9	10,8	182,4	25	0,43
Декабрь	53	63,6	499,2	20	3,18	Декабрь	12	14,4	196,8	21	0,69
1929 год						1929 год					
Январь	67	80,4	579,6	26	3,09	Январь	16	19,2	216,0	26	0,74
Февраль	51	61,2	640,8	23	2,66	Февраль	22	26,4	242,4	24	1,10
Март	25	30,0	670,8	23	1,30	Март	52	62,4	304,8	25	2,50
Апрель	60	72,0	742,8	25	2,88	Апрель	63	74,4	379,2	25	2,98
Май	16	19,2	775,4	5	4,00	Май	50	9,0	446,9	23	2,61
				241	—	Июнь	62	74,4	521,3	25	2,98
Июнь	—	197,7	—	—	—	Июль	89	106,8	628,1	27	3,95
Июль	—	153,0	352,7	—	—	Август	91	109,2	744,0	26	4,20
Август	—	390,0	742,7	—	—	Сентябрь	96	114,0	859,0	24	4,75
Сентябрь	—	—	—	—	—				357	—	
Октябрь	—	—	—	—	—	Октябрь	—	120,0	—	—	—
Ноябрь	—	—	—	—	—	Ноябрь	—	405,0	525,0	—	—
Декабрь	—	—	—	—	—	Декабрь	—	210,0	735,0	—	—
1930 год						1930 год					
Январь	—	—	—	—	—	Январь	—	70,0	805,0	—	—
<i>м/сут.</i>	Средняя суточная скорость проходки = $\frac{775,4}{241} = 3,21$ м					<i>м/сут.</i>	Средняя суточная скорость проходки = $\frac{859}{357} = 2,40$ м				
Грунт	С мая по ноябрь 1928 серо-голубой флинт.					Грунт	С мая по август 1928 года водоносный флинт.				
Грунт	С декабря 1928 года по май 1929 года песок, песчанник, глина.					Грунт	С августа 1928 года по февраль 1929 года гравий, сильный приток воды.				

Таблица 66 (продолжение)

Год, месяцы	Участок „С“					Год, месяцы	Участок „D“				
	Запроект. колич. м проходки	Количество м проходки	Общая дл. пройден. участка м	Число ра-бочих дней	Суточная скорость проходки м		Запроект. колич. м проходки	Количество м проходки	Общая дл. пройден. участка м	Число ра-бочих дней	Суточная скорость проходки м
1928 год						1928 год					
Апрель	40	48,0	—	20	2,40	Апрель	33	39,6	—	25	1,58
Май	82	98,4	146,4	25	3,93	Май	54	64,8	104,4	25	2,59
Июнь	86	103,2	249,6	25	4,14	Июнь	83	105,6	210,6	25	4,22
Июль	103	123,6	373,2	26	4,75	Июль	89	106,8	317,4	26	4,10
Август	91	109,2	482,4	26	4,20	Август	99	118,8	436,2	26	4,56
Сентябрь	94	112,8	595,2	25	4,50	Сентябрь	121	145,2	581,4	25	5,52
Октябрь	104	124,8	620,0	27	4,63	Октябрь	120	144,0	725,4	27	5,33
Ноябрь	109	138,0	850,8	22	5,95	Ноябрь	133	159,6	885,0	25	6,38
Декабрь	111	133,2	984,0	21	6,35	Декабрь	81	97,2	982,2	22	4,42
1929 год						1929 год					
Январь	59	70,8	1 051,8	21	3,37	Январь	140	168,0	1 150,2	26	6,45
Февраль	22	26,4	1 081,2	14	1,88	Февраль	68	81,6	1 231,8	17	4,80
Март	10	12,0	1 093,2	5	2,40	Март	13	14,4	1 245,2	5	2,88
Апрель	46	55,2	1 148,4	25	2,21	Апрель	115	138,0	1 383,6	25	5,53
Май	53	63,6	1 216,8	24	2,65	Май	93	114,0	1 497,6	24	4,75
Июнь	67	80,4	1 297,2	25	3,21	Июнь	110	132,0	1 629,9	25	5,28
Июль	73	87,6	1 384,8	27	3,25	Июль	103	123,6	1 753,2	27	4,58
Август	87	104,4	1 497,1	26	4,02	Август	114	141,6	1 894,8	26	5,45
Сентябрь	90	106,9	1 604,0	25	4,28	Сентябрь	100	120,0	2 023,6	25	4,80
				409	—	Октябрь	91	109,0	2 135,0	21	5,20
Октябрь	—	90,0	—	—	—				447	—	
Ноябрь	—	470,0	560,0	—	—	Ноябрь	—	460,0	—	—	4,78
Декабрь	—	625,0	1 185,0	—	—	Декабрь	—	1 240,0	1 700 0	—	—
1930 год						1930 год					
Январь	—	320,0	1 505,0	—	—	Январь	—	430,0	2 130,0	—	—
м/сут	Средняя суточная скорость проходки = $\frac{1 604}{409} = 3,92$ м					м/сут.	Средняя суточная скорость проходки = $\frac{2 135}{447} = 4,77$ м				
Грунт	С апреля 1928 года по январь 1929 года гравий и нагельфлю.					Грунт	Сухой гравий и нагельфлю				
Грунт	С января 1929 года по сентябрь 1929 года гравий, глина, нагельфлю, вола.					Грунт	Сухой гравий и нагельфлю				

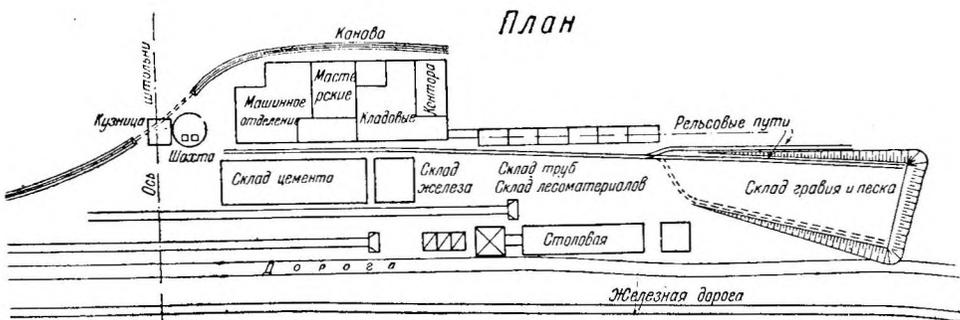


Рис. 364. Генплан организации работ Мюнхенской штольни.

их, технико-экономические обоснования принятого варианта размещения элементов генплана, меры по снабжению строительства электроэнергией, водой, сжатым воздухом и т. п., выбор числа и расположения путей и пр.

При составлении генпланов организации работ больших строителей, продолжающихся несколько лет, не представляется возможным отразить расположение материалов и сооружений в одном плане. Приходится составлять последний по отдельным периодам строительства. Рис. 365 изображает генплан упоминавшегося неоднократно выше строительства гидроустановки Гувер на р. Колорадо в начальный период постройки.

У государственной жел. дороги в расстоянии 10 км от головного узла отстраивается рабочий городок Boulder City из домов постоянного типа на 3000 человек, занятых на строительстве (7 общежитий, 136 домов из трехкомнатных квартир и около 175 домиков из двухкомнатных квартир, не считая контор, торговых помещений, столовых и др.). Городок имеет канализацию, водопровод, электричество, мостовые и пр. Для рабочих, непосредственно и постоянно связанных с работами на плотине, в расстоянии 1,5 км от нее вверх по реке строятся бараки на 500 человек.

К государственной железной дороге, проходящей через район строительства, пристраиваются подъездные пути нормальной колеи следующим образом:

От разъезда Junction City идет северная ветка длиной около 10 км к реке, на противоположном берегу которой расположены карьеры гравия.

Первоначально предполагалось доставлять гравий через реку к загрузочным бункерам у жел.-дор. тупика при помощи ленточных транспортеров по висячему мосту. Однако экономические подсчеты показали, что выгоднее построить жел.-дор. мост, по которому составы могли бы подходить непосредственно к карьерам и гравий грузился бы непосредственно на открытые платформы. При подсчетах учитывалось, что мост может быть за все время строительства 2 или 3 раза снесен. По указанной ветке инертные материалы подвозились к промывным и сортировочным устройствам (с пропускной способностью 500 м³/час), расположенным у разъезда.

У начала каньона, на 60 м выше жел. дороги, находится установка для очистки и смягчения воды из р. Колорадо. Пропускная способность установки до 2500 м³ в сутки. Назначение ее — снабжать чистой водой городок, бетонные работы и транспорт.

Второй подъездной железнодорожный путь, идущий по берегу реки к деривационным штольням, должен обслужить: вывозку грунта из верхних участков тоннелей, подвозку всех материалов и оборудования к этому району и возведение перемычки.

На расстоянии 1 км от головных сооружений строится нижний бетонный завод № 1, назначение которого обслуживать бетонные работы по облицовке штолен (230 тысяч м³ бетона) и нижней части плотины. Как известно, производительность укладки бетона в тоннелях при помощи катучего крана и бетон-насосов доходила до 1725 м³ в сутки. Во второй период строительства, когда будет создан подпор у плотины, жел.-дор. ветвь у каньона разбирается. Снабжение бетоном стройки идет в дальнейшем от верхнего бетонного завода № 2, который предположено расположить в районе каньона.

Около 20 км жел.-дор. путей электрифицируется. Общая задача обеспечения строительной площадки благоустроенным транспортом облегчается наличием в районе государственного шоссе. От него к порталам штолен прокладывается шоссейная дорога, причем объем земляных работ, связанных с постройкой этой ветви, выразился в 50000 м³. Шоссе используется для перевозок рабочих и оборудования от городка к головному узлу. От нижнего конца этой дороги идет большое число ответвлений для отвозки грунта из штолен в отвал. В начальный период постройки единственным способом сообщения с противоположным берегом (штат Аризона) являются, кроме лодок, 4 полвесных пешеходных мостика. Громоздкое оборудование переправляется через реку на баржах.

У верхнего и нижнего порталов штолен предположена в дальнейшем постройка мощных висячих мостов для грузового движения. Для транспортирования через ущелье бетона и земли предположено устройство канатных дорог.

Ввиду того, что решающее влияние на сроки окончания строительства и пуска станции в эксплуатацию имеет возведение штолен (на рис. обозначены пунктиром), проходка их начинается одновременно с постройкой городка, транспорта и др. вспомогательных сооружений и устройств. (Производство работ по возведению штолен см. в описании гидроустановки Гувер.) По этой причине все оборудование и материалы для тоннелей перебрасываются к месту работ по реке, причем для выгрузки и расположения их в склонах каньона

у порталов штолен были сделаны специальные площадки. Для ограждения порталов от высокой воды в паводок 1932 г. возведены специальные временные бетонные перемычки высотой 12 м, которые с окончанием строительства разбираются путем взрывов.

Снабжение тоннельных работ сжатым воздухом производится тремя главными компрессорными станциями. (У верхнего и нижнего порталов со стороны шт. Невада и у вспомогательной штольни-окна со стороны шт. Аризона.) Сжатый воздух через каньон передается по специальным подвесным трубопроводам.

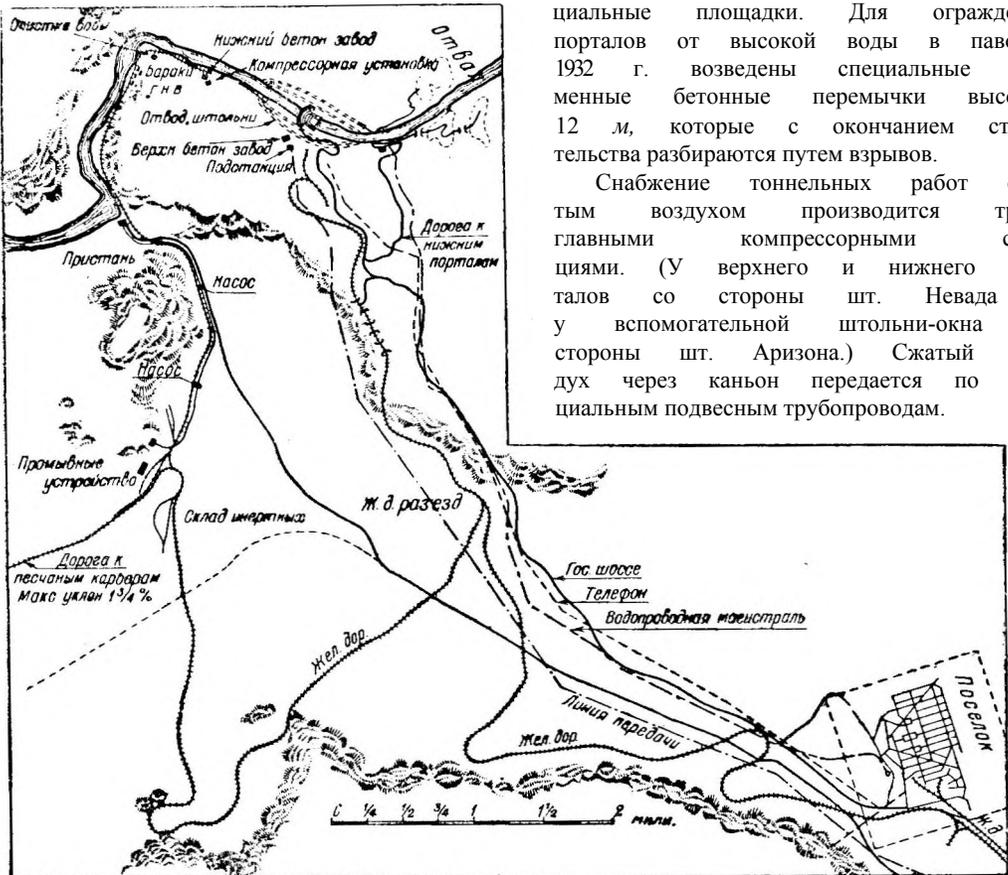


Рис. 365. Генплан организации работ строительства Гувер.

Общая длина всей линии передачи (напряжением 2 300 W) в строительный период составляет более 30 км. Строительство обслуживается телефонной связью с общей протяженностью сети до 80 км.

ГЛАВА ПЯТАЯ

ПРИМЕРЫ ОСУЩЕСТВЛЕННЫХ НАПОРНЫХ ШТОЛЕН

I. СССР

1. Ацгэс. 1924—1933 гг.

Гидростанция на р. Аджарис-Цхали в Грузии, начатая постройкой в 1924 г., имеет своим назначением снабжать энергией г. Батум с прилегающим к нему районом. Мощность станции была определена: 1-я очередь в 7500 ЛС и 2-я очередь—15000 ЛС.

В узком месте ущелья реки предполагено было устройство плотины высотой в 35 м, образующей водохранилище с площадью зеркала 300 000 м². Напорная штольня, длиной около 500 м, спрямляла крутую излучину реки и подводила воду к турбинному зданию, устроенному в скалистой выемке.

Для пропуска довольно значительных паводковых вод, которые в Аджарис-Цхали достигают величины 2 500 м³/сек., были запроектированы в скальных грунтах с обеих сторон плотины на крутых склонах ущелья водосбросные сооружения.

Однако, отсутствие должных геологических обследований в районе расположения сооружений гидроустановки сильно затруднило осуществление сложной системы головного узла и напорной деривации. В самом начале проходки штолен произошла катастрофа с человеческими жертвами в сбросном тоннеле головного узла из-за обвала пластов породы с прослойками глин, смоченных грунтовыми водами.

Комиссией акад. Г. О. Графтио, приостановившей дальнейшее ведение работ, предложено было строительству приступить к дополнительным изысканиям, на основе которых и был составлен новый проект использования водной энергии р. Аджарис-Цхали.

Новые исследования указали на целый ряд крупных недочетов старого проекта гидроустановки. В погоне за выгодой, вследствие устройства плотины в узком месте долины, составители его не учли должным образом высоких энергетических свойств реки между 32-м и 36-м километрами шоссе Батум-Ахалцых. Кроме того, вследствие громадного накопления наносов в русле реки, стесненной ущельем (как это обычно наблюдается на многих реках), глубокое залегание скалы под ними крайне затруднило бы закладку и возведение высокой плотины в указанном районе. И, наконец, режим самой реки, характеризующийся громадными размерами быстро наступающих паводков, должен был весьма сильно затруднить эксплуатацию высокой плотины и водохранилища, которое в этих условиях быстро было бы заполнено наносами. Далее, подсчеты показали, что гораздо естественнее и рентабельнее было бы, отказавшись от схемы установки с высокой плотинной, не соответствующей естественным условиям реки, итти на получение напора путем деривации от низкого барража, незначительно возвышающегося над поверхностью галечных отложений русла реки.

В новой схеме, ныне осуществляемой, штольня продолжается вверх по течению реки на 2400 м, а сложная плотина с водосбросами, подверженная незапным сильным паводкам, упраздняется вовсе. Благодаря большому падению

реки на участке штольни напор установки удалось довести до 46 м, мощность до 23 250 ЛС, а годовую отдачу энергии до 105 млн. кВт/ч.

На рис. 366 представлены старая и новая схема использования р. Аджарис-Цхали. Вследствие удачного совпадения места здания станции по старому проекту с нижней границей участка сосредоточенного падения, к новой схеме удалось весьма удобно перейти простым удлинением напорной деривации вверх по реке.

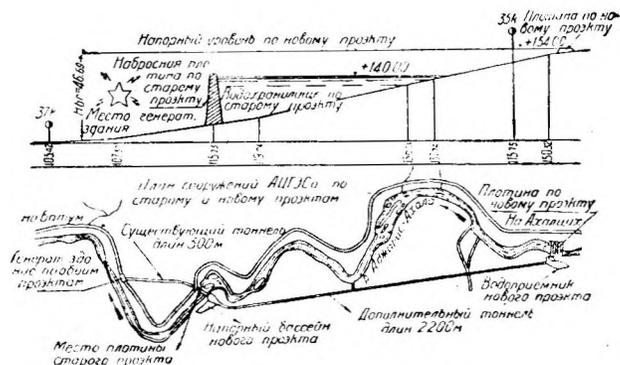


Рис. 366. Схемы использования реки Аджарис-Цхали.

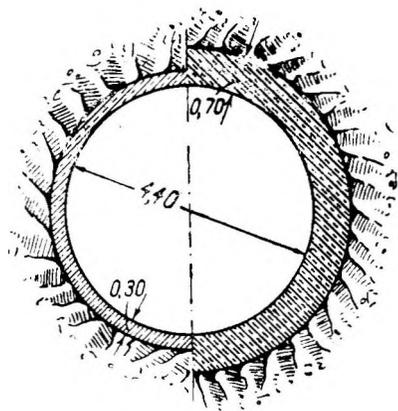


Рис. 367. Ацгэс.

На большей части своей длины штольня проходит на значительной глубине под дневной поверхностью в твердых породах — порфиритах и туфопесчаниках. Новое направление трассы выбрано прямолинейным, причем у излучины реки пробита вспомогательная штольня-окно для открытия двух новых фронтов работ по проходке направляющего хода. В дальнейшем деривация идет по существующей штольне, используемой в новом варианте полностью.

Таким образом общая длина деривации, равная 3000 м, складывается из трех следующих участков:

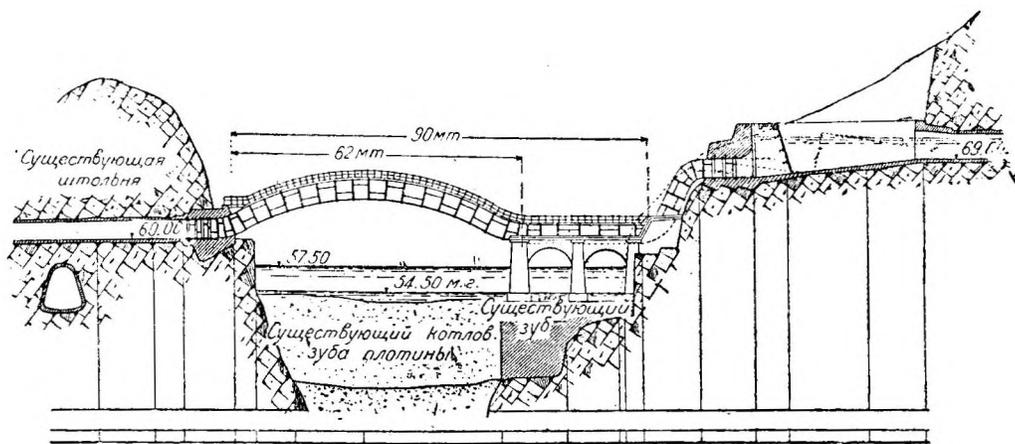


Рис. 368. Переход через р. Аджарис-Цхали.

Первый участок, длиной 2400 м, — штольня круглого очертания, диаметром 4,40 м, с облицовкой, запроектированной из бетона и железобетона, толщиной от 30 до 70 см (рис. 367). Внутреннее давление меняется в пределах от 1 до 2,5 атм.

Второй участок штольни представляет собой переход через реку с помощью железобетонного трубопровода-арки (рис. 368), длиной около 100 м, внутренним диаметром 3,92 м, при напоре от 2,5 до 3,0 атм.

Третий участок, длиной 500 м,—напорная штольня старого варианта, работающая при внутреннем давлении от 3 до 4,5 атм., также имеет бетонную облицовку.

Соединение трубопровода-арки с последним участком напорной штольни осуществлено (как видно из рисунка) при помощи общего бетонного оголовка. Общая строительная стоимость гидроустановки оценивается в 15 млн. рублей, что при мощности ее в 23 250 ЛС и годовой отдаче энергии в 105 млн. кВт/ч., дает себестоимость 1 кВт/ч. в 1,34 коп.

2. Дзорагэс¹ 1927—1932 г.

Гидроустановка Дзорагэс использует падение двух горных рек Дзорагет и Дебедагет. Первая из них имеет наибольшее падение, равное около 90 м, на участке в 2,7 км, начиная от входа в ущелье и до места слияния ее с рекой Бамбак (рис. 369). Этот участок и использован в 1-ю очередь.

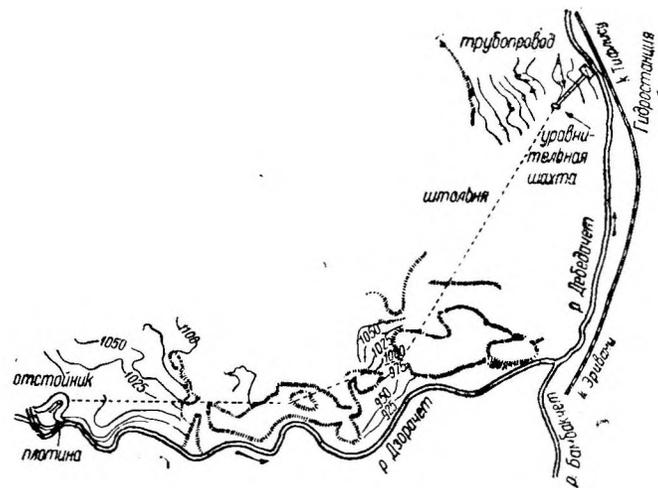


Рис. 369. Генплан Дзорагетской гидростанции.

Головные сооружения располагаются у самого входа в ущелье, откуда начинается деривация в виде напорной штольни, соединяющей верхнее водохранилище со станционным узлом. При нормальном напоре в 105 м расход воды равен 28,5 м³/сек., а годовая отдача энергии 1-ой очереди—78 млн. кВт/ч.

Интересным сооружением головного узла является металлический самовкатывающийся затвор, примененный впервые в нашем Союзе по проекту проф. В. Г. Гебеля. При общей высоте своей 6,5 м и длине в 23 м затвор допускает перелив через себя па-

водков средней величины и автоматически вкатывается для пропуска больших паводков.

На левом берегу того же головного узла расположен водоприемник с высоким порогом, двухкамерный отстойник тоннельный водоспуск. Последний служит для отвода реки в строительный период и дополнительным водосбросом при больших паводках. Строительство гидроустановки, придавая особое значение ходу отложения наносов в верхнем бьефе, произвело под руководством проф. И. В. Егизарова ряд опытов в гидроэлектрической лаборатории Ленинградского электротехнического института над моделью головного узла станции в масштабе 1:200 н. в. Указанные эксперименты и подсказали наиболее выгодное решение вопроса при общей компоновке головного узла.

От двухкамерного отстойного бассейна берет начало напорная штольня общей длиной около 2485 м, идущая сквозь толщу горных массивов между реками Дзорагет и Дебедагет к ущелью последней, где расположена уравнивательная камера.

Гидравлический расчет штольни произведен на пропуск паводковых расходов, соответствующих наибольшему пику станции. Коэффициент шероховатости торкретной обделки принимался $n = 0,0135$. При этом условии наиболее выгодный диаметр в свету определился близким к 3 м (продольный уклон 0,006). Потеря напора для максимального расчетного расхода при этом составила на всю длину штольни 8 м, при максимальной скорости в 3,5 м/сек. Наибольший напор в штольне равен 1,2 атм. у входа и около 3,0 атм. в конце ее. При нормальной работе станции средняя скорость в штольне не превосходит 1,5 м/сек.

¹ Составлено по бюллетеню Дзорагет-Канакирстрой 1932 г.

Трасса штольни (рис. 369) выбрана ломаного очертания, с учетом возможности ведения выломки направляющего хода одновременно с шести забоев. Точные триангуляционные работы, произведенные строительством, позволили практически осуществить все три смычки штольни без сколько-нибудь заметного расхождения направлений их. Длина отдельных участков соответственно равна 832 м, 538 м и 1057 м.

В большей своей части выломка проходит в дацитах различной степени нарушенности, исходя из чего можно подразделить всю напорную штольню на следующие части: 1) участки с крепкими ненарушенными породами, 2) участки средней нарушенности и 3) участки с сильно нарушенными и трещиноватыми породами. В связи с этим потребовалось в двух последних случаях крепление породы бетонной облицовкой с железоторкретным кольцом (рис. 370); в первом случае применено было только сглаживание неровностей стенок штольни торкретом (рис. 108).

Диаметр облицовки в свету $D = 3,2$ м. Толщина облицовки (бетонное кольцо 40 см, же-

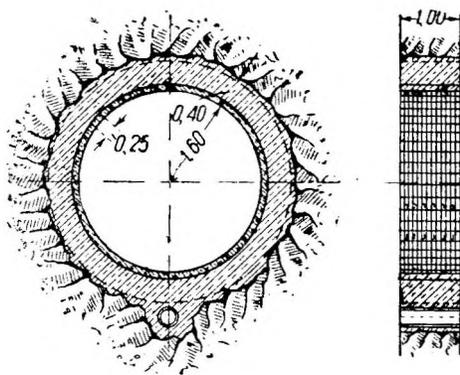


Рис. 370. Дзорагэс.

лезо-торкретное 8 см) определена согласно расчету по методу Mühlhoier'a (см. гл. Расчеты), причем сопротивление окружающей среды в расчете предусмотрено не было. В дальнейшем в связи с упоминаемыми в главе I опытами проф. Н. Н. Давыденкова, строительство гидроустановки для ряда участков допустило частичное ослабление мощности облицовки путем некоторого уменьшения количества арматуры в ней.

Проходка штольни велась способом подсводного разреза, причем для начала пробивали нижний направляющий ход площадью около 5 м² (рис. 372 стр. 344). Общая кубатура выломки направляющего хода составила около 19000 м³, а расширения штольни на полный профиль около 15000 м³. При этом было пробурено 85 000 пог. м буровых скважин и израсходовано около 35 т динамита.

Бурение производилось вначале вручную, а после получения пневматического оборудования перфораторами системы „Флотманн“, „Циклоп“ и „Боб“. Ручное бурение занимало приблизительно в день около 5 часов, остальное время уходило на разработку и очистку забоя от взорванной породы. На 1 м³ выломки направляющего хода при ручном бурении приходилось от 2,5 до 3,5 пог. м буровых скважин. Суточная проходка в крепких породах доходила до 1,5 м. Цикл отдельных операций по пробивке направляющего хода представлен на рис. 371.

Переход на перфораторное бурение сказался сразу резким повышением темпов проходки, особенно в крепких породах. Диаметр шпуров в этих условиях менялся в зависимости от глубины скважины от 42 мм (при глубине 0,4 — 0,5 м) и до 33 мм (от 1,1 до 1,2 м). Наибольшая длина скважин не превышала 1,2 м.

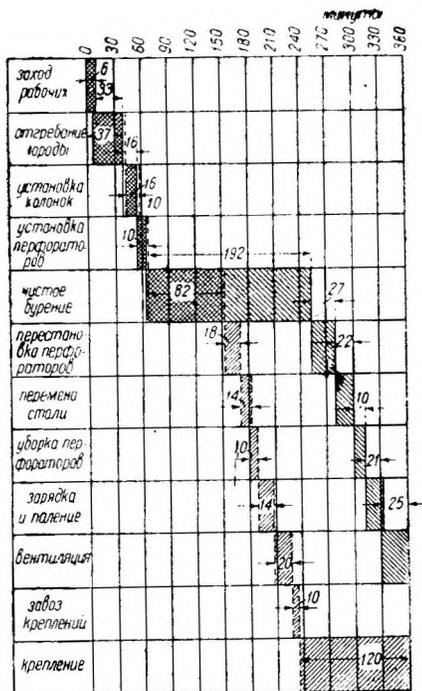


Рис. 371. Цикл отдельных операций по пробивке направляющего хода.

Расположение, глубина скважин и порядок паления их (по номерам) видны на плане (рис. 216). Шпурь заряжалась динамитом из расчета 5—6% патронов весом 70 г на 1 пог. м шпура.

Сжатый воздух подавался в забои по трубам, диаметром 7,5 см (3") и 10 см (4"), от четырех компрессоров, установленных у порталов штолен. Каждый компрессор фирмы „Паукер-Веркер” с мотором мощностью в 73 ЛС, при производительности в 8,5 м³ воздуха в минуту, позволял работать одновременно 4—5 перфораторам.

Откатка породы производилась вручную вагончиками, емкостью 0,6—0,75 м³, по рельсовому пути шириною 65 см. На расстоянии каждых 200—250 м устраивались разьезды и тупики. В некоторых участках применялась конная откатка.

Для проветривания штолен после взрывов применялись вентиляторы системы „Тайфун” с моторами мощностью 11 кИ. Процесс полной вентиляции после взрывов продолжался около 20 минут. В качестве воздухопровода применялись трубы диаметром 40 см с фланцевыми соединениями.

В трещиноватых породах, вследствие естественной тяги из щелей, искусственная вентиляция не применялась, так как через 5—10 минут после взрывов воздух сам очищался от продуктов горения. После встречи (сбойки) участков штольни очистка воздуха производилась естественным путем без участия вентиляционной установки.

При проходке штольни вода особых хлопот не доставляла. Отвод производился обычными дренажными канавами и только в пятом забое вели откачку тремя двухдвойными насосами системы „Альвеер”.

Расширение штольни начиналось после того как направляющий ход был пробит на расстояние 250 ж от портала. Большая часть штольни крепилась на унтер-цугах.

На рис. 372 (стр. 344) показан продольный профиль напорной штольни Дзорагэс, компактно составленный инж. Словинским,¹ с показанием всех видов подземных работ.

Расход взрывматериалов, так же как и крепежного леса, изменялся в зависимости от степени нарушенности проходимых штольной пород.

Ниже приводится сводная таблица отдельных элементов и материалов по буровым и взрывчатым работам.

Таблица 67

№ по порядку	Наименование	Ед. меры	В закрепл. участках		В незакр. участке 5 и 6 забоев
			1 забоя	2 и 4 забоев	
1	Расход динамита на 1 м ³ расширения	кг	0,10	0,45	0,75
2	Шпуров на 1 п. м расширения	пог. м	0,10	1,0	2,80
3	Число шпуров на 1 м ³ расширения . . .	—	—	—	4,00
4	Средняя глубина шпуров	м	—	—	0,70
5	Леса на крепление 1 пог. м штольни	м ³	1,0	0,70	—

Бетонирование облицовки производилось обычным порядком: вначале обратный лоток, затем боковые части кольца и, наконец, свод. Инертные материалы, галька и песок добывались из поймы р. Дзорагет.

Применявшийся на строительстве бетон состава 275 кг цемента на 1 м³ объема при щебенистом отощателе и 225 кг при гальке крупностью до 8 см дал при испытании на 28-й день прочность 150—180 кг/см². Средний расход бетона на 1 пог. м штольни составлял около 3,5 м³. В торцовые части облицовки и в места строительных швов закладывались коротыши круглого железа диаметром 18—20 см.

Для подвозки бетона, кроме обычных декавилек, были довольно удачно применены вагончики, опрокидывающиеся вперед. Подобный тип вагончиков был применен при бетонировании штольни Шепо в Новой Англии (рис. 373).

¹ Инж. Словинский. - Производство работ Дзорагэс. Бюллетень Дзорагет-Канакирстрой, 1932 г.

Бетон в этих случаях легко выгружается на железный лист, уложенный на путях. Схема бетонирования облицовки штольни, представленная на рис. 374, ясна без объяснений.

Инъекция цементного раствора за облицовку производилась специальными аппаратами фирмы Торкрет[™] через трубки, заложенные в обделку штольни. При толщине последней около 40 см (на участках со слабой породой) средний расход раствора на 1 пог. м штольни, при трех трубках для нагнетания, был около 1 м³.

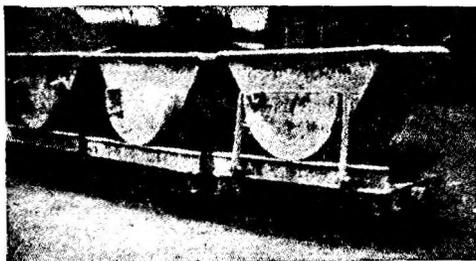


Рис. 373. Вагончики, опрокидывающиеся вперед.

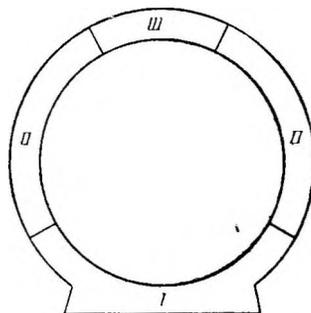


Рис. 374. Схема бетонирования облицовки.

Трубки располагались большей частью в замке свода, где наблюдалось наибольшее количество пустот (отставание облицовки). В более плотных породах на 1 пог. м штольни уходило всего около 0,15 м³ раствора.

При составлении смеси принимали на 1 м³ раствора 1 м³ песка и 450 кг цемента. В зависимости от влажности песка, вода добавлялась до получения водоцементного фактора = 1,8 (так же как и в бетоне для облицовки). Расход бетонного раствора при инъекционных работах за одну шестичасовую смену бригады в шесть человек составлял 2—3 м³. Арматура устанавливалась составная, каждое кольцо из трех звеньев. Стык последних осуществлялся крючками уменьшенных размеров (германского образца) для возможности установки их в торкретном слое толщиной 8 см.

После производства инъекции и установки арматуры последняя покрывалась слоем торкрета толщиной 8 см (в 3 или 4 слоя). Для верхней половины штольни смесь для торкретирования подбиралась состава 1:3¹/₂, для нижней—1:2¹/₂.

В действительности, вследствие наличия отскока, получалась корка торкрета состава 1:2. Содержание цемента в 1 м³ составляло 550 кг. На торкретировании штольни занято было 7 цемент-пушек, причем на каждой из них работало 5—6 рабочих. Суточная производительность одного аппарата при торкрете толщиной 8 см составляла 130—140 пог. м штольни. На участках с толщиной 3¹/₂—5—см от 160 до 170 пог. м.

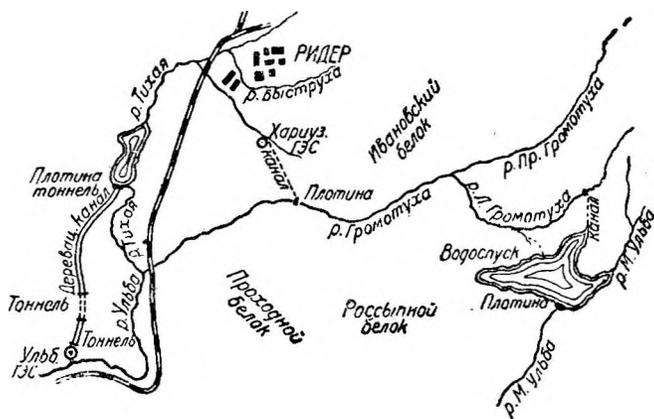
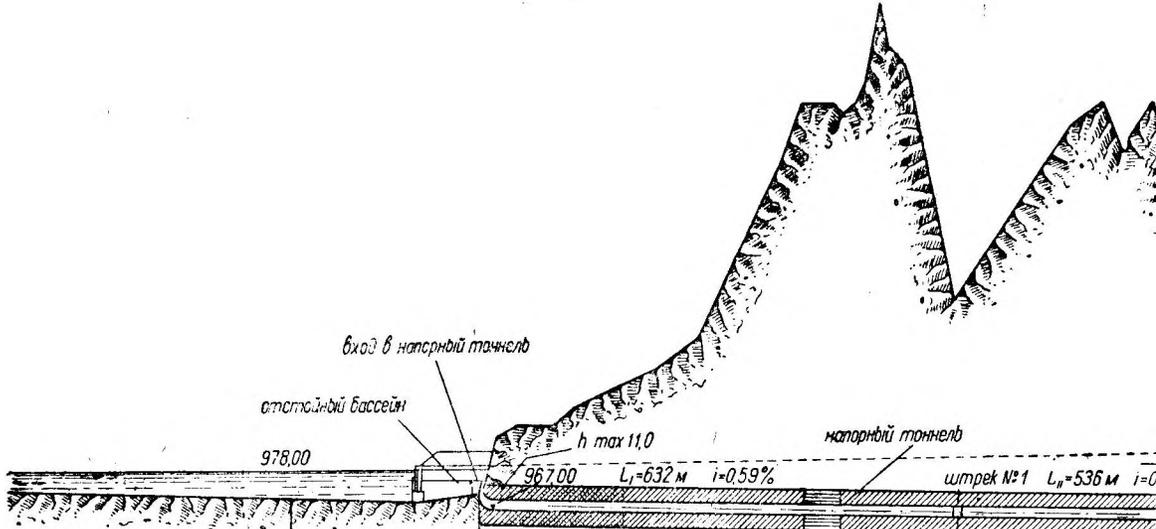


Рис. 375. Генплан гидростанции Ульба.

3. Ульба

Гидроэлектрическая станция на р. Ульбе имеет своим назначением снабжать дешевой гидроэнергией электроемкие производства Риддеровских рудников Южного Алтая. Проект гидроустановки предполагает устройство в верховьях рек М. Ульбы и Громотухи водохранилища емкостью около 85 млн. м³ воды. Подпор создается плотиной длиной 365 ж и высотой 36 м.



Геология

- 1. Дошты с за-полн. мелочью
- 2. Дошты наруш.
- 3. Дошты не на-рушен.
- 4. Турфогены
- 5. Делловий
- 6. Дошты с гве-здами глинооб-разной массы

№ забоев и направления движения		забой №1		забой №2		забой №3					
Ликетаж		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Типы облицовки											
Облицовка тоннеля	Бетон (толщ. см)	40 см				40					
	Торкрет (толщ. см)					8 см					
	Арматура кг/м	155,7 кг/м				172,77 кг/м					
Способы разработки сечения	Расстояние между креплениями направляющих ходов	сплошное		0,5		0,5		1,0		1,0	
	Схема разработки сечения										
	Крепление расширенного сечения										
Характерист. пород	Крупные трещины										
	Вывалы										
	Влажность	влажность различной степени						сухо		влажно	
Направляющий ход	Шпуров на г. м на п. м	30 20 10 п. м		130 24		130		450		120	
	На 1 м² вкл.м динамита кг	?		1,7		1,7		1,0		0,6	
	Площадь попереч. сечения	10 м²		75		110		100		100	

При помощи водоспуска длиной 300 м (рис. 375)¹ вода из водохранилища в периоды маловодья будет сбрасываться в р. Громотуху. В среднем течении р. Громотуха будет вливаться в р. Тихую, являющуюся притоком р. Ульбы. На протяжении последних 15 км перед впадением в р. Ульбу р. Тихая имеет падение 150 м. На расстоянии 7 км ниже г. Риддера создается дополнительное водохранилище, емкостью 12 млн. м³ воды, при помощи земляной плотины высотой 14 м.

У плотины располагаются две штольни: сбросная длиной 230 м, для сброса излишков воды, и напорная штольня (рис. 376) длиной 320 м.

Продолжением напорной штольни служит деревянный трубопровод длиной около 10 км, подводящий воду к турбинам станции. Гидроустановка оборудуется 3 агрегатами, каждая мощностью 10 тыс. кВ.

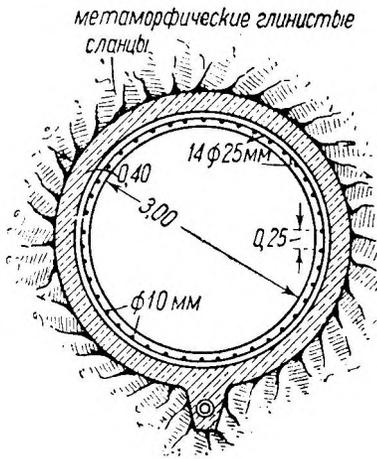


Рис. 376. Ульба.

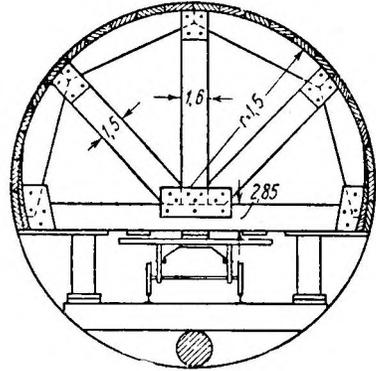


Рис. 377. Подвижные кружала штольни Ульба.

Таким образом общая мощность гидростанции на р. Ульбе—30 тыс. кВ.

Используемый станцией напор — около 155 м, нормальный расход — 14,2 м³/сек.

В середине деревянного трубопровода, в месте встречи его со скалами, будет пробита вторая напорная штольня, длиной 1370 м.

Вблизи здания станции предположено пробить третью напорную штольню, а также возвести уравнительную шахту, во избежание могущего возникнуть при внезапной остановке станции сильного гидравлического удара.

Вода от уравнительной шахты к турбинам станции подводится металлическим трубопроводом.

Срок пуска станции в эксплуатацию намечен в 1935 г. Рис. 377 изображает конструкцию подвижной опалубки и деревянных кружал, запроектированных для описываемой гидростанции.

4. Гизельдон

Гидроэлектрическая станция на р. Гизельдон, строящаяся в расстоянии 30 км от города Орджоникидзе (быв. Владикавказ), имеет своим назначением снабжать электроэнергией населенные пункты и промышленность Северо-Кавказской области.

В периоды маловодья, когда для обеспечения мощности станции расходов р. Гизельдон недостаточно, ряд специальных сооружений позволяет перебрасывать в русло Гизельдона воду из соседней реки Геналдон. Эти сооружения состоят из канала длиной 3,5 км, закрытого железобетонного трубопровода диаметром 1,5 м, длиной 1,5 км, деревянного трубопровода длиной 2,7 км и других вспомогательных устройств.

Водохранилище Для суточного регулирования образуется массивной плотинной из сухой каменной кладки высотой 16 м. Напорная часть плотины устраи-

¹ К р а с и в с к и й. — Наше гидроэлектростроительство, 1933 г.

вадается из трамбованной глины, переходящей в понурной части в водонепроницаемый глиняный фартук. На уровне переменных горизонтов водохранилища напорная грань плотины защищена булыжной мостовой.

Забор воды в деривацию осуществляется помощью водоприемных устройств, расположенных в общем бетонном оголовке напорной штольни и сбросного тоннеля. Водосбросный тоннель диам. 3,40 м имеет длину 229 м и рассчитан на расход воды в 90 м³/сек. К выходному порталу его непосредственно примыкает деревянный сбросной лоток на бетонных опорах длиной 64 м. Питание деривации из водохранилища производится через два круглых отверстия диаметром каждое по 1,75 м, причем в тыльной части оголовка оба канала переходят в напорную штольню диаметром 2,05 м.

Водоприемные отверстия обслуживаются одним общим щитом.

Для ослабления влияния гидравлического удара в деривации имеется уравнительная шахта общей емкостью около 900 м³.

Диаметр нижней камеры ее—4 м, диаметр верхней камеры—12 м, при общей высоте шахты 11 м. Уравнительная шахта делит всю напорную штольню на две неравные части. Верховой участок длиной 2465 м, диаметром в свету от 2 до 2,25 м и низовой длиной 194 м, с диаметром в свету 1,75 м.

Подвод воды к турбинам станции производится металлическим напорным трубопроводом диаметром от 1,42 до 1,47 м, общей длиной 472 м. На горизонтальном участке трубопровод разделяется на три ветви труб, каждая диаметром 80 см. Расчетный напор равен 312 м, а расход 10,6 м³/сек.

Здание станции оборудовано тремя турбинами Пельтона и генераторами мощностью каждый в 7,5 тыс. кВт у зажимов.

5. Храм

Каскад гидроустановок Храм на Кавказе общей мощностью 4-х ступеней 220 тыс. кВт, имеет своим назначением выравнивание общего графика работы Закавказских станций с созданием при этом необходимого резерва.

Первая ступень, к строительству которой предположено приступить в ближайшее время, запроектирована мощностью 90 тыс. кВт при расходе 30 м³/сек. и напоре в среднем 422 м. ¹ Каменная набросная плотина строительной высотой 39 м с верховым экраном из железобетонных плит образует у Бармаксызского ущелья водохранилище емкостью около 600 млн. м³, с площадью зеркала около 42 км².

Забор воды из водохранилища производится с помощью водоприемной штольни диаметром 3,5 м, длиной 70 м и шахтным водоприемником (рис. 378). Деривация гидроустановки состоит из двух участков напорных штолен кругового очертания с диаметром 3,10—3,20 м и среднего участка закрытого железобетонного напорного водовода, врытого в землю и засыпанного сверху слоем грунта толщиной 1 м. Первый участок штольни длиной 1000 м проходит в андезито-базальтах, второй—длиной 4665 м в базальтах и частью в гранитах. Облицовка штолен запроектирована комбинированного типа, бетонная с внутренним железоторкретным кольцом. Толщина бетонного кольца принята: в гранитах 10—15 см, в базальтах 25—35 см и в ослабленных контактных зонах 50—65 см. Железоторкретное кольцо имеет толщину 8 см.

Статический расчет облицовок напорных штолен на внутреннее давление воды произведен по методу Мюльгофера, причем в соответствии с данными строительства Дзорагэс коэффициент упругого оседания пород k принят для базальтов 100 кг/см³, а для гранитов 500 кг/см³. На участках контактных зон и у порталов коэффициент k принят равным нулю.

Для ускорения проходки разработку второй штольни предположено вести дополнительными забоями от двух вспомогательных шахт высотой 56 и 72 м, делящих всю штольню на три участка длиной каждый 1550 м. Закрытый напорный водовод в виде железобетонной трубы с толщиной стенки 40 см укладывается между участками штолен в траншее длиной 1850 м, проходящей по озерным отложениям. В конце второго участка штольни запроектирована

¹ М. А. Мос т к о в. — Основы регулирования. 1933 г. Тифлис. Журн. „Техника и Строительство“ 1932 г. № 7/8.

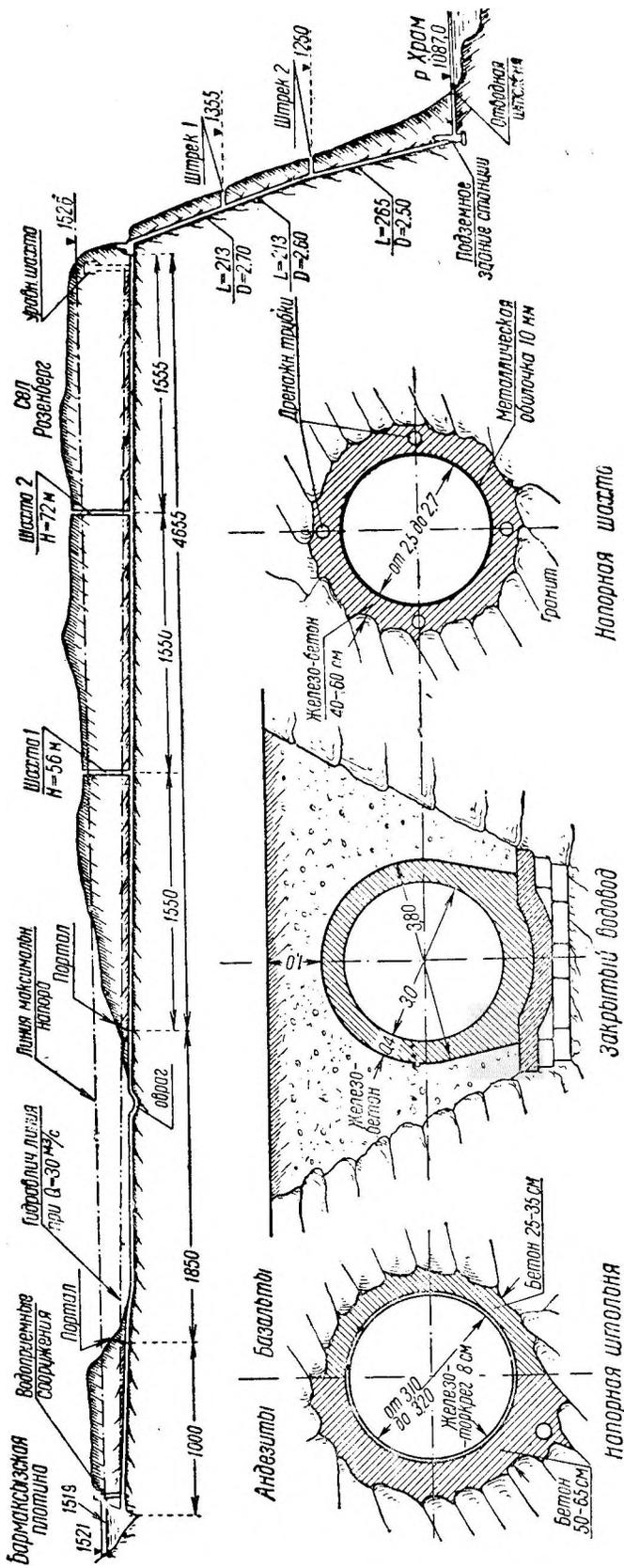


Рис. 378. Продольный разрез по сооружению гидроустановок на р. Храм.

уравнительная шахта, а на расстоянии 50 м от нее наклонная напорная шахта (длиною 691 м), подводящая воду к зданию станции подземного типа.

Наклонная напорная шахта диаметром от 2,5 до 2,7 м проходит в гранитах и работает при напорах до 40 атм. Облицовка шахты запроектирована из железобетонного кольца толщиной от 40 до 60 см, с внутренней сварной металлической оболочкой, толщиной 10 мм. При гидравлических, расчетах всей напорной системы на расход $Q = 30 \text{ м}^3/\text{сек}$. потери напора определились следующим образом: в деривации до наклонной шахты 28,20 м, в наклонной шахте и затворах 10,10 м, в патрубке и повороте к турбинам 4,20 м. Суммарная потеря напора определена 42,5 м.

Подземное здание станции рассчитано на установку 3-х горизонтальных турбин типа Френсиса, каждая мощностью 30 тыс. кВт, при максимальном напоре 424 м нетто.

Через отводную штольню вода от станции отводится в р. Храм и далее к остальным ступеням Храмовского каскада.

В периоды остановки Храмовской ГЭС, при избытке энергии в кусте, в целях аккумуляции ее, проектом предусмотрена обратная перекачка воды выклинивающихся родников через деривационную систему 1-ой ступени Бармаксызское водохранилище. Для этой цели в том же подземном здании станции устанавливаются насосы с общей производительностью около 8 м³/сек. Работа этих насосов в течение 3,5—4 месяцев даст возможность аккумулировать до 100 млн. кВт часов, подлежащих отдаче в общую сеть в периоды маловодья.

Во 2-й ступени Храмского каскада проектом предусмотрена напорная штольня длиной 12,8 км, в 3-й ступени — 9,3 км и в 4-й ступени — 6,25 км.

II. ГЕРМАНИЯ

1. Вальхензее (Walchensee) 1919—23 гг.

Кессельбергская установка Вальхензее, прорезающая горный массив между озерами Вальхензее и Кохельзее, имеет длину 1200 м (рис. 379а и 379).

Сечение штольни — круглое, диаметром 4,8—5,30 м. Напор равен—2,0 атм., расход— 64 м³/сек., скорость— 3,5 м/сек., продольный уклон — 3‰.

Окружающие породы состоят главным образом из плотного известняка и доломита, и только в одном месте на протяжении 104 м штольня проходит в ангидридах. Ввиду того, что последние обладают способностью, впитывая воду,

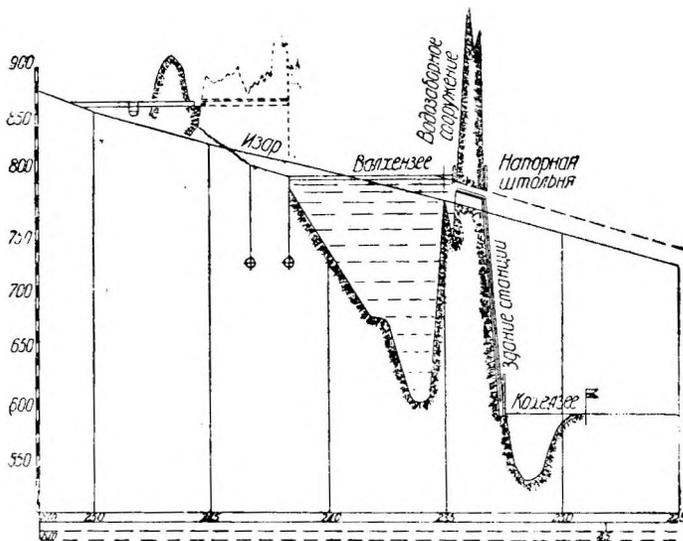


Рис. 379. Продольный профиль по сооружениям гидроустановки Вальхензее.

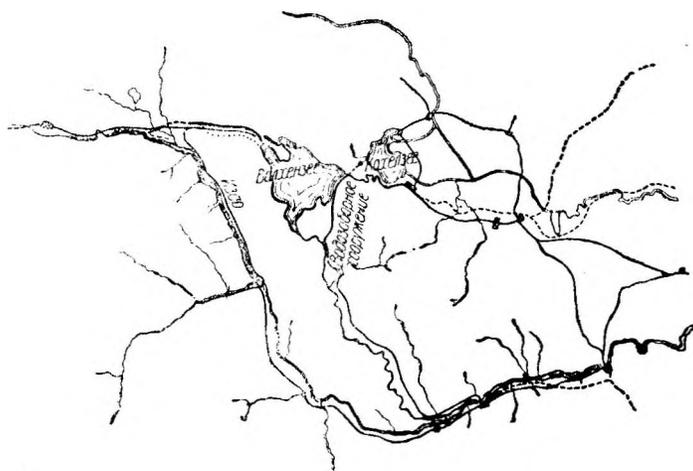


Рис. 379а. План сооружений гидроустановки Вальхензее.

Для принятия растягивающих напряжений, возникающих при внутреннем давлении воды, имеется внутреннее железоторкретное кольцо толщиной 10 см. Рабочая арматура состоит из 8 стержней 0 24 мм на 1 пог. м.

На участках штольни, проходящих в доломитах, наружное кольцо облицовки сделано бетонное, толщиной 25 см, внутреннее — в зависимости от прочности породы — или торкретное, толщиной 2 см, или железоторкретное, толщиной 7 см (рис. 381).

На последнем участке, примыкающем к уравнивательной шахте, штольня имеет овальное се-

увеличиваться в объеме (пучиться), производя тем самым сильное давление на крепь, ответственной работой на этом участке явился своевременный отвод проникающей в штольню воды.

Для того чтобы избежать вредного влияния на свежий бетон воды, просачивающейся через ангидриды, наружное кольцо облицовки штольни на этом участке выполнено из клинкерного кирпича и имеет толщину 60 см (рис. 380).



Рис. 380. Вальхензее. Облицовка штольни на участке в ангидридах.

чение размерами 4,75 X 4,50 м. Облицовка состоит из наружного бетонного кольца толщиной 35 см и внутреннего железоторкретного — 7 см (рис. 382).

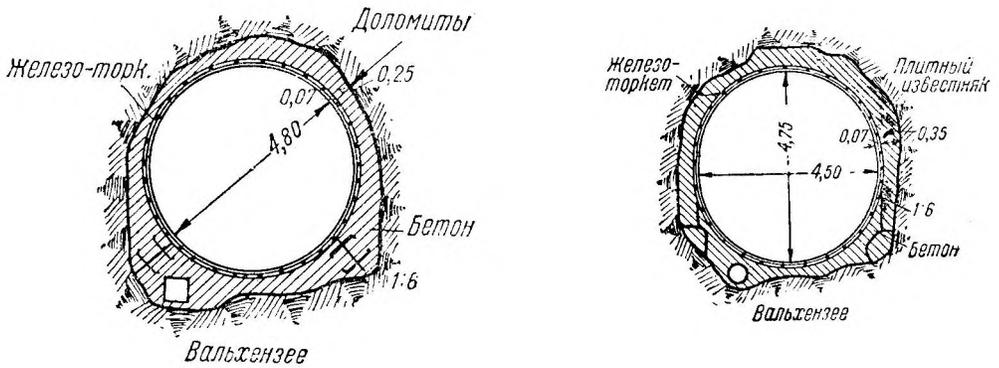


Рис. 381 и 382. Вальхензее.

По всей длине штольни произведена инъекция цементного раствора за облицовку. При испытании штольни заметных потерь воды, а также трещин в облицовке обнаружено не было.

Проходка штольни была начата с пробивки направляющего хода размерами 2,4 X 2,6 = 6 м². Последовательные стадии разработки видны из рис. 383. Для

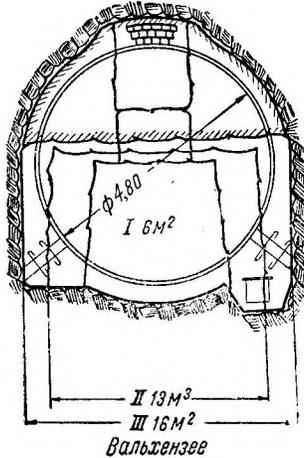


Рис. 383. Схема разработки штольни Вальхензее.

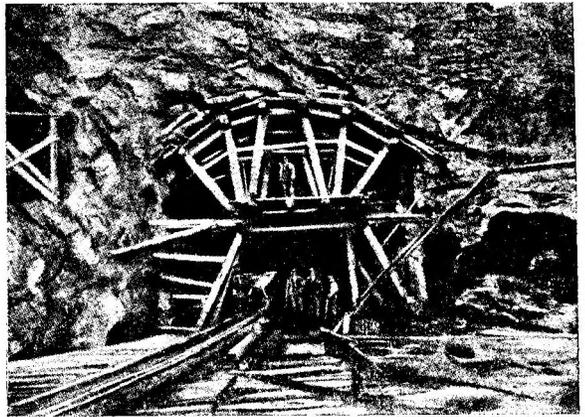


Рис. 384. Крепление портала штольни Вальхензее.

бурения были применены перфораторы фирмы Флотманн. Конструкция креплений представлена на рис. 384.

2. Лейтцах (Leitzach) 1911—14 гг.

Установка Лейтцах в Верхней Баварии имеет три штольни, из которых первая самая длинная 6744 м — между Мюлау (Mühlau) и озером Зехамер работает при незначительном напоре и то лишь при высоком горизонте воды в озере. Сечение штольни овальное, с бетонной облицовкой толщиной 20—35 см (рис. 385).

Вторая штольня, длиной 642 м, и третья, длиной 305 м, проходящие в скальных породах и в морене, ввиду наличия внутреннего давления — 2 атм. — имеют железобетонную обделку (рис. 386). Штольни рассчитаны на расход 19,5 м³/сек., при скорости 2,5 м/сек.

III. АВСТРИЯ.

1. Партенштейн (Partenstein) 1924 г.

Установка Партенштейн использует энергию р. Grasse Mühl, притока Дуная, имеющей на протяжении последних 10 км падение 138 м. Из водохранилища емкостью 783 000 м³, служащего для суточного и недельного регулирования, вода подводится к зданию станции напорной штольной круглого сечения

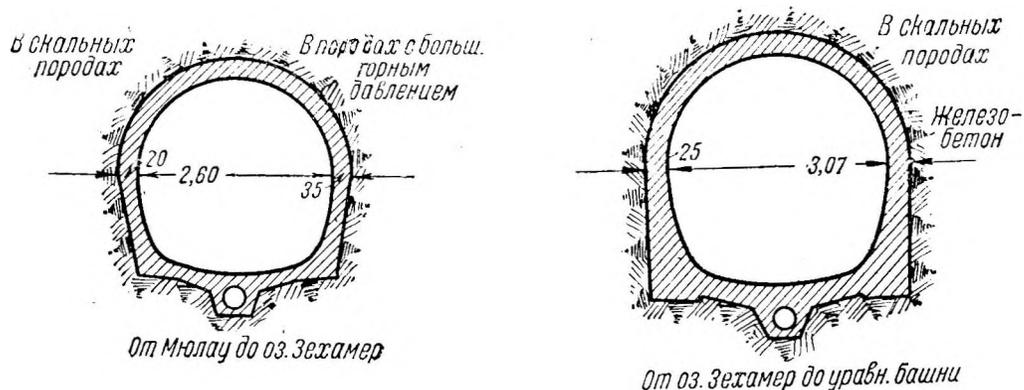


Рис. 385 и 386. Лейтцах.

($D = 2,95$ м), длиной 5740 м (рис. 387). Уклон штольни — 2‰, расход — 22,5 м³/сек., скорость — 3,4 м/сек., напор — от 1,0 до 4,0 атм.

Штольня проходит в краевой зоне богемского массива, породы которого состоят главным образом из грубозернистого порфира-гранита. На всем протяжении, за исключением последних 30 м, породы были достаточно устойчивы и прочны, что позволило применить простую бетонную облицовку толщиной 20 см (рис. 388). На отдельных участках, где имелись опасения потерь воды, кроме того, возведено железоторкретное кольцо толщиной 7,5 см.

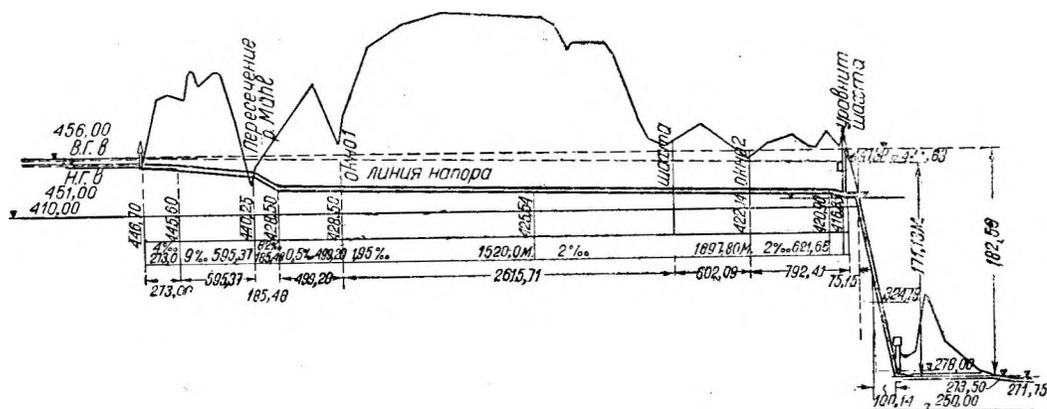


Рис. 387. Продольный профиль по оси напорной штольни Партенштейн.

В южной краевой зоне граниты оказались настолько разрушенными, что выкрашивались отдельными участками, и проходка штольни могла быть осуществлена только с помощью железной забивной крепи. Облицовка на этом участке применена усиленного типа. Она состоит из наружного кольца из бетонных камней толщиной 40 см, достаточно прочного, чтобы выдержать давление породы, и внутреннего железобетонного кольца толщиной 25 см (рис. 120).

Инъекция цементного раствора за облицовку произведена составом 2:1.

Интересная конструкция применена при пересечении штольней р. Mühl (рис. 389). Ввиду того, что грунт в основании оказался ненадежным, решено было по проекту инж. Schachermeug'a совершенно отделить несущую конструкцию от напорного трубопровода, выполнив ее в виде железобетонной

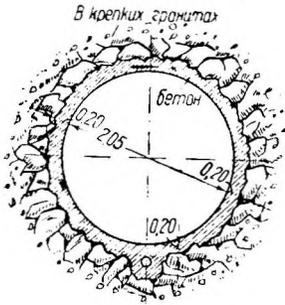


Рис. 388. Партенштейн.

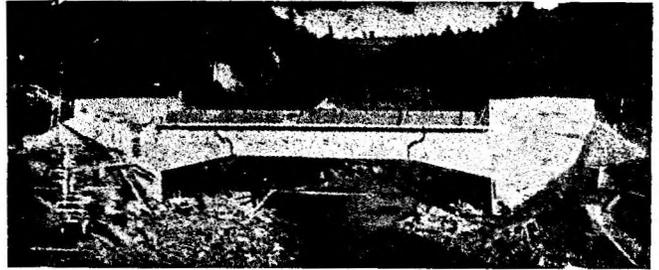


Рис. 389. Переход Наной штольни гидроустановки Партенштейн через р. Мюль.

балки Гербера (рис. 390). Напорный железный трубопровод, внутренним диаметром 2,80 м, уложен свободно и снабжен посередине особыми приспособлениями, дающими возможность небольших перемещений. Эти меры были вызваны

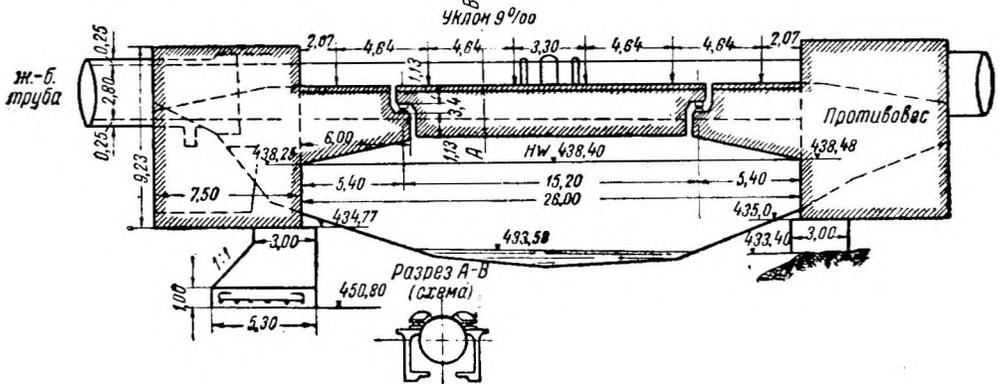


Рис. 390. Продольный разрез по переходу напорной штольни Партенштейн.

опасениями осадки левого устья, который из этих же соображений сделан был железобетонным. На протяжении устоев металлический трубопровод заменен железобетонным со стенками толщиной 25 см. Далее, по мере углубления в горный массив, трубопровод переходит в напорную штольню.

2. Штрукламм (Strubklamm) 1920—24 гг.

Гидроустановка Штрукламм, находящаяся в окрестностях г. Зальцбурга, использует энергию р. Альм. От водохранилища начинается напорная штольня длиной 2434 м (рис. 391), имеющая круглое сечение диаметром $D = 2,07$ м. Штольня проходит главным образом в прочных доломитах и рассчитана на расход $9,3$ м³/сек., при скорости $2,8$ м/сек. Напор — от 1,5 до 4,0 атм.

Облицовка штольни — бетонная, толщиной 20 — 25 см, со слоем штукатурки 1,5 см (рис. 392). На участке длиной 560 м применена железобетонная облицовка, рассчитанная на давление 1,5 атм., толщиной 15 см, со слоем торкрета 4,5 см (рис. 393). Рабочая арматура — из 12 0 10 мм на 1 м. На последнем участке 108 м облицовка, рассчитанная на давление в 4 атм., имеет рабочую арматуру из 10 0 18 мм на 1 м и распределительную — 0 8 мм, уложенную через 27 см.

Расчетное напряжение в арматуре — 1800 кг/см². Слой торкрета на этом участке имеет толщину 6 см. Бетон применен состава 450 кг цемента на 1 м³; торкрет состава 1:3 наносился под давлением 2,5 атм.

Инъекция цементного раствора за облицовку произведена под давлением 3—5 атм. Проходка штольни велась с помощью двух боковых окон.

Заслуживает внимания переход штольни через ручей Мюльграбен, осуществленный в виде железобетонной арочной конструкции (рис. 394) пролетом 10 м.

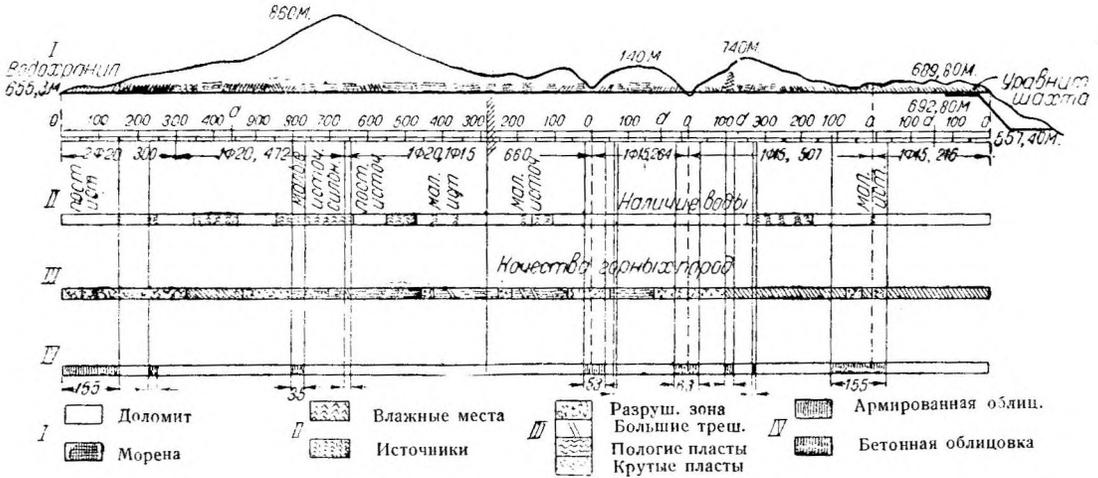


Рис. 391. Продольный профиль по оси напорной штольни Штрубкламм.

На арку, расположенную в горизонтальной плоскости, опирается железобетонная рамная конструкция, в которой свободно уложен трубопровод, представляющий продолжение штольни. Толщина стенок трубы — 32,5 см. Двойная рабочая арматура состоит из 10018 мм, распределительная — из стержней 0 14 мм. С верхней стороны произведена каменная наброска до уровня железобетонной конструкции; поверх сделан лоток для пропуска воды.

На рис. 395 представлен переход штольни через расселину длиной 14 м, заполненную глиной. Переход осуществлен в виде железобетонной конструкции, подробности которой ясны из рисунка.

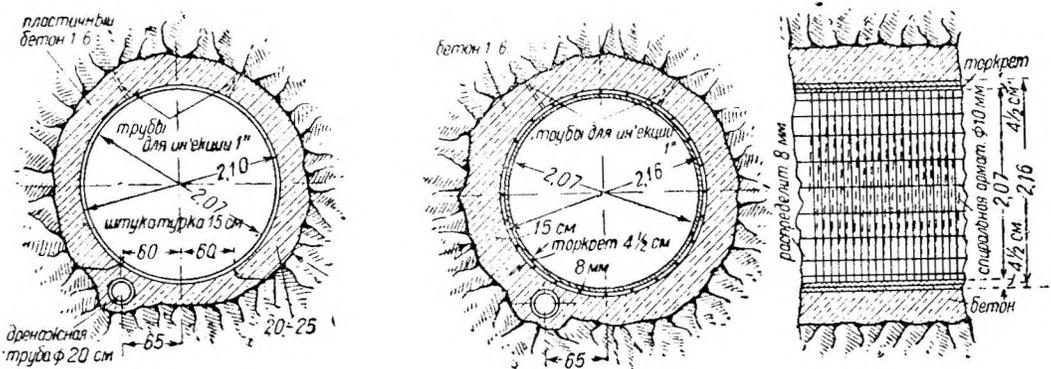


Рис. 392 и 393. Штрубкламм.

3. Тейгитш (Teigitsch) 1925 г.

Гидростанция использует энергию р. Тейгитш, притока р. Кайнах в ее нижней части. Общее падение реки составляет 450 м, из них в гидроустановке используется 246 м.

Из водохранилища, созданного путем устройства массивной плотины 26 м высотой и 84 м длиной, вода поступает в напорную штольню (рис. 1).

Последняя имеет круговое очертание диаметром 2,46 — 2,60 м и длину 5256 м. Наибольший расход 16 м³ сек., скорость — 3,1 м/сек., напор — от 1,5 до 3,5 атм. и уклон 3‰.

Штольня проходит в гнейсах различной плотности, местами сильно разрушенных и водоносных. В зависимости от качества породы облицовка применена:

1) бетонная, толщиной 20—30 см, в плотных, ненарушенных породах (рис. 396) и

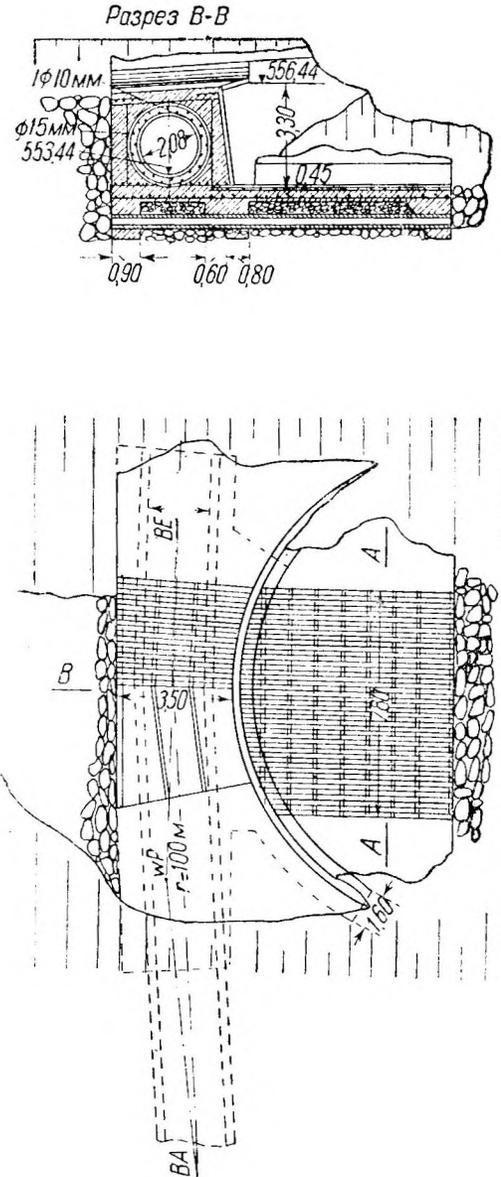


Рис. 394. Железобетонный трубопровод при переходе через р. Мюльграбен.

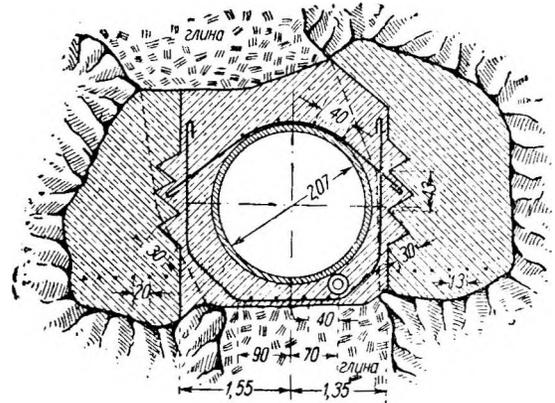


Рис. 395. Переход через расселину.

2) комбинированная из наружного бетонного кольца и внутреннего железоторкретного кольца толщиной 7 см. Рабочая круговая арматура состоит из стержней 0 12 — 16 мм, уложенных на расстоянии 5—7 см, распределительная — из 0 8 мм на расстоянии 20 см. Напряжения в арматуре при подсчете на полное внутреннее давление достигают свыше 1500 кг/см².



Рис. 396. Тейгитш.

Инъекция цементного раствора за 1:1 по истечении 8 дней после штольня была разбита на четыре участка.

Бурение производилось буровыми проходки колебалась от 0,75 до 2,70 м/сутки.

облицовку произведена составом 1:3 и окончатия бетонирования. При проходке молотками сист. Флотманн. Скорость

Опыты по испытанию штольни на внутреннее давление, а также данные о потерях воды приведены в главе об упругом отпоре.

4. Ахензее (Achensee) 1924—27 гг.

Гидроустановка Ахензее, с годовой отдачей энергии 140 млн. $kW/час.$, имеет напорную штольню длиной 4647 м. Продольный профиль по оси штольни, с нанесением пересекаемых горных пород, представлен на рис. 397.

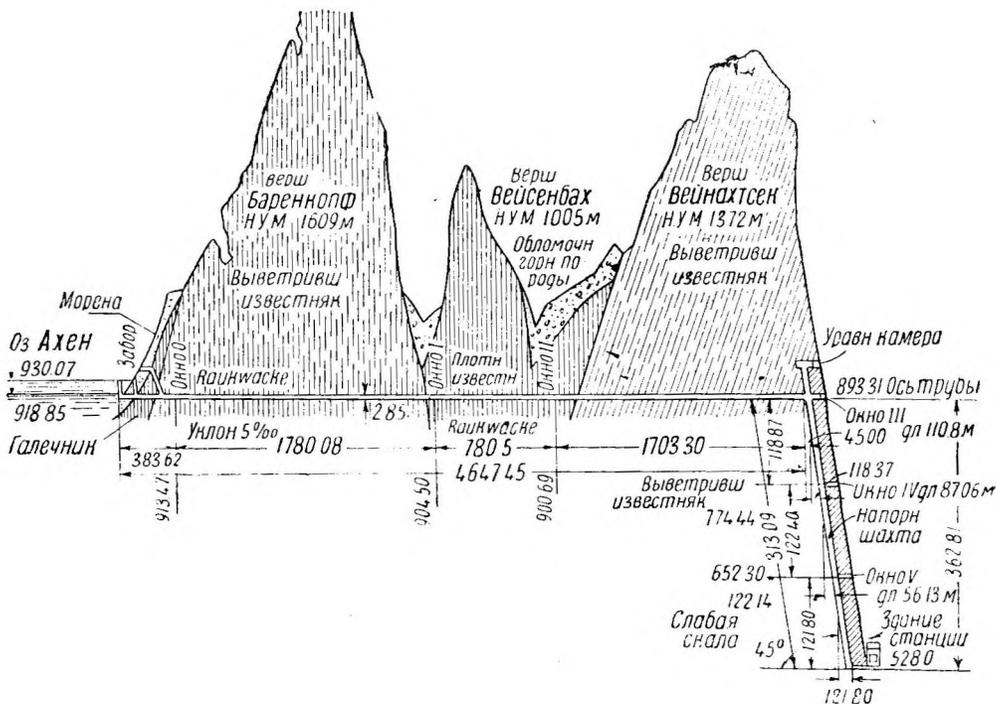


Рис. 397. Продольный профиль по штольне Ахензее.

Сечение штольни — круглое, диаметром 2,60—2,85 м. Напор — от 1,5 до 3 атм. Расход воды — 25 $м^3/сек.$, уклон — 5%. В породах трещиноватых, но водонепроницаемых облицовка бетонная толщиной 20—35 см. Наоборот, в трещиноватых водопроницаемых породах облицовка комбинированная с внутренним железоторкретным кольцом (рис. 398). В разрушенных водоносных породах с сильным горным давлением наружное кольцо сделано из искусственных бетонных камней толщиной 30 см, внутреннее — бетонное, толщиной 20 см, со слоем железоторкрета 7,5 см (рис. 399).

В породах с сильным притоком воды, в виде меры борьбы, применено прикрытие породы волнистым железом (рис. 400), укрепляемым с помощью деревянных пробок (рис. 401).

Разработка штольни производилась при помощи двух окон, одно длиной 510 м, другое — 460 м. Кроме того, была устроена третья вспомогательная штольня на уровне озера, длиной 130 м, с примыкающей к ней наклонной шахтой, длиной 90 м, что дало возможность начать работы в главной штольне до устройства водоприемных сооружений. Возведение последних осуществлено

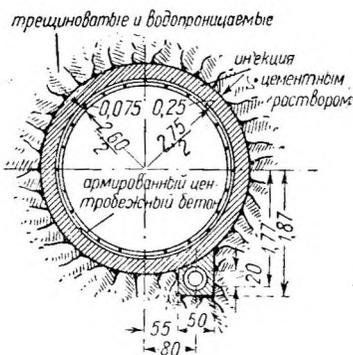


Рис. 398. Ахензее.

с помощью восьми кессонов, длиной каждый от 11 до 18 м и шириной от 4 до 5 м (рис. 402).

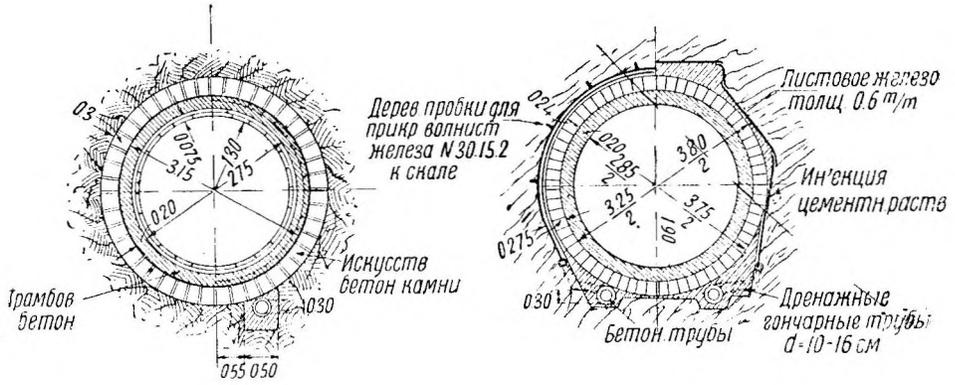


Рис. 399 и 400. Ахензее.

Примененный в описываемой установке способ возведения штолен отдельными кессонными секциями не является единственным в практике постройки тоннелей. Подобного рода работы имели место в Италии при сооружении штольни гидроустановки Fies.

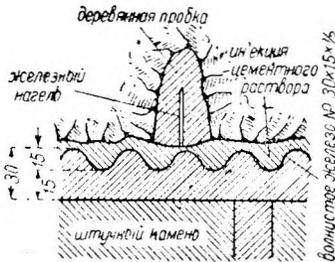


Рис. 401. Деталь крепления волнистого железа.

У нас в Союзе при постройке Московского метрополитена были также применены железобетонные кессонные секции на участке длиной 100 м, при пересечении трассой тоннеля древнего русла р. Ольховки. Размеры кессонов в этом случае были выбраны: большего — 10,8 X 50 м, и двух меньших по 10,8X25 м.

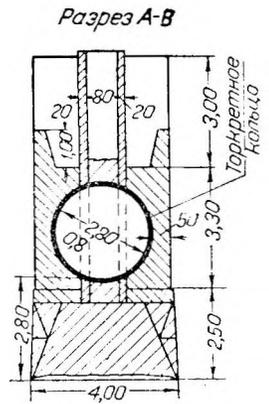


Рис. 402. Кессонная секция штольни Ахензее.

Подробное описание их с расчетами приводится в журнале „Метрострой“.

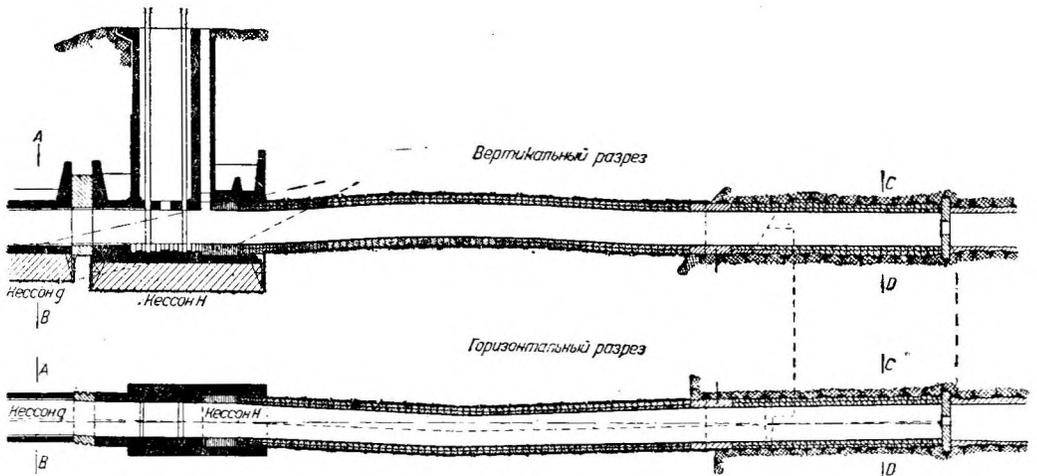


Рис. 403. Участок щитовой проходки штольни Ахензее.

Проходка штольни на протяжении 38,15 м + 13,87 м от кессона Н и до начала хорошего скалистого грунта производилась щитовым способом при

внутреннем давлении 1,4—1,6 атм. Продольный разрез, план расположения и сечение штольни на этом участке показаны на рис. 403 и 404.

На всем остальном протяжении (в массиве) разработка штольни производилась взрывным способом.



Рис. 404. Ахензее.

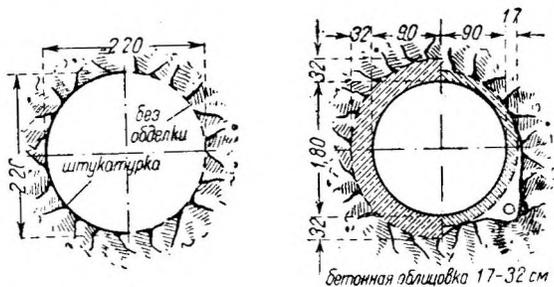


Рис. 405 и 400. Берэн.

Средняя суточная скорость проходки, в зависимости от крепости породы, колебалась от 2,25 до 3,20 м. Бурение производилось молотками „Bohler“ весом 15 кг.

5. Берэй (Barenwerk) 1921—24 гг.

Установка Берэн вблизи источников того же наименования, использующая энергию р. Fusch, притока р. Salzach, имеет напорную штольню длиной 3600 м. круглого сечения, диаметром $D = 1,80—2,20$ м. Штольня проходит в крепких известняках, серпиги-тах и серпантине, с уклоном в 1,17%, и рассчитана на расход воды в 6 м³/сек.

Вследствие незначительного напора, достигающего у уравнивающей шахты всего 0,6 атм., штольня частично оставлена без облицовки (рис. 405).

На других участках имеется бетонная облицовка толщиной 17—32 см (рис. 406).

И только в одном месте, где произошло образование так называемого „камина“, применена комбинированная облицовка (рис. 407).

Наружное кольцо из искусственных камней имеет толщину 40 см, внутреннее — железоторкретное — 7 см. Кроме того, подошва штольни укреплена слоем железобетона толщиной 20 см.

Разработка штольни производилась с восемью забоев, для чего было устроено четыре окна (рис. 408). Откатка породы производилась бензоло-электрическими локомотивами „Гбус“.

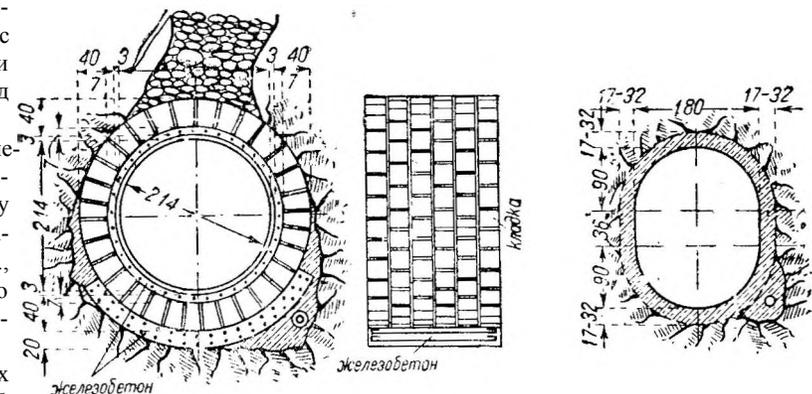


Рис. 407. Берэн.

Рис. 403. Штольня-окно установки Берэн.

IV. ШВЕЙЦАРИЯ

1. Система Веггиталь (Wägital) 1922—25 гг.

Гидростанции Ремпен и Зибнен используют в двух ступенях Веггитальское водохранилище, емкостью в 140 млн. м³, образованное в долине Иннерталь, в районе г. Цюриха. Из водохранилища напорной штольней, длиной 3700 ж,

вода подводится к уравнильной шахте и напорным трубопроводам гидростанции Ремпен (рис. 409). Пройдя турбины, вода поступает в небольшое Ремпенское водохранилище, находящееся в $1/2$ км от здания станции, и отсюда

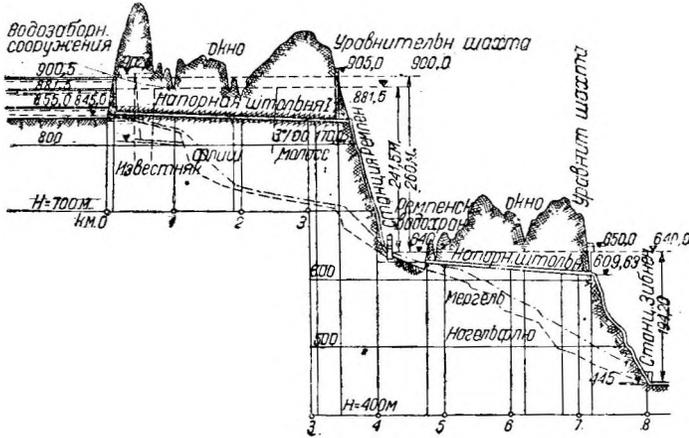


Рис. 409. Продольный профиль по сооружениям установки Веггиталь

напорной штольней, длиною 2570 м, подводится к напорным трубопроводам гидростанции Зибней.

Штольня Ремпен.

Штольня имеет круглое сечение диаметром $D = 3,5 - 3,6$ м и работает при напоре 6,5 атм. Уклон 3‰ расход воды 45 м³/сек. и скорость 4,5 м/сек.

На протяжении 3280 м штольня проходит в меловых слоях и имеет бетонную облицовку толщиной 30—50 см (рис. 410). В нарушенных породах применена комбинированная обделка из наружного бетонного и внутреннего железоторкретного кольца толщиной 7—8 см.

Соединение арматуры в стыках осуществлено при помощи электрической сварки. При бетонировании применялась металлическая опалубка, вследствие чего внутренняя поверхность облицовки получалась настолько гладкой, что отпала необходимость в штукатурке. Инъекция цементного раствора за облицовку произведена под давлением 10 атм.

Проходка штольни велась одновременно от водозабора, уравнильной шахты и бокового окна.

При разработке применен способ подвального разреза (рис. 411) с размерами направляющего хода около 6 м². Бурение производилось пневматическими молотками тяжелого типа „Вестфалия“. Скорость проходки при двухсменной работе составляла 4,34 м/сутки.

Штольня испытана при напоре 7 атм., причем удельная потеря воды составляла 0,12 л/сек.

Штольня Зибнен.

Начинающаяся от Ремпенского водохранилища штольня гидростанции Зибнен имеет, так же как и описанная выше штольня Ремпен,

круглое сечение диаметром 3,60 м. Забор воды из водохранилища осуществляется через тело плотины (рис. 10). Уклон штольни — 5,8‰, расход—47 м³/сек. и максимальная скорость — 4,5 м/сек.

Штольня работает при значительно меньшем напоре (3 атм.) и проходит в песчаниках, мергелях и нагельфлю. Облицовка—бетонная по всей длине, за исключением 400 м, где, помимо бетонного кольца, применено внутреннее железоторкретное толщиной в 7 см.

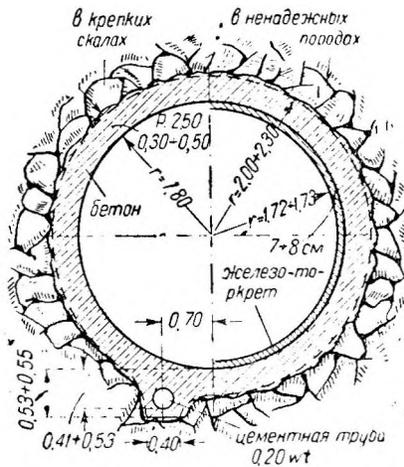


Рис. 410. Веггиталь (Ремпен).

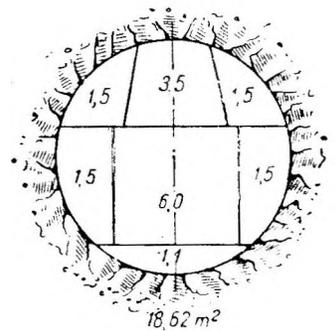


Рис. 111. Схема разработки штолен Веггиталь.

Проходка велась от двух порталов и двух боковых окон. Бетонирование шло на расстоянии 100 м от забоя, причем подача материалов производилась канатными дорогами через окна, которые в период эксплуатации должны служить для пропуска воды.

При испытании штольни под давлением удельная потеря воды составляла 0,4 л/сек.

Интересен переход штольни через р. Требзенбах, осуществленный в виде железобетонного трубопровода опирающегося на качающиеся железобетонные стойки (рис. 412 и 413). Полная длина трубопровода 46 м. Посередине пролета был сделан усадочный шов, перекрытый по окончании постройки торкретным кольцом толщиной 10 см.

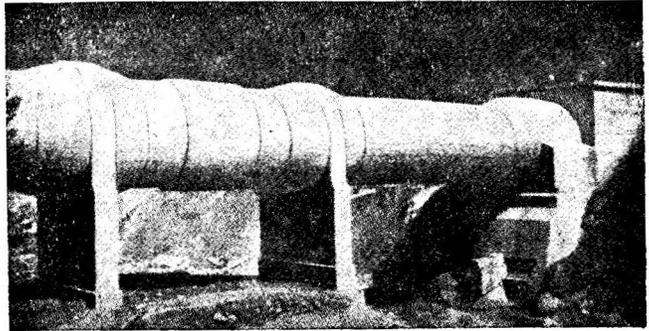


Рис. 412. Переход напорной штольни Зибнен через ручей Требзен.

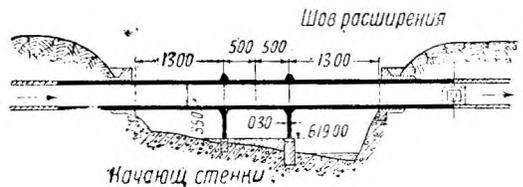


Рис. 413. Продольный разрез по переходу напорной штольни Зибнен.

2. Обергасли-Гримзель (Oberhasli-Grimsel) 1924—1931 г.

Система установок Обергасли (Гримзель) предполагает использование падения р. Аары от ледника Гримзель до г. Иннерткирхен в трех ступенях (рис. 414).

В настоящее время сооружена первая ступень — гидростанция Гандек мощностью 100000 ЛС.

Напорная штольня этой установки между озерами Гримзель и Гельмерзее имеет длину 5250 м и работает при значительном внутреннем давлении, так как уровень озера Гримзель, созданный устройством арочной плотины гравитационного типа, лежит на 60 м выше уровня Гельмерзее.

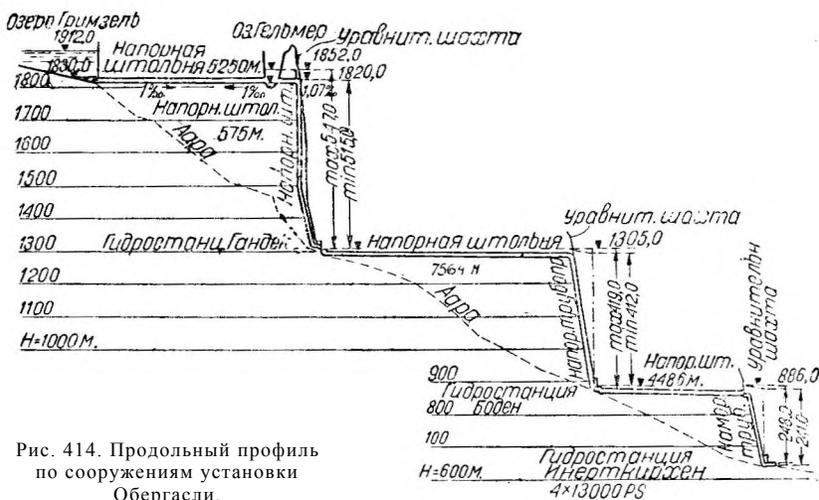


Рис. 414. Продольный профиль по сооружениям установки Обергасли.

Штольня, диаметром 2,0 м, проходит в крепких гранитах и имеет бетонную обделку толщиной 15—25 см.

От озера Гельмерзее к зданию станции Гандек вода поступает по напорной штольне длиной 575 м, диаметром 2,7 м, переходящей в наклонную шахту. Длина последней — 1 009 м, диаметр вверху — 2,40 м, внизу — 2,0 м, уклон—72%.

Облицовка шахты была возведена из наружного бетонного кольца и внутренней металлической „рубашки“, представляющей собою сваренные цилиндры из листовой стали. Стальная оболочка шахты не была рассчитана на внутреннее давление и должна была служить лишь для обеспечения водонепроницаемости. Однако, после испытания под давлением в ней образовались трещины, вызвавшие утечку воды. Работы по восстановлению разорванной облицовки заключались во введении внутрь шахты вплотную в существующей обделке сваренных стальных цилиндров, рассчитанных таким образом, что при самостоятельной работе их на полное внутреннее давление напряжения в материале не превосходят предела упругости.

3. Давос-Клостерс (Dawos-Klostere)

Установка Давос-Клостерс, имеющая напорную штольню длиной 4922 м (рис. 415), была начата постройкой в 1921 г. Однако, вследствие финансовых затруднений, строительство гидростанции в 1923 г. было приостановлено.

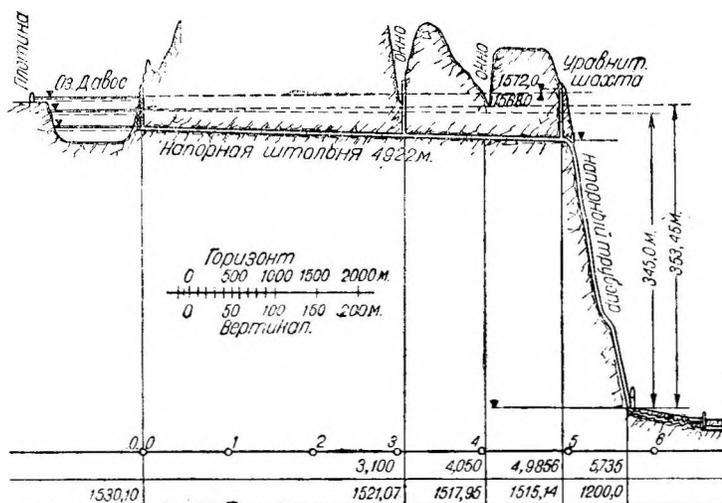


Рис. 415. Продольный профиль по оси напорной штольни Давос-Клостерс.

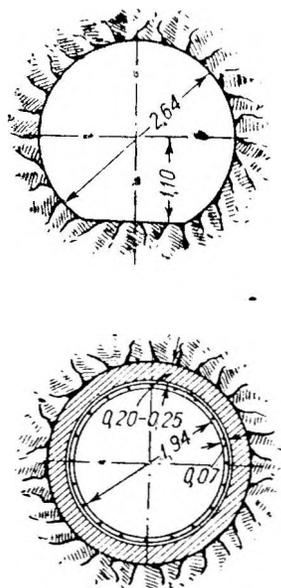


Рис. 416 и 417. Давос-Клостерс.

Напорная штольня — круглого сечения, диаметром 1,94—2,64 см, имеет уклон 3‰ и рассчитана на расход 8,85 м³/сек. при скорости от 1,8 до 3,0 ж/сек. Напор в верхнем конце штольни — 3,8 атм., в нижнем — 5,3 атм.

Устройством бокового окна штольня разбита на два участка. Верховой, длиной 3050 м, проходит в ортогнейсах, парагнейсах и на небольшом протяжении в доломитах. Ввиду хорошего состояния пород штольня оставлена без облицовки (рис. 416).

На низовом участке, длиной 1927 м, проходящем в кристаллических шиферах и известняках, применена комбинированная облицовка из наружного бетонного кольца, толщиной 20—25 см, и внутреннего железоторкретного, толщиной 7 см (рис. 417).

Расчетное напряжение в арматуре — 1500 кг/см².

При испытании штольни под давлением удельные потери воды составляли около 23 л/сек.

4. Ритом (Ritomee) 1920 г.

Подковообразного сечения (2 X 1,66 м) штольня гидроустановки Ритом, энергия которой идет на электрификацию С.-Гогардской жел. дор., имеет длину 868 м. Забор воды из Ритомского озера осуществляется на глубине 30 м, так

что штольня работает под значительным напором, достигающим в конце ее 4,3 атм. Уклон дна—7‰, расход—от 4,0 до 9,0 м³/сек., скорость—1,5—3,4 м/сек.

Первоначально бетонная облицовка штольни толщиной 15—35 см (рис. 418) не была рассчитана на внутреннее давление воды, так как предполагалось, что оно целиком воспринимается породой. Однако, окружающие штольню породы — слюдянистые сланцы, гнейсы и доломиты — оказались недостаточно устойчивыми, и это привело к образованию трещин в облицовке.

При первом испытании штольни под давлением от 1,5 до 7,5 м были обнаружены значительные потери воды — 61 л/сек. После опорожнения штольни была произведена инъекция цементного раствора за облицовку. Однако, при новом испытании, под давлением от 35 до 41 ж, потери достигли колоссальной цифры — 326 л/сек., причем опять было замечено появление в облицовке новых многочисленных трещин (рис. 151 и 152).

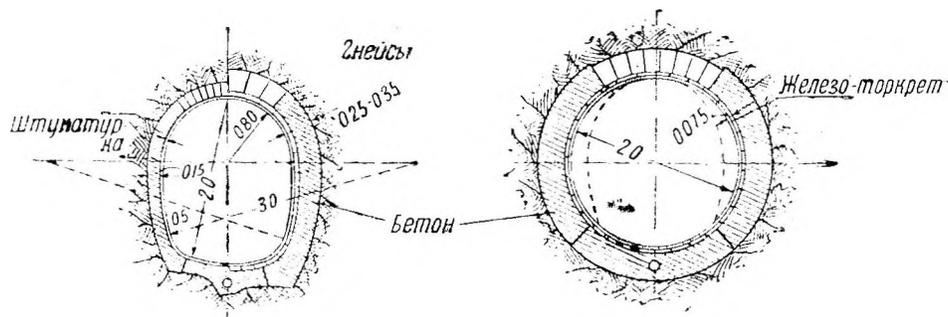


Рис. 418 и 419. Ритом.

В дальнейшем произведена была вторичная инъекция за облицовку. При новом испытании под тем же давлением 35—41 м потери равнялись 262 л/сек., спустя 55 часов после заполнения штольни произошел прорыв воды на косогоре вблизи уравнильной шахты. Для выяснения причин этой катастрофы была создана специальная комиссия, работа которой сыграла решающую роль в дальнейшем строительстве напорных штолен. Исследования комиссии доказали, что установившееся мнение о принятии полного внутреннего давления породой является неправильным, так как вследствие податливости последней облицовка оказывается втянутой в работу и нагруженной частично или полностью внутренним давлением воды. Кроме того, по расположению трещин была установлена невыгодность влияния подковообразного очертания штольни. Работы по восстановлению облицовки заключались в расчистке трещин на глубину 5 см, заполнении их асфальтом и покрытии сверху цементным раствором. Однако, в таком состоянии штольня могла работать только при незначительном напоре. Дальнейшие работы по восстановлению штольни состояли в устройстве внутреннего железоторкретного кольца (рис. 419) толщиной 7,5 см, могущего воспринять полное внутреннее давление воды при напряжении в арматуре не выше 1200 кг/см².

5. Шлюхзее (Schluchsee) 1930 г.

При постройке гидроустановки Шлюхзее строителям ее была поставлена задача возвести напорную штольню Шварц-Эйхольц, длиной в 2,8 км, в кратчайший срок (рис. 420). Диаметр поперечного сечения описываемой штольни круглого очертания $D = 4,10$ м (рис. 421), а общая площадь выломки — около 175 м².

Порода, в которой приходилось производить выломку, представляла гранит, на некоторых участках довольно слабый. Разработка велась как от мест будущего водоприема и уравнильной шахты, так и из вспомогательной штольни-окна у Эберсбах.

Бурение породы производилось перфораторами Ингерсоль-Ранд, экскавация — погрузочными машинами типа Бутлер, а откатка — бензоловым локомотивом с 3 вагончиками, каждый емкостью $\frac{3}{4}$ м³.

Для выбора наиболее рационального метода проходки и плана расположения буровых скважин строительством были исследованы опытным путем различные способы выломки штольни.

Первый способ состоял в равномерном распределении всех скважин по площади забоя и одновременном взрыве их. Эксперимент оказался мало удачным, так как порода, заваливая подход к забою, задерживала тем самым даль-

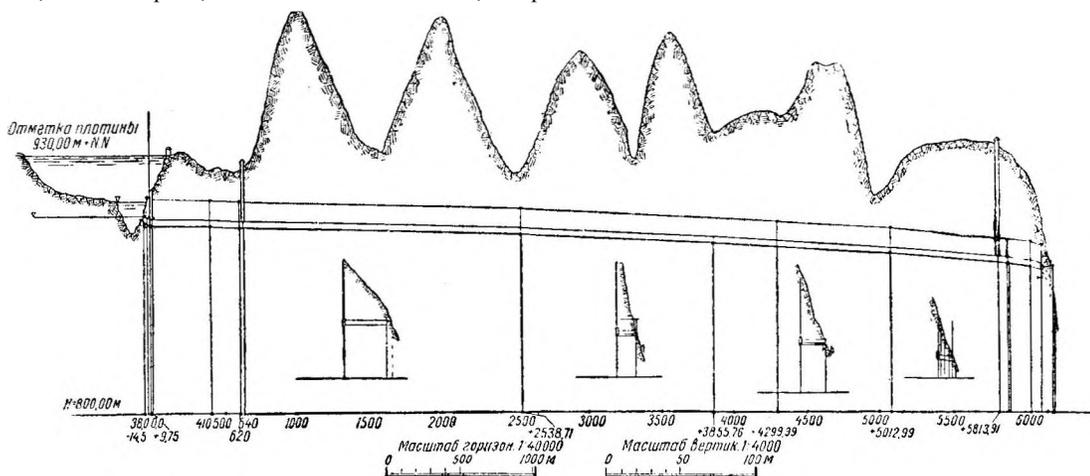


Рис. 420. Продольный профиль по оси штольни Шлюхзее.

нейшее бурение, не позволяя производить его даже в верхней части штольни. Выходом из этого положения могло быть лишь значительное увеличение производительности экскаватора, что, однако, представлялось трудно выполнимым. Установка в штольне двух погрузочных машин, даже при ширине выломки 4,9 м, цели не достигала, так как из-за стесненности в работе суммарная производительность двух экскаваторов фактически мало отличалась от производительности одного, в то время как расходы выросли вдвое. Нужно отметить, что за последние годы, в связи с применением установок, позволяющих одновременное бурение большого числа скважин (Гувер, рис. 435; Свифт, рис. 462 и др.), решающее значение для установления максимальной скорости проходки приобретает производительность погрузочных машин.

Второй опыт производился со способом проходки штольни „нижним уступом”. Наличие в этом случае в нижней половине выломки добавочной свободной плоскости увеличивает, как известно, эффект взрыва. Кроме того, после взрыва только незначительная часть верхнего хода заваливается породой и после небольшой разборки ее самими бурильщиками наступает возможность продолжать бурение. Одновременно с этим и погрузочная машина может быть втянута в экскавацию сразу за взрывами. Для возможности бурения нижней части штольни без перерыва погрузки породы была испробована разработка уступа вертикальными скважинами. Однако, неровности подошвы штольни, полученные при этом способе, затрудняющие передвижение и установку погрузочной машины, заставили перейти к разработке уступа горизонтальными скважинами.

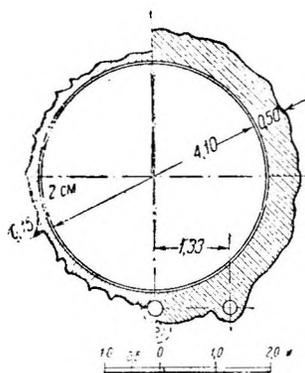


Рис. 421. Шлюхзее

Для вентиляции штольни, как это практикуется обычно в немецких установках, использовалось время смены рабочих, при чем вентиляция продолжалась 30 минут. Для этой цели служил мощный высоконапорный вентилятор с производительностью в 100 м³ воздуха при давлении в 2 атм. Диаметр вентиляционных воздухопроводов достигал 350 м.м.

Скорость проходки штольни за большой промежуток времени выразилась в среднем около 5 м в сутки.

Из недостатков этого способа необходимо отметить гораздо большую опасность отклонения выломки от запроектированного очертания, чем при обычных способах проходки штолен.

Представляют значительный интерес также новые приемы в облицовочных работах, примененные в той же штольне. Современные технические требования, выражающиеся в отказе от продольных швов обделки, принудили строителей идти на применение скользящих опалубок (рис. 422).

Ход работ по возведению облицовки при этом следующий.

Вначале по подошве штольни бетонуются брусья-подкладки с точно размеренными интервалами между ними. На них устанавливается нижняя треть всей подвижной опалубки (рис. 422). Она состоит из железных колец и деревянной обшивки шириною в 2 м. Рельсовый путь (60 см), наглухо скрепленный с нижней третью кружала, дает возможность сразу же доставить на особых тележках кружала и опалубку для всей верхней части штольни. Последние состоят из отдельных звеньев длиной по 4 м. Специальным раскружализающим приспособлением, служащим для освобождения опалубки после возведения бетона, кружала распираются и скрепляются с нижним звеном. После этого тележка освобождается и откатывается для дальнейшей работы.

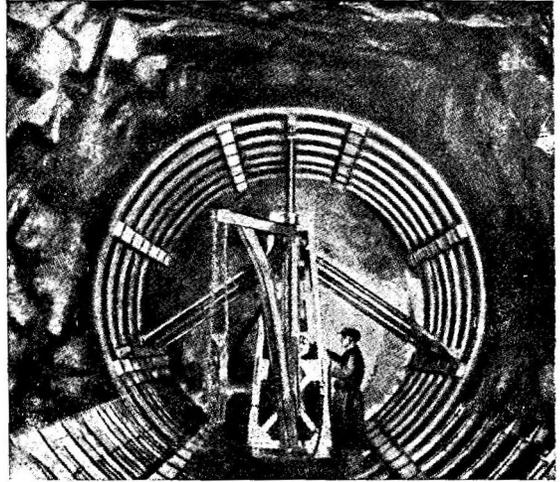


Рис. 122. Подвижная опалубка штольни Шлюхзее.

Раскружализание идет в обратном порядке. Особым достоинством такого рода кружал и опалубки (состоящей из отдельных досок, ничем не скрепленных с кружалами) является простота, быстрота в работе по установке и съемке.

Все бетонирование штольни производилось пневматическим способом аппаратом Джони (Johny) фирмы Ингерсоль-Ранд. Бетонная масса изготовлялась за пределами выработки и к аппарату подвозилась в вагончиках готовая смесь.

Для увеличения плотности бетона, имеющей столь существенное значение для напорных штолен, кроме большого давления, под которым укладывался бетон за опалубку, для сотрясения последней применялись специальные пневматические молотки. Ввиду того, что емкость аппарата Джони составляет около 500 л, такого же объема были выбраны и бетономешалки.

6. Амстэг (Amsteg) 1918 г.

Штольня, длиной 7536 м, проходит главным образом в гнейсах и сланцах, и работает при напоре от 1,5 до 3,4 атм. Расход воды — 21 м³/сек., скорость — 3,41 м/сек., уклон — 1,5%. Первоначально предполагалось придать штольне подковообразное очертание, однако, после катастрофы, имевшей место в Ритомской штольне, решено было остановиться на круглом сечении. Вместо запроектированной вначале простой бетонной обделки применена комбинация из наружного бетонного и внутреннего железоторкретного кольца (рис. 423), с допускаемым напряжением арматуры на растяжение 1200 кг/см².

В зависимости от свойств породы, толщина бетонного кольца колеблется от 18 до 40 см. железоторкретный слой имеет толщину 7,5 см.

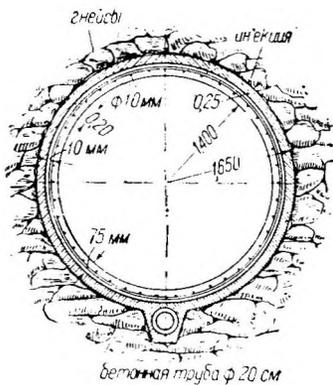


Рис. 423. Амстэг.

На участке с сильным горным давлением наружное кольцо выполнено из каменной кладки толщиной 25 — 38 см, а внутреннее — из бетона с двойной арматурой (рис. 118).

Интересные опыты, произведенные в штольне с целью выявления работы облицовки при внутреннем давлении, а также потерь воды, изложены в главе „Упругий отпор“.

7. Брок (Вгос) 1918—1921 гг. и 1927 г.

Установка Брок, в кантоне Фрибург, использует падение р. Жонь (Jogne) в нижнем ее течении. От водохранилища, созданного устройством арочной плотины в узком ущелье реки, вода подводится напорной штольной, длиной 1670 м, к уравнильной шахте и отсюда напорным трубопроводом — к зданию станции.

Штольня, имеющая уклон 7‰, рассчитана на пропуск воды 20 м³/сек. при скорости 3,08—3,26 м/сек. Внутреннее давление воды — 3 атм. На участке в прочном грунте сечение штольни — подковообразное, имеет бетонную облицовку толщиной 0,25 м (рис. 109), покрытую слоем инертоля.

В слабых грунтах сечение штольни — круглое, $D = 2,80$ м (рис. 424); бетонная обделка, толщиной 40—50 см, имеет одиночную или двойную арматуру. При бетонировании сперва возводились стенки и свод, а потом основание.

Инъекция цементного раствора за облицовку производилась под давлением 5 — 6 атм., через трубки, заложенные на расстоянии 5 м. В среднем расход цементного раствора на 1 м² облицовки был около 10,5 л. Раствор приготавливался из извести, мелкого песка и цемента в равных частях.

По всей длине штольни, в основании ее, в слое тощего бетона уложена цементная труба диаметром 20 см. Заканчивается она в трубопроводе клапаном. При испытании штольни под напором удельные потери воды составляли около 5 л/сек.

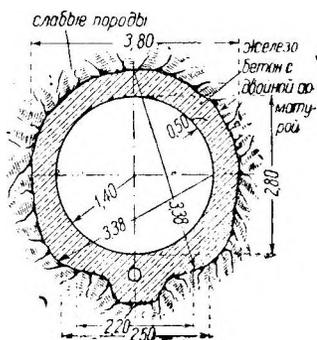


Рис. 424. Брок.

V. ИТАЛИЯ

1. Сенишиа (Cenischia)

Установка Сенишиа использует падение притока р. Дора Рипария в 3 ступенях. Она имеет две напорные штольни, одна из которых длиной 1860 м подводит воду к напорному трубопроводу станции Гран-Скала (Grand Scala), другая длиной 5250 м — к трубопроводу станции Венаус. Штольня Гран-Скала, проходящая в известняках, частично крепких и прочных, частично трещиноватых и водоносных, имеет круглое сечение диаметром 1,90 м и работает при напоре в 2,7 атм.

Облицовка штольни в крепких породах — бетонная, толщиной 20 см, с внутренним слоем штукатурки 3 см. В слабых породах применена облицовка из наружного бетонного кольца и внутреннего железобетонного с двойной арматурой (рис. 425).

В штольне Венаус, диаметром также 1,90 м, проходящей в гнейсах весьма различного качества, от крепких до разрушенных, применено несколько различных типов облицовок.

На участках в прочной скале ограничились слоем штукатурки 6 см, на более слабых участках применена бетонная облицовка толщиной 20 см. В очень слабых, ненадежных породах применен усиленный тип облицовки (рис. 115), состоящий из наружного железобетонного кольца, толщиной 45 см, слоя шту-

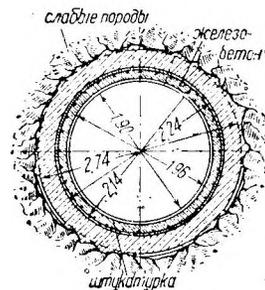


Рис. 425. Сенишиа.

катушки 3 см, затем внутреннего железобетонного кольца с двойной арматурой и внутреннего слоя штукатурки в 3 см. Кроме того, была произведена инъекция цементного раствора.

При испытании штольни под давлением трещин и потерь воды обнаружено не было.

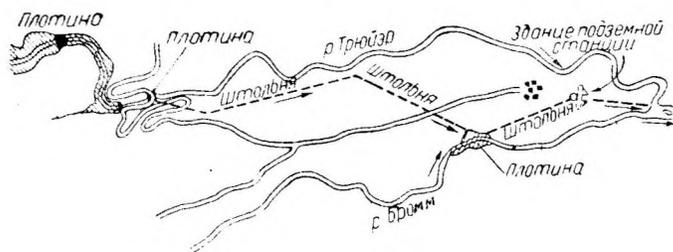


Рис. 426. Генеральный план гидроустановки Бромма.

VI. ФРАНЦИЯ

1. Бромма (Brommat)

Гидроустановка Бромма на р. Трюер и притоке ее Бромм имеет две деривационные напорные штольни. Одна из них, длиною 5680 ж, диаметром 6,0 м,

идет от водохранилища Каден до водохранилища Бромм; другая, диаметром 7,20 ж и меньшей длины — 1720 м — от водохранилища Бромм до напорной шахты, ведущей к зданию станции Бромма, расположенному под землей (рис. 426, 12, 13 и 14).

Величина напора в штольнях меняется — от 1,3 атм. у Кадена до 2,8 атм. у напорной шахты.

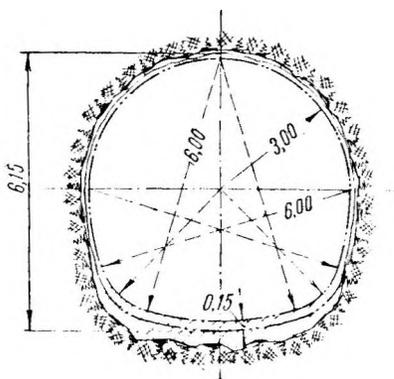


Рис. 427. Штольня Бромма на участке между водохранилищами Каден и Бромм.

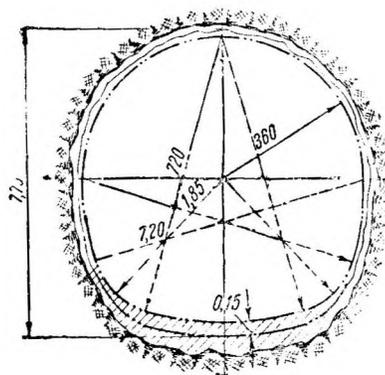


Рис. 428. Штольня Бромма на участке между водохранилищем Бромм и напорной шахтой.

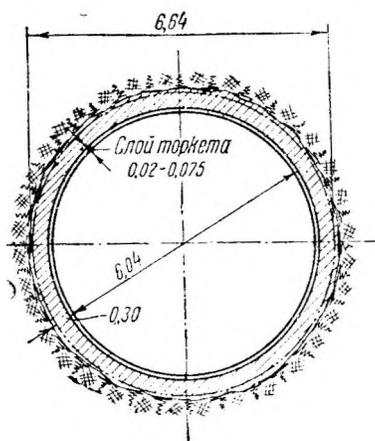


Рис. 429. Штольня Бромма на участке между водохранилищами Каден и Бромм.

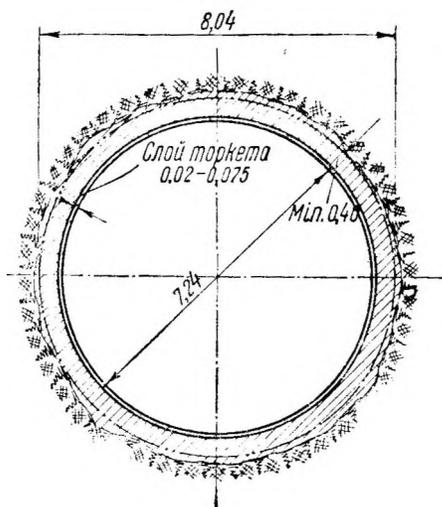


Рис. 430. Штольня Бромма на участке между водохранилищем Бромм и напорной шахтой.

Сечение штолен на участках в крепких гранитных породах подковообразное (рис. 427 и 428), в слабых породах — круглое (рис. 429 и 430). Облицовка в первом случае состоит только из слоя бетона в подошве, во втором — из бетонного кольца толщиной 30 — 40 см и слоя торкрета толщиной 2 — 7,5 см.

2. Куандр (Coindre) 1923 — 28 гг.

Гидроустановка Куандр использует падение двух рек—Гранд Рю и Пти Рю— и имеет две напорные штольни, которые соединяются вблизи уравнильной шахты (рис. 431). За уравнильной шахтой имеется короткий участок напорной штольни 125 м, переходящий далее в напорный трубопровод.

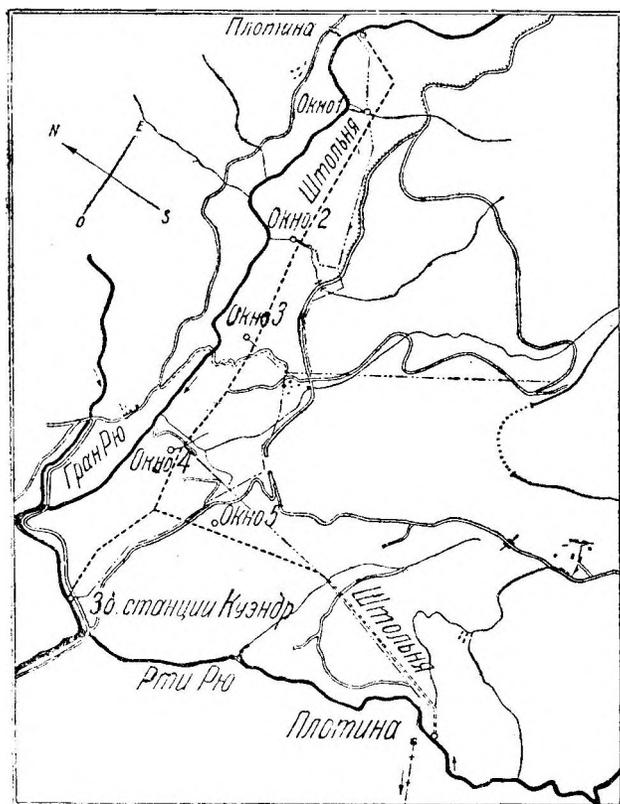


Рис. 431. Генеральный план гидроустановки Куандр.

шиною 40 см. и внутреннего железоторкретного, толщиной 7,5 см.

По окончании бетонировки производилась инъекция цементного раствора за облицовку под давлением от 2,5 до 4 атм.

Для ускорения проходки штольни были устроены четыре боковых штольни-окна, длиной от 100 до 120 м. По окончании проходки некоторые из них были наглухо забетонированы, другие же закрыты стальными щитами для того, чтобы в дальнейшем иметь возможность осматривать штольни.

VII. АМЕРИКА

1. Гувер (Hoover Dam) 1932—1937 гг.

По масштабу своих сооружений и новейшим приемам производства работ американская гидроустановка Гувер на р. Колорадо вполне заслуженно привлекает в настоящий момент внимание гидротехников всего мира.

Впервые в истории человеческой культуры, как пишет проф. Н. Келен,¹ будет превзойдена Хеопсова пирамида в Египте, высота и объем работ которой значительно уступает плотине Гувер. Однако, описываемая гидроустановка интересна не только объемом и высотой подпорного сооружения. Целый ряд совершенно новых конструкций и методов производства работ, в особенности

¹ Н. Келен. — Die Hoover Talsperre, Wasserwirtschaft 1932 №№ 8 и 11.

в области подземных сооружений, заставляет остановиться подробнее на этом исключительном строительстве.

Целью постройки сооружений Гувер является: 1) борьба с затоплениями местностей, расположенных ниже каньона, 2) улучшение судоходных условий, 3) регулирование стока, 4) ирригация, 5) водоснабжение и 6) использование водной энергии.

В основном все сооружения на р. Колорадо состоят из трех главных объектов: плотины, здания станции и канала для орошения и водоснабжения, длиной около 130 км, рассчитанного на расход в 400 м³/сек. По всей длине канала, кроме того, располагается ряд дополнительных силовых установок. Плотина расположена в глубоком скалистом ущелье Блэк-Каньон, в гористой необитаемой местности, на расстоянии около 30 миль от ближайшего населенного пункта.

Подпор, создаваемый плотиной, достигает 178 м, благодаря чему образуется бассейн емкостью 37,5 млрд м³ воды (рис. 432). Отвод реки во время постройки

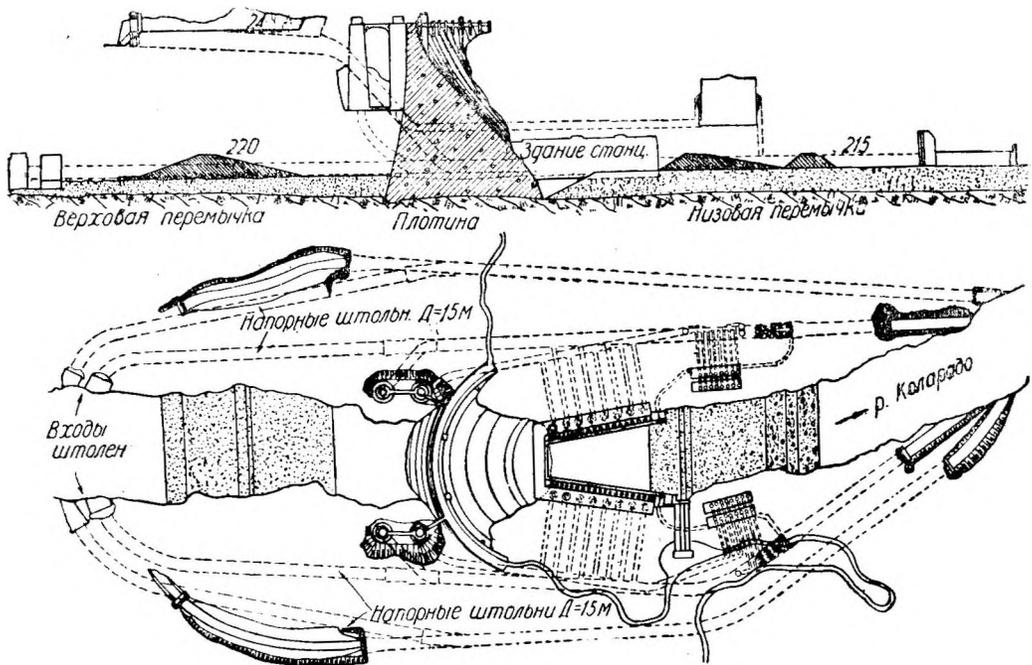


Рис. 432. План сооружений гидроустановки Гувер.

производится при помощи четырех штолен круглого сечения, каждая диаметром 15,2 м. в свету, площадью 229 м², длиной 1,2 км. Штольни, рассчитанные на расход воды в 5650 м³/сек., имеют бетонную облицовку.¹ По окончании строительного периода две внутренние штольни будут использованы как подводящие воду к турбинам, а две наружные — для сброса воды.

Здание гидростанции U - образной формы, длиной 150 м и шириною 20 м, располагается сейчас же за плотиной. Половину всех отводов к турбинам на каждой стороне реки предположено устроить из специальных штолен диаметром 9 м, идущих от водоприемных устройств (башен). Другая половина будет от внутренних отводящих штолен, упомянутых выше.

Водосливы устраиваются по одному на каждой стороне в скалистых берегах реки. Устройство каждого из них состоит в боковом глухом водосливе, длиной 210 м, открытом канале, глубиною 15 м, шириною по дну 12 м нуклоном дна 75%, и наклонной шахте диаметром у устья 21 м, а в месте примыкания к внешней отводящей штольне 15 м. В торцевой части каждого водосливного канала имеется по одному щиту Стоinea, размерами 15X15 м, весом 1500 т.

¹ Eng. News Record, 1930, 1931 и 1932. Инж. Роеp. — Проект плотины Гувер.

Как указывалось выше, внешние отводящие штольни после окончания строительства заглушаются бетонными пробками непосредственно выше присоединения к ним наклонных шахт. Для возможности производства этих работ у каждого из порталов предусмотрено установить тяжелую бетонную стенку, поддерживаемую 3 бетонными колоннами. Основание колонн устраивается на песке, лежащем на бетонном пороге. Закрытие входов в штольни бетонными стенками будет происходить путем вымывания песка из-под колонн помощью заключенных внутри последних труб.

На каждой стороне реки имеются две системы водоспусков, регулируемых двумя приемными башнями, расположенными в водохранилище на расстоянии 20 м одна от другой. Система водоспусков в направлении к низовой стороне имеет цилиндрический затвор диаметром 9,3 м. Затвор впускает воду в наклонную шахту диаметром 9 м, соединяющуюся с внутренней отводящей штольней. С напорной стороны штольни устраивается пробка из 4 скользящих щитов размерами 1,8X2,3 м.

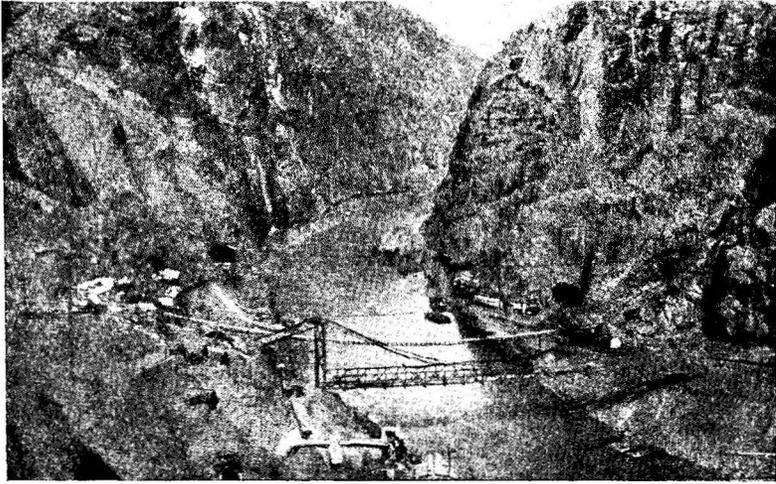


Рис. 433. Расположение штолен гидроустановки Гувер.

На каждой из этих систем, кроме отводов к холостым выпускам, устраиваются отдельные отводы для каждой турбины в равном количестве из каждой штольни (диаметром 9 и 15 м).

Из всего описанного выше видно, что при проектировании этой грандиозной установки строителями обращено особое внимание на достижение возможной безопасности и обеспечения работы всех отдельных сооружений ее. Это достигается устройством отдельных систем водоприемных, водоспускных и водоподводящих устройств с несколькими затворами, расположенными один за другим на каждой системе.

Перемычки для возведения основных сооружений представляют собою земляные плотины, весьма мощные по размерам и сложные по выполнению. Их две: верховая, с наибольшей высотой в 25 м и шириной по гребню 15 м, имеет покрытый железобетоном напорный откос, у основания которого забита железная шпунтовая стенка наибольшей глубиной до 20 м. Оба откоса верховой плотины имеют уклон 1 : 3.

Низовая перемычка высотой 16 м имеет напорный откос 1 : 5 и сухой (внутри котлована) 1 : 1,5, прикрытый сверху каменной отсыпью 1 : 2.

Общая мощность установки — около 1 млн. ЛС.

Катастрофический расход реки в естественном состоянии (7000 м³/сек.) уменьшается до 2100 м³/сек. с помощью резервной емкости водохранилища.

Объем основных работ по строительству представлен в сводной таблице 65.

Общий объем бетонной кладки в плотине более 2,5 млн. м³, причем многочисленными горизонтальными и вертикальными швами весь массив делится на блоки.

Обычный способ возведения массивных плотин отдельными блоками обеспечивает охлаждение их к моменту заделки конструктивных швов. Однако, по данным Проектного Отдела Ирригационного Бюро в Денвере, время охлаждения бетона после схватывания его в таких значительных массивах, как плотина Гувер, составило бы несколько десятилетий. В связи с этим появилась необходимость в применении искусственного охлаждения бетонной кладки плотины. Предложенный вначале для этой цели способ применения льда вместо воды при замешивании бетона и предварительное охлаждение инертных составляющих, был отвергнут из-за высокой стоимости работ, сложности и трудности наблюдения.

Более надежным был признан способ охлаждения бетона путем отвода тепла из кладки.

Для этой цели понадобилась система охлаждающих труб, диаметром около 75 мм, общим протяжением около 250 тыс. м. Вода, пропускаемая через трубы, должна иметь температуру между 5,5 и 18,5°C, причем общее количество тепла, которое должно быть отнято от каждого м³ бетона, составит около 230 кал.

Описываемый процесс возведения кладки с искусственным охлаждением дает возможность значительно сократить срок сооружения массива, что невозможно было бы выполнить при обычном способе производства бетонных работ.

Необходимо отметить, что еще в 1931 году так же в США (гор.

Woodland шт. Орегон) был применен способ искусственного охлаждения

кладки в бетонной арочной плотине Ariel. В отличие от плотины Гувер, где для понижения температуры воды, поступающей в трубы, сооружена холодильная установка, в массивах

плотины Ariel, значительно уступающих по размерам Гуверовским массивам, для этой цели с успехом применялась речная вода без охлаждения.

Понятно, что способ, дающий возможность управлять температурой бетонной кладки во время возведения ее и в период твердения, представляет инженерную проблему, заслуживающую серьезного внимания и изучения.

Равномерность температуры в момент замыкания кладки в отдельных частях плотины избавляет от дополнительных напряжений в бетоне. В холодных местностях трубы могут служить для подогрева кладки.

Упомянутое выше Ирригационное Бюро в США предполагает осуществить постройку плотины с охлаждением бетона до температуры ниже окружающей. Тем самым предположено избавиться от появления растягивающих напряжений в плотине.

Остановимся подробнее на некоторых этапах производства работ по штольням, представляющих в настоящий момент особый интерес. Расположение штолен видно на рис. 432 и 433.

Необычайные размеры поперечного сечения штолен¹ и необходимость срочного возведения их по календарному плану заставили строителей применять при проходке и возведении облицовок совершенно новые приемы.

Разработка каждой штольни велась с верхнего и нижнего порталов, а также из двух промежуточных окон-штолен, длиной 259 и 192 м, площадью 7,45 м², во всем согласно схеме, представленной на рис. 246. В первую очередь производилась выломка верхнего направляющего хода сечением 3,65 X 3,65 м, в дальнейшем расширяемого до площади сегмента, видного на рис. 434.

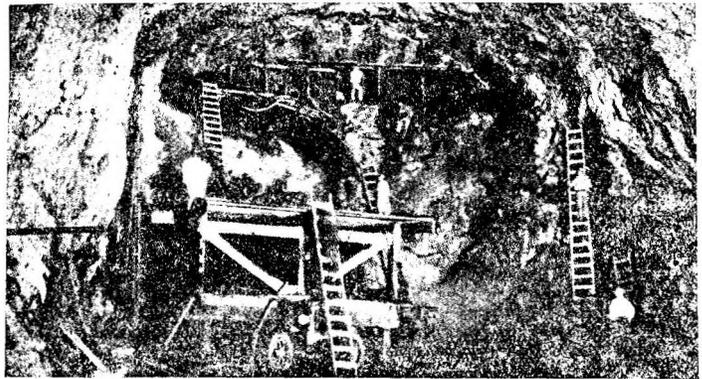


Рис. 434. Бурение штолен Гувер.

¹ Вторые в мире после тоннеля Rove в Южной Франции.

Это давало возможность определить характер и строение пород, что учитывалось при дальнейшем расширении профиля. Порода Andesit Tuff Breccie представляла однообразную, без всяких включений и напластований скалу, не требующую креплений и в то же время довольно легко разрабатываемую. Влага в тоннеле не появлялась.

Круглое поперечное сечение было разделено на следующие секции:

I. Верхний направляющий ход (Firstollen, top heading)	13,4 м ²
II-а и II-в. Каллоты (Kallotten, wing)	23,0 "
III. Расширение (Erweiterung, bench heading)	142,6 "
IV. Нижняя часть (Sohle, invert)	50,0 "

Всего 229,0 м²

Величина проходок отдельных секций по месяцам видна из нижеследующей таблицы.

Месяцы	Напр. ход. (верх.)			Расширение			Нижняя часть		
	м/мес.	число забоев	м/24 ч.	м/мес.	число забоев	м/24 ч.	м/мес.	число забоев	м/24 ч.
VI—31	125	—	—	—	—	—	—	—	—
VII—31	319	4	(3,40)	—	—	—	—	—	—
VIII—31	439	6	(3,80)	—	—	—	—	—	—
IX—31	987	12	3,42	18	—	—	—	—	—
X—31	1 265	13	3,88	190	3	(6,40)	—	—	—
XI—31	922	12	3,47	550	6	(6,90)	—	—	—
XII—31	363	5	(4)	1 170	8	7,35	—	—	—
I—32	37	—	—	1 851	8	9,20	—	—	—
II—32	—	—	—	595	5	7,90	606	6	12,5
III—32	—	—	—	415	2	7,80	1 734	6	12,5
IV—32	—	—	—	61	—	—	2 510	IV и V	—
	4 457	Средн.	3,75	4 850	Средн.	8	4 850	Средн.	12,5

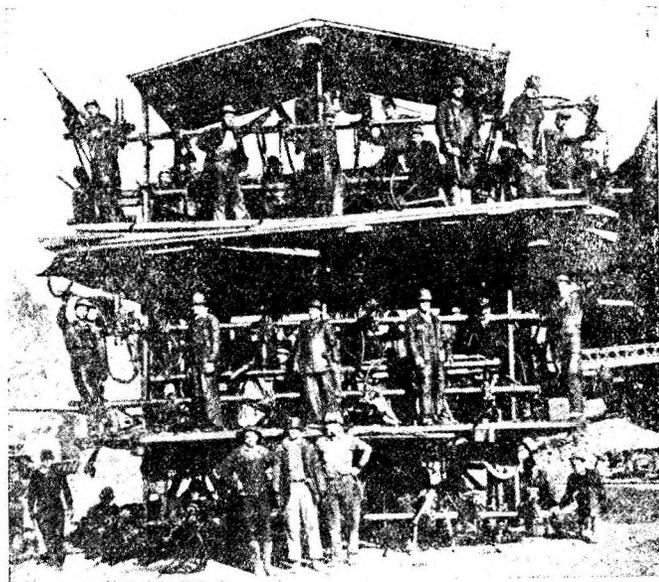


Рис. 435. Буровое оборудование штолен гидроустановки Гувер.

Расширение части профиля III (рис. 246) производилось бурением каждой половины в отдельности и одновременным взрыванием всей площади. Для возможности осуществления такой задачи было сконструировано приспособление для одновременного бурения 39 скважин средней глубиной 5 м. Для этого на шасси грузовика в 5 этажей устраивались платформы и на каждой из них устанавливалось 6 буровых станков. Перед началом бурения для создания общей устойчивости и избежания вибрации рама снималась с грузовика и устанавливалась на земле (рис. 435).

Бурение производила бригада из 45 человек. План расположения буровых

скважин приведен на рис. 436. Разметка лба забоя для скважины проводилась помощью специальных металлических ферм, изображенных на рис. 227.

Зарядка всех скважин производилась также с грузовика, причем требовалось, чтобы между заряженными и пробуриваемыми скважинами оставался хотя бы один ряд пустых скважин. В качестве взрывчатого вещества применялся 40%-й желатин-динамит.

Передвижка грузовика после окончания всех операций с одной половины на другую занимала всего 15 минут. Время бурения с одной установки составляло в среднем около 2½ часов. По окончании бурения и зарядки пробуренных скважин грузовик обычно переводился в соседнюю штольню, в то время как в первой выработке производили взрыв. „Уход в атаку”, или глубина продвижения забоя, составляла около 4,5 м.

Последним разрабатывался нижний сегмент всего профиля.

Вся выломка составляла около 1 105 000 м³ породы за весь период в один год. Самый порядок проходки штолен, составленный Ирригационным Бюро, предусматривал разработку всех штолен на полный профиль за исключением забойных участков, в нижней части профиля которых скальные породы оставались нетронутыми. Таким образом штольни оставались защищенными от паводка естественной преградой.

Находя такой порядок работ, при котором приходилось всю породу вывозить наружу со дна разрабатываемой штольни через скальную грядку высотой 6—7 м, невыгодным и учитывая, что паводок опасных размеров за 15 лет был всего один раз, подрядчик разработал почти все забои штольни на полную глубину.

Паводок случился и подрядчик потерпел убытки. Для предупреждения возможности повторения их у всех восьми забоев были возведены бетонные арочные перемычки со свободными проходами, закрывающимися при угрозе паводка. Уборка производилась электрическими экскаваторами с емкостью ковша в 1,7 м³, причем порода грузилась непосредственно в грузовики и вагончики, опрокидывающиеся на сторону. Откатка последних производилась аккумуляторными электровозами.

Общее число грузовиков, работающих в штольнях, — 35. Сидения шоферов предохранены от падения обломков породы стальным броневым листом. Ширина выработок допускала движение в два ряда вагончиков в штольню и в два ряда с породой обратно.

Обслуживание экскавации производилось механиком, смазчиком и тремя рабочими как вспомогательной силой. Для обслуживания работ по штольням было установлено три компрессорных станции: две у различных порталов и одна у промежуточной окна штольни. Общая мощность их — 450 м³/мин. воздуха.

Облицовки штолен гидроустановки Гувер, запроектированные для различных диаметров, представлены в нижеследующей таблице.

Диаметр штольни в м		21,3	15,2	9,15	7,4	4,8
Толщина бетонной облицовки в м	миним.	1,22	0,91	0,61	0,61	0,40
	средн.	0,91	0,61	0,40	0,40	0,30

Нужно иметь в виду, что в напорных штольнях максимальное внутреннее давление доходит до 17 атм.

Формы для облицовок штолен и шахт установки Гувер применяются металлические, с целью многократного оборота их при бетонировании. Сначала бетонируется обратный свод (рис. 437), причем бетон в ковшах подается краном. Затем бетонируются боковые стенки с помощью специальных кружал,

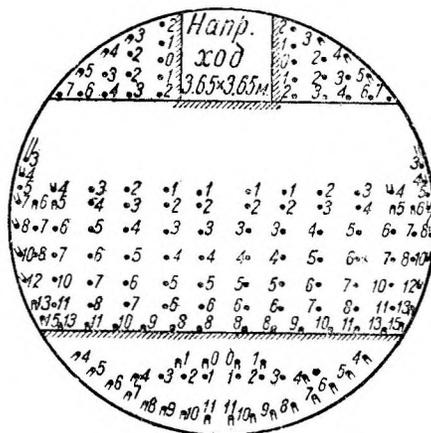


Рис. 436. План расположения скважин в штольне Гувер.

двигающихся по рельсам, уложенным по готовому бетону (рис. 438). Бетон подается за опалубку шестью желобами. Последним бетонируется свод (рис. 439).

Для этой части облицовки бетонирование производилось помощью бетон-насосов (рис. 440) звеньями по 24,4 м. Подача бетона от завода к месту укладки производилась на платформах, причем в штольнях бетон распределялся катучим порталным краном.

Состав бетона был принят 1 : 2,2 : 4,6, с максимальной крупностью гравия в 38 мм (1 1/2 дм.) и спływом по конусу Абрамса 13 см для верхней части облицовки.

Максимальная крупность гравия для остальной части обделки штольни принималась 76 мм (3 дм.), причем для стенок при спływе 11 см, а для подошвы — 9 см.

Бетонирование шло от верхнего портала и достигало как максимум 1725 м³ в сутки.

Общее количество бетона в облицовках штолен составляло 281 тыс. м³ или 50 м³ на 1 пог. м тоннеля.

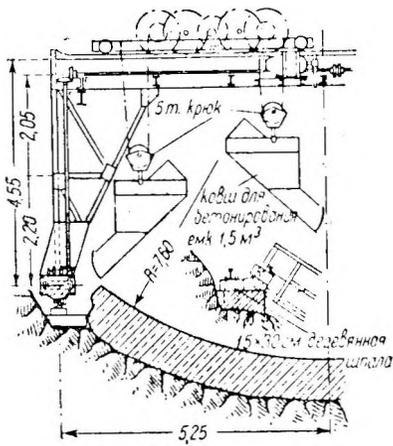


Рис. 437. Бетонирование подошвы.

Торкретный слой, толщиной 2,5 см, наносился на бетон без конструктивных швов.

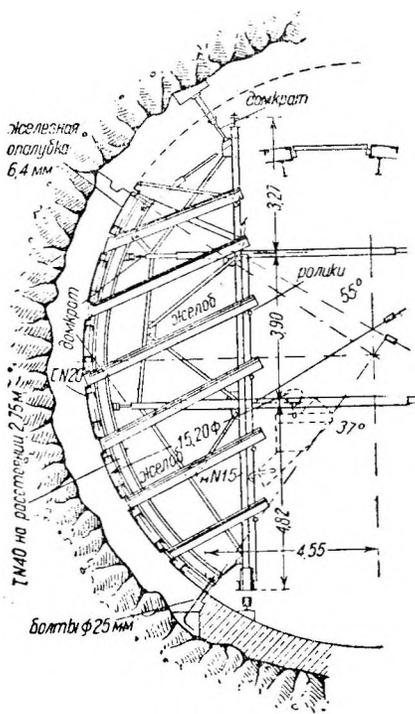


Рис. 438. Кружала для бетонирования боковых стенок штольни.

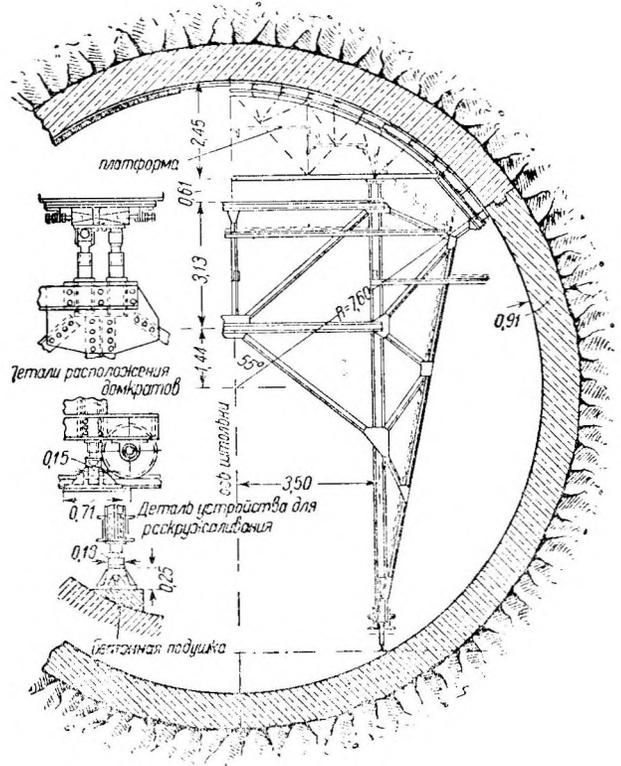


Рис. 439. Кружала для бетонирования верхней части штольни.

Относительно назначения консистенции бетона в облицовках штолен строительством установлен был следующий порядок. В тех случаях, когда толщина обделки дает возможность бетонщику работать за формами, бетон укладывается горизонтальными слоями с трамбованием. В малых штольнях, где производство работ в формах стеснено, допускается применение литого бетона,

однако с обязательным применением осаживания и уплотнения его. Инъекция в штольнях производится под весьма высоким давлением, причем для этого или предварительно в опалубке облицовки устанавливаются трубки, или после возведения обделки в теле ее сверлятся скважины для трубок. Число скважин, расположение их, глубина и направление устанавливаются специальной технической экспертизой после проходки верхней штольни.

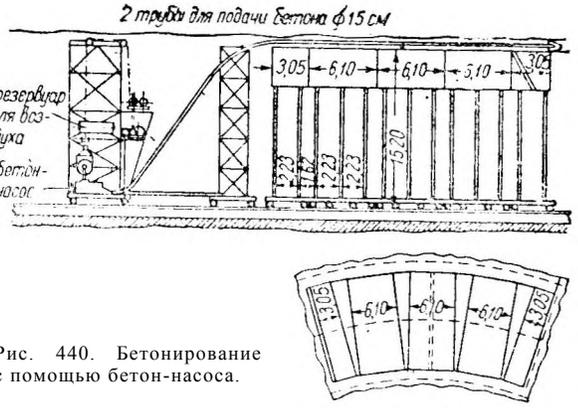


Рис. 440. Бетонирование с помощью бетон-насоса.

Характерным является то обстоятельство, что в штольнях не допускается применение деревянных конструкций постоянного характера. В случае надобности должны применяться стальные несущие конструкции.

№№ по порядку	НАИМЕНОВАНИЕ РАБОТ	Объем	План							
			1931	1932	1933	1934	1935	1936		
	4 штольни diam. 15.0 м									
1	Эксплуатация полных выемок	308 000 м ³								
2	Проходка внутр. штолен	570 000 м ³								
3	Проходка внешн. штолен	625 000 м ³								
4	Бурение скважин для инъекции	51 000 п.ч								
5	Инъекция цементного раствора	7 700 м ³								
6	Бетонирование портландных частей	13 200 м ³								
7	Бетонирование облицовки внутр. штолен	112 000 м ³								
8	То же наружных	124 000 м ³								
9	Армирование	1 450 тн								
10	Трубы и оборудование для инъекции	32 тн								
	Отводящие штольни									
11	Проходка	110 000 м ³								
12	Бурение скважин для инъекции	70 000 п.ч								
13	Инъекция цементн. раствора	1 080 м ³								
14	Бетонирование облицовок	22 000 м ³								
	Напорные штольни									
15	Проходка	76 000 м ³								
16	Бурение скважин для инъекции	6 100 п.ч								
17	Инъекция	840 м ³								
18	Бетонирование облицовок	17 000 м ³								
19	Проходка подвод. штолен для пробок	1 340 м ³								
20	Бурение скважин для инъекции	1 130 п.ч								
21	Инъекция пробок	196 м ³								
22	Бетонирование сооруж. для решеток	3 400 м ³								
23	Бетонирование пробок	29 000 м ³								
24	Армирование пробок	1 180 тч								
*25	Установка трубок для инъекц. пробок	18 тч								
26	Установка трубок для охлажд. бет. пробок	15 тн								
27	Установка трубок в пробках решетки	1 080 тч								
28	Решетки	440 тн								
29	Затворы в пробках	1 360 тч								
	Напорная шахта									
30	Проходка	25 000 м ³								
31	Бетонирование	11 400 м ³								
32	Железные трубы	6 300 тч								

Рис. 441. Подробный календарный план производства работ по штольням гидроустановки Гувер.

Строительство имеет 80 км телефонной сети и 30 км электрической проводки напряжением 2300 вольт.

Календарный план производства работ строительства, приведенный выше, представляет также весьма значительный интерес, так как отражает и настоящие возможности и современную вооруженность американской техники.

Подробный календарный план по возведению штолен дан на рис. 441.

В заключение приведем единичную и общую стоимость по отдельным видам работ по заключенным строительством договорам с шестью мощными строительными фирмами.¹

№№ по гор.	Наименование	Объем работ	Единичная стоимость в доллар.	Общая сумма в долларах
1	Выемки неглубокие м ³	3 240 000	0,33—10 80	11 934 000
2	То же, на больш. глубине м ³	27 000	13,00—16,00	425 000
3	Разработка штолен и шахт м ³	1 350 000	10,5—11,2	14 926 000
4	Насыпи и засыпка м ³	975 000	0,98—2,60	1 314 000
5	Бутовая кладка м ³	5 700	15,70	90 000
6	Неглубок. бур. скважины м	77 500	3,30	256 000
7	Бурскважины до 15 м глиной	3 650	10,0	36 000
8	То же, до 30 м длиной	16 000	13,2	212 000
9	То же, до 45 м длиной	5 300	12,2—19,8	71 000
10	Инъекция раствором м ³	12 000	1,3	422 000
11	Дренажные трубы м	11 700	6,3	77 000
12	Облицовка штолен и шахт м ³	522 000	5,2—26	6 017 000
13	Бетонная кладка плотины м ³	2 610 000	3,52	9 180 000
14	Торкретирование м ²	29 000	0,98	38 000
15	Различные бетонные работы м ³	162 000	8,5—26	1 699 000
16	Особые работы	—	—	2 194 000
	Итого	—	—	48 891 000

2. Нью-Канава (New Kanawha River) 1930—1932 гг.

Гидроустановка на р. Нью-Канава в Вест-Вирджинии, недалеко от гор. Монтомери, имеет напорную штольню диаметром около 10 м, длиной 2200 м.

Штольня проходит в плотных песчаниках и рудных породах (силиций) и лишь в выходной части своей встречает шиферные породы, требующие креплений при проходке.

Интересно, что вся получаемая при разработке порода, содержащая руду, полностью потребляется заводами той же самой кампании, для которой строится гидростанция. Штольню, залегающую в скалистых породах, предполагено оставить без облицовки, несмотря на грубую обработку стенок ее взрывами, что понятно, если принять во внимание небольшую скорость, допущенную в штольне (максимум около 2,4 м/сек. при наибольшем напоре около 3 атм.).

Пробивка штолен велась от обоих порталов, причем в части штольни, проходящей в шиферных породах, производилось крепление выработки. Последнее состояло из отдельно стоящих железных арок таврового сечения, между которыми (снаружи) укладывались короткие деревянные брусья. Пяты арок упирались в продольные балки, расположенные на выступах, оставленных в выломке. Низ штольни, сложенный из крепких пород, крепления не требовал.

Максимальная скорость проходки составляла при 2 взрывах в сутки около 37 м в шестидневку. Способ разработки заключался в постепенной проходке верхней трети (горизонтальные скважины, числом 52) и уступами средней и нижней трети на взаимном расстоянии друг от друга 34 м.

В уступах располагалось по 40 скважин, направленных вертикально. Взрывы производились 60% желатином, расход которого в среднем выражался количеством около 1 кг на 1 куб. ярд выломки, в зависимости от характера залегающей породы.

¹ Из статьи Келенз в журнале „Wasserwirtschaft“ за 1932 г., №11, стр. 149.

Вентиляция выработок после взрывов производилась путем нагнетания воздуха по трубам к забою штольни, что ускорялось еще посредством дополнительного отсасывания. Последнее осуществлялось особыми вентиляторами у места взрыва, отсасывающими газы по дополнительной парусиновой трубе за пределы штольни. Удобство и дешевизна парусиновых труб привели к тому, что в настоящее время они вытесняют все остальные виды применявшихся до сих пор воздухопроводов.

Откатка породы по рельсовым путям двойной колеи производилась аккумуляторными электровозами Джeneral-Электрик, причем погрузка вагончиков осуществлялась электрическим экскаватором фирмы Бюс-Айрус.

Бетонирование облицовки, запроектированной в слабых породах, производилось пневматическим способом с применением металлических подвижных форм.

У регулирующего бассейна штольня идет со значительным продольным уклоном, представляющим затруднение для обычной вагонетной возки. В этом месте применен способ подъема грузовой и спуска порожней вагонетки в штольню помощью электрической лебедки, расположенной за пределами штольни у портала. Дальнейшая откатка в отвал производится обычным способом помощью паровозов.

3. Коббл-Маунт (Cobble-Mountain) 1930—1932 гг.

Гидроустановка Коббл-Маунт на р. Литтл-Ривер находится в штате Массачусетс, вблизи г. Спрингфилд. Водохранилище этой установки, емкостью 100 млн. м³, создается высокой земляной плотиной, высотой в 75 м, объемом 1 350 000 м³.

Исключительное местоположение плотины в узком каньоне реки со стенками, сходящимися внизу под углом в 90°, определили общую длину ее по гребню в 213 м при ширине понизу 459 м.

Геологические исследования ложа реки установили под плотиной наличие скалы. Однако, несмотря на это, вдоль всего сооружения под зоной намыва проложена траншея глубиной 3 м. Грунт под плотиной состоит из конгломератов слюдообразной скалы, прикрытой слоем земли в среднем 1 м толщиной.

План работ по возведению плотины намывным способом состоял в использовании имеющегося в районе ее огромного количества прекрасного материала для намыва сердечника. Процесс этот состоял в разжижении грунта струевым потоком центробежных насосов под большим давлением, проходящим через мониторы с соплом 3,7 см. Разжиженная масса самотеком по жолобам подавалась к месту постройки плотины, вернее, к пруду ее, в котором на понтонах были установлены мониторы.

Подводящая напорная штольня подковообразного поперечного сечения, длиной 2160 м, служит для создания общего напора в 137 м (рис. 442 и 443). Штольня имеет бетонную облицовку по всей своей длине за исключением последних 150 м, где она имеет круглое сечение с облицовкой из листовой стали толщиной в 10 мм, со сварными соединениями. Пропускная способность штольни — 27 м³/сек. В схеме сооружений гидроустановки имеется также подковообразной формы безнапорный тоннель длиной 480 м и размерами в свету 3,5X3,5 м (рис. 444). Размеры напорной штольни 3,0X2,85 м.

Американские чертежи штолен имеют следующие обозначения: внутренняя пунктирная линия, линия (А) — очертание скалы и наружная пунктирная линия (В) — максимальные пределы как выломки, так и бетонирования.

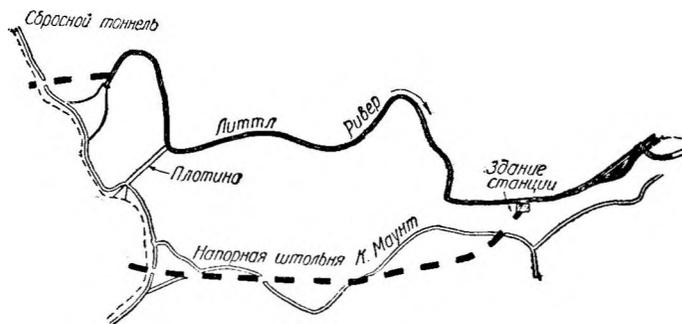


Рис. 442. План сооружений гидроустановки Коббл-Маунт.

У места примыкания напорной штольни к трем трубопроводам расположена уравнильная шахта диаметром 7,6 м, высотой 63 м. Верхняя отметка ее на 15 м превышает максимальный уровень воды в водохранилище.

Облицовка шахты — стальная. Порода — плотная скала. При взрыве на 1 м³ разрыхленной породы приходилось около 1,2 кг 40% динамита специального сорта (special gelatin dynamit). Для экскавации породы загружалась вручную

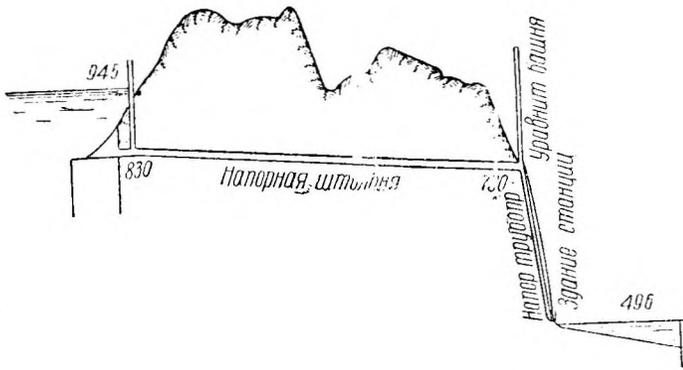


Рис. 443. Продольный профиль по оси напорной штольни Коббл-Маунт.

особая бадья, емкостью 0,76 м³, которая подымалась на дневную поверхность при помощи газолинового крана.

В производстве работ обеих штолен гидроустановки имелся целый ряд новых интересных приемов, заслуживающих внимания и изучения. Бетонирование безнапорной штольни велось в два приема. Вначале — обратный свод и примыкающие к нему основания стенок и вторым приемом — оставшаяся часть

стенок и свод. Кружала и опалубка применялись подвижные из стали.

В напорной штольне бетонировались отдельно обратный свод, стенки и верхний свод. Здесь уже прибегли к деревянным кружалам и к опалубке, усиленным стальными подкружальными креплениями (рис. 445, 446 и 447).

Состав бетона в облицовке безнапорной штольни и шахты был принят 1:2¹/₄:4. Паровая бетономешалка была установлена на склоне горы у шахты. Бетонная масса передавалась под давлением по трубопроводу диаметром 20 см.

Средняя скорость бетонирования составляла 14,5 м или 53 м³ в день. При укладке применялось пневматическое оборудование для встряхивания опалубки. Облицовка шахты возводилась от дна к устью при помощи лифтов высотой около 3 м.

При бетонировании напорной штольни были установлены две бетономешалки у восточного и западного порталов. При этом первая обеспечивала кладку всего обратного свода и нижних частей стенок, в то время как вторая готовила бетон для остальной части облицовки напорной штольни.

Бетон от восточного портала в деревянных опрокидывающихся вагончиках (думпкар), емкостью в 0,9 м³, отвозился в штольню газолиновыми и аккумуляторными локомотивами. От западного портала бетон подавался через трубо диаметр 20 см.

При наличии излишних выломов в породе („переборы”), независимо от их размеров, не допускалась закладка их породой. В таких случаях пустоты очищались и целиком бетонировались вместе с остальной облицовкой. Скорость бетонирования напорной штольни была 34 м в день (или 27 м³). Все бетонирование шло двумя фронтами от западного портала к восточному на расстоянии 650—700 м друг от друга.

Облицовка боковых стен шла впереди кладки свода на 3—4 секции опалубки. Верхний свод возводился при помощи пневматического бетонирования.

Штукатурка цементным раствором облицовки контура производилась составом 1:1. В местах особой влажности для обеспечения качества штукатурки

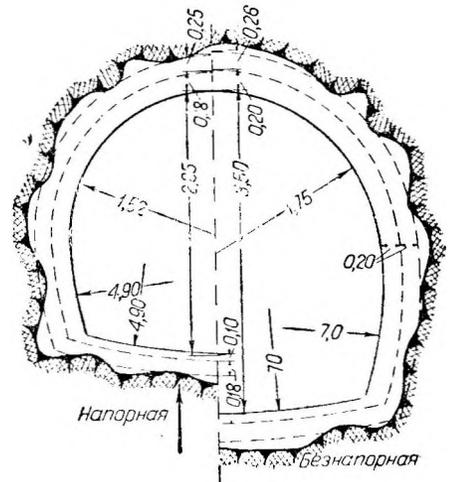


Рис. 444. Коббл-Маунт.

последняя затворялась с жидким стеклом. Процесс схватывания смеси в этом случае продолжался не больше 30 секунд.

Заслуживает внимания впервые примененный в тоннельном деле способ точного определения соответствия пройденной выломки с проектным профилем помощью специального пантографа (рис. 448 и 228).

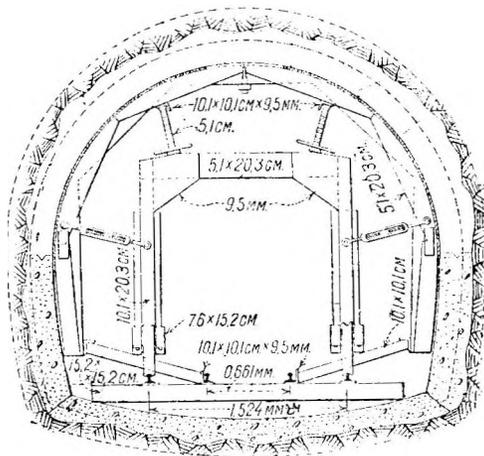
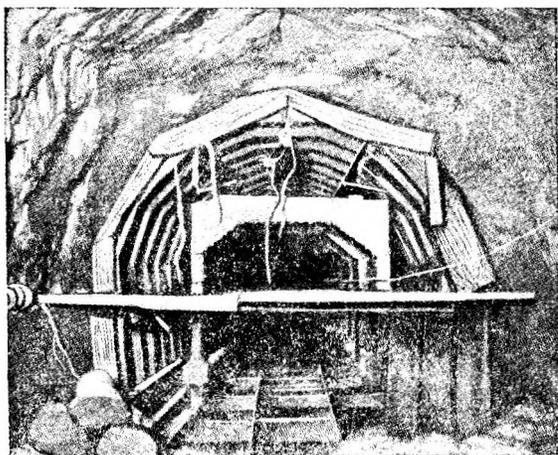


Рис. 445 и 146. Деревянная опалубка и металлические подкружальные крепы.

Аппарат имеет треногу из трех, диаметром 2,5 см (1"), гальванизированных трубок, выдвижную стойку таврового сечения, высотой от 1,5 до 2,0 м, планшет, площадью 30X40 см, толщиной 2,5 см, усиленный сзади стальным листом, и собственно пантограф со стальным катком на конце. Шарнир пантографа устроен в центре планшета, который одет на вертикальную стойку, для чего

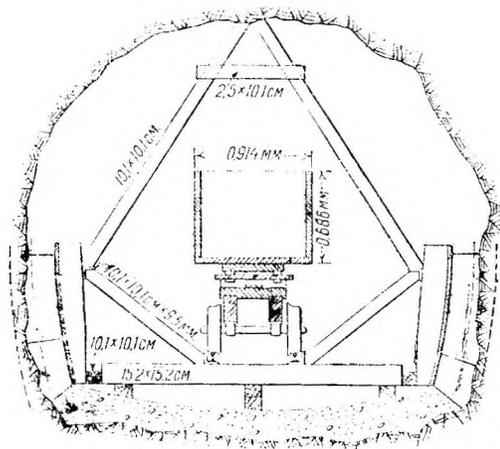


Рис. 447. Деревянные кружала штольни Коббл-Маунт.

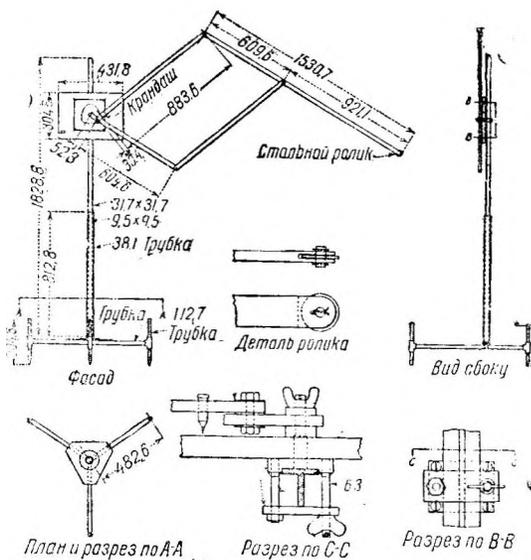


Рис. 448. Тоннельный пантограф.

имеется стальное гнездо с плотным пазом. Листы бумаги, размером 20X20 см, прикрепляются к планшету; на них в масштабе $1/30$ наносятся сечения штольни, в то время как стальной каток скользит по контуру выработки.

Вся операция съемки контура требует от 10 до 15 минут. Для правильной установки прибора на месте имеется уровень. Стержни пантографа со всеми соединениями и карандашами сделаны из дуралюминия. Обычно при пользо-

вании пантографом предварительно на бумагу наносится очертание минимального сечения штольни.

Установкой листа на планшете и передвижением последнего по стойке совмещают центр вычерченного сечения с действительным центром штольни и центром шарнира пантографа. Тогда вычерчиваемый в дальнейшем карандашом аппарата контур поперечного сечения штольни ляжет в правильном положении относительно проектных очертаний его и точно укажет недобор или перебор выработки в данном месте.

Такие промеры производились через каждые 7,5 м и данные по ним сведены были в следующую таблицу.

Таблица 68

№ п. по пор.	Наименование работ	Ед. измер.	Безнап. штольн.	Напор. штольня
Эккавация				
1	Минимальное сечение по линии А	м ³	3,9	2,74
2	По линии В	"	4,8	3,44
3	В действительности выбранное	"	5,3	3,30
4	Не оплаченный перебор	в процент.	10,0	—
5	Оплаченный перебор сверх выбранного	"	—	4,10
Бетонирование				
1	По минимальной линии А	м ³	0,69	0,50
2	По линии В	"	1,60	1,20
3	Уложенные в действительности	"	2,06	1,05
4	Не оплаченный избыток кладки	в процент.	30	—
5	Оплаченный избыток кладки сверх п. 3	"	—	12,20

Разбивка штолен была произведена после тщательной и точной съемки района над штольнями, произведенной с точностью до 1:15 000. Вторичная контрольная съемка (рис. 449) дала невязку в 18 см на протяжении около 2,4 км. Расходимость в расстояниях от одного портала штольни до другого и обратно составила всего 3 см. Отметки уклонов и расстояний задавались производителем работ на месте не реже одного раза в день. Реперами служили деревянные колья, забиваемые в специальные неглубокие скважины в породе. К кольям прикреплялись металлические марки, по которым непосредственно и производилось провешивание.

Особенное внимание уделялось строителями описываемых штолен производству работ по инъекции цементного раствора за облицовку штолен. Роль инъекции, особенно в напорных подземных сооружениях, хорошо известна, а потому понятна та тщательность и осторожность, которая проявлялась при выполнении подобного рода работ.

Обычно полагают, что пустоты между облицовкой и породой, наибольшие под замком штольни, уменьшаются к стенкам и совершенно отсутствуют в подошве.

В безнапорной штольне описываемой гидроустановки скважины вначале шли через 6 м, а в дальнейшем через 3 м. Инъекция производилась в каждую 4-ую скважину, т. е. через 24 м одна от другой (рис. 356).

Вторым приемом (через 48 часов) была проинъектирована половина из оставшихся скважин и, наконец, третьим приемом (через 24 часа) все остальные.

Передвижная тележка с инъекционным оборудованием видна на рис. 450. Для пропуска сопла инъекционного прибора на этом строительстве предпочитали пробуривать в облицовке штольни скважины диаметром 5 см, в которых устанавливались железные трубы диаметром 1,5 и длиной 0,30 м. Самый инъекционный аппарат состоял из цилиндра, в котором происходило при нагнетании воздуха снизу перемешивание раствора. Максимальное давление воздуха при этом было около 7 атм. За редким исключением инъекция производилась чистым цементным раствором. Особенно большие пустоты заполнялись составом 1:1. Нужно при этом иметь в виду, что чистый цементный

раствор распространяется за облицовкой гораздо дальше, чем раствор с песком. Последний, оседая за скважиной, задерживает движение раствора, как бы закупоривает особенно мелкие щели и трещины. При заполнении первых скважин соседние играли роль отдушин, через которые выходил воздух.

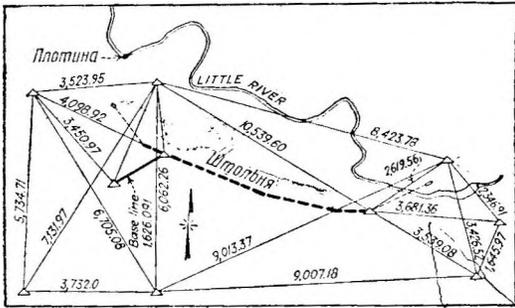


Рис. 419. Контрольная съемка штольни Коббл-Маунт.

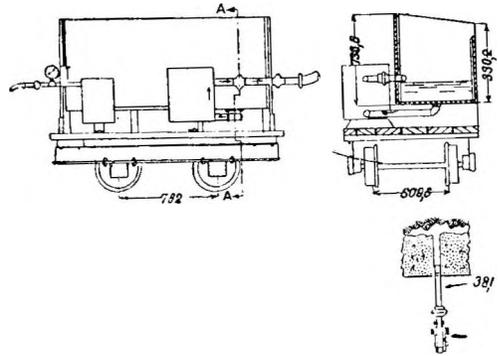


Рис. 450. Передвижная тележка с инъекционным аппаратом штольни Коббл-Маунт.

С момента выхода через соседние скважины нагнетаемого в основную скважину цементного раствора, инъекция прекращалась и аппарат передвигался на новое место.

Средняя стоимость инъекции на 1 пог. м штольни составляла для верхней части облицовки 18,08 долл., а для стенок 13,5 долл. Средняя стоимость всего израсходованного раствора, на 1 пог. м штольни составила 21,7 долл. Нижеследующие данные характеризуют инъекцию напорной штольни.

Таблица 69

№№ по пор.	Наименование	Мера	Колич.
1	Скважин на всю длину штольни в 2160 м	шт.	454
2	Общее количество раствора	м ³	241
3	Количество раствора на 1 пог. м штольни	"	3,3
4	Средн. колич. цемента на 1 скважину	мешк.	13,7
5	Максимальное количество	"	237
6	Инъекция по отношению к бетонированию	в проц.	3,6
7	Средняя стоимость инъекции на 1 скваж.	долл.	24,6
8	То же, на 1 пог. м штольни	"	5,75
9	То же, на 1 м ³ раствора	"	46,3

4. Пит-Ривер (Pit-Riwer) 1923—25 гг.

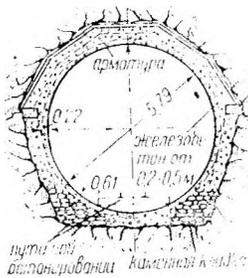


Рис. 451. Пит Ривер № 3.

Гидроустановка Пит-Ривер № 3 в северной Калифорнии в США имеет водосливную плотину в ущелье р. Пит, от которой непосредственно начинается напорная штольня, длиной 6471 м, диаметром $D = 5,79$ м (рис. 451). Расчетный расход воды — 85,0 м³/сек. при скорости 327 м/сек.; уклон — 3‰.

Штольня работает при напоре до 3,0 атм. и имеет на большей части своей длины (6371 м) железобетонную облицовку толщиной 20 см в верхней части профиля и 30 см — в нижней. Арматура состоит из круглого железа $\varnothing 18$ мм.

Укладка бетона производилась пневматическим способом при давлении в 7 атм., причем скорость кладки при применении 5 комплектов оборудования достигала 160 м³ в смену. Бетонирование велось в стальных формах (рис. 452), изготовляемых отдельно для нижней и верхней части профиля. Сначала бетони-

ровался небольшой порог по обе стороны пути, служивший для укрепления стальных форм, затем нижняя четверть сечения, далее — верхняя часть профиля и, наконец, после снятия путей — низ штольни. Состав бетона — $1 : 2\frac{1}{3} : 3\frac{1}{2}$.

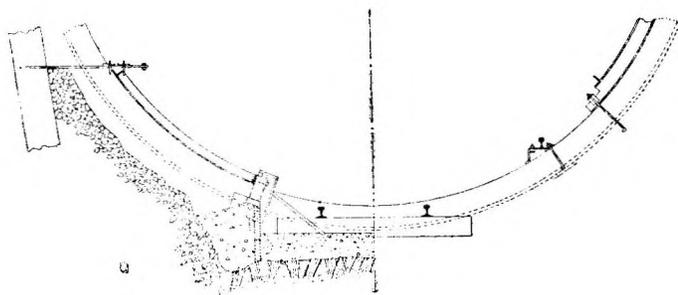


Рис. 452. Деталь бетонной облицовки и крепление форм.

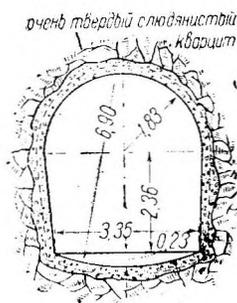


Рис. 453. Тэллула-Фоллс.

5. Тэллула (Tallulah) 1911—13 гг.

На р. Тэллула в штате Геorgia в США имеются четыре гидроэлектрические установки, из которых две нижние — Террора (Terroga) и Тэллула Фоллс (Tallulah Falls) — имеют деривационные напорные штольни.

Террора. Напорная штольня, идущая от водохранилища Мэтис к уравнивательной шахте, имеет длину 1606 м и проходит главным образом в твердом слюдянистом гнейсе; лишь на последнем участке встречаются мягкие слюдянистые сланцы.

Сечение штольни—прямоугольное, размерами 3,35X3,96 м, с полуциркульным сводом. Бетонная облицовка имеется на отдельных небольших участках, на всей остальной длине облицован только низ штольни.

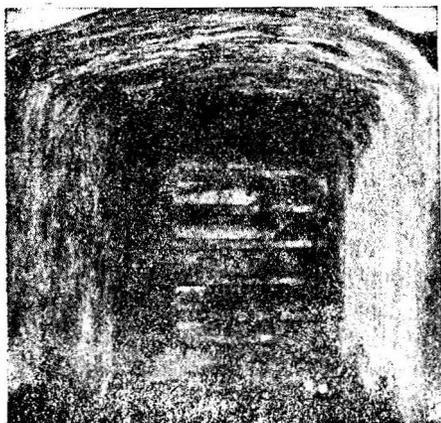


Рис. 454. Вид закрытой штольни-окна.

Проходка штольни велась с двух сторон, причем сначала разрабатывалась верхняя часть профиля размерами 3,95X2,73 м, а затем на расстоянии 14 м шло расширение полный профиль. В смену производился обычно один взрыв, дающий продвижение на 1,86 м, так что средняя суточная скорость проходки, при работе в две смены, составляла 3,65 м.

Для достижения правильной разбивки скважин, ввиду неопытности персонала, была сделана модель сечения штольни в натуральную величину и, кроме того, на скалу после каждого взрыва наносилось очертание штольни.

Общее количество скальных работ по проходке штольни — 32 000 м³.

Тэллула Фоллс. Штольня подковообразного сечения, длиной 2032 м, про-

ходит через очень твердые слюдянистые кварцы кристаллического строения. Ширина по дну—3,35 м, площадь поперечного сечения—14,0 м² (рис. 453). Расход — 48 м³/сек. при скорости 3,4 м/сек. Уклон дна штольни — 2%. Штольня работает при максимальном напоре в 1,8 атм.

Разработка штольни велась с обоих порталов, уравнивательной шахты и от трех промежуточных окон. Два из них по окончании работ были забетонированы, а третье заделано стальной дверью, служащей для доступа и осмотра штольни (рис. 454).

При помощи стальной опалубки бетонной облицовке штольни придана минимальная толщина, служащая только для выравнивания неровностей породы.

Состав бетона — 1:3:5 со щебнем размером не более 5 см. Бетонная масса подавалась за опалубку посредством сжатого воздуха. Бетонировались сперва стенки и свод и во вторую очередь подошва. Заготовка материалов производилась в трех местах: у водоприемника, у подхода и у шахты.

Инъекция цементным раствором состава 1:1½ была произведена через трубки диаметром 3,75 см, расположенные на среднем расстоянии друг от друга в 4,5 м. На бетонирование израсходовано было 13 000 м³ бетона.

6. Бридж (оз. Сэтон) 1931—33 гг.

В 1933 г. закончено строительство гидроэлектрической станции на р. Бридж в Британской Колумбии.

Напорная штольня, длиной 4040 м, входящая в состав деривационных сооружений описываемой установки, подводит р. Бридж (приток р. Фрэзер) к зданию станции на оз. Сэтон. Зарегулированный расход равен 86 м³/сек., а установленная мощность станции 500000 ЛС. Штольня проведена с продольным уклоном 7% и имеет часть подковообразное, частью круглое очертание (рис. 455). За 600 м до конца штольня раздваивается, образуя две ветви круглого сечения диаметром $D = 2,70$ м. Одна из них, заделываемая наглухо железным затвором, продолжена всего на 30 м и служит началом будущей штольни для турбин второй очереди. Другое ответвление напорной штольни идет к четырем турбинам здания станции первой очереди.

На протяжении последних 56 м штольня расширяется до диаметра $D = 4,88$ м и пересекает шахту диаметром $D = 2,13$ м, высотой 97 м (уравнительная башня). Нижний конец расширенной части напорной штольни примыкает к стальному трубопроводу, длиной 89 м, также расположенному в тоннеле с бетонной обделкой.

На большей части своей длины напорная штольня имеет бетонную облицовку толщиной 0,3 м и только на первых 60 ж от водоприема, вследствие большого наружного давления слабых пород, толщина обделки принята 0,60 м. Скала здесь проницаема для воды, а внутреннее давление в штольне доходит до 4,5 атм. Арматура в облицовке совсем не применялась. Размеры обделки подковообразного очертания (длина 3220 м), как видно из рис. 455, следующие: толщина обратного свода (лотка) — 15 см, стенки — 20 см и замка свода — 23 см.

Проходка штольни сразу на полный профиль велась от двух порталов, а когда выяснилась возможность разработки одним забоем, работы со стороны верхнего портала были приостановлены. Это представило определенные технические и экономические удобства, так как проходка только с нижнего портала облегчила и откатку и дренаж, производимые в этой штольне под уклон.

Массив со стороны обоих порталов был сложен изверженными породами, с преобладанием диорита. Средняя зона проходила в кремневых породах. Слои массива на всем протяжении штольни, в результате горообразовательных процессов, образовывали синклинальную складку с осью, проходящей параллельно хребту.

При проходке выломка нуждалась лишь в незначительном креплении за исключением одного участка на расстоянии 300 ж от оз. Сэтон, проходящего в сильно раздробленных породах с трещинами, заполненными тальком.

После проходки первых 60 м этого участка, крепление которого ставилось из брусьев 30X30 см почти вплотную друг к другу, внезапно в штольню хлынул мощный поток грунтовых вод. Силой его были сбиты крепления, и обломки скалы, крупными глыбами обрушившиеся в выработку, понеслись по всей штольне, производя на своем пути значительные разрушения. Затем водный поток, очевидно, пробив себе новые пути, хлынул по штольне обратно.

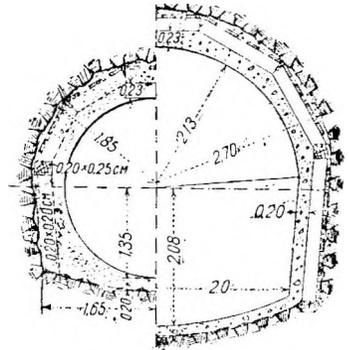


Рис. 455. Бридж.

В результате аварии около 75 м выработки было совершенно выведено из строя.

Подробными геологическими наружными и глубинными исследованиями, при помощи электроразведки (рис. 49 и 50) было обнаружено, что предел распространения разрушенных зон со значительным содержанием грунтовых вод отстоит на 45 м к востоку от выбранного направления. На этом основании трассе штольни еще в пределах устойчивых пород был придан поворот в 45°, а на расстоянии 45 м от места излома сделан новый поворот, которым штольня приближалась к первоначальному направлению.

Этот случай заставил строителей подготовиться к могущим встретиться и в дальнейшем такого рода неожиданностям, для чего были заготовлены специальные стальные крепи. Сконструированы они были из стальных балок



Рис. 456. Стальные кружала штольни Бридж.

корытообразного профиля и рассчитаны на три различные по величине нагрузки: в 30, 24 и 18 т давления на 1 пог. м крепления (рис. 456).

На последнем участке штольни проходка велась с направляющим ходом.

Нагрузка породы в вагончики-думпкеры во всей штольне производилась экскаваторами, работающими сжатым воздухом.

Откатку по рельсовым путям производили контактные и аккумуляторные электровозы.

Работы велись в две смены по 8 часов, причем промежуток времени между ними использовался для проветривания выработок, ремонта и подготовки оборудования и механизмов.

Глубина буровых скважин при бурении принимались около 2,4 м и соответствующий „уход в атаку“ составил около 2,2 м. Наибольшая скорость, достигнутая в проходке штольни диаметром 4,3 ж. была 2,38 пог. м.

Первоначальная разведка могущих встретиться в проходке пород была произведена при помощи алмазного бурения у оз. Сэтон и в других местах на глубину 425 м в горизонтальном и наклонном направлении.

Бетонирование облицовки производилось под давлением, причем аппарат устанавливался

на подвижной тележке. Бетономешалка, заготавливающая для аппарата бетонную смесь, была установлена в непосредственной близости от места бетонирования (не далее 45 м). Опыт подвозки массы из бетономешалок, расположенных за пределами штольни, показал, что за время доставки смесь обнаруживала признаки схватывания.

Количество бетона, уложенного в „перебор“, определялось разностью объемов кладки, уложенной в натуре, и теоретически подсчитанным объемом облицовки по запроектированному профилю.

В нижеследующей таблице приведены соответствующие данные.

Таблица 70

№№ по п.	Наименование	Бетона		
		в м ³ на 1 пог. м штольни	Средн. привед. толщина „перебора“ к бетону действит. улож. бетона	Отношение „перебора“ к бетону в чистой экскавации в процентах
1	Подковообразное сечение штольни диаметром 4,35 м в породах, не требующих крепления	0,085	0,15	83,0
2	То же, в породах, требующих крепления	0,090	0,16	73,0
3	Круглое сечение штольни, диам. 2,70 м, в породах, требующих крепления	0,004	0,009	2,4
4	Уравнительная камера, диаметром 4,9 м, в породах, требующих крепления	0,096	0,15	35,0
5	Круглое сечение шахты, диаметром 2,13 м, в породах, требующих крепления	0,051	0,17	93,0

Инъекция штольни по всей длине ее производилась через трубки диаметром 5 см, расположенные на расстоянии 3 м одна от другой. Аппараты были смонтированы на подвижных платформах, за которыми следом продвигались платформы с песком и цементом. Вначале в скважины нагнетался чистый цементный раствор, а затем к нему прибавлялся постепенно песок до состава 1:2¹/₂.

Рабочее давление при инъекции составляло от 4 до 7 атм.

Средний расход раствора при этом выразился следующими цифрами.

На 1 пог. м штольни в породах, не требующих или частично требующих крепления, было израсходовано 0,7 м³ раствора. В породах, требовавших сильного крепления, на 1 пог. м штольни ушло в среднем около 2,32 м³ раствора.

7. Водоснабжение гор Нью-Йорка

Нью-Йоркский водопровод, самый большой в мире, имеет несколько штолен, представляющих несомненный интерес как ввиду значительной длины их, так и сравнительно высоких напоров.

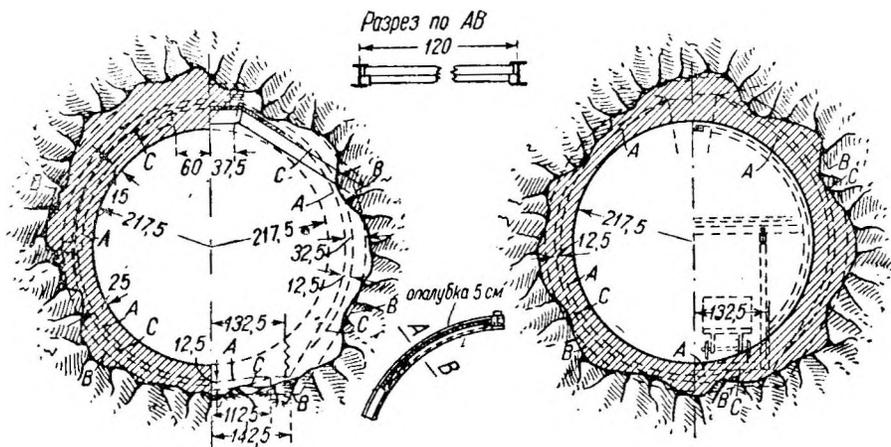


Рис. 457. Штольня Катскильского водоснабжения.

Старейшей частью водоснабжения является водопровод Нью-Кротон, построенный в 1888—1890 гг. Он имеет только одну напорную штольню круглого сечения диаметром $D = 3,13$ м, длиной 11 км. Штольня проходит в крепких скалистых породах на средней глубине около 46 м и имеет простую бетонную облицовку. Напор воды на всем протяжении, за исключением участка длиной 1 км под р. Гарлем, составляет 40 м; на упомянутом участке под рекой, где штольня работает как дюккер, напор достигает 133 м (рис. 25). За все время эксплуатации никаких повреждений в штольне обнаружено не было, удельные потери воды составляют около 1 л/сек.

Катскильский водопровод, начатый постройкой в 1907 г. и законченный в 1915 г., имеет следующие штольни общей протяженностью около 51 км. Штольня Rondout — 7,2 км, штольня Wolkill — 7,1 км, штольня Moodna-Houdson — 8,8 км и штольня City — 28,5 км. Сечение всех штолен — круглое, диаметром 4,35 ж, расчетный расход воды 26 м³/сек. (рис 457).

Штольня Rondout проходит на 123 м ниже дна реки. Несмотря на значительный внутренний напор — 225 м, работа штольни, имеющей простую бетонную облицовку, протекает вполне нормально. Причиной этого является, повидимому, значительное разгружающее наружное давление грунтовых вод, уровень которых лежит на 230 м выше штольни.

На одном только участке (в разрушенной скале) из опасения потерь воды, помимо бетонного кольца, применена внутренняя стальная оболочка.

При испытании штольни под давлением на 20 м ниже рабочего измеренные потери воды составляли 170 л/сек. После опорожнения и осмотра штольни были обнаружены значительные продольные трещины в облицовке на трех

небольших участках длиной 151,5 м, 50,7 м и 27,5 м. Участки эти были усилены устройством внутренней металлической облицовки, при чем трещины в бетоне были предварительно уплотнены свинцом.

При новом испытании под рабочим давлением, потери составляли 53 л/сек., спустя 4 года они снизились до 3 л/сек., так что практически облицовка штольни может считаться почти водонепроницаемой.

Штольня Moodna - Houdson проходит на большей части своей длины в гранитах. На участке под р. Гудзон внутреннее давление воды в штольне достигает огромной величины — 463 м, в то же время наружное давление равно 339 м. Вследствие этого расчетное внутреннее давление для облицовки было принято равным $463 - 339 = 124$ м.

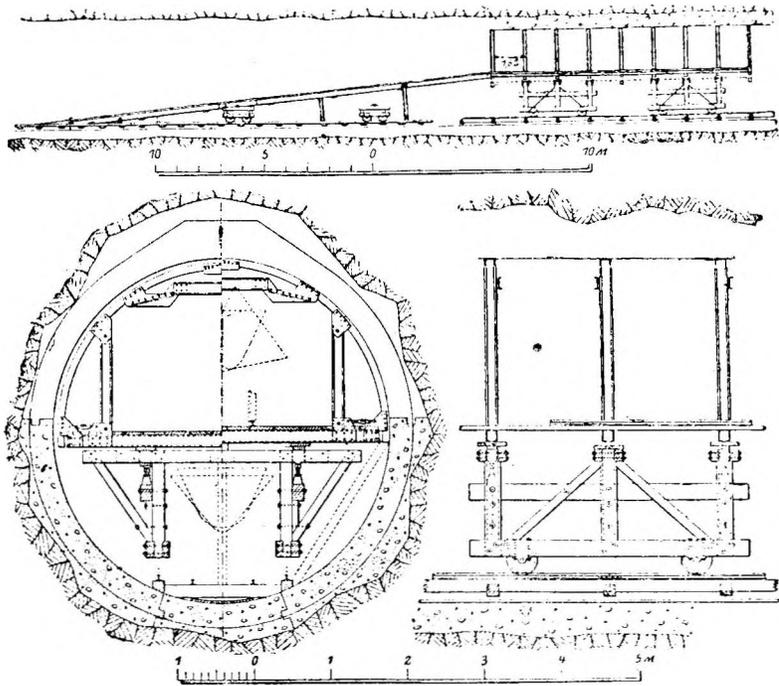


Рис. 458. Бетонирование при подвижной опалубке.

При первом испытании этого участка штольни потери составляли 243 л/сек. После опорожнения и осмотра было обнаружено значительное число трещин у мест примыкания штольни к шахтам, расположенным на обоих берегах р. Гудзон.

В виде мер борьбы с трещинами на западном берегу реки было применено на протяжении 19 м уплотнение поврежденной облицовки в шахте и штольне медными листами. На восточном берегу взамен старой шахты и части примыкающей к ней штольни была возведена новая шахта глубиной 122 м и участок штольни длиной 275 м.

Штольня City, самая длинная из всех, проходит в различных породах: известняках, сланцах, гнейсах. Внутреннее давление на одном из участков ее достигает 290 м, однако расчетный напор (за вычетом давления грунтовых вод) составляет всего 87,5 м. Во время проходки штольни на отдельных участках возникли затруднения вследствие значительного притока воды из подземных водотоков.

Облицовка штольни на всем протяжении бетонная, за исключением небольшого участка, где внутренняя оболочка выполнена из медных листов. В течение всего периода эксплуатации штольня работает без повреждений.

Во всех описываемых штольнях производилась инъекция цементного раствора за облицовку под давлением от 6 до 50 атм. Толщина бетонной облицовки на различных участках от 40 до 60 см. Состав бетона — 1:2:4.

Бетонирование производилось с помощью металлических подвижных кружал, отдельных для нижней (рис. 334) и верхней (рис. 458 и 459) части штольни, при этом продольные швы (6 штук) выполнялись особенно тщательно с помощью паза и гребня.

Предпринятое в последнее время расширение водоснабжения Нью-Йорка имеет среди своих сооружений штольню длиной 30 км, которая на протяжении 5,6 км работает как напорная, на всей же остальной длине — без напора. Сечение штольни—подковообразное, размерами 3,5 X 3,12 м; облицовка простая бетонная. Штольня проходит на значительной глубине под дневной поверхностью.

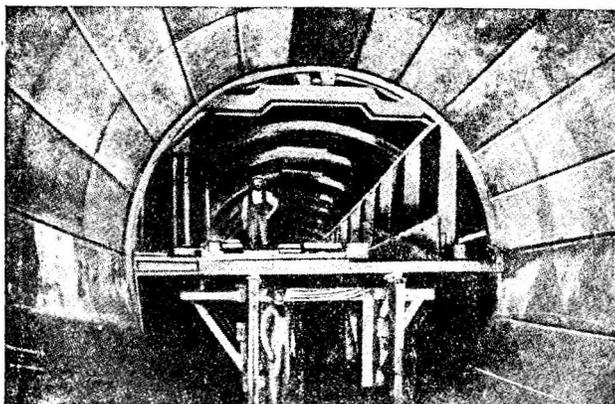


Рис. 459. Бетонирование при подвижной опалубке.

8. Водоснабжение гор. Бостона

По проекту нового водоснабжения Бостонский район получает воду из двух водохранилищ, образованных земляными плотинами на реках Уэр и Свифт, в 65 и 50 милях к западу от г. Бостона. Полная длина штолен, подводящих воду из указанных водохранилищ в водоем Wachusett, равна 37,5 км.

Первый участок штольни, длиной 21 км (между Wachusett и р. Уэр), находится сейчас в эксплуатации, второй, длиной 16,5 км, в настоящий момент строится (рис. 460).

Методы организации работ и способы механизации, применяемые на строительстве этой штольни в целях снижения стоимости сооружений и сокращения

сроков возведения их, представляют несомненный интерес.

Из них отметим следующие: принятие ряда мер по технике безопасности, применение усовершенствованных скреперов для уборки породы, подъем породы на поверхность в особых ящиках (скипах), а не в вагонетках, опорожнение скипов непосредственно вдробилки для первичного дробления, бурение шпуров с усовершен-

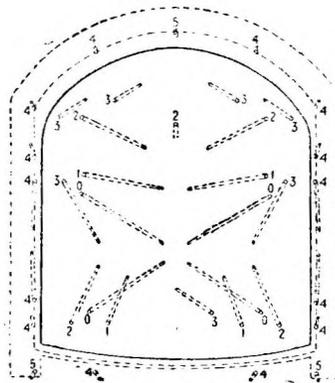


Рис. 461. План расположения шпуров.

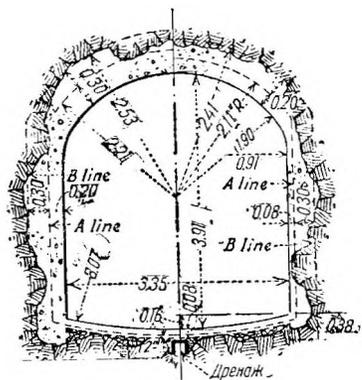


Рис. 460. Штольня водоснабжения гор. Бостон.

ствованных буровых тележек, применение подвижной опалубки и бетоньерок для возведения бетонной облицовки, устройство вспомогательных ремонтных мастерских в штольнях.

Разработка штольни велась в обе стороны от каждой из 3 вспомогательных шахт, круглого сечения, диаметром 4,25 м и длиной от 30 до 120 м. Облицовка шахт была бетонная, толщиной от 7,5 см в крепких породах до 60 см в мягких.

План расположения буровых скважин, примененный при проходке штольни, представлен на рис. 461, причем номера шпуров указывают порядок их взрывания.

Бурение скважин осуществлялось со специальных тележек (рис. 462), позволяющих производить одновременное бурение всех шпуров одного забоя.

Уборка взорванной породы на всех участках штольни, за исключением двух, производилась стандартными скреперами. На двух участках работали особые движущиеся по рельсовым путям (рис. 463) скрепера, снабженные двумя длинными стрелами.

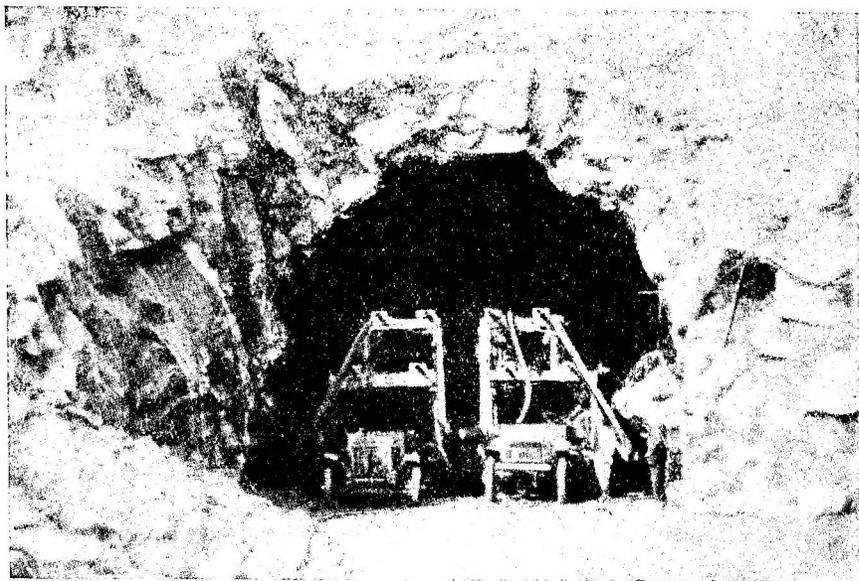


Рис. 462. Буровые тележки.

Работа такого скрепера состоит в следующем: на передней стреле по слабо натянутому канату движется ковш, подтаскивающий взорванную породу к скреперу, и через лоток внутри его к ленточному транспортеру, находящемуся на задней стреле. Здесь порода выгружается и с помощью транспортера подается в поезд, состоящий из 5 вагончиков.

Благодаря наличию стрелы с ковшом отпадает необходимость в укреплении каждый раз в забое хвостового ролика. Стрела с ковшом может двигаться как в вертикальном направлении, так и в обе стороны в горизонтальном, и, таким образом, убирать всю взорванную породу.

Ввиду успешности в работе и значительной производительности описываемых скреперов их предположено применить также при постройке штольни San-Jacinto в Калифорнии.

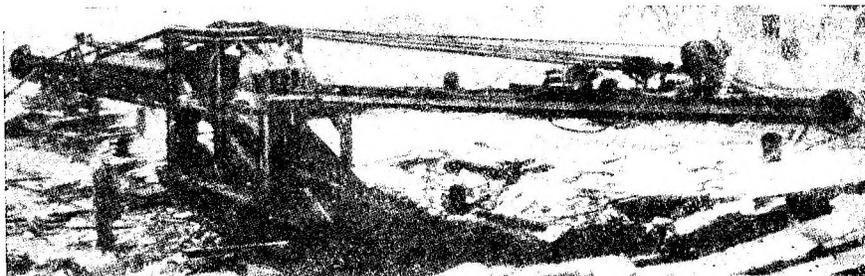


Рис. 463 Скрепер.

Откатка породы при проходке описываемых штолен производилась аккумуляторными электровозами, заряжаемыми на станциях, имеющих в каждой шахте.

Подвозимая к шахтам порода погружалась в подъемные скипы, причем вагонетки опрокидывались по очереди при помощи пневматических приспособлений.

Емкость скипа, для подъема которого служили мощные электрические рудничные подъемники, составляла около $1,7 \text{ м}^3$.

В шахте имелось два подъемных отделения: одно для двух скипов, движущихся во взаимно противоположных направлениях, другое для транспортирования материалов и оборудования в штольни и обратно. Во избежание несчастных случаев при падении поднимаемых и опускаемых грузов вся нижняя часть шахты, за исключением мест прохода скипов, закрыта опускной стальной дверью.

Кроме описываемых устройств, в шахтах находились также компрессорная установка, вентиляторы, бурозаправочные станки с горнами и ремонтные мастерские.

Вверху шахты скип автоматически опрокидывается и порода, пригодная для бетонной кладки, через загрузочную воронку поступает в первичную дробилку и оттуда с помощью ленточного транспортера к месту склада инертных материалов. Непригодная для бетонирования порода выгружается также в воронку, но идет мимо дробилки в отвал, откуда удаляется при помощи канатного скрепера.

Для приготовления бетона раздробленная порода по ленточному транспортеру, над которым подвешен магнит (для удаления могущего попасть в породу железа), подается к грохотам и промывным устройствам (рис. 464). После вторичного дробления и добавления песка инертный материал ссыпается ленточным транспортером в склады. Отсюда, по мере надобности, инертный материал транспортером подается в бетонный завод над шахтой. Из бетономешалки бетон идет в общую загрузочную воронку и из нее с помощью трубы диаметром 20 см подается на дно шахты. Здесь поток бетона разбивается о вертикально поставленные рельсы и с помощью воронки попадает в вагонетки, доставляющие его к месту укладки.



Рис. 464. Подача инертных по ленточному транспортеру.

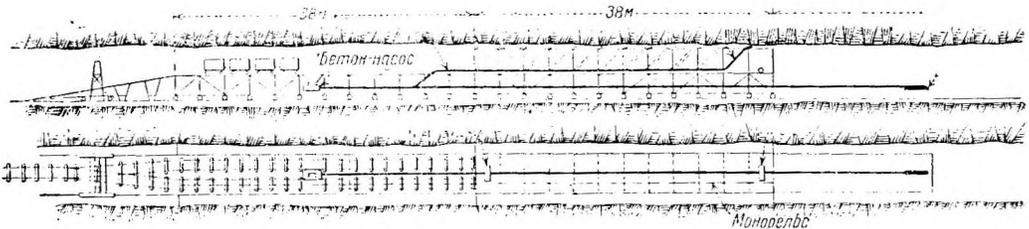


Рис. 465. Схема бетонирования.

Порядок бетонирования отдельных частей облицовки следующий: сначала бетонируется свод, затем боковые стенки и, наконец, подошва. Бетонирование ведется участками, равными длине подвижного звена опалубки, — 38 м. Подвозимый в вагонетках бетон поднимается с помощью троса, приводимого в движение электрической лебедкой, на эстакаду (рис. 465), по которой проложены два пути.

При бетонировании стенок штольнидвигающиеся по эстакаде вагончики опрокидываются и бетон с помощью наклонного фартука (рис. 466), идущего от эстакады к опалубке, попадает в формы. Вагончики при этом могут опрокидываться только в одну сторону, и поэтому по эстакаде движется одновременно два поезда вагончиков, опрокидывающихся в разные стороны.

При бетонировании свода поезда вагончиков идут по путям в противоположном порядке и опрокидываются не в сторону боков, а к центру эстакады.

Здесь бетон попадает в бетон-насос, расположенный под эстакадой. Объем загрузочной воронки последнего равен в точности емкости вагончика, т. е. $0,4 \text{ м}^3$.

Из бетон-насоса бетон под давлением подается по трубам к опалубке свода. Схема бетонирования видна на рис. 465—467. Бетонирование подошвы тоннеля производится также бетон-насосом с помощью трубопровода, проходящего под эстакадой.

Раскружаливание свода выполнялось посредством гидравлических домкратов, установленных под каждым из ребер опалубки. Для раскружаливания боковых стенок применены воздушные цилиндры.

Опалубка свода и боковых стенок, а также горизонтальные и наклонные части эстакады представляют одно целое и перемещаются по ширококолейному рельсовому пути, уложенному на продольных шпалах. При перемещениях всей системы наклонная часть эстакады поднимается помощью подвиж-

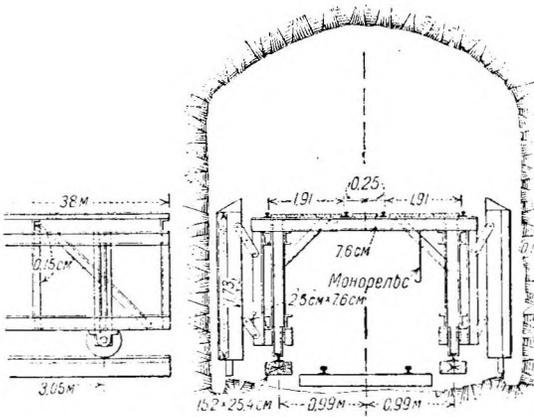


Рис. 466. Подвижная опалубка для боковых стен.

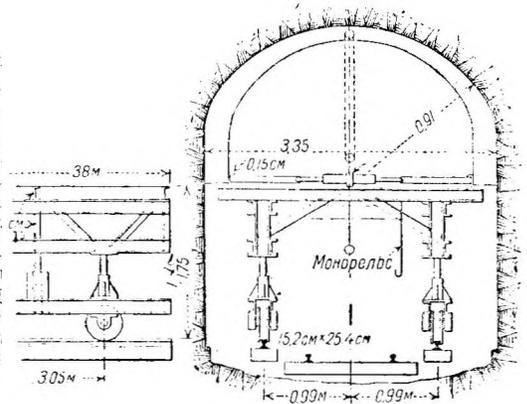


Рис. 467. Подвижная опалубка для свода.

ных устройств. Передвижение шпал с укрепленными к ним рельсами производится помощью монорельса, подвешенного с одной стороны эстакады (рис. 466).

Опалубка свода подразделяется на секции длиной около 3 м, так что разборка может вестись участками, кратными длине секции.

Все работы по бетонированию производились в дневную смену, а разборка и установка опалубки по ночам.

При проходке штолен принята всасывающая система вентиляции. Для этого над каждой из шахт устанавливались мощные вентиляторы, отсасывающие испорченный воздух из обеих примыкающих к шахте штолен. Диаметр вентиляционных труб — 30 см.

ПРИЛОЖЕНИЯ

- I. Данные о напорных штольнях***
- II. Нормы выработка и расценки на тоннельные работы в скальных породах***
- III. Временный справочник по тоннельным работам в мягких грунтах***
- IV. Правила безопасности при сооружении и эксплуатации тоннелей***

№ по пор.	Название, место и год постройки	Внутреннее очертание	Материал облицовки и толщина ее	Длина штольни в м	Уклон в ‰	Порода	Напор в атм.
1	Шварценбах (Schwarzenbach) Германия, 1922—24 г.	Круговое $D = 3,20$ м	Бетонная, толщиной 20—35 см и слой торкрета 4—7 см	1 800	1,0	Гранит, частично водоносный	6,0
2	Цигенрюк (Ziegenrück) Германия, 1920 г.	Подковообразное (рис. 468)	Бетонная, толщиной 30—40 см	600	1	Глинистый сланец, сильно водоносный	0,7
3	Визенталь (Wiesental) Германия, 1919—20 г.	Подковообразное $2 \times 1,6$ м (рис. 469)	Бетонная, толщиной 15—30 см, штукатур. 2 см	371		Глинистый сланец	
4	Барберин (Barberin) Швейцария, 1925 г.	Подковообразное пролетом 3 м	Выравнивание неровностей	2 200	5	Гнейсы и граниты	7,2
5	Арнзее (Arnensee) Швейцария.	Подковообразное площадью $5,5$ м ²	Бетонная только на длине 800 м	4 500	1,5	Сланцы, известняки и конгломераты, частично водонепроницаемые	4,5
6	Клостер-Кюблис (Klosters-Küblis) Швейцария, 1922 г.	Круговое $D = 2,24$ — $2,96$ м (рис 470)	Комбинированная: бетон — 15—25 см, желторк. 7 см	10 600	3	Сцементированные сланцы	3,5
7	Альбула (Albula) Швейцария, 1907—10 г.	Круговое $D = 3,0$ м	Бетонная, толщиной 15—60 см, штукатур. 2 см	7 300	0,8	Доломиты, известняки, глинистые сланцы	3,0
8	Мургверк (Murgwerk) Швейцария, 1914—17 г	Круговое $D = 3,2$ м	Бетонная, толщиной 25—75 см	5 633	1,5	Граниты, изобилующие источниками	2,7
9	Хур (Chur) Швейцария, 1912—1914 г.	Овальное (рис. 471) $1,80 \times 1,80$ м	Бетонная, толщиной 18—30 см, штукатур. 2 см	2 480	1,14	Известняки и морена	0,4
10	Люнгернзее (Lungernsee) Швейцария, 1921 г.	Круговое	Бетонная, толщиной 15 см	400	—	Гравелистые известняки	2,2
11	Люцерн-Энгельберг (Luzern-Engelberg) Швейцария, 1903—5 г.	Подковообразное $1,8 \times 1,98$ м (рис. 472)	Бетонная, толщиной 10—45 см, штукатур. 4 см	2 559	1,2	Скалистые породы, частично известняки и морена	0,33

Расход м ³ /сек.	Скорость м/сек.	Примечание	Поперечное сечение штольни	
38,0		Скорость проходки 3,0 м/сут. Инъекция за облицовку под давлением 6,0 атм.		
20	5,2	Состав бетона 1:3:5. Инъекция цементного раствора за облицовку по всей длине.		
3,0	1,1	Скорость проходки 2,7 м/сут. Бурение перфораторами Флотманн.		
7,5	1,7	При испытании штольни под давлением 5 атм. удельные потери 5 л/сек.	<p data-bbox="567 923 793 952">Рис. 438. Цитенрюк.</p> <p data-bbox="907 923 1134 952">Рис. 469. Визенталь.</p>	
2,0				
3,0		Напряжения в арматуре при расчете на полное внутреннее давление 1500 кг/см ² . Удельные потери воды 0,14 л/сек.		
—	—	Инъекция за облицовку под давлением от 1 до 3 атм. Разрушение облицовки на одном из участков (отд. геологин).	<p data-bbox="680 1323 970 1351">Рис. 470. Клостер-Кюблис.</p>	
20	2,5			
4,0		Инъекция за облицовку под давлением 2,5 атм. Средняя скорость проходки 2,5 м/сут.		
—	—	Скорость проходки штольни 1,25 м/сут. При испытании под давлением обнаружены трещины и уд. потери воды 22 л/сек. Состав бетона 1:3:5.	<p data-bbox="567 1780 718 1808">Рис. 471. Хур.</p> <p data-bbox="856 1780 1184 1808">Рис. 472. Люцерн-Энгельберг.</p>	

№ по пор.	Название, место и год постройки	Внутреннее очертание	Материал облицовки и толщина ее	Длина штольни в м	Уклон в 0/100	Порода	Напор в атм.
12	Массабоден (Massaboden) Швейцария	Подковообразное $2,8 \times 2,8$ м (рис. 473). На участке в гипсах круг. (рис. 474) $D = 2,8$ м	Бетонная, толщиной 20—40 см. На уч. в гипсах железобетонн. с двойной армат.	200		Сланцы, землистые грунты, гипс	
13	Танагро (Tanagro) Италия, 1918—21 г.	Круговое $D = 3$ м	Бетонная, на отд. участке железобетон.	250	6	Известняк, сильно трещиноватый	2,2—3,7
14	Фадальто (Fadalto) Италия, 1920—23 г.	Круговое $D = 5,8$ м	Бетонная, толщиной 30 см	2 550	2,5	Известняки	3,5—5,5
15	Пиоттино (Piotтино) Италия	Круговое $D = 2,90—3,0$ м (рис. 475)	Бетонная, толщиной 15 см	900	3,0	Слюдянистые сланцы	0,5—4,5
16	Новэ (Nove) Италия	Круговое $D = 4,88$ м	Бетонная, толщиной 30—45 см.	3 490	2	Водонепроницаемый известняк	1,1—1,8
17	Сан-Флориано (San-Floriано) Италия	Круговое $D = 4,2$ м	Бетонная, толщиной 30 см. со слоем торкрета	200			1,1
18	Ранна (Rapna) Австрия. 1923 г.	Круговое $D = 2,0$ м (рис. 476)	Бетонная, толщиной 25 см	3 595		Гранит, отчасти трещиноватый и водонепроницаемый	1,3—3,8
19	Альфенц (Alfenz) Австрия. 1923 г.	Подковообразное $1,80 \times 1,80$ м (рис. 477)	Бетонная, толщиной 15—20 см, штукатур. 2 см	2 550	1,2	Известняки, глинистые мергели	0,6
20	Лохабер (Lohaber) Англия	Подковообразное $4,46 \times 4,56$ м (рис. 478)	В ненарушен. породах бетонная, в слабых жел.-бет.	2 400	1,1	Скалистые	
21	Дэвис-Бридж (Dawis-Bridge) США, 1924—26 г.	Подковообраз. (рис. 147). На послед. участке кругов. $D = 4,27$ м (рис. 136)	Бетонная, толщиной 15 см, на последн. участке стальная 12,5 мм	4 000	1,0	Слюдянистые сланцы	6,1
22	Дикс-Ривер (Dix-River) США, 1923—25 г.	Подковообразное $7,3 \times 7,3$ м (рис. 479)	Бетонная для выравнивания неровностей	278	5	Прочные, скалистые	
23	Алуэт—Лэк (Alouette—Loke) Канада, 1925—28 г.	Подковообразное (рис. 480)	На участке в прочных гранитах без облицовки, на остальн. жел.-бетон. 15 см	1 062	5,0	Прочные граниты и глинистые грунты	2,7

Расход м ³ /сек.	Скорость м/сек.	Примечание	Поперечное сечение штольни	
		Инъекция за облицовку в замке.		
10	1,6	При первом испытании под давлением потери воды до 500 л/сек. благодаря применению инъекции снизились до 10 л/сек.		
120	4,6		Рис. 473. Массабоден	Рис. 474. Массабоден.
25		Для ускорения проходки было сделано 4 окна, каждое около 240 м.		
80				
			Рис. 475. Пиоттино.	Рис. 476. Ранна.
5,0	2			
48	3	Разработка производилась с помощью 7 окон.		
			Рис. 477. Альфенц.	Рис. 478. Лохабер
36,8	2,45	Средняя скор. проходки штольни 2,8 м/сут. при 2-сменной работе. Бетонирование пневматическое.		
41,0		Уборка грунта производилась пневматическими экскаваторами.		
19,8		В штольне уложен стальной трубопровод диаметром 1,83 м.		
			Рис. 479. Дикс-Ривер.	Рис. 480. Алуз-Лэк.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ИЗ ЕДИНЫХ НОРМ ВЫРАБОТКИ И РАСЦЕНКИ ПО СТРОИТЕЛЬНОМУ ПРОИЗВОДСТВУ НА 1932 ГОД

Тоннели в скальных породах

НКПС ЦНИИИТ. Москва 1932 год

Постановление Государственной Плановой Комиссии Союза ССР по сектору капитальных работ № 52. От 26 марта 1932 г.

Государственная Плановая Комиссия Союза ССР (по сектору капитальных работ) постановляет:

1. Единые нормы выработки и расценки на строительства НКПС на 1932 г., утвержденные приказом НКПС № 200/Ц от 25-го марта с. г. и одобренные ЦК Союза Желдоршоспортстроя (протокол № 32 от 11-го января с. г.), распространить в качестве обязательных на все ведомства, учреждения и организации обобщественного сектора.

2. Все учреждения, применяющие на своих работах вышеуказанные „Единые нормы выработки и расценки“, обязаны организовать на своих работах наблюдение в соответствии с указаниями, изложенными в постановлении Госплана СССР № 32 от 15-го июля п. г., под общим руководством Обл. (Краев.) постоянных междуведомственных совещаний по производственному и тарифному нормированию на стройработах, согласно постановлению Госплана СССР № 48 от 3-го марта с. г.

Член Президиума Госплана СССР

Начальник сектора капит. работ Г. Смирнов
Начальник секции стройиндустрии С. Браиловский

Общие замечания к сборнику норм на работы по сооружению тоннелей в скальных грунтах

1. Нормы основаны на наблюдениях, произведенных на работах по сооружению тоннелей длиной до 2 км, при площади поперечного сечения от 25 до 45 кв. м в скальных грунтах без большого горного давления и без значительного притока воды.

2. При распределении скальных грунтов по группам учитывалась не только общепринятая характеристика пород по их составу, структуре и проч., но и выявленные при наблюдениях колебания в нормах — в зависимости от характера породы

3. При выводе норм принят 8-ми часовой рабочий день.

4. Освещение в тоннеле электрическое.

5. Вентиляция частью естественная, частью искусственная.

6. Наблюдения производились при отсутствии вредных газов и таким образом влияние вредных газов на выработку в нормах не отражено.

7. При выводе норм проценты неработы приняты следующие:

а) для ручного бурения - 30%,

б) для механического бурения коэффициент использования механизмов $K = 0,76$,

в) для разработки грунта —35%,

г) для работы по заготовке и установке креплений —25%,

д) для установки кружал —20%,

е) для снятия кружал и снятия креплений —20%,

ж) для бетонных и каменных работ—30%,

з) для транспортных работ —25%.

8. При разработке грунта измеритель куб. м принят в плотном теле.

9. При исчислении расхода лесных материалов для основных креплений принято 10—15% на отходы, учитывая, что из обрезков изготавливаются мелкие части креплений (мальчики, клинья и прочие, на которые лесной материал отдельно уже не исчисляется.

10. Все части основных креплений и кружал заготавливаются у портала тоннеля или на внутри-тоннельном разрезе.

11. При креплении штолен и наклонных шахт отдельными подхватными брусками или ремантинами заготовка частей производится на месте установки.

12. Части креплений фурнели заготавливаются на месте установки.

13. При пользовании стандартным лесом для лонгарии и унтерцугов длина колец тоннеля устанавливается в соответствии с стандартным сортаментом.

14. Заготовка материалов для раствора и бетона, а равно и приготовление раствора и бетона в сборник не включены.

15. Нормы времени даны в чел часах.

16. Расценки даны в рублях и копейках.

17. „Временные правила при производстве работ по сооружению и эксплуатации тоннелей“, — разрабатываемые в НКТ, — будут опубликованы в ближайшее время.

Классификация скальных грунтов при разработке тоннелей

№. № групп	Наименование пород	Временное сопр. сжат. в кг/см ² .	Х а р а к т е р и с т и к а г р у н т а		
			Способн. отбиваться при взрыве	Структура породы в горном массиве	Применяемый способ разработки
I	Мягкие глинистые сланцы, тальковый сланец, мергель, сланцевая глина	до 200	—	Ясно выраженная слоистость и сланцеватость, часто совпадающие по направлению	Вручную ломами и кирками
II	Разрушенные и выветрившиеся скалистые породы (разборная скала), слабый конгломерат, брекчия, щебенистый грунт	различно	—	Массив представляет собой скопление камен. кусков объем. до 0,10—0,12 куб. м, разделенных иногда слабо сцементиров. наносами (конгломерат) или продуктами выветривания (брекчия)	То же, более крупные куски разбиваются для удобства транспорта кувалдами
III	Плотные: тальковый сланец, глинистый сланец, мергель, сильно сланцеватый песчаник, песчаный сланец, мягкий трасс	250—500	Отбивается хорошо, при сильной трещиноватости возможен уход газов	Ясно выраженная слоистость и сланцеватость. Толщина слоев до 5—8 см	Разрабатываются взрывами. После взрыва поверхность забоя обрабатывается кирками
IV	Мягкие известняки, мягкие песчаники, каменный уголь, мрамор, мел	250—500	Отбивается хорошо	Залегают слоями, более или менее ярко выраженными. Толщина слоев до 20 см и выше	Разрабат. взрывами. Более крупные куски для удобства разбиваются кувалдами. Порода после взрыва разваливается вручную при помощи кирок и ломов
V	Известняки, средние песчаники, слабый гранит, магнитный железняк, плотные брекчия и конгломерат	500—1000	Отбивается хорошо	Залегают слоями различной толщины. Иногда довольно ясно выраженная сланцеватость. Брекчии и конгломераты как в гр. II, но с крепкой связью отдельных частей	Так же, как и в гр. IV. Возможность развалки вручную меньше
VI	Крепкие песчаники, граниты, сенинты, диориты и проч. кристаллические породы средней крепости. Слабые кристаллические сланцы, базальты	1000—1500	Отбивается хорошо	Сплошные массивы, иногда с более или менее заметной слоистостью	Разрабатываются взрывами. Поверхность забоя после взрыва остукивается кувалдой
VII	Крепкие граниты, сенинты, габбро, порфиры и проч. кристаллические породы сплошного образования. Андезиты, базальты. Кварцит и породы с большой примесью кварца	свыше 1500	Требуют усиленных зарядов	То же В базальтах столбчатая отдельность	Так же, как и гр. VI
VIII	Кристаллические сланцы (хлоритовые, авгитовые и проч.)	свыше 1500	То же	Строение массива, как в гр. I и III	Поверхность забоя после взрыва обрабатывается кирками

1. Разработка грунтов в тоннеле

Т — 1. Разработка разборной скалы вручную при пробивке штолен наклонных и вертикальных шахт

Разряд работы 4 (забойщики).

Состав работы: 1. Выломка грунта кирками, ломami и клиньями. 2. Разбивка отдельных крупных кусков кувалдой до сподручных размеров. 3. Огребка грунта от забоя на расстояние до 1 м.

Нормы времени и расценки на один куб. м. и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов	
		I	II
Площадь поперечного сечения штольни в кв. м.			
3—4	Н. вр.	6,30	7,62
	Н. выр.	1,27	1,05
	Расц.	3,81	4,61
5—8	Н. вр.	4,20	5,07
	Н. выр.	1,91	1,58
	Расц.	2—53	3—06

Т — 2. Разработка разборной скалы вручную при раскрытии профиля тоннеля

Разряд работы и состав ее по Т—1.

Нормы времени и расценки на один куб. м. и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов	
		I	II
Место работы и способ разработки			
В калотте	Н. вр.	2,80	3,02
	Н. выр.	3,20	2,66
	Расц.	1—51	1—82
В штроссе при австрийском способе разработки	Н. вр.	1,90	2,30
	Н. выр.	4,21	3,48
	Расц.	1—15	1—39

Площадь поперечного сечения штольни в кв. м		Группа грунтов	
		I	II
В штроссе при бельгийском способе разработки	Н. вр.	2,65	3,20
	Н. выр.	3,02	2,50
	Расц.	1—60	1—94
В котлованах и канавах глубиной до 1,5 м	Н. вр.	2,35	3,15
	Н. выр.	3,40	2,54
	Расц.	1—42	1—91

Т — 3. Бурение шпуров двуручным забойным буром при пробивке штолен, наклонных и вертикальных шахт и фурнелей

Разряд работы 3,5. Тарифный коэффициент 1,69.

Расчетный состав звена: забойщиков 4 разряда 1 чел., 3 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Выбор места для скважин. 2. Закальвание. 3. Бурение. 4. Наливание воды в скважину. 5. Очистка шпура. 6. Смена затупленных буров. 7. Переход к следующей скважине.

При бурении восходящих шпуров элемент 4 исключается.

Нормы и расценки на один куб. м взрывающей породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
Площадь поперечного сечения штолен, шахт и фурнелей в кв. м		III—IV	V	VI	VII—VIII
3—4	Н. вр.	4,16	11,4	26,7	64,0
	Н. выр. звена	3,85	1,40	0,60	0,25
	Расц.	2—28	6—27	14—63	33—77
5—6	Н. вр.	3,20	8,64	20,0	53,4
	Н. выр. звена	5,00	1,85	0,80	0,30
	Расц.	1—75	4—72	10—96	29—26
7—8	Н. вр.	2,52	6,96	16,0	45,6
	Н. выр. звена	6,35	2,30	1,07	0,35
	Расц.	1—38	3—82	8—78	24—35
10—11	Н. вр.	2,12	5,92	13,30	40,0
	Н. выр. звена	7,55	2,70	1,28	0,40
	Расц.	1—16	3—25	7—30	21—92
В вертикальных шахтах площадью поперечного сечения около 5 кв. м	Н. вр.	3,04	8,44	20,00	45,60
	Н. выр. звена	5,25	1,90	0,80	0,35
	Расц.	1,66	4—62	10,96	24,35
В забойных фурнелях	Н. вр.	4,50	12,30	29,00	80,00
	Н. выр. звена	3,55	1,30	0,55	0,20
	Расц.	2—47	6—75	15—68	43—99

Примечание. Диаметр шпуров при ручном бурении принят 35—45 мм (у устья).

Нормы времени и расценки на один пог. м шпура и нормы выработки в пог. м		Группа грунтов			
Место работы		III—IV	V	VI	VII—VIII
В штольнях и наклонных шахтах	Н. вр.	2,02	4,92	7,60	15,20
	Н. выр. звена	7,90	3,25	2,10	1,05
	Расц.	1—11	2—70	4—18	8—30

Нормы расхода материалов на один пог. м шпура		Группа грунтов			
Наименование материалов	Един. изм.	III—IV	V	VI	VII—VIII
Буры	Шт.	2,30	6,00	10,00	16,00

T—4. Бурение шпуров двуручным забойным буром при раскрытии профиля тоннеля

Разряд работы, тарифный коэффициент, расчетный состав звена и состав работы по T—3

Нормы времени и расценки на один куб. м взрывающей породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
Место работы способ разработки		III—IV	V	VI	VII—VIII
В калотте при австрийском и бельгийском способах	Н. вр.	1,28	3,50	8,44	20,00
	Н. выр. звена	12,70	4,50	1,90	0,80
	Расц.	—69	1—95	4—62	10—96
То же при пробивке прореза	Н. вр.	1,64	4,44	10,66	26,60
	Н. выр. звена	9,80	3,60	1,50	0,60
	Расц.	—90	2—43	5—85	14—63
В штроссе при австрийском способе и при подсводном разрезе	Н. вр.	0,93	2,58	0,16	15,24
	Н. выр. звена	17,20	6,20	2,60	1,05
	Расц.	—51	1—41	3—37	8—28

Нормы времени и расценки на один куб. м взрывае­мой породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
		III—IV	V	VI	VII—VIII
Место работы и способ разработки					
В штроссе при бельгийском способе	Н. вр.	1,05	2,90	7,10	17,80
	Н. выр. звена	15,00	5,50	2,25	0,90
	Расц.	—58	1—59	3—89	9—75
В котлованах и канавах глубиной до 1,5 м	Н. вр.	0,86	2,34	5,70	12,50
	Н. выр. звена	18,60	6,80	2,80	1,28
	Расц.	—17	1—28	3—14	6—85

Нормы времени и расценки на один пог. м шпура и нормы выработки в пог. м		Группа грунтов			
		III—IV	V	VI	VII—VIII
Место работы и способ разработки					
В калотте и штроссе при австрийском способе	Н. вр.	2,13	5,17	8,00	16,00
	Н. выр. звена	7,58	3,04	2,00	1,00
	Расц.	1—17	2—83	4—39	8—78
В прорезе и забойных фурнелях	Н. вр.	2,24	5,45	8,45	16,90
	Н. выр. звена	7,11	2,93	1,86	0,95
	Расц.	1—25	2—99	4—62	9—34
В штроссе при бельгийском способе, котлован., соед. фурнелях, вертикал. шахтах	Н. вр.	1,92	4,67	7,25	14,50
	Н. выр. звена	8,30	3,42	2,20	1,10
	Расц.	—50	2—56	3—97	7—98

Т—5. Бурение шпуров пневматическими перфораторами, устанавливаемыми на колонках или станках, при разработке штолен и наклонных шахт

Разряд работы. 3,09. Тарифный коэффициент 1,54.

Расчетный состав звена: забойщиков 4 разряда 1 чел., 2 разряда 1 чел.

Состав работы 1. Установка колонки или станка. 2. Установка перфоратора на колонке или станке. 3. Присоединение шланга к перфоратору. 4. Бурение. 5. Продувка скважин. 6. Смена буров. 7. Перемещение перфоратора на колонке или станке для бурения новой скважины. 8. Перемещение перфоратора с колонкой или станком для бурения новой группы скважин. 9. Снятие перфоратора с колонки или станка. 10. Снятие колонки или станка. 11. Отвинчивание шланга. 12. Осмотр, чистка и смазка перфоратора.

Нормы времени и расценки на один куб. м взрывае­мой породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
		III—IV	V	VI	VII—VIII
Площадь поперечного сечения в кв. м					
3—4	Н. вр.	3,90	4,70	6,40	10,30
	Н. выр. звена	4,10	3,40	2,50	1,55
	Расц.	1—96	2—36	3—22	5—13
5—6	Н. вр.	2,91	3,48	4,72	7,65
	Н. выр. звена	5,50	4,50	3,34	2,09
	Расц.	1—46	1—74	2—37	3—82
7—8	Н. вр.	2,11	2,54	3,47	5,57
	Н. выр. звена	7,60	6,30	4,62	2,87
	Расц.	1—06	1—27	1—74	2—79
10—11	Н. вр.	2,05	2,46	3,37	5,33
	Н. выр. звена	7,80	6,45	4,75	3,00
	Расц.	1—03	1—24	1—69	2—70

Примечание: Диаметр шпуров при перфораторном бурении 45—55 мм.

Т — 6. Бурение шпуров пневматическими перфораторами, работающими с руки, при пробивке штолен, наклонных и вертикальных шахт и фурнелей

Разряд работы 4 (забойщики).

Состав работы: 1. Присоединение шланга к перфоратору. 2. Установка перфоратора для бурения. 3 Бурение. 4. Продувание скважин. 5. Смена бура. 6. Снятие перфоратора. 7. Переход к следующей скважине. 8. Отвинчивание шланга. 9. Осмотр, чистка и смазка перфоратора.

Нормы времени и расценки на один куб. м взрываемой породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
		III—IV	V	VI	VII—VIII
Площадь поперечного сечения в кв. м					
3—4	Н. вр.	0,69	1,54	1,95	3,45
	Н. выр.	9,00	5,20	4,10	2,32
	Расц.	—54	—93	1,18	2,09
5—6	Н. вр.	0,66	1,14	1,45	2,55
	Н. выр.	12,10	7,02	5,50	3,15
	Расц.	—40	—69	—64	1,54
7—8	Н. вр.	0,49	0,83	1,05	1,86
	Н. выр.	16,39	9,63	7,60	4,30
	Расц.	—30	—50	—83	1,12
10—11	Н. вр.	0,47	0,81	1,02	1,82
	Н. выр.	17,10	9,90	7,80	4,40
	Расц.	—28	—49	—62	1,10

Т — 7. Бурение шпуров пневматическими перфораторами, работающими с руки, при раскрытии профиля тоннеля

Разряд работы и состав работы по Т—6.

Нормы времени и расценки на один куб. м взрываемой породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
		III—IV	V	VI	VII—VIII
Место работы					
В калотте при австрийском и бельгийском способах	Н. вр.	0,27	0,46	0,59	1,04
	Н. выр.	29,60	17,30	13,50	7,65
	Расц.	—16	—28	—36	—63
В прорезе при способе подсводного разреза	Н. вр.	0,33	0,55	0,78	1,54
	Н. выр.	24,40	14,40	10,30	5,21
	Расц.	—20	—34	—47	—93
В штроссе при австрийском способе и подсводном разрезе	Н. вр.	0,20	0,34	0,41	0,75
	Н. выр.	40,00	24,25	19,35	10,70
	Расц.	—12	—20	—25	—45
В котлованах, в канавах и штроссе при бельгийском способе	Н. вр.	0,18	0,30	0,39	0,74
	Н. выр.	45,00	26,50	20,30	10,80
	Расц.	—11	—18	—24	—45

Т — 8. Заряжение и взрывание шпуров при пробивке штолен, наклонных и вертикальных шахт и фурнелей

Разряд работы 3,74. Тарифный коэффициент 1,77.

Расчетный состав звена: запальщиков 5 разряда 1 чел. и 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Нарезка шнура. 2. Насаживание капсуля на шнур. 3. Вкладывание запала в боевой патрон. 4. Закладка патронов в скважины. 5. Забивка скважин. 6. Зачистка концов шпуров. 7. Зажигание шпуров. 8. Отход в защищенное место. 9. Ожидание взрыва. 10. Возвращение к забою по окончании взрыва. 11. Осмотр результатов и разряжение невзорвавшихся зарядов.

Нормы времени и расценки на один куб. м взорванной породы и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов		
		III—IV	V—VI	VII—VIII
Площадь поперечного сечения штолен, шахт и фурнелей в кв. м				
3—4	Н. вр.	0,44	0,60	0,97
	Н. выр. звена	37,50	26,50	16,50
	Расц.	—25	—35	—55
5—6	Н. вр.	0,32	0,45	0,73
	Н. выр. звена	49,80	35,20	21,90
	Расц.	—18	—26	—42
7—8	Н. вр.	0,26	0,36	0,58
	Н. выр. звена	62,60	44,21	27,60
	Расц.	—15	—21	—33
10—11	Н. вр.	0,21	0,30	0,48
	Н. выр. звена	75,00	53,00	33,00
	Расц.	—12	—17	—28

Нормы расхода материалов на один куб. м	Единица измерения	Площадь поперечного сечения штольни в м ²										
		3—4			5—6			7—8			10—11	
		Группы грунта			Группы грунта			Группы грунта			Группы грунта	
Наименование материалов	III—IV	V—VI	VII—VIII	III—IV	V—VI	VII—VIII	III—IV	V—VI	VII—VIII	III—IV	V—VI	VII—VIII
Капсюли . . . шт.	7,00	9,35	13,00	5,26	7,03	9,76	4,20	5,60	7,80	3,50	4,67	6,50
Бикфордов шнур . . . пог. м	10,50	4,00	19,35	7,90	10,50	14,50	6,30	8,40	11,50	5,25	7,00	9,65

Т — 9. Заряжение и взрывание шпуров при раскрытии профиля тоннеля

Разряд работы, тарифный коэффициент, расчетный состав звена и состав работы по Т—8.

Нормы времени и расценки на один куб. м взорванной породы и нормы выработки в куб. м

Группа грунтов	III—IV	V—VI	VII—VIII
Н. вр.	0,13	0,26	0,40
Н. выр. звена	125,00	61,00	40,00
Расц.	—07	—15	—23

Нормы расхода материалов на один куб. м	Ед. изм.	Группа грунтов		
		III—IV	V—VI	VII—VIII
Динамит	кг	0,75	1,00	1,40
Капсюли	шт.	2,66	3,54	5,00
Бикфордов шнур	пог. м	4,00	5,33	7,47

Т — 10. Подготовительные работы к вывозке взорванной породы при пробивке штолен, шахт и фурнелей

Разряд работы (забойщики).

Состав работы: 1. Подстилка железных листов перед забоем до взрыва. 2. Осмотр лба забоя и кроали после взрыва. 3. Остуживание лба забоя. 4. Раскалывание крупных кусков породы кувалдой до сподручных размеров.

Нормы времени и расценки на один куб. м взорванной породы в плотном теле и нормы выработки в куб. м		Группа грунтов			
		III	IV—V	VI—VII	VIII
Площадь поперечного сечения в кв. м					
3—4	Н. вр.	0,35	0,75	0,96	0,45
	Н. выр.	22,50	10,70	8,35	17,50
	Расц.	—22	—45	—58	—28
5—11	Н. вр.	0,25	0,54	0,69	0,28
	Н. выр.	31,50	15,00	11,60	29,50
	Расц.	—15	—32	—42	—16

Т — 11. Подготовительные работы к вывозке взорванной породы при раскрытии профиля тоннеля

Разряд работы 4 (забойщики).

Состав работы: 1. Осмотр кровли после взрыва. 2. Сбивание отдельных кусков, грозящих обвалом кровли, кувалдой или киркачи. 3. Раскалывание крупных кусков породы кувалдой до сподручных размеров. 4. Выломка отдельных кусков, легко отделяющихся от остального массива, при помощи лома или кирки.

Нормы времени и расценки на один куб. м взорванной породы в плотном теле и нормы выработки в куб. м.		Группа грунтов			
		III	IV—V	VI—VII	VIII
Место разработки					
В калотте при бельгийском, в калотте и штрессе при австрийском способе	Н. вр.	6,30	0,60	0,80	0,37
	Н. выр.	25,50	13,25	10,00	21,00
	Расц.	—18	—36	—48	—22
В штрессе при бельгийском способе	Н. вр.	0,46	1,00	1,80	0,60
	Н. выр.	18,50	8,00	6,15	18,30
	Расц.	—29	—60	—79	—36
В прорезе при способе подсводного разреза	Н. вр.	0,15	0,30	0,40	0,18
	Н. выр.	54,00	27,00	20,00	45,00
	Расц.	—09	—18	—24	—11
В котлованах и канавах глубиной до 1,5 м	Н. вр.	0,33	0,77	0,90	0,37
	Н. выр.	24,00	10,40	8,90	21,50
	Расц.	—20	—47	—54	—22

Т — 12. Погрузка породы на приборы перемещения

Разряд работы 2 (откатчики).

Состав работы: 1. Погрузка крупных кусков руками. При работе в нижней штольне ИЛИ шахтах.
2. Погрузка щебенки лопаткой.
3. Сгребание породы лопатами в фурнели и окна.

Нормы времени и расценки на один куб. м породы и нормы выработки в куб. м	Род погрузки		
	В нижнем направлении при погрузке в вагонетки	В верхнем направлении или калотте при погрузке через фурнель	В вертикальных шахтах при погрузке в бады
Н. вр.	1,25	0,40	1,65
Н. выр.	6,40	20,00	4,85
Расц.	—50	—16	—66

Примечание: Норма для погрузки с заранее подложенных железных листов.

III. Постановка креплений в тоннеле

Т — 20. Постановка креплений рам в штольнях и наклонных шахтах

Разряд работы 4 (крепельщики).

Состав работы: 1. Подгонка стоек по высоте штольни. 2. Обравнивание породы на месте установки. 0. Установка 1-й стойки. 4. Установка верхняка. 5. Установка 2-й стойки. 6. Забивка скоб в сопряжениях. 7. Провешивание рамы по предыдущим рамам. 8. Заготовка клиньев.

Нормы времени и расценки на одну раму и нормы выработки в шт.

Площадь поперечного сечения штольни в кв. м	3—4	5—6	7—8	10—11
	Н. вр.	2,00	2,90	3,36
Н. выр.	4,00	2,76	2,38	2,00
Расц.	1—21	1—75	2—13	2—43

Нормы расхода материалов на одну раму	Единица измерения	Площадь поперечного сечения штольни в кв. м			
		3,5	5,5	7,5	10,5
Наименование материалов					
Бревна сосновые диам. 22 см	пог. м	2,50	4,60	6,20	5,50
Бревна сосновые диам. 25 см	" "	2,35	2,60	2,60	4,40
Скобы железные	" "	3,50	3,50	3,50	3,50

Т — 25. Затяжка (заборка) кровли и боков штольни или наклонной шахты досками

Разряд работы 4 (крепельщики).

Состав работы: А. При креплении кровли.

1. Замер. 2. Отпилка досок по размеру. 3. Отпилка филаты по размеру. 4. Заготовка клиньев. 5. Укладка досок на верхняке с обравниванием породы. 6. Подводка филаты под концы досок. 7. Подклинивание филаты.

Б. При креплении боков:

1. Замер. 2. Отпилка досок по размеру. 3. Заготовка клиньев. 4. Постановка досок с обравниванием породы. 5. Заклинивание.

Нормы времени и расценки на один кв. м и нормы выработки в кв. м		Расстояние между рамами в м		
		до 0,75	до 1	до 2
Кровля	Н. вр.	0,88	0,66	0,44
	Н. выр.	9,10	12,10	18,20
	Расц.	— 83	— 40	— 27
Бока	Н. вр.	0,26	0,20	0,13
	Н. выр.	30,80	40,00	61,50
	Расц.	— 16	— 12	— 08

Нормы расхода материалов на один кв. м	Единица измерен.	Место работы	
		Кровля	Бока
Доски толщиной 5 см	пог. м	6,20	3,50

Т — 26. Постановка лонгарин при раскрытии профиля тоннеля

Состав работы:

А. При австрийском и бельгийском способе разработки тоннеля. При постановке одной пары лонгарин:

1. Затягивание лонгарины в верхний ход. Подноска лонгарины на расстояние до 10 м, 3. Заготовка маз. 4. Пришивка маз. 5. Заготовка фальшивок. 6. Укладка лонгарин па мазах. 7. Забивка скоб между лонгаринной и верхняками штольни. 8. Снять те маз. 9. Снятие фальшивок.

Примечание: Фальшивки снимаются после постановки штендеров.

Б. При австрийском и бельгийском способе — при постановке последующих лонгарин:

1. Затягивание лонгарины в верхний ход. 2. Подноска лонгарины на расстояние до 10 м.
3. Заготовка подкладок. 4. Укладка лонгарины на подкладки. 5. Заготовка фальшивок. 6- Загонка фальшивок между лонгариной и стойками штольни или штендерами. 7. Снятие фалинивок.

В. При подсводном разрезе:

1. Подноска лонгарины до 10 м. 2. Подъем лонгарины в прорез. 3. Заготовка фальшивок.
4. Укладка лонгарины и временное подкрепление ее фальшивками. 5. Снятие фальшивок.

Г. При постановке лонгарин в штроссе и в тоннелях небольшого сечения до 25 кв. м:

1. Подноска лонгарины на расстояние до 10 м. 2. Заготовка фальшивок. 3. Укладка лонгарины и временное подкрепление ее фальшивками. 4. Снятие фальшивок.

Нормы времени и расценки на одну лонгарину и нормы выработки в шт.	Наименование рабсилы	Разр. раб.	Расч. соотн. звена	Сред. разр. и тарифн. коэф	Норма врем. в ч/ч.	Норма выр. на 1 чел.	Расценки																																																																																																																																																																								
Местоположение лонгарины и длина ее																																																																																																																																																																															
При австр. и бельг. способах лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	3,20	2,50	1—77																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	4,00	2,00	2—09	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,92	2,74	1—62	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,65	2,19	1—91	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,48	3,23	1—37	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,10	2,58	1—62	Рабоч.	2	2	1,61	При подсводном разрезе:								1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	4,00	2,00	2—09																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61				2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,92	2,74	1—62	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,65	2,19	1—91	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,48	3,23	1—37	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,10	2,58	1—62	Рабоч.	2	2	1,61	При подсводном разрезе:								1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61								
2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,92	2,74	1—62																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,65	2,19	1—91	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,48	3,23	1—37	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,10	2,58	1—62	Рабоч.	2	2	1,61	При подсводном разрезе:								1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																				
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,65	2,19	1—91																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61				3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,48	3,23	1—37	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,10	2,58	1—62	Рабоч.	2	2	1,61	При подсводном разрезе:								1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																
3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,48	3,23	1—37																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,10	2,58	1—62	Рабоч.	2	2	1,61	При подсводном разрезе:								1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																												
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,10	2,58	1—62																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61				При подсводном разрезе:								1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																								
При подсводном разрезе:																																																																																																																																																																															
1-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,56	3,13	1—42																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67	Рабоч.	2	2	1,61	2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																												
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	3,15	2,54	1—67																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61				2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																								
2-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,08	3,84	1—15																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35	Рабоч.	2	2	1,61	3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																																				
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,60	3,08	1—35																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61				3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																																																
3-я лонгарина при длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	1,94	4,11	1—07																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26	Рабоч.	2	2	1,61	Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																																																												
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	1,40	3,33	1—26																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61				Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м								При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11	Рабоч.	2	1	1,70	При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																																																																								
Лонгарины в штроссе и гидрот. тоннеле мал. сеч. при расстоянии лонгарины от подошвы тоннеля до 3 м																																																																																																																																																																															
При длине 6,50 м	Крепил.	4	3	3,54	2,00	4,00	1—11																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	1	1,70				При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																																																																																												
При длине 8,50 м	Крепил.	4	3	3,29	2,50	3,20	1—31																																																																																																																																																																								
	Рабоч.	2	2	1,61																																																																																																																																																																											

Нормы расхода материалов — по действительной длине лонгарин.

Т —27. Постановка штендеров под лонгарины

Разряд работы 4 (крепил щики).

Состав работы: 1. Замер. 2. Подгонка штендера по длине. 3. Загонка штендера на место кувалдой. 4. Постановка скоб.

Нормы времени и расценки на один штендер и нормы выработки в шт.		Длина штендера в м		
		до 1,5	до 2	до 2,5
Место установки штендера				
Малая калотта	Н. вр.	0,72	—	0,88
	Н. выр.	11,10	—	9,10
	Расц.	—44	—	—53
Большая калотта	Н. вр.	0,80	—	0,94
	Н. выр.	10,00	—	8,51
	Расц.	—48	—	—57
Штрасса	Н. вр.	—	0,74	—
	Н. выр.	—	10,80	—
	Расц.	—	—45	—

Нормы расхода материалов на один штендер	Единица измерен.	Местоположен. и длина штендера в м				
		Малая калотта		Большая калотта		Штрасса
		1,5	2,5	1,5	2,5	2
Бревна сосновые диам. 25 см	пог. м	до 1,65	—	до 1,65	—	до 2,20
Скобы железные	кг	1,75	до 2,75	3,50	до 3,75	3,50

Т — 28. Постановка шпан между лонгаринами, унтерцугами, подшвеллерными столбами и проч.

Разряд работы 4 (крепильщики).

- Состав работы: 1. Замер. 2. Подгонка шпана по длине. 3. Выделка шор по концам шпана. 4. Загонка шпана на место кувалдой. 5. Постановка скоб.

Нормы времени и расценки на один шпан и нормы выработки в шт.

Длина шпана в м	до 1	до 1,5	до 2
Н. вр.	0,44	0,54	0,64
Н. выр.	18,20	14,80	12,50
Расц.	—27	—33	—39

Нормы расхода материалов на один шпан	Единица измерен.	Длина шпана в м		
		до 1	до 1,5	до 2
Бревна сосн. диам. 18 см	пог. м	до 1,10	—	—
" " " 20 "	" "	—	до 1,65	—
" " " 22 "	" "	—	—	до 2,20
Скобы железные	кг	1,75	1,75	1,75

Т — 29. Укладка швеллера большой калотты при австрийском способе разработки тоннеля

- Состав работы: 1. Подноска швеллера на расстояние до 10 м. 2. Обравнивание породы на месте укладки. 3. Заготовка подкладок. 4. Заготовка клиньев. 5. Укладка подкладок. 6. Укладка швеллера на подкладки. 7. Проверка параллельности вновь уложенного швеллера предыдущим и соответствующая выправка. 8. Проверка горизонтальной верхней постели швеллера по уровню и соответствующая выправка. 9. Помощь контрольному десятнику при проверке правильности укладки. 10. Заклинивание швеллера.

Длина швеллера в м	Нормы времени и расценки на один швеллер и нормы выработки в шт.	Разряд работы	Расч. соотно. раб.	Средн. разр. и тар. коэф.	Нормы врем. в ч/ч.	Норма выработ. на 1 чел.	Расценки
	Наименование рабсилы						
4,00	Крепил.	4	3	3,54	4,56	1,75	2—52
	Рабоч.	2	1	1,70			
4,50	Крепил.	4	3	3,29	5,70	1,40	2—98
	Рабоч.	2	2	1,61			
5,00	Крепил.	4	3	3,10	6,84	1,17	3—44
	Рабоч.	2	3	1,55			

Нормы расхода материалов (бревен) — по действительной длине швеллера.

Т — 30. Постановка основных унтерцугов при подсводном разрезе

Разряд работы 3,54. Тарифный коэффициент 1,70.

Расчетное соотношение звена: крепильщиков 4 разряда 3 чел., рабочих 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Подноска унтерцуга на расстояние 10 м. 2. Заготовка маз. 3. Пришивка маз. 4. Укладка унтерцуга на мазы. 5. Забивка скоб между унтерцугом и верхняками штольни. 6. Заготовка фальшивок. 7. Постановка фальшивок. 8. Снятие фальшивок (после установки подунтерцужных столбов).

Нормы времени и расценки на один унтерцуг и нормы выработки в шт. (на человека)

Длина унтерцуга в м	6,5	8,5
Н. вр.	2,56	3,20
Н. выр.	3,13	2,50
Расц.	1—41	1—77

Нормы расхода материалов на один унтерцуг

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Бревна сосн. диам. 30—35 см	пог. м	По фактич. длине
Скобы железные	кг	5,25

Т — 31. Постановка нижних унтерцугов при проходке гидротехнических тоннелей небольшого сечения (до 25 кв. м)

Разряд работы 3,40. Тарифный коэффициент 1,65.

Расчетное соотношение звена: крепильщиков 4 разряда 2 чел., рабочих 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Подноска унтерцуга на расстояние до 10 м. 2. Обравнивание породы на месте укладки. 3. Заготовка подкладок. 4. Укладка подкладок. 5. Укладка унтерцуга на подкладки по уровню. 6. Забивка скоб между унтерцугом и стойками направляющего хода.

Нормы времени и расценки на один унтерцуг и нормы выработки в шт. (на 1 человека)

Длина унтерцуга в м	6,5	8,5
Н. вр.	0,90	1,14
Н. выр.	8,89	7,02
Расц.	—48	—61

Нормы расхода материалов на один унтерцуг

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Бревна сосн. диам. 30 см	пог. м	По фактич. длине
Скобы железные	кг	5,25

Т — 32. Установка столбов под швеллеры или унтерцуги

Разряд работы 3,40. Тарифный коэффициент 1,65.

Расчетное соотношение звена: крепильщиков 4 разряда 2 чел., рабочих 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Подноска столба на расстояние до 20 м. 2. Заготовка подкладок. 3. Укладка подкладок в лунки. 4. Установка столба. 5. Заготовка клиньев. 6. Заклинивание столба. 7. Постановка скоб.

Нормы времени и расценки на один столб и нормы выработки в шт. на 1 человека)

Н. вр.	1,20
Н. выр.	6,67
Расц.	—64

Нормы расхода материалов на 1 столб

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Бревна сосновые диам. 30—40 см . . .	пог. м	до 3,65
Скобы железные	кг	3,50

Примечание. Длина столба до 3,5 м

Т—36. Постановка мальчиков на лонгаринах для укрепления отдельных слабых мест породы

Разряд работы 4 (крепильщики).

Состав работы. 1. Выбор отрезка для мальчика. 2. Подгонка мальчика по длине. 3. Выделка шоры. 4. Загонка мальчика кувалдой. 5. Постановка скоб.

Нормы времени и расценки на один мальчик и нормы выработки в шт.

Н. вр.	0,50
Н. выр.	16,00
Расц.	—30

Примечание. Длина мальчиков до 0,5 м.

Нормы расхода материалов на одну шт.

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Скобы железные	кг	1,75

Примечание. Расход лесоматериала не дается, так как мальчики изготовляются из отходов от основных креплений.

Т—37. Затяжка боков и свода выработки досками поверх лонгарин

Разряд работы 4 (крепильщики).

Состав работы: 1. Замер. 2. Отпилка досок по размерам. 3. Заготовка клиньев. 4. Укладка досок поверх лонгарин с обравниванием породы. 5. Подклипывание.

Нормы времени и расценки на один кв. м и нормы выработки в кв. м

Расстояние между лонгаринами в м	До 0,75	До 1,00	До 1,50	До 2,00
Н. вр.	0,91	0,70	0,49	0,36
Н. выр.	8,51	11,40	16,30	22,20
Расц.	—57	—42	—30	—22

Нормы расхода материалов на один кв. м

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма
Доски сосн. толщ. 4—5 см	пог. м	3,00

Т—45. Сборка и установка подкружальной рамы

Разряд работы 4 (крепильщики).

Состав работы: 1. Подноска частей до 3 м. 2. Подъем частей на швеллер. 3. Установка стоек. 4. Укладка верхняка. 5. Постановка скоб в сопряжениях. 6. Установка контрфис и укрепление скобами (после установки кружал).

Нормы времени и расценки на одну раму и нормы выработки в шт.

Н. вр.	2,00
Н. выр.	4,00
Расц.	1—21

Нормы расхода материалов на одну раму

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Бревна сосновые диам. 22 см	пог. м	5,00
Скобы железные	кг	14,00

Т — 46. Сборка и установка деревянных кружал из частей, заготовленных заранее, при кружалах из 3-х частей — в 3 доски

Разряд работы 3,10. Тарифный коэф. 1,55.

Расчетное соотношение звена: крепильщиков 4 разряда 2 чел., рабочих 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Подноска частей на расстояние до 3 м. 2. Подъем частей на швеллера.

3. Сборка кружал с постановкой накладок и болтов. 4. Заготовка клиньев. 5. Установка кружал по оси. 6. Постановка клиньев под пяты кружал. 7. Помощь контрольному десятнику при проверке отметки замка. 8. Постановка расшивок между кружалами и штендерами.

Нормы времени и расценки на одно кружало и нормы выработки в шт. (на 1 человека)

Н. вр.	2,68
Н. выр.	2,98
Расц.	1—35

Примечание: Величина пролета свода до 5 м.

Нормы расхода материалов на одно кружало

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Доски толщ. 5—7 см	пог. м	20,00
Гвоздей 7½ см	кг	0,40
Болты 19 мм с гайками	„	1,05
Скобы железные	„	1,75

Т — 47. Установка металлических кружал

Состав работы. А. При способах: австрийском и подсводного разреза и при пролете до 5 м (кружало цельное).

1. Подвеска талей на лонгарине или швеллере. 2. Подъемка кружала. 3. Заготовка клиньев. 4. Подкладка клиньев под пяты кружала. 5. Установка кружала по оси. 6. Помощь контрольному десятнику при проверке отметки замка.

Примечание При пролете до 8,5 м кружало составное из 2 частей и в составе работ добавляется прием 5а) сбалчивание в стыке.

Б. В гидротехническом тоннеле круглого сечения диам. до 4,00 м (кружало из 2 половин).

1. Потноска частей на расстояние до 10 м. 2. Заготовка бревенчатых подкладок. 3. Заготовка клиньев. 4. Укладка подкладок. 5. Сборка кружал со сбалчиванием в стыках. 6. Установка кружал на подкладки. 7. Регулирование положения кружал при проверке оси (забивкой клиньев).

Нормы времени и расценки на одно кружало и нормы выработки в шт.	Наименование работ	Разр. раб.	Расч. соотн. звена	Сред. разр. тар. коэф.	Норма врем. в ч/ч.	Норма выр. на 1 чел.	Разряд
При австрийском способе или подсводном разрезе при пролете свода 5 м	Крепил.	4	3	3,54	2,76	2,90	1—53
	Рабоч.	2	1	1,70			
То же при пролете свода 8,5 м	Крепил.	4	3	3,09	4,02	1,99	2—01
	Рабоч.	2	3	1,54			
В гидротехнич. тоннелях кругл. сечения диам. около 4 м	Крепил.	4	3	4	2,67	3,00	1—61
				1,86			

Нормы расхода материалов на одно кружало

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Болты 19 мм с гайками	кг	0,55

Т — 48. Постановка шпан между кружалами, кружальными рамами и бантинами

Разряд работы 4 (крепильщики).

Состав работы: 1. Замер. 2. Отпилка шпан по длине. 3. Загонка шпан кувалдой. 4. Постановка скоб.

Нормы времени и расценки на один шпан и нормы выработки в шт.

Длина шпан в м	До	
	1,00	2,00
Н. вр.	0,70	0,80
Н. выр.	11,43	10,00
Расц.	—42	—48

Нормы расхода материалов на одну шт.

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Бревна сосн. диам. 23—25 см	пог. м	По факт. дл. шпан
Скобы железные	кг	1,75

V. Разборка креплений и устройство каменной обделки тоннеля

Т—51. Снятие стоек и верхняков рам нижней штольни, ремантин, стоек верхней штольни, шпан всякого рода и штендеров малой каллоты

Разряд работы 4 (крепельщики).

Состав работы: 1. Освобождение элементов от скоб. 2 Выбивание элементов кувалдой, не прибегая к перерубанию. 3. Откладывание в сторону на 1—2 м.

Нормы времени и расценки на одну шт. и нормы выработки в шт.

Длина в м	0,50	0,50—1,0	1,0—1,5	1,5—2,0	Свыше 2
Н. вр.	0,05	0,07	0,09	0,12	0,16
Н. выр.	160,00	115,00	90,00	65,00	50,00
Расц.	—03,20	—04,20	—05,40	—07,50	—09,70

Т — 53. Постановка мальчиков на кружала под лонгарины

Разряд работы 4 (крепельщики).

Состав работы: 1. Снятие размера. 2. Отпилка бревна для мальчика. 3. Выделка шоры
4. Загонка мальчика кувалдой на место. 5. Постановка скоб.

Нормы времени и расценки на один мальчик и нормы выработки в шт.	По месту установки	
	Под первой и второй лонгариной	Под последующими лонгаринами
Н. вр	0,50	0,54
Н. выр.	16,00	14,80
Расц.	—30	—33

Примечание. Лесоматериал для мальчиков из отходов, скобы из числа снимаемых при снятии штендера.

Т — 54. Снятие штендеров большой каллоты

Разряд работы 4 (крепельщики).

Состав работы: 1. Снятие скоб. 2. Выбивание штендеров кувалдой. 3. Спуск вниз. 4. Откладывание на 1—2 м.

Нормы времени и расценки на один штендер и нормы выработки в шт.

Длина в м	До 1,50	Свыше 1,50
Н. вр.	0,29	0,40
Н. выр.	27,60	20,00
Расц.	—17	—24

Т—64. Укладка опалубки для бетонирования свода

Разряд работы 4 (крепельщики).

Состав работы: 1. Подача досок наверх. 2. Укладка досок на кружале.

Нормы времени и расценки на один кв. м опалубки и нормы выработки в кв. м

Н. вр.	0,31
Н. выр.	25,80
Расц.	—19

Примечание. Опалубка устраивается из обрезных досок без пришивки гвоздями.

Нормы расхода материалов на один кв. м опалубки

Наименование материалов	Ед. изм.	Нормы
Доски обрезн. толщ. 5 см	пог. м	5,0

Т — 65. Бетонная кладка свода тоннеля (без замыкания) при толщине свода 0,50—0,80 м

Состав работы:

При австрийском способе:

1. Прикрепление блока к кружалам.
2. Выгрузка бетона из вагонетки в корыто (опрокидыванием).
3. Погрузка бетона из корыта в недра лопатами.
4. Подъем ведра веревкой на блоке.

5. Заброска бетона из ведра за опалубку.
6. Трамбование бетона.

При бельгийском способе:

1. Выгрузка бетона из вагонетки в корыто опрокидыванием.
2. Заброска бетона из корыта за опалубку лопатой.
3. Трамбование бетона.

Нормы времени и расценки на один куб. м бетона и нормы выработки в куб. м			Разр. раб.	Ра. ч. соотн звена	Сред. разр. тар. коэф.	Нормы врем. в ч./ч.	Норма в . р. на чел.	Расценки
Способ работы	Место работы	Наименование рабочей силы						
Австрийский .	У пят свода	Бетонщ.	5	2	3,20	3,20	2,50	1—73
		рабоч.	2	3	1,66			
	Средн. треть свода	Бетонщ.	5	2	3,20			
		Рабоч.	2	3	1,66			
Бельгийский .	У пят свода	Бетонщ.	5	2	4,18	2,67	3,00	1—68
		Рабоч.	2	1	1,94			
	Средн. треть свода	Бетонщ.	5	2	4,18			
		Рабоч.	2	1	1,94			

Т — 66. Заделка в кладку стен и свода тоннелей трубок для последующего нагнетания раствора за кладку

Разряд работы 4 (бетонщики).

Состав работы: 1. Пробивка отверстия в опалубке. 2. Закладка трубок. 3. Наброска раствора или бетона поверх трубок.

Нормы времени и расценки на одну трубку и нормы выработки в шт.

Н. вр.	0,19
Н. выр.	42,00
Расц.	—12

Т—67. Укладка железной арматуры внутри бетонного круглого напорного тоннеля для последующего торкретирования при диаметре стержней 15 мм

Разряд работы 5 (арматурщики).

Состав работы: 1. Установка козел. 2. Установка стержней рабочей арматуры. 3. Вязка стыков рабочей арматуры. 4. Установка стыков распределительной арматуры. 5. Вязка углов в пересечениях. 6. Передвижка козел.

Нормы времени и расценки на один кг арматуры и нормы выработки в кг

Н. вр.	0,028
Н. выр.	286
Расц.	—02,1

Т — 68. Торкретирование внутренней поверхности обделки одним слоем

Разряд работы 3,1. Тарифный коэффициент 1,55.

Расчетный состав звена: сопловщиков 4 разряда 1 чел., машинистов 4 разряда 1 чел., рабочих 2 разряда 2 чел.

Состав работы: 1. Отмеривание материала. 2. Ручное перемешивание смеси. 3. Загрузка смеси в цемент-пушку. 4. Обслуживание пушки и компрессора. 5. Управление соплом. 6. Подрезка неровностей. 7. Передвижка пушки и компрессора в процессе работ.

Нормы времени и расценки на один кв. м и нормы выработки в кв. м

Н. вр.	0,72
Н. выр. звена	44,40
Расц.	—36

Примечания: 1. Толщина слоя 2—3 см. 2. Состав раствора 1 : 3. 3. Давление воздуха в цемент-пушке до 2,5 атм.

Т — 70. Снятие и разборка деревянных кружал при австрийском способе

Разряд работы 4 (крепильщики).

- Состав работы: 1. Выбивание клиньев из под пят кружал. 2. Снятие скреплений в стыках.
3. Спуск частей кружал вниз на веревке. 4. Откладывание частей на 2-3 м.

Нормы времени и расценки на одно кружало и нормы выработки в шт.

Н. вр.	1,02
Н. выр.	7,84
Расц.	—62

Примечание: Пролет свода 5 м.

Т — 71. Снятие металлических кружал

Разряд работы 4 (крепильщики).

- Состав работы: 1. Выбивание клиньев из под пят. 2. Привязывание веревок к кружалам. 3. Спуск кружал вниз на веревке. 4. Откладывание на 2—3 м. — При пролете свода до 5 м.

1. Снятие стыков скреплений. 2. Расклинивание кружал. 3. Привязывание веревки к кружалам. 4. Сваливание кружал. 5. Откладывание на 2—3 м. — В круглом тоннеле при диаметре тожня до 4 м.

Нормы времени и расценки на одно кружало и нормы выработки в шт.		Безличина пролета в м	
Способ работы и тип тоннеля		5,00	4,00
Бельгийский способ и подсводный разрез	Н. вр.	0,66	—
	Н. выр.	12,20	—
	Расц.	—40	—
Круглый тоннель	Н. вр.	—	1,45
	Н. выр.	—	5,50
	Расц.	—	—88

Т — 73. Разборка подкружальных рам с контрфисами

Разряд работы 4 (крепильщики).

- Состав работы: 1. Снятие скоб. 2. Выбивание контрфис. 3. Сваливание верхняка и стоек
4. Складывание материала в стороне (на 2—3 м).

Нормы времени и расценки на одну раму и нормы выработки в шт.

Н. вр.	0,34
Н. выр.	23,50
Расц.	—21

Примечание: Периметр рамы 3 м.

Т — 74. Снятие шпан и расстрелов между кружалами и бантинами

Разряд работы 4 (крепильщики).

- Состав работы: 1. Снятие скоб. 2. Выбивание шпана кувалдой. 3. Складывание в стороне (на 2—3 м).

Нормы времени и расценки на одну шт. и нормы выработки в шт.

Н. вр.	0,13
Н. выр.	61,50
Расц.	—08

Примечание: Длина шпана или расстрела до 2,5 м.

Т — 76. Снятие шаблонов (лекал)

Разряд работы 3 (плотники).

- Состав работы: 1. Выдергивание гвоздей. 2. Складывание шаблонов у стен тоннеля.

Нормы времени и расценки на один шаблон и нормы выработки в шт.

Н. вр.	0,03
Н. выр.	26,70
Расц.	—01,50

Примечание: Длина шаблона до 3 м.

Т — 77. Снятие опалубки стен и свода

Разряд работы 3 (плотники).

Состав работы: 1. Отделение досок от кладки ломами или шпунтом. 2. Складывание досок у стен тоннеля.

Нормы времени и расценки на один кв. м опалубки и нормы выработки в кв. м

Н. вр.	0,04
Н. выр.	200,00
Расц.	—02

Т — 80. Снятие швеллеров

Состав работы: 1. Привязывание веревки к швеллеру. 2. Выбивание клиньев между швеллером и пятой свода. 3. Сваливание швеллера с подшвеллерными столбами вниз. 4. Оттаскивание швеллера к стене тоннеля.

Нормы времени и расценки на один швеллер и нормы выработки в шт.	Наименование рабсилы	Разр. раб.	Соотн. чис- ла рабоч.	Ср. разр. и тар. коэф.	Норма врем. в ч./д.	Норма выр. на 1 чел.	Расценки
4,00—4,50	Крепил.	4	2	3,40	0,24	33,3	—13
	Рабочие	2	1	1,65			
5,00	Крепил.	4	2	3,10	0,34	23,5	—17
	Рабочие	2	2	1,55			

Т — 81. Снятие основных унтерцугов при подсводном разрезе

Разряд работы 4 (крепильщики).

Состав работы: 1. Снятие скоб. 2. Подмащивание. 3. Спуск унтерцуга. 4. Оттаскивание унтерцуга к стене тоннеля.

Нормы времени и расценки на один унтерцуг и нормы выработки в шт.

Длина унтерцуга в м	До 6,50	8,50
Н. вр.	0,51	0,58
Н. выр.	14,80	13,80
Расц.	—33	—35

Т — 83. Укладка бетона в обратном своде

Разряд работы 4 (бетонщики).

Состав работы: 1. Выгрузка бетона из вагонетки опрокидыванием в корыто. 2. Переброска бетона лопатами в котлован. 3. Трамбование бетона.

Нормы времени и расценки на один куб. м бетона и нормы выработки в куб. м

Н. вр.	0,94
Н. выр.	8,50
Расц.	—57

Т — 84. Устройство дренажа из гончарных труб под обратным сводом тоннеля при готовой канаве

Разряд работы 4 (бетонщики).

Состав работы: 1. Заливка бетоном дна канавы. 2. Трамбование бетона. 3. Подстилка дренажного материала под трубой. 4. Укладка трубы. 5. Обмазка стыков. 6. Подсыпка дренажного материала по бокам трубы. 7. Заливка бетоном поверх трубы. 8. Трамбование бетона.

Нормы времени и расценки на один пог. м дренажа и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	1,60
Н. выр.	5,00
Расц.	—97

Т — 85. Устройство бетонного дренажа при готовой канаве

Разряд работы 4 (бетонщики).

Состав работы: 1. Заливка бетоном дна канавы. 2. Трамбование бетона. 3. Укладка готовой деревянной опалубки жолоба в канаву. 4. Бетонирование боков жолоба. 5. Снятие опалубки. 6. Укладка готовых бетонных кубиков в крышке с подливкой раствором.

Нормы времени и расценки на один пог. м дренажа и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,94
Н. выр.	8,50
Расц.	—57

Т — 86. Обмазка поверхности кладки готовым раствором или церезитом

Разряд работы 3 (штукатуры).

Состав работы: 1. Набрасывание раствора на сокол. 2. Набрасывание раствора на обмазываемую поверхность. 3. Затирка. 4. Установка козел. — При обмазке стен и свода. 5. Передвижка козел.

Нормы времени и расценки на один кв. м и нормы выработки в кв. м

Н. вр.	0,26
Н. выр.	31,00
Расц.	—13

Т — 87. Нагнетание за кладку готового цементного раствора под давлением до 2,5 атм.

Разряд работы 3,10. Тарифный коэффициент 1,55

Расчетный состав звена: сопловщиков 4 разряда 1 чел., рабочих 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Загрузка раствора в бак. 2. Присоединение шланга. 3. Вставка шланга с соплом в инъекционную трубку. 4. Нагнетание раствора. 5. Взмучивание смеси. 6. Передвижка бака.

Нормы времени и расценки на один куб. м раствора и нормы выработки в куб. м

Место работы	В стенках	В своде	В обратном своде
Н. вр.	5,32	8,00	3,20
Н. выр.	3,00	2,00	5,00
Расц.	2—69	4—03	1—61

VI. Транспортные работы при устройстве тоннеля

Т — 88. Погрузка крепильных материалов у портала или в тоннеле при диаметре леса 22—40 см в платформы узкой колеи

Разряд работы 2 (рабочие).

Состав работы: 1. Подноска частей на расстояние 5 м. 2. Укладка на платформу.

Нормы времени и расценки на один пог. м лесоматериала и нормы выработки в пог. м

Длина бревен в м	До 1,50	До 2,50	До 5,00	До 6,50	До 8,50
Н. вр.	0,03	0,04	0,08	0,06	0,07
Н. выр.	266,00	200,00	100,00	133,60	114,00
Расц.	—01,20	—01,60	—02,00	—02,40	—02,80

Примечание: Графа 3 (бревна дл. до 5 м) относится к крепильным материалам наиболее крупных диаметров (швеллера диам. 35—40 см).

Т — 89. Разгрузка крепильных материалов из платформ в тоннеле или у портала

Разряд работы 2 (рабочие).

Состав работы: 1. Снятие частей с платформы. 2. Относка на расстояние до 15 м.

Нормы времени и расценки на один пог. м лесоматериала и нормы выработки в пог. м

Длина бревен в м	До 1,50	До 2,00	До 5,00	До 6,50	До 8,50
Н. вр.	0,03	0,04	0,08	0,06	0,06
Н. выр.	266,00	200,00	100,00	133,00	133,00
Расц.	—01,20	—01,6	—03,2	—0,34	—02,40

Примечание: См. § 88.

Т — 90. Выгрузка породы из вагонеток вне тоннеля

Разряд работы 2 (рабочие).

Состав работы: 1. Опрокидывание вагонетки. 2. Грубое разравнивание породы. 3. Установка кузова вагонетки в первоначальное положение.

Нормы времени и расценки на один куб. м породы и нормы выработки в куб. м

Н. вр.	0,08
Н. выр.	100,00
Расц.	—03,20

Т - 91. Погрузка раствора и бетона в вагонетку

Разряд работы 2 (рабочие).

Состав работы: 1. Погрузка лопатами.

Нормы времени и расценки на один куб. м и нормы выработки в куб. м

Н. вр.	0,64
Н. выр.	12,50
Расц.	—26

Примечание Нормы по разгрузке бетона включены в соответствующие §§ по устройству обделки.

Т—62. Погрузка камня на платформу

Разряд работы 2 (рабочие)

Состав работы: 1. Погрузка руками с подноской до 5 м.

Нормы времени и расценки на один куб. м камня и нормы выработки в куб. м

Н. вр.	0,64
Н. выр.	12,50
Расц.	—26

Т — 93. Разгрузка камня с платформ

Разряд работы 2 (рабочие).

Состав работы: 1. Сбрасывание камня. 2. Относа до 5 м.

Нормы времени и расценки на один куб. м камня и нормы выработки в куб. м

Н. вр.	0,20
Н. выр.	40,00
Расц.	—08

Т — 94. Ручная откатка вагонеток и платформ с породой или материалами по узкоколейным путям внутри тоннеля с уклоном, не превышающим 0,003, на расстояние до 200 м

Разряд работы 2 (откатчики).

Состав работы: 1. Подталкивание груженой вагонетки. 2. Возвращение назад.

Нормы времени и расценки на т/км полезной работы и нормы выработки в т/км	Х а р а к т е р г р у з а			
	Порода	Крепежный материал	Бетон и раствор	Камень бутовый
Н. вр.	1,87	5,00	2,10	2,40
Н. выр.	4,28	1,60	3,80	3,30
Расц.	— 75	2—00	—84	—97

Примечания: 1. Число откатчиков принято 2. 2. При движении на подъем или под уклон в грузовом направлении нормы остаются те же, количество же откатчиков изменяется

При подъеме . . .	0,003—0,005	откатчиков	3 чел.
” ” . . .	0,005—0,010	”	4 ”
При уклоне . . .	0,003—0,005	”	1 ”
” ” . . .	0,005—0,010	”	2 ”

Т — 95. Конная откатка вагонеток и платформ по узкоколейным путям в тоннеле

Разряд работы 2 (откатчики).

Состав работы: 1. Запряжка лошадей. 2. Отвозка груженной вагонетки. 3. Перепряжка лошадей. 4. Отвозка порожней вагонетки.

Нормы времени и расценки на т/км полезной работы и нормы выработки в т/км	Х а р а к т е р г р у з а			
	Порода	Крепежный материал	Бетон и раствор	Камень бутовый
Н. вр.	0,80	2,50	0,90	1,00
Н. выр.	10,00	3,20	8,90	8,00
Расц.	-32	1-00	-36	-40

VI. Подсобные работы

Т — 96. Поковка буров для ручного бурения

Разряд работы 2,5. Тарифный коэффициент 1,37.

Расчетный состав звена: кузнецов 3 разряда 1 чел., молотобойцев 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Разогревание стали. 2. Отковка головки. 3. Закалка головки.

Нормы времени и расценки на один бур и нормы выработки в шт.

Н. вр.	0,32
Н. выр. звена	50,00
Расц.	-14

Т — 97. Заправка затупленных буров вручную

Разряд работы 2,5. Тарифный коэффициент 1,37.

Расчетный состав звена — А — При долотчатой форме головки: кузнецов 3 разряда 1 чел., молотобойцев 2 разряда 1 чел. Б — При фигурной форме головки: кузнецов 4 разряда 1 чел., молотобойцев 2 разряда 1 чел.

Состав работы: 1. Разогревание бура. 2. Поковка головки. 3. Закалка головки.

Нормы времени и расценки на один бур и нормы выработки в шт.

Форма головки	Долотчатая	Фигурная
Н. вр.	0,14	0,36
Н. выр. звена	114,00	44,50
Расц.	-06,20	-16

Т — 98. Заправка затупленных пустотелых буров с крестообразной головкой пневматической кузницы фирмы „Чикаго Ньюэтик Тулл“.

Разряд работы 4,1. Тарифный коэффициент 2,04.

Расчетный состав звена: кузнецов 6 разряда 1 чел., подручных 2 разряда 1 чел.

Нормы времени и расценки на сто буров и нормы выработки в шт.

Н. вр.	14,70
Н. выр. звена	219,00
Расц.	9,72

Примечание: Диаметр бура от 42 до 50 мм.

Нормы расхода материалов на сто буров

Наименование материалов	Еднн. изм.	Нормы
Сталь	кг	1,00
Пакля	„	0,30
Смазочное масло	„	0,80
Бензин	„	40,80
Нефть	„	30,30
Компрес. масло	„	3,16

Т—99. Прокладка металлических вентиляционных труб

Разряд работы 4 (слесаря).

Состав работы: 1. Соединение труб в стыках. 2. Обмазка стыков.

Нормы времени и расценки на один пог. м труб и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,39
Н. выр.	20,50
Расц.	—24

Т — 100. Разборка вентиляционных труб при диаметре до 0,50 м

Разряд работы 4 (слесаря).

Состав работы: 1. Разъединение труб. 2. Откладывание в сторону.

Нормы времени и расценки на один пог. м труб и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,16
Н. выр.	50,00
Расц.	—09,70

Т—101. Прокладка трубопровода для сжатого воздуха при диаметре до 8 см

Разряд работы 4 (слесаря).

Состав работы: 1. Замазка стыков. 2. Свинчивание труб в стыках.

Нормы времени и расценки на один пог. м трубопровода и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,118
Н. выр.	68,000
Расц.	—07,100

Т—102. Разборка трубопровода для сжатого воздуха при диаметре до 8 см

Разряд работы 4 (слесаря).

Состав работы: 1. Разъединение стыков. 2. Укладка труб в стороне.

Нормы времени и расценки на один пог. м труб и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,50
Н. выр.	16,00
Расц.	—30

Т — 103. Укладка узкоколейного рельсового пути в тоннеле (ширина 750 мм)

Разряд работы 3 (рабочие).

Состав работы: 1. Укладка шпал. 2. Укладка рельсов. 3. Пришивка костылями. 4. Сбалтывание стыков. 5. Рихтовка пути.

Нормы времени и расценки на один пог. м пути и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,24
Н. выр.	33,00
Расц.	—12

Т —104. Разборка рельсового пути в тоннеле

Разряд работы 2 (рабочие).

Состав работы: 1. Разбалчивание стыков. 2. Расшивка пути. 3. Оттаскивание рельс на расстояние до 5 м. 4. Оттаскивание шпал на расстояние до 5 м.

Нормы времени и расценки на один пог. м пути и нормы выработки в пог. м

Н. вр.	0,053
Н. выр.	151,000
Расц.	—02,100

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ИЗ ВРЕМЕННОГО СПРАВОЧНИКА ПО ТОННЕЛЬНЫМ РАБОТАМ
при сооружении однопутных жел.-дор. тоннелей в мягких грунтах

Издание Центрально-нормативно-исследовательского бюро НКПС. ОГИЗ. 1931 г.

Крепительные работы—крепление штолен и фурнелей. Временное крепление лобовой поверхности штольни с разборкой крепления

§ 5.

Состав работы при креплении нижней штольни: 1. Подноска материала в пределах звена тоннеля. 2. Изготовление марчеванок (перепиливание и обтеска). 3. Постановка марчеванок. 4. Изготовление филат (перепиливание). 5. Постановка филат. 6. Изготовление клиньев (перепиливание и обтеска). 7. Загонка клиньев 8. Изготовление шпан. 9. Постановка шпан. 10. Выбивание шпан. 11. Снятие филат и клиньев. 12. Снятие марчеванок. 13. Относка материала в пределах звена.

При креплении верхней штольни добавляется прием: 14. Подача материала из нижней штольни в верхнюю.

Работа: 2 крепильщика. Измеритель: 1 м² лобовой поверхности разработки.

Таблица 1

Нормы крепильщиков в чел./час.		С разборкой креплений		Без разборки креплений	
№№ п/п.	Характер работы, характер крепления, место работы	Сплошное	С зазорами в 20 см	Сплошное	С зазорами в 20 см
1	Нижняя штольня	1,01	0,65	0,77	0,51
2	Верхняя штольня	1,53	1,00	1,24	0,82

Примечание: 1 Принято: марчеванки ставятся по высоте в два ряда, из них только нижний ряд затесывается на клин; на каждую марчеванку при сплошном креплении ставится 0,5 клина, при креплении с зазорами — 1 клин, лоб укрепляется 2 филатами и 4 шпанами. 2. В норму- включены 22% отдыха и рабдобавка: для нижней штольни 7%, для верхней штольни 2%.

Таблица 2

Нормы материалов в пог. м		Нижняя штольня		Верхняя штольня	
№№ п/п.	Место работ, крепления, наименование материалов	Сплошное	С зазорами 20 см	Сплошное	С зазорами 20 см
1	Доски 50 мм × 20 см на марчеванки и филаты	6,50	3,50	6,60	3,80
2	Доски 50 мм × 20 см на клинья (размер 20 × 25 × 5 см)	0,40	0,40	0,51	0,51
3	Доски 50 мм × 20 см или накатник диаметром 15 см	0,62	0,62	0,66	0,66

Примечание: В нормы материалов начислено 10% на отходы.

Изготовление крепильной рамы штольни

§ 9.

Состав работы: 1. Поперечное перепиливание. 2. Выделка сопряжений.

Рабсила и ее распределение: 2 плотника 4-го разряда. Измеритель: 1 рама.

Т а б л и ц а 1

Нормы плотников в чел./час.		20	25	30	35	40
№№ п./п.	Диаметр бревен в см	1	2	3	4	5
1		1,65	2,60	2,45	3,05	3,70

Примечания: 1. Принято: рамы изготавливаются вне тоннеля. 2. Нормы составлены по Своду норм на деревянные работы. 3. В норму включены отдых в размере 20% и рабдобавка в размере 3%.

Нормы материалов

Бревна диаметром 20—40 см из расчета 1,05 пог. м на 1 пог. м периметра рам.

Примечание: В нормы материалов начислено 5% на отходы.

Постановка стоек крепильной рамы штольни

§ 11.

Состав работы: 1. Забивание скоб для подноски стоек. 2. Подноска стоек в пределах звена тоннеля. 3. Установка стоек. 4. Прикрепление стоек к бокам штольни скобами.

Рабсила и ее распределение: 1—2 крепильщика и 2—4 рабочих. Измеритель: 1 стойка рамы.

Т а б л и ц а 1

Нормы рабсилы в чел./час.									
Диаметр в см	20		25		30		35		
Длина в м	2,0	2,5—3,0	3,0	2,0	2,5	3,0	2,0	2,5	3,0
Наименование	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Крепильщики	0,12	0,17	0,17	0,17	0,22	0,25	0,22	0,27	0,30
Рабочие	0,24	0,34	0,34	0,34	0,44	0,50	0,44	0,54	0,60

Примечания: 1. Принято: установка стоек основной и промежуточной рам верхней и нижней штолен. Установка стоек предварительная для укладки по ним верхняка. 2. В нормы включены отдых в размере 25% и рабдобавка в размере 4%.

Нормы материалов: Скобы 2 шт.

Крепление штольни марчеванками

§ 18.

Состав работы: 1. Подноска материалов в пределах звена. 2. Постановка марчеванок. 3. Изготовление и постановка филат. 4. Заготовка клиньев (перепиливание и обтеска). 5. Загонка клиньев между марчеванками и филатой.

При креплении верхней штольни добавляется прием: 6. Подача материалов из нижней штольни.

Рабсила и ее распределение: 2 крепильщика. Измеритель: 1 м² поверхности штольни.

Таблица 1

Нормы крепильщиков в чел./час.			Горизонт. (потолок)	Вертикальное (бока)		
Место работы	№№ п./п.	Направление поверхности крепления, характер креп- лений. Расстояние между рамами в м	Сплош- ное	Сплош- ное	С зазора- ми в 7 см	С зазора- ми в 20 см
			1	2	3	4
Нижняя штольня	1	1,10	1,08	0,92	0,71	0,50
	2	1,30	0,92	0,78	0,60	0,41
	3	1,60	0,74	0,64	0,48	0,34
Верхняя штольня	4	1,10	1,39	1,19	0,76	0,64
	5	1,30	1,18	1,00	0,64	0,55
	6	1,60	0,96	0,82	0,52	0,45

Примечания: 1. Принято: длина марчеванок на 0,25 м более расстояния между рамами; размер клиньев — 25 X 20 X 5 см; для крепления потолка—1 парный клин на 4 марчеванки, для крепления боков —1 парный клин на 2 марчеванки. 2. В норму включены отдых в размере 22% и рабодобавка—для нижней штольни — 7% и для верхней—2%.

Таблица 2

Нормы материалов в пог. м			Горизонт (потолок)	Вертикальное (бока)		
Расстояние между рамами в м	* м	Направление поверхности крепления	Сплош- ное	Сплош- ное	С зазо- рами в 7 см	С зазо- рами в 20 см
		Характер крепления, наименование материала				
1,10	1	Доски 50 мм X 20 см на марчеванки . .	6,15	6,15	4,70	3,25
	2	Доски 50 мм X 20 см на филаты и клинья.	1,65	2,25	1,95	1,65
1,30	3	Доски 50 мм X 20 см на марчеванки . .	5,95	5,95	4,55	3,15
	4	Доски 50 мм X 20 см на филаты и клинья.	1,40	1,90	1,65	1,40
1,60	5	Доски 50 мм X 20 см на марчеванки . .	5,80	5,80	4,45	3,05
	6	Доски 50 мм X 20 см на филаты и клинья.	1,10	1,55	1,35	1,15

Примечания. 1. Марчеванки заготавливаются вне тоннеля, филаты же и клинья — в тоннеле. 2. В нормы расхода материала на филаты и клинья начислена добавка в размере 10% на отходы.

Постановка лонгарин и унтерцугов

§ 22.

Состав работы. 1. При постановке лонгарин: 1. Изготовление подкладок. 2. Укладка подкладок. 3. Затаскивание лонгарины. 4. Укладка лонгарины. 5. Изготовление боковых филат. 6. Установка боковых филат. 7. Изготовление клиньев. 8. Расклинивание лонгарины.

При составных лонгаринах добавляется:

9. Забивка скоб в месте сопряжения лонгарин.

При постановке первых лонгарин исключаются приемы: 5 и 6 и добавляются:

10. Изготовление маз. 11. Установка маз.

11. При постановке нижних унтерцугов штольни:

1. Установка унтерцугов.

При постановке нижних унтерцугов верхней штольни добавляется:

2. Провешивание оси.

III. При постановке верхних унтерцугов в нижней штольне:

1. Изготовление маз. 2. Установка маз. 3. Установка унтерцугов. 4. Подкладывание подкладок. 5. Расклинивание.

При постановке подшвеллерных унтерцугов исключаются приемы 4 и 5 и добавляется:

6. Прикрепление унтерцугов скобами к шпанам.

Работа и ее распределение: в зависимости от размеров лонгарин и унтерцугов 3 — 10 рабочих; крепильщиков и рабочих — поровну. Измеритель: 1 штука.

Таблица 1

Нормы рабсилы в чел./час. на постановку лонгар.		25						30						35						40								
№ лонгарины	Диаметр лонгарины в см	3,2			4,8			6,4			3,2			4,8			6,4			3,2			4,8			6,4		
	Длина в м																											
	Вид лонгарин	Целая			Составная			Целая			Составная			Целая			Составная			Целая			Составная					
	Наименование рабсилы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16											
1	Крепильщики	1,01	1,32	1,62	3,47	1,24	1,63	1,99	4,28	1,56	2,04	2,48	5,35	1,87	2,44	3,00	6,45											
	Рабочие	1,01	1,32	1,62	3,4	1,24	1,63	1,99	4,28	1,56	2,04	2,48	5,35	1,87	2,44	3,00	6,45											
2	Крепильщики	2,22	1,60	1,95	4,24	1,50	1,96	2,15	5,16	1,88	2,46	3,00	6,45	2,26	2,95	3,64	7,80											
	Рабочие	1,22	1,60	1,95	4,24	1,50	1,96	2,15	5,16	1,88	2,46	3,00	6,45	2,26	2,95	3,64	7,80											
3	Крепильщики	1,16	1,52	1,85	4,03	1,43	1,86	2,04	4,91	1,79	2,34	2,85	6,13	2,14	2,80	3,46	7,40											
	Рабочие	1,16	1,52	1,85	4,03	1,43	1,86	2,04	4,91	1,79	2,34	2,85	6,13	2,14	2,80	3,46	7,40											
4	Крепильщики	1,09	1,48	1,74	3,78	1,34	1,75	1,92	4,60	1,68	2,10	2,67	5,75	2,01	2,63	3,24	6,95											
	Рабочие	1,09	1,42	1,74	3,78	1,34	1,75	1,92	4,60	1,68	2,10	2,67	5,75	2,01	2,63	3,24	6,95											
5	Крепильщики	0,88	1,51	1,40	3,01	1,08	1,41	1,73	3,71	1,35	1,77	2,16	4,64	1,64	2,12	2,60	5,60											
	Рабочие	0,88	1,51	1,40	3,01	1,08	1,41	1,73	3,71	1,35	1,77	2,16	4,64	1,64	2,12	2,60	5,60											
6	Крепильщики	0,82	1,07	1,30	2,80	1,00	1,31	1,60	3,45	1,26	1,65	2,00	4,31	1,51	1,97	2,42	5,21											
	Рабочие	0,82	1,07	1,30	2,80	1,00	1,31	1,60	3,45	1,26	1,65	2,00	4,31	1,51	1,97	2,42	5,21											
7	Крепильщики	0,76	1,00	1,22	2,62	0,94	1,23	1,50	3,23	1,17	1,54	1,87	4,03	1,41	1,59	2,26	4,87											
	Рабочие	0,76	1,00	1,22	2,62	0,94	1,23	1,50	3,23	1,17	1,54	1,87	4,03	1,41	1,59	2,26	4,87											
8	Крепильщики	0,71	0,93	1,14	2,44	0,87	1,14	1,40	3,00	1,09	1,43	1,74	3,75	1,31	1,72	2,10	4,53											
	Рабочие	0,71	0,93	1,14	2,44	0,87	1,14	1,40	3,00	1,09	1,43	1,74	3,75	1,31	1,72	2,10	4,53											

Примечания: 1. Принято: на 1 лонгарну, длиной 6,4 м—5—10 подкладок и 8 клиньев на лонгарину; при длине 4,8 м — 3 — 6 подкладок и 6 клиньев на лонгарину; при длине 3,2 м — 2—4 подкладки и 4 клина; соединение составных лонгарин 3 скобами. Количество филат при длине лонгарины 6,4 м—3 шт., при длине 4,8 м—2 шт.; при длине 3,2 м—1 — 2 шт.

2. В нормы включены: для первых лонгарин отдых в размере 25% и рабдобавка в размере 4%, для вторых и четвертых лонгарин — отдых в размере 17% и рабдобавка в размере 10%, для пятых—восьмых лонгарин — отдых в размере 16% и рабдобавка в размере 2%.

Таблица 2

Нормы рабсилы в чел./час. на постановку унтерцугов			25						30						35						40								
№№	Место постановки и характер унтерцугов	Диаметр унтерцугов в см	3,2			4,8			6,4			3,2			4,8			6,4			3,2			4,8			6,4		
		Длина в м																											
		Наименование рабсилы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12															
1	Нижние унтерцуги нижней штольни	Крепильщики	0,07	0,10	0,14	0,10	0,14	0,17	0,14	0,17	0,14	0,17	0,24	0,17	0,24	0,17	0,24	0,33											
		Рабочие	0,07	0,10	0,14	0,10	0,14	0,17	0,14	0,17	0,14	0,17	0,24	0,17	0,24	0,17	0,24	0,33											
2	Нижние унтерцуги верхней штольни	Крепильщики	0,11	0,15	0,18	0,15	0,18	0,22	0,18	0,22	0,28	0,22	0,28	0,22	0,28	0,22	0,28	0,35											
		Рабочие	0,11	0,15	0,18	0,15	0,18	0,22	0,18	0,22	0,28	0,22	0,28	0,22	0,28	0,22	0,28	0,35											
3	Верхние унтерцуги нижней штольни	Крепильщики	0,70	0,01	1,13	0,85	1,06	1,28	1,00	1,21	1,57	1,14	1,51	1,87															
		Рабочие	0,70	0,01	1,13	0,85	1,06	1,28	1,00	1,21	1,57	1,14	1,51	1,87															
4	Подшвеллерные унтерцуги	Крепильщики	0,82	1,09	1,36	1,09	1,36	1,63	1,36	1,63	2,18	1,63	2,18	2,73															
		Рабочие	0,82	1,09	1,36	1,09	1,36	1,63	1,36	1,63	2,18	1,63	2,18	2,73															

Примечания: 1. Принято: для верхних унтерцугов нижней штольни при длине 6,4 м—5 подкладок и 5 клиньев; при длине 4,8 м—4 подкладки и 4 клина, при длине 3,2 м — 2 — 3 подкладки и 2—3 клина; для верхних унтерцугов нижней штольни и подшвеллерных унтерцугов — 1 маза на 1 унтерцуг, прикрепляемая 4-мя скобами.

2. В нормы включены отдых в размере 25% и рабдобавка в размере 4%.

Крепление калотты и штроссы марчеванками

§ 24.

Состав работы: 1. Подача материала. 2. Постановка марчеванок. 3. Постановка филат. 4. Заготовка клиньев (перепиливание и обтеска). 5. Загонка клиньев.

Рабсила и ее распределение: 2 крепильщика.

Измеритель 1 м³ закрепленной поверхности калотты и штроссы.

Таблица 1

Место работ	Нормы крепильщиков в чел./час.		Характер крепления		
	№№ п./п.	Расстояние между лонгинами в м	Сплошное	С зазорами в 7 см	С зазорами в 20 см
			1	2	3
Малая и большая калотта	1	0,50	2,53	1,90	1,27
	2	1,00	1,27	0,95	0,63
	3	1,50	0,84	0,63	0,42
	4	2,00	0,63	0,47	0,32
Штросса	5	0,50	2,33	1,74	1,17
	6	1,00	1,17	0,87	0,59
	7	1,50	0,78	0,59	0,38
	8	2,00	0,59	0,44	0,30

Примечание: Принято: длина марчеванок на 25 см более расстояния между лонгинами; размер клиньев 25 X 20 X 5 см; число клиньев при креплении: на каждую марчеванку один клин.

2. В нормы включены: для каллот — отдых в размере 21% и рабдобавка в размере 4%; для штроссы — отдых в размере 15% и рабдобавка в размере 1%.

Изготовление штендеров

§ 25.

Состав работы: 1. Поперечная распиловка. 2. Выделка врубки (шоры).

Рабсила и ее распределение: 1—2 крепильщика. Измеритель: 1 штендер.

Таблица 1

Нормы рабсилы в чел./час.	Х а р а к т е р и з г о т о в л е н и я											
	Врубка с одной стороны				Врубка с двух сторон в одной плоскости				Врубка с двух сторон в разных плоскостях			
Диаметр штендеров в см	20	25	30	35	20	25	30	35	20	25	30	35
Наименование рабсилы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1. Крепильщики	0,70	0,74	0,79	0,82	0,90	0,94	103	119	196	102	115	134

Примечание: 1. Принято: изготовление штендеров в тоннеле на стрелке.
2. В нормы включены отдых в размере 18% и рабдобавка в размере 5%.

Нормы материалов

Бревна диаметром 20—35 см из расчета 1,05 пог. м на 1 пог. м штендера.

Примечание. В нормы материалов начислено 5% на отходы.

Постановка штендеров

§ 26.

Состав работы: 1. Постановка штендера с загонкой ударами кувалдой на место. При постановке штендеров с врубкой с одной стороны (в штроссе) добавляется: 2. Устройство врубки в подшвеллерном столбе. Рабсила и ее распределение: 1 крепильщик и 1 рабочий.

При постановке штендеров большой калотты общее количество рабочих колеблется до 4 чел.
Измеритель: 1 штендер.

Нормы рабсилы в чел./час. на постановку штендеров			20			25			30			35		
Место работы	№№	Диаметр штендера в см	1			2			3			4		
		Длина штен- дера в м	1	2	3	1	2	3	2	3	4	2	3	4
		Наименование рабсилы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Малая калотта														
Врубки с двух сторон в одной плоскости	1	Крепильщики	0,10	0,21	0,22	0,20	0,22	0,25	0,25	0,28	0,32	0,27	0,32	0,37
		Рабочие	0,10	0,21	0,22	0,20	0,22	0,25	0,25	0,28	0,32	0,27	0,32	0,37
Большая калотта														
Врубки с двух сторон в разных плоскостях	2	Крепильщики	0,26	0,28	0,30	0,27	0,30	0,33	0,33	0,37	0,42	0,36	0,42	0,48
		Рабочие	0,26	0,28	0,30	0,27	0,30	0,33	0,33	0,37	0,42	0,36	0,42	0,48
Штрасса														
Врубка с одной сто- роны и с двух сто- рон — штендер 5-й лонгарины	3	Крепильщики	0,25	0,27	0,28	0,25	0,28	0,31	0,31	0,35	0,39	0,34	0,39	0,45
		Рабочие	0,25	0,27	0,28	0,25	0,28	0,31	0,31	0,35	0,39	0,34	0,39	0,45

Примечание: В нормы включены: для штендеров малой калотты отдых в размере 25% и рабдобавка в размере 4%; для штендеров большой калотты — отдых в размере 20% и рабдобавка в размере 2%; для штендеров штрассы — отдых в размере 16% и рабдобавка в размере 2%.

Постановка шпан между кружалами

§ 49.

Состав работы: 1. Подноска шпан в пределах звена. 2. Постановка шпан с помощью кувалды.

Рабсила и ее распределение: 1 — 2 крепильщика.

Измеритель: 1 шпан.

Норма крепильщиков в чел./час. — 0,118.

Примечание: 1. Принято: шпаны из досок 50 дш X 18 см или 70 «и X 18 см при длине до 1,5 м.

2. В нормы включены: отдых в размере 18% и рабдобавка в размере 2%.

Постановка мальчиков на кружалах под лонгарины

§ 50.

Состав работы: 1. Поперечное перепиливание. 2. Вырубание шоры на конце мальчика.

3. Постановка мальчиков.

Рабсила и ее распределение: 2 крепильщика. Измеритель: 1 мальчик.

Таблица 1

Нормы крепильщиков в чел./час.	15			20			25			30	
	Диаметр в см			20			25			30	
	Длина в м			0,5	1,0	1,5	0,5	1,0	1,5	0,5	1,0
Характер работы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
С изготовлением мальчиков	0,37	0,40	0,42	0,43	0,47	0,51	0,50	0,57	0,63	0,65	0,75
Без изготовления мальчиков	0,13	0,16	0,18	0,15	0,19	0,23	0,17	0,24	0,30	0,20	0,30

Примечание: В нормы включены отдых в размере 18% и рабдобавка в размере 2%.

Нормы материалов

Бревна диаметром 15—30 см из расчета 1,05 пог. м на 1 пог. м мальчика.

Примечание. В нормы материалов начислено 5% на отходы.

Укладка опалубки и разрезы

§ 52.

Состав работы. 1. Подноска опалубки с соседнего звена. 2. Укладка опалубки на место.

Рабила и ее распределение: 1 крепильщик и 1 рабочий.

Измеритель: 1 м- опалубки и 1 м² шеки свода (для разрезов).

Т а б л и ц а 1

Нормы рабила в чел./час.			15	20
№№	Род работы	Ширина в см		
		Наименование рабила	1	2
1	Опалубка	Крепильщики	0,16	0,12
		Рабочие	0,16	0,12
2	Разрезы	Крепильщики	0,57	0,43
		Рабочие	0,57	0,43

Примечание 1. Принято: доски толщиной 50 и 70 мм X 15—20 см. Доски опалубки укладываются рядами в одну доску, без закрепления, а разрезы ставятся на ребра, расклиниваясь от свода и креплений соседних звеньев. Опалубки и разрезы ставятся в процессе бетонирования свода.

2. В нормы включены: отдых в размере 18% и рабдобавка в размере 2%.

Снятие шпан и мальчиков

§ 56.

Состав работы: 1. Выбивание молотом, топором. 2. Сбрасывание вниз.

Рабила и ее распределение: 1—2 крепильщика. Измеритель: 1 штука.

Т а б л и ц а 1

Нормы крепильщиков в чел./час.		Шпаны между лонгаринами	Шпаны между штендерами	Мальчики под 8-е (нижние лонгарины)	Шпаны между унтерцугами нижней штолъни	Шпаны между швеллерами	Шпаны между каменной кладкой и подшвеллерными столбами	Шпаны между подшвеллерными столбами в продольном направлении
№№	Род работы							
1		0,05	0,06	0,18	0,06	0,05	0,06	0,06

Примечания: 1. Принято: №№ 1, 2, 3 (вертикальных граф) — снимались при каменной обделке тоннеля, а №№ 4, 5, 6, 7 — снимались при разборке креплений, по окончании кладки стен и свода.

2. Все приведенные нормы получены из наблюдений при следующих в среднем, длинах и диаметрах: вертикальные графы №№ 1, 5, 6, 7 — при диаметре 25 см и длине 1,0 м, вертикальная графа № 2, — при диаметре 25 см и длине 0,5 м, вертикальные графы №№ 3, 4 — при диаметре 25 см и длине 1,5 м.

3. В нормы включены для вертикальных граф: №№ 1, 2, 3 — отдых в размере 21% и рабдобавка в размере 2%; №№ 4, 5, 6, 7 — отдых в размере 18% и рабдобавка в размере 11%

ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ РАБОТ ПО СООРУЖЕНИЮ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ТОННЕЛЕЙ

ОБЯЗАТЕЛЬНОЕ ПОСТАНОВЛЕНИЕ НКП СССР 20 апреля 1932 г., № 65

I. Общие положения

1. Настоящие Правила распространяются на все сооружаемые и эксплуатируемые тоннели Союза ССР.

Правила являются обязательными для административно-технического персонала, а также для рабочих (в части выполнения правил по технике безопасности при производстве работ).

2. Сооружение тоннелей должно производиться по проектам, согласованным с Главной инспекцией труда путей сообщения, если проект разработан в центральных органах НКПС, и с местной инспекцией труда путей сообщения, если проект разработан Управлением работ.

3. Расчет конструктивных частей, входящих в состав как самого тоннеля, так и вспомогательных при нем сооружений, производится на основании общих положений теории сооружений.

4. Способ производства работ должен быть разработан до начала работ и согласован с местной инспекцией труда.

5. Организация, производящая тоннельные работы, до того как приступить к ним, должна известить местную инспекцию труда о предстоящих работах.

В извещении должны быть указаны:

- а) место производства работ;
- б) предполагаемое число рабочих на постройке;
- в) установленный по плану срок работ;
- г) длина тоннеля и число путей;
- д) фамилия лица, под непосредственным руководством которого осуществляется сооружение тоннеля, а также фамилия его заместителя и инженера по технике безопасности.

6. В случае прохождения тоннелей в пределах застроенной территории (города, поселки, фабрики, заводы и т. п.) глубина заложения их должна соответствовать условиям устойчивости всякого рода строений, сооружений и устройств, находящихся над сооружаемым тоннелем.

При невозможности выполнения этого условия должны быть приняты соответствующие технические мероприятия, обеспечивающие вышеуказанные сооружения от повреждений, а в связи с этим — безопасность рабочих в тоннелях при производстве работ; при этом глубина заложения и способы производства работ должны согласовываться в порядке ст. 1 настоящих Правил.

Изменение ранее утвержденного и согласованного с инспекцией труда способа производства работ по сооружению тоннеля допускается лишь с разрешения начальника работ по согласованию с местной инспекцией труда путей сообщения.

7. Руководители работ при участии заведующего техникой безопасности до начала работ должны ознакомить работников с правилами безопасности поручаемых им работ и снабдить их соответствующими инструкциями по этим работам, разработанными администрацией постройки и согласованными с местной инспекцией труда путей сообщения.

8. Наблюдение за выполнением настоящих Правил лежит на обязанности руководителя работ, его заместителей и помощников и прорабов, заведующего техникой безопасности и инспекторского надзора НКПС.

При неисполнении производителем работ распоряжений инспектора надзора НКПС об устранении обнаруженных нарушений по технике безопасности технадзор НКПС должен немедленно сообщить об этом местной инспекции труда.

9. Рабочие, поступающие на тоннельные работы, подвергаются медицинскому осмотру и могут быть допущены к работам только по заключению врачебного надзора.

Рабочие, имеющие физические недостатки или легкие увечья, могут допускаться лишь к тем работам, выполнение которых вследствие этих недостатков не угрожает опасностью им самим или другим лицам.

10. Подростки до 18 лет и женщины на внутритоннельные работы не допускаются.

11. В места тоннелей, где работа производится одиночками, следует высылать лишь опытных работников. Новички могут быть посылаемы в такие места только совместно с опытными рабочими.

На опасные участки работ (с нарушенным равновесием пород) следует назначать только опытных рабочих, а самые работы должны вестись под непосредственным наблюдением технического надзора.

12. Запрещается приносить на работу спиртные напитки и допускать работников к работам в нетрезвом состоянии.

13. Каждый рабочий, заметивший опасность для людей или для постройки вообще, обязан немедленно заявить об этом бригадиру или десятнику. Если же опасность требует принятия немедленных мер, рабочий обязан срочно принять сам все возможные в данных условиях предохранительные меры и затем сейчас же сообщить старшему по работе о замеченной опасности.

14. Перед началом работы каждой смены старший в бригаде должен удостовериться, все ли приспособления, необходимые для работы, и все ли предохранительные устройства в районе его работы находятся в исправном состоянии.

Замеченные до начала работ или возникшие затем при работе недостатки бригадир обязан немедленно устранить, а где это невозможно — немедленно довести о них до сведения своего непосредственного руководителя.

15. Производитель работ уходящей смены должен предупредить производителя работ заступающей смены; если же смена уходит ранее прихода другой смены, почему-либо задержавшейся, то одному из бригадиров предупреждение должно передаваться в письменной форме под расписку.

16. Между разными категориями техперсонала, ответственного за безопасность работ в тоннеле, должно быть установлено точное распределение обязанностей. Объявления об этом распределении должны вывешиваться на видных местах.

17. Все рабочие должны быть снабжены номерами, по которым должен вестись точный учет числа рабочих, вошедших в тоннель и вышедших из него. Пребывание в тоннеле рабочих, закончивших работу, не разрешается.

18. Вход в тоннель разрешается только рабочим, назначаемым на работу в нем, и лицам технического надзора при выполнении ими служебных обязанностей. Другие лица могут допускаться в тоннель не иначе, как с разрешения производителя работ, и притом лишь в сопровождении проводника.

19. При внутритоннельных работах курение табаку разрешается только в особо приспособленных для этого местах. В складах, в ламповой, а также при наличии взрывных газов внутри тоннеля курение табаку воспрещается. Воспрещается входить в эти помещения с открытым огнем.

20. Бригадир, которые по требованиям производства принуждены временно устранять какие-либо предохранительные устройства, обязаны по миновании надобности в произведенных ими изменениях немедленно приступить к восстановлению прежнего состояния этого устройства, сообщив об этом ближайшему руководителю работ.

21. В районе работ тоннеля должен иметься достаточный запас инструментов, осветительных приборов, материалов для крепления и пр. на случай необходимости спасения людей или исправления выработок после случайных обвалов.

22. Ходить без надобности по чужим разработкам и спать в тоннеле строго воспрещается.

23. Все работающие по сооружению тоннелей должны быть обеспечены спецодеждой и предохранительными приспособлениями по нормам НКТ СССР.

II. Устройство, оборудование и содержание временных жилых, вспомогательных и рабочих помещений и складов

24. При устройстве временных жилых, вспомогательных и рабочих помещений необходимо руководствоваться Правилами устройства, оборудования и содержания временных жилых, вспомогательных и рабочих помещений и складов на строительных работах транспорта (обязательные постановления НКТ СССР 16/IX 1931 г. № 247, „Изв. НКТ СССР” 1931 г. № 26—27).

III. Транспортные средства и меры безопасности при транспортировке тяжестей

25. До начала работ должны быть подготовлены транспортные средства для перевозки строительных материалов с территории склада к месту работ.

26. На приспособлениях, предназначенных для перевозки всякого рода грузов, должна указываться предельная нагрузка.

27. Рельсовые пути для перемещения грузов вне тоннеля должны быть уложены до приступа, к работам.

28. Если перемещение по рельсам производится вручную, шпалы для укладки рельсовых путей должны быть утоплены в грунт или балласт или по шпалам должен быть положен досчатый настил.

29. Рельсовые пути должны укладываться прочно, с уклоном не свыше 0,02. Превышение предельного уклона, но не более как до 0,05, допускается по согласованию производителя работ с местной инспекцией труда путей сообщения в случае, если рельеф местности и технико-хозяйственные условия не дают возможности произвести укладку рельсового пути с уклоном 0,02.

30. Подвижной состав при работе его на рельсовых путях должен быть снабжен тормозными приспособлениями.

На уклонах свыше 0,02 должен быть усилен технический надзор за движением подвижного состава.

31. Торможение вагонеток при помощи бревен, досок и т. п. воспрещается.

32. Разрыв между движущимися по рельсовому пути вагонетками на спусках должен составлять не менее 10 м, а между составами—не менее 20 м.

33. Скорость движения вагонеток или составов при проходе их по стрелкам и поворотным кругам не должна превышать 5 км/час.

34. Опрокидывающиеся кузова вагонеток должны быть снабжены специальными запорами-замками, которые во время передвижения должны быть в закрытом состоянии.

35. Воспрещается садиться на вагонетки, передвигаемые вручную по уклону.

36. Все пути на территории работ, а также катальные доски должны содержаться в исправности и очищаться от грязи, снега и льда.

37. Для наблюдения за исправным состоянием рельсовых путей, катальных досок и других транспортных средств должны назначаться специальные лица в зависимости от количества транспортных средств и длины обслуживаемых рельсовых путей.

IV. Подъемные устройства

38. Подъемные устройства должны быть выбраны и подготовлены до начала работ.

39. Для всех подъемных устройств должны быть установлены предельные нагрузки с обозначением их на каждом подъемном механизме.

40. Все конструкции для укрепления и установки подъемных приспособлений должны быть проверены производителем работ соответствующими расчетами, причем запас прочности должен приниматься не менее шестикратного.

41. Все канаты, металлические и органические, должны иметь удостоверение об их прочности и испытании на заводе-изготовителе. При отсутствии таких удостоверений канаты должны быть испытаны лабораторным путем.

Кроме того, все канаты в случае особо опасных работ перед употреблением их в работу должны быть подвергнуты испытанию на прочность двойной нагрузкой и осмотрены после испытания.

Продолжительность испытания канатов двойной нагрузкой должна составлять не менее 15 мин.

42. В периоды производства работ испытания и осмотры канатов должны производиться в такие сроки и в таком порядке, чтобы при пользовании ими гарантировалась полная безопасность работ.

43. При устройстве, эксплуатации и испытании подъемных кранов, подъемников и других применяемых на месте строительных работ механизмов должны применяться:

а) Правила устройства, испытания и эксплуатации подъемных механизмов и вспомогательных при них приспособлений, утвержденные НКТ РСФСР 11 мая 1922 г., и инструкция НКТ РСФСР от 26 мая 1922 г. о порядке освидетельствования и испытания подъемных механизмов и вспомогательных при них приспособлений („Сборник обязательных постановлений по технике безопасности и промышленной санитарии”, вып. IV, 1922 г.), распространенные на всю территорию СССР постановлением НКТ СССР и ВСНХ СССР от 14 ноября 1923 г. НКТ № 154, „Изв. НКТ СССР” № 11 (25), 1923 г., и измененные постановлением НКТ СССР 18 апреля 1927 г. № 78, „Изв. НКТ СССР” № 17, 1927 г., согласно которому освидетельствование подъемных механизмов (кроме подъемных кранов) производится администрацией предприятий, имеющих такие механизмы;

б) Правила устройства, установки, освидетельствования, испытания и эксплуатации подъемников, лифтов, подъемных машин (обязательное постановление НКТ СССР от 27 марта 1921 г. № 75, „Изв. НКТ СССР” № 10, 1921 г.);

в) раздел IX Правил безопасности при производстве строительных работ (обязательное постановление НКТ СССР от 5 мая 1930 г. № 173, „Изв. НКГ СССР” № 16, 1930 г.).

44. Испытание и осмотр подъемных механизмов и канатов должны производиться лицами, специально назначенными администрацией работ, под непосредственным контролем лиц, ведающих техникой безопасности.

45. При пользовании подъемными приспособлениями должен быть обеспечен надзор за правильным их действием, и в особенности за правильной навивкой канатов на барабаны.

46. Записи об испытаниях подъемных механизмов и канатов, а также о всяких повреждениях в них должны заноситься в особую книгу после каждого испытания и осмотра и после обнаруженного повреждения.

V. Складывание и хранение строительных материалов вне тоннеля

47. Складывание и хранение строительных материалов должны соответствовать требованиям Правил безопасности при производстве строительных работ (обязательное постановление НКГ СССР 5 мая 1930 г. № 172, „Изв. НКТ СССР” № 14-15, 1930 г.).

VI. Общие правила для вьстоннельных работ

48. Во всех местах, опасных для жизни и здоровья работающих, должны вывешиваться на видном месте Правила безопасности, предупредительные плакаты, а в необходимых случаях должны устанавливаться сигнальные предупредительные знаки.

Все опасные части механического оборудования должны быть ограждены и снабжены предохранительными устройствами в соответствии с обязательными постановлениями НКГ СССР.

49. Воспрещается производить такие работы вблизи подземных кабелей или воздушных электрических проводов без предварительного согласования с местной администрацией, ведающей электросетью, и наличия надежных предохранительных мер защиты и других частей.

50. При всякой неисправности в работе машин последние должны быть оставлены обслуживающими их лицами, о чем они обязаны немедленно сообщить руководителю работ. До получения от него указаний они не должны приступать к ремонту или пускать машину в работу.

51. Воспрещается оставлять без присмотра разного рода механизмы во время их действия.

52. Воспрещается во время производства работ по разгрузке или по подъему тяжелых предметов нахождение или проход по ним или под ними.

53. При производстве работ ночью все места, где производятся работы, должны иметь освещенность не менее 2 люксов, а проходы должны иметь на уровне земли или подмостей в горизонтальной плоскости освещенность не менее 2 люксов.

54. За отсутствием электричества допускается всякое другое освещение, но при условии принятия необходимых мер пожарной безопасности.

При применении свечного и керосинового освещения свечи и лампы должны быть обязательно в фонарях со стеклами, защищенными металлическими сетками.

55. На стройке должны соблюдаться специальные правила о мерах пожарной безопасности при производстве строительных работ (опубликованные).

VII. Общие правила безопасности при внутритоннельных работах

1. Крепления

56. В тех случаях, когда породы, в которых проходит тоннель, не обладают настоящей устойчивостью, все разработки должны быть прочно закрепляемы соответственно роду и плотности породы и продолжительности службы. Технический надзор обязан в каждом отдельном случае в достаточной степени ознакомиться со свойствами и состоянием грунта в разработке и выбрать соответствующую систему крепей. В породах вполне устойчивых разрешается производить разработку без креплений.

В таких случаях о состоянии породы должен быть составлен акт.

57. При устройстве крепей должны быть соблюдаемы следующие правила:

а) Соединения отдельных частей креплений, удовлетворяя условиям прочности, должны быть, по возможности, простыми и удобными для осмотра.

б) Все части крепей должны плотно соприкасаться друг с другом.

В тех случаях, когда непосредственное и полное соприкосновение отдельных частей крепей является невозможным, соприкосновение должно быть достигнуто путем забивки широких клиньев, изготовляемых из твердых пород дерева.

в) Все деревянные части крепей, подверженные продольному давлению (стойки, распорки, подкосы), должны делаться несколько длиннее того промежутка, в которой они будут вставлены, и при установке должны быть ударами туго загнаны на место.

г) При ослаблении какой-либо части крепей таковая должна неотлагательно заменяться новой или усиливаться забивкой клиньев.

д) В целях лучшей передачи давлениям предупреждения взаимного сдвижения частей крепей при круглых крепях должны применяться круглая врубка и врубка зубом.

е) Болты с накладками и хомуты допускаются для соединения между собою частей составных порогов и швеллеров; во всех остальных частях для соединения их между собою должны употребляться только скобы.

ж) В случае образования свободной полости между грунтом и той частью крепей, которая должна служить ему опорой (вследствие случайного выпадания породы или неточной разработки профиля), означенная полость должна немедленно плотно забиваться.

з) Все распорные части крепей (шпаны) должны закрепляться скобами, чтобы в случае ослабления они не падали.

58. Конструкции крепей, применяемые в тоннельных разработках, должны обладать устойчивостью в продольном и поперечном направлениях и легко допускать усиление в случае, если таковое потребовалось бы во время работ.

При постановке крепей надлежит избегать большого числа перекреплений, заключающихся в замене одних другими, что всегда сопровождается осадками и подвижками грунта.

59. Постановка, перестановка и разборка крепей должны производиться специальными опытными в этом деле бригадами крепильщиков и не могут быть поручаемы каменщикам или подсобным рабочим.

При кладке сводов, стен и столбов особое внимание должно обращать на правильность и последовательность устранения кружал и крепей, а также на замену последних, где нужно, временными.

60. Технический надзор обязан следить за тем, чтобы отдельные части крепей не были перенапряжены, в то время когда соседние крепи свободны от нагрузки. Это легко выясняется посредством остукивания крепей обухом топора.

Недочеты в креплении подлежат немедленно устранению путем замены коротких ненагруженных крепей более длинными или путем забивки клиньев.

61. При креплении тоннельных разработок деревом размеры и породы употребляемого в дело крепежного леса должны быть назначаемы в зависимости от рода и состояния грунта и от того давления на крепи, которого можно ожидать при разработке тоннеля.

62. В трещиноватых и вообще неустойчивых породах открытые между крепями промежутки кровли в тех случаях, когда из кровли могут вываливаться отдельные куски, должны закрываться досками, горбылями, марчеванками или жердями. При сыпучих и пльвучих породах должны быть устроены сплошная опалубка кровли и зашивка боков разработки с конопаткой всех щелей, и в особо слабых грунтах должен укладываться пол.

63. В сыпучих и пльвучих породах разработанная до требуемого профиля порода должна немедленно закрепляться. Оставление хотя бы временно без крепей разработанных частей профиля не допускается. Освобождать от крепей можно только непосредственно ту часть разработки, где в данный момент производится работа по возведению столбов, стен или сводов тоннеля.

В породах, особо слабых, должна применяться забивная крепь, т. е. сплошная забивка за крепи защитных досок.

64. У рабочего и крепильщика всегда должен быть под рукой крепежный материал, заранее подготовляемый для выполняемой им работы.

65. Тоннельные фермы, т. е. совокупность крепежных брусьев и распорок в одном вертикальном сечении тоннеля, не должны устанавливаться на взаимном расстоянии менее 1,25 м. В особо слабых грунтах вместо чрезмерного сближения ферм крепей необходимо увеличивать толщину и число лонгарин, т. е. продольных брусьев, в верхней части крепей.

66. Технический надзор обязан ежедневно внимательно осматривать все крепления и на каждую деформацию и на подвижку крепей, хотя бы минимальную, обращать особое внимание, так как в самом начале надвижки бывает возможно принять меры для ее остановки.

В случаях, когда можно ожидать появления продольного движения крепей, что замечается по перемещению швеллеров из плоскости ферм, не разрешается разработка на полный профиль более одного-двух колец тоннеля одновременно. По разработке полного профиля необходимо

немедленно приступить к устройству каменной обделки и заканчивать ее в возможно более короткий срок.

67. Если имеется основание предвидеть, что по каким-либо причинам к каменной обделке можно будет приступить лишь спустя более или менее значительное время после окончания выломки профиля, то в таком случае в неустойчивых породах надлежит план разработки колец составить так, чтобы избежать продолжительного стояния на крепях вполне проработанного профиля и предотвратить возможность выветривания, разрушения или вылучивания грунта.

2. Передвижение рабочих по горизонтальным и наклонным выработкам и приспособления, обеспечивающие безопасность работ

68. Перемещение выработываемых грунтов или строительных материалов по рельсам в специальных вагонетках или платформах допускается при условии, чтобы между габаритом вагончиков и габаритом выработки с одной стороны оставался промежуток для прохода людей, шириною не менее 700 мм во всю высоту выработки, которая должна быть не менее 2 м, а с другой стороны — промежуток не менее 200 мм для возможных колебаний в вагончиках.

В породах неустойчивых в целях предотвращения излишних осадков и больших давлений грунта рекомендуется, по возможности, уменьшать размеры раскрываемых полостей и суживать галереи против указанного требования, но не более чем до ширины габарита подвижного состава плюс 400 мм (по 200 мм с каждой стороны), с тем чтобы в одной из стен через каждые 50 м устраивались ниши шириной не менее 2000 мм, глубиной не менее 1000 мм и высотой не менее 2 200 мм с таким расчетом, чтобы в них во время проезда вагончиков могли помещаться рабочие.

В случае необходимости увеличения ниши размер ее устанавливается по указанию производителя работ.

69. Канавы и другие углубления в разработках, по которым приходится проходить людям, должны иметь прочные перекрытия.

70. В разработках, где не имеется постоянного освещения, при передвижении грузов должен быть прочно укреплен снаружи зажженный фонарь на передней стенке переднего вагончика; фонарь этот должен быть виден лицам, идущим навстречу вагончику.

Откатчики со своими вагончиками должны располагаться не ближе 10 м друг от друга на горизонтальных путях и не ближе 30 м на путях с уклоном.

71. Возчикам дозволяется располагаться на вагончиках, только когда размеры разработок обеспечивают от возчиков от ушибов. При конной откатке езда по разработкам разрешается только шагом.

72. Перемещение в галереях по рельсам (откатка) выработываемых грунтов, строительных материалов и пр. в специальном подвижном составе при помощи локомотивов допускается только при соблюдении следующих условий;

а) При скорости откатки до 1,5 м/сек (5,4 км/час) откатка допускается при условиях, соблюдаемых при откатках вручную или лошадьми, ст. 70.

б) При скорости от 1,5 до 2,5 м/сек (до 9 км/час) промежуток между габаритом подвижного состава и габаритом выработки со стороны, предназначенной для прохода людей, должен быть не менее 800 мм. В исключительных случаях вместо свободного промежутка допускается устройство ниш на расстоянии не более 20 м одна от другой.

в) При скорости, превышающей 2,5 м/сек (более 9 км/час), проход для людей должен быть отделен от путевого проезда специальной перегородкой в расстоянии от габарита подвижного состава не менее 200 мм при ширине прохода не менее 700 мм.

73. В поездах, а равно и в отцепляемых частях их должно быть достаточное число тормозов и при каждом из них — тормозильщик; число тормозов устанавливается техническим надзором в зависимости от количества вагонеток, предельной нагрузки, уклонов и состояния пути.

На тормозных площадках должны находиться тормозные башмаки — по одному на каждого тормозильщика.

При каждом поезде один из тормозильщиков назначается старшим, и ему подчиняется вся остальная поездная бригада.

74. Все служащие по движению должны быть снабжены установленного типа флагами, фонарями и звуковыми сигналами согласно специальной для этих лиц инструкции.

75. Каждый поезд, двигающийся по рабочим путям в тоннеле и в темное ночное время вне тоннеля, должен иметь надлежащие сигнальные фонари.

76. Настилы на швеллерах, укладываемые в законченных обделкой кольца рядом с разрабатываемыми и служащие местом заготовки крепей и других вспомогательных работ, должны устраиваться из прочных досок во всю ширину кольца с оставлением отверстий для подачи материалов и свалки породы, где это требуется.

Для прохода людей на эти пастилы должны устраиваться лестницы с уклоном не более 80°. Лестницы должны быть достаточно прочны, устойчиво прикреплены и так установлены, чтобы они не находились рядом со свалочными отверстиями в полах. Лестницы должны содержаться постоянно в исправности, ступеньки их должны тщательно очищаться от грязи.

77. Применение стремянок, т. е. бревен с врубленными ступеньками, разрешается при условии наклонной установки их (не более 80°) и такого укрепления, чтобы стремянка выступала не менее чем на 1 м над отверстием выработки или полка. Выше полка к стремянке должны быть прикреплены прочные скобы для облегчения вхождения на полку.

Воспрещается применение стремянок длиннее 4 м, а также с изношенными ступенями, затрудняющими по ним передвижение.

78. Пологие лестницы или ходы вдоль стен выработанного участка должны быть снабжены прочными обстроганными перилами.

3. Передвижение рабочих по вертикальным шахтам и приспособления, обеспечивающие безопасность работ

79. Спуск и подъем рабочих в шахтах должен производиться в бадах (вмещающих человека до пояса). При небольшой глубине, до 5 м, спуск может производиться на петлях, причем рабочий должен быть привязан к канату прочной опояской, подхватывающей его под мышки.

80. При спуске и подъеме людей в бадах обязательно соблюдение следующих условий:

а) Бадьи должны двигаться по направляющим или в разрезах, обшитых досками сплошь на всем протяжении.

б) Спуск и подъем в бадах должен производиться со скоростью не более 1 м/сек при неослабном внимании рабочих и десятника, производящих спуск и подъем.

в) Над бадьями должны быть подвешены щиты для предохранения рабочих от падающих предметов.

81. Воспрещается спуск и поднятие рабочих стоя или сидя на бортах порожних или нагруженных бадей, а также в бадах, автоматически опрокидывающихся, и с опускаемым дном.

82. В случае применения бадей, двигающихся по направляющим, должны быть приняты меры к тому, чтобы двигающиеся бадьи во время спуска и подъема рабочих нигде не задерживались.

83. При углублении шахт для предохранения рабочих от несчастий, могущих произойти вследствие падения в шахты тяжелых предметов, над устьем шахты необходимо устраивать подвижную на рельсах платформу или другой системы устройство, закрывающее устье шахты, а над рабочими у места работ должно быть защитное приспособление (типа зонта), передвигаемое вниз по мере углубления работающих в шахте.

84. Направляющие брусья, направляющие шкивы и их оси, тормозы, канат по всей его длине и прикрепление его к барабану и бадье должны ежедневно тщательно осматриваться техническим надзором (производителем работ или по его поручению десятником, наблюдающим за спуском и подъемом).

При работе воротом конец каната должен быть прочно привязан к железному крюку, прикрепленному к валку ворота, на валке должны оставаться неразвернутыми не менее трех оборотов.

85. Во время подъема и спуска у шахт должны находиться ответственные приемщики.

86. Шахты и шурфы глубиной более 30 м должны иметь сигнальные устройства — для сигнализации сверху вниз и обратно.

В случае применения электрической сигнализации необходимо иметь еще и обыкновенную (проволочную или веревочную).

При глубине шурфа до 30 м сигналы сверху вниз и наоборот можно подавать условленным стуком, дерганьем каната и голосом.

87. Конные ворота, а равно ручные воротки обязательно должны быть снабжены особыми храповыми устройствами или прочными тормозами, автоматически действующими.

Ручные воротки должны быть двуручные, т. е. с двумя железными рукоятками, укрепленными по концам вала, проходящего сквозь деревянный барабан, служащий для навивки каната. Концы деревянного вала ворота должны быть снабжены железными обручами; железные рукоятки должны соединяться с валом крепко и не иметь в нем движения. При подъеме и спуске людей и грузов при ручках ворота должны находиться два рабочих, возрастом не моложе 18 лет.

При спуске или подъеме людей при помощи конного ворота лошадей следует вести в поводу.

88. Устройство ворота над устьем шахт и шурфов должно быть таково, чтобы снятие и подвешивание бадей не угрожало находящимся под ними рабочим.

89. В случаях, когда работы ведутся в штреках, разрабатываемых на шахте, во время спуска и подъема грузов рабочим воспрещается входить на нижнюю площадку шахты. Они обязаны стягивать на штрек опущенную бадью при посредстве багра и в штреке же пристегивать опущенную бадью к канату. В тех случаях, когда рабочим необходимо войти на нижнюю площадку шахты или шурфа, следует подать об этом сигнал на поверхность и дожидаться ответа, что там приняты соответствующие меры и препятствий к входу на площадку нет. До того времени, пока вошедшие в шахту или в шурф рабочие не уйдут снова в штрек, никакие работы при устьях шахты или шурфа, т. е. отстегиwania и пристегивания бадьи, нагрузка таковой и т. п., не должны производиться.

90. Спуск и подъем рабочих в выработках производится только на испытанных канатах из органических материалов (пеньковых, алоиных и т. п.) или металлических.

Спуск и подъем рабочих не допускается:

а) на изношенных канатах с порванными прядями (стронгами) и

б) на сросшенных (счаленных) канатах и с узлами.

91. Шахты и шурфы в предупреждение несчастий вне рабочее время должны быть прикрыты прочными покрывками или тщательно огораживаться, а в случае нахождения их около проезжих дорог на расстоянии менее 20 м они должны быть в ночное время освещаемы. По миновании в них надобности шурфы должны быть засыпаны.

92. Над шахтами и шурфами более или менее продолжительного действия должны устраиваться навесы, защищающие людей, находящихся при их устьях, от ненастной погоды.

4. Складывание в тоннель строительных материалов и уборка и вывозка из тоннеля выломанной породы и разобранных крепей

93. Воспрещается нагружать нижний направляющий ход за исключением материалов, назначенных для работ этого хода; материалы, предназначенные для верхних разработок, должны немедленно передаваться через фурунели (воронки) на верхний ход. Материалы, оставшиеся в верхних разработках, без замедления должны через фурунели удаляться вниз на вагонетки, установленные под фурунелями, которые должны немедленно удаляться из нижнего хода.

В случае, если соблюдение этого правила в начале работ будет затруднительно, разрешается делать уширение нижнего хода с таким расчетом, чтобы при складе материалов в этом уширении оставалось свободное пространство в нижнем ходу на ширину не менее 2,65 м.

94. При нагрузке грунта или материала через воронки (фурнели) в вагонетки, по возможности, опускается мелкий грунт и материал, а затем уже крупный.

95. При нагрузке вагонеток должно быть строго соблюдаемо, чтобы нагруженные предметы с боковых сторон не выступали за борта вагонеток и чтобы нагрузка не возвышалась над уровнем рельсов свыше 2 м.

Нагрузка на борта вагонеток допускается лишь для леса. Вагонетки должны нагружаться таким образом, чтобы находящиеся в них предметы не могли выпасть на путь следования.

96. При углублении шахт и шурфов подъемные сосуды не должны быть нагружены до их краев.

Спускаемые или поднимаемые во время углубления шахт и шурфов материалы и инструменты, выступающие по краям подъемного сосуда, должны быть привязаны к канату.

97. При откате одним человеком нескольких вагонеток последние должны быть сцеплены между собой.

98. Для постановки сошедших с рельсов груженых вагонеток при поездах или в определенных местах тоннеля должны находиться домкраты и другие приспособления, облегчающие работы по постановке.

99. Оставленные на наклонном пути вагонетки должны быть так заторможены, чтобы они не могли трогаться с места от случайных причин.

100. Воронки (фурнели), устраиваемые для ссыпки породы из верхних частей выработки в вагонетки, на время, когда ими не пользуются, должны быть закрыты досками сверху.

101. При сбрасывании материалов или породы из верхних частей выработки вниз рабочие обязаны предварительно оповестить об этом окриком или другим установленным звуком—сигналом, чтобы проходящие понизу люди имели возможность укрыться.

Точно так же лица, проходящие понизу разработки, во время сбрасывания сверху материалов или породы обязаны окриком или другим установленным сигналом предупредить работающих наверху и пройти только после получения ответа, что там приняты соответствующие меры и препятствий к проходу нет.

102. Рабочие, сбрасывающие разобранные крепи из верхних частей разработки вниз, обязаны следить за тем, чтобы сбрасываемые крепи не выбивали распоров (шпан) между основными крепями. Выбитые шпаны должны немедленно ставиться на место. Ближайшие технические руководители работ должны следить за исполнением рабочими этого требования.

103. Выбранная земля и ненужные остатки крепей не оставляются на пути, на полках или рештованиях, а немедленно грузятся в вагонетки и увозятся из тоннеля.

Воспрещается загружать рештования и полки крепильным или другим материалом.

5. Буровые скважины и взрывные работы при выломке тоннельного профиля

104. В случае выломки тоннельного профиля посредством взрывных работ соответственно применяются „Правила пользования взрывчатыми материалами при горных работах” (глава XVIII Правил безопасности при ведении горных работ в редакции постановления НКТ СССР от 31 мая 1930 г. № 193, Приложение к № 19 „Изв. НКТ СССР” за 1930 г.).

105. По окончании взрывания всех заложенных в забое шпуров, после достаточного проветривания разработки должно быть немедленно приступлено к осмотру места взрывов запальщиком или лицами технического надзора и к разработке вручную полуразрушенной породы, оставшейся висеть по потолку и бокам выработки и угрожающей внезапным падением.

106. Перед началом взрывов даются звуковые сигналы: первый предупредительный сигнал дается за 5 мин. до начала взрыва двойным свистком или звонком достаточной силы; через 5 мин. дается хорошо слышимый тройной свисток или звонок.

107. Для укрытия рабочих, занятых на работах вблизи взрывных работ, от летящих при взрывах кусков породы в соответствующих местах тоннеля должны быть устроены у стенок выработки из толстых досок загородки.

108. По окончании взрывов старший запальщик должен тотчас же обойти все скважины и, только убедившись в том, что не было случайной осечки, дать сигнал, по которому рабочие возвращаются на места. Если же будет обнаружена осечка, то рядом с нею надлежит вставить вешку с красным флажком, для того чтобы в этом месте не работали, пока заряд не будет взорван.

109. В случае приближения направляющей галереи к месту, в котором по геологическим условиям можно ожидать прорыва в полости выработки значительных масс воды, пльвучего грунта или вредных газов, необходимо предварительное принятие следующих мер:

а) Поперечное сечение галереи уменьшается до наименьшего возможного размера и не взрывается более одного шпура.

б) Проводятся пробные буровые скважины диаметром не свыше 35 мм и длиной от 3 до 6 м, обеспечивающие безопасное выпускание воды и предупреждающие внезапный прорыв воды или вредных газов; при этом также необходимо иметь наготове пробки, соответствующие диаметру скважины.

На случай внезапного прорыва воды устраивается соответственная перемычка с дверьми, открывающимися в сторону ожидаемого притока воды и удерживаемыми на своем месте так, чтобы хлынувшая вода не могла их захлопнуть; последний из удаляющихся после прорыва воды рабочий должен эти двери за собой закрывать.

г) Перед производством взрывов предварительно освобождается галерея от вагонеток и других предметов, могущих служить препятствием для быстрого и более далекого отхода рабочих от опасного места.

д) Необходимо следить за тем, чтобы рабочие, находящиеся при других тоннельных работах, были в полной безопасности от ожидаемого в галерее прорыва воды или газов, и если окажется необходимым, производство смежных работ следует прекратить, пока не последует удаление воды или газов.

Примечание. Лица, коим поручено наблюдение за бурением пробных скважин, дают о состоянии скважин отчет заведующему работами перед началом каждой смены.

6. Освещение, хранение и пользование осветительными материалами и осветительными приборами

110. При тоннельных работах внутреннее освещение должно быть обязательно электрическое.

В тоннелях длиной не свыше 100 м в исключительных случаях, по особому в каждом отдельном случае согласованию с инспекцией труда, допускается освещение предохранительными лампами или приборами освещения с открытым огнем, если в разработке не содержится взрывных газов.

111. При устройстве электрического освещения в тоннелях должны применяться исключительно изолированные провода.

Прокладка проводов должна производиться по изоляторам и роликам и должна быть снабжена предохранителями и выключателями, защищенными от повреждения и расположенными в доступных местах.

Электрическая осветительная сеть должна удовлетворять Правилам безопасности и Правилам устройства для электрических сооружений сильных токов низкого и высокого напряжений, одобренным IX Всесоюзным электрическим (I Всесоюзным энергетическим) съездом и опубликованным в сборнике „Электротехнические правила и нормы” (4-е издание Всесоюзного электротехнического объединения, 1931 г.).

112. Для ухода за искусственным освещением должно назначаться специальное лицо.

113. Внутри тоннелей в местах забоя и в местах производства каменной кладки искусственная освещенность должна быть в пределах 15—25 люксов и на путях передвижения породы и строительных материалов и прохода людей — в пределах 5—10 люксов.

114. Все выходы и проходы в тоннелях должны иметь освещение безопасности.

115. Передвижение без ламп в неосвещенных выработках воспрещается.

116. Для электрического освещения при стационарных лампах допускается напряжение до 250 в, а при переносных — до 12 в.

117. Изолирующий материал для проводов и ламповых арматур должен быть негигроскопичным и противостоящим разбрызгивающему действию тоннельного воздуха и влажности.

118. При электрическом освещении места производства работ должны быть снабжены достаточным числом подвижных безопасных на гибком проводе ламп с низковольтным напряжением (12 в), защищенных от механических повреждений прочными металлическими сетками. Кроме того, на каждую группу рабочих, не свыше 15 чел., работающих в одном месте, должно иметься по одному переносному независимому источнику света, допускаемого условиями работ, проверяемого на исправность.

119. Запрещается применение открытых ламп во всех выработках, содержащих взрывчатые газы.

В этом случае должны быть применяемы только предохранительные лампы.

120. Предохранительные лампы должны удовлетворять следующим требованиям:

а) Они должны быть так устроены, чтобы было обеспечено плотное и прочное соединение отдельных частей между собой.

б) Стекланный цилиндр должен быть из хорошего закаленного стекла; плоскости оснований его должны быть отшлифованы точно перпендикулярно к оси цилиндра.

в) Каждая лампа должна быть снабжена двумя проволочными сетками, из которых каждая должна быть такой густоты, чтобы на 1 см² ее площади приходилось не менее 144 одинаковой величины отверстий, причем диаметр проволоки должен быть не менее 0,3 мм и не более 0,4 мм.

г) Лампы с внутренним приспособлением для зажигания должны быть так устроены, чтобы проволочные сетки представляли достаточно гарантий против прорывания пламени при новом зажигании потухшей лампы, в качестве же внутренних зажигателей могут применяться лишь зажигатели трения с парафиновыми лентами и с капсулами из белого фосфора.

д) Лампы должны быть снабжены пломбовым боковым магнитом или же другим затвором, признанным органами технического надзора удовлетворительным; и в разработках с внезапным выделением гремучего газа или признанных органами технического надзора особо опасными — в предохранительных лампах должно быть два затвора, из коих один должен быть пломбовый.

е) Лампы с подводом воздуха к горелке допускаются к применению только при условии, если отверстия, служащие для притока воздуха, настолько защищены двойной сеткой и шлемом, что нельзя опасаться выбивания пламени через эти отверстия.

121. Применение предохранительных ламп со шлемами обязательно в разработках, признанных особо опасными в отношении выделения взрывчатых газов, и в тех разработках, где наблюдается течь с потолка и боков.

122. Рабочим воспрещается употреблять собственные предохранительные лампы. Обязанность приобретения и хранения предохранительных ламп лежит на управлении работ.

123. Чистка ламп, наполнение их маслом или бензином и зажигание должны быть поручаемы; особым назначенным для этого тоннельной администрацией лицам, которым одним предоставляется, право отмыкать металлические сетки от ламп и зажигать фитиль.

124. Предохранительные лампы по окончании работ или в случае порчи должны быть возвращены ламповщику. Унос ламп рабочими домой воспрещается. В случае повреждения ламп во время работы рабочие обязаны немедленно обменять их на другие исправные.

125. Если предохранительная лампа во время работ загрязнится, или испортится, или начнет накаливаться, то ее следует погасить, прикручивая светильню или закрывая ламповую сетку шлемом или одеждою, но отнюдь не задувая ее.

Если от падения или удара и вообще при обстоятельствах, могущих повлечь за собой повреждение, потухнет предохранительная лампа, снабженная зажигателем, то зажигать внутри разработки такую лампу воспрещается впредь до выяснения полной ее исправности.

126. Технический надзор обязан ознакомить рабочих, не опытных в обращении с предохранительными лампами в газовых разработках, с теми опасностями, которые возникают при неосторожном обращении с лампой.

127. Воспрещается накаливать или воспламенять какие бы то ни было материалы и вещества о сетку лампы.

128. При применении ручных ламп у входа в тоннель должны устраиваться особые ламповые отделения. Ламповые отделения должны кроме отделений для рабочих, получающих и сдающих лампы, иметь, но крайней мере, три отделения, а именно: 1) для чистки ламп, 2) для наполнения их горючим материалом и 3) для их зажигания. Все это помещения должны быть сооружены из огнестойкого материала. Наливное отделение должно иметь самостоятельный выход наружу, сообщаясь с другими отделениями только через окна, закрытые ставнями турникетного типа. Другие же отделения могут быть разделены решетчатыми перегородками и сообщаться между собой дверьми.

129. Помещения, где производится чистка бензиновых ламп, должны хорошо вентилироваться. Помимо общей приточной вентиляции под столами, на которых производится разборка, чистка и наливание ламп, должна быть устроена местная вытяжная вентиляция для удаления паров бензина. Запрещается отопление ламповых отделений железными или чугунными печами, а также устройство в этих помещениях топок каких бы то ни было печей.

Для освещения ламповых помещений допускается применение закрытых предохранительных ламп, электрических лампочек с предохранителями из толстого стекла и колпаками, покрытыми металлическими сетками. В этих помещениях не должны находиться электрические приборы, которые могли бы вызвать искру.

130. Рабочие столы, где происходят наливание лама и чистка их, должны быть так размещены, чтобы рабочие в случае опасности могли удалиться беспрепятственно. Двери должны открываться наружу. Материалы для чистки ламп, как-то: шерсть, тряпки и т. п., должны храниться до уничтожения в особых железных ящиках, плотно закрывающихся крышками.

131. Воспрещается вынимать, чистить, приводить в порядок и укреплять зажигатели ламп на том столе, где наполняются и закрываются ламповые резервуары. Зажигательные капсулы, бывшие в употреблении, должны быть убираемы в особые вместилища, наполненные водой. Брать бензин из склада, равно как и переносить его из помещения для наполнения и чистки ламп, допускается только днем, если нет особого трубопровода между складом и названными помещениями. Погреба для хранения бензина должны вентилироваться.

132. В ламповых помещениях запасы бензина допускается хранить лишь в металлических плотно закупоренных сосудах с безопасными приспособлениями емкостью не более 40 л. сосуды эти должны быть устроены так, чтобы бензин при наливании ламп не проливался.

Если эти сосуды соединены с находящимися в складе бензиновыми вместилищами с помощью трубопровода, то в последнем должны быть устроены два крана: один — в складе, другой — в помещении, где происходит разливка бензина в лампы. Оба крана после каждого наполнения ламп должны быть закрываемы. В ламповые помещения посторонние лица не допускаются. Курение в них воспрещается.

133. При применении в соответствующих случаях ламп с открытым огнем осветительные материалы не должны давать при горении значительной копоти и вредных для дыхания продуктов горения. При употреблении ламп без стекла воспрещается применение в качестве осветительного материала керосина, нефти или смеси их с другими материалами.

134. Ламповые помещения должны содержаться в ночной чистоте и после каждой смены хорошо проветриваться и тщательно убираться. Не реже одного раза в неделю пол и стены должны протираться мокрым способом.

7. Вентиляция тоннелей в период их сооружения, исследование воздуха

135. Проветривание рабочих пространств в тоннеле может быть естественное или искусственное. Если проветривание естественным путем является недостаточным (менее указанных ниже норм), то должна устраиваться искусственная вентиляция.

136. Количество поступающего в забой чистого воздуха должно быть таково, чтобы воздух содержал кислорода не менее 20% по объему, а углекислоты — не более 0,5%, а при наличии метана — не более 1% такового.

При этом количество поступающего воздуха должно быть не менее 1,5 м³/мин на каждого человека при расчете по наибольшему числу одновременно занятых в день замера рабочих и не менее 6 м³/мин на каждую лошадь. Если применяются взрывные работы, то количество подаваемого воздуха должно, кроме того, проверяться по расчету взрывчатых веществ. При этом следует исходить из необходимости соблюдения следующих двух требований.

а) Количество чистого воздуха, подаваемого в каждый забой, где производятся взрывы должно быть таким, чтобы до допущения рабочих в указанный забой образующиеся при выпадении ядовитые газы (окись углерода, окись азота и пр.) были разжижены, по крайней мере, до 0,02%.

б) В течение не менее 1 часа после допущения рабочих воздух должен подаваться в места отпалки, по меньшей мере, в том же количестве, в котором он поступал после отпалки до допущения рабочих в забой (п. „а“); причем при расчете воздуха по расходу взрывчатых веществ 1 л двуокиси азота следует считать эквивалентным не менее чем 10 л окиси углерода.

Проветривание забоя должно производиться таким образом, чтобы одновременно были удовлетворены все указанные требования в отношении чистоты и норм воздуха на людей и лошадей.

137. Обмен воздуха при вентиляции должен производиться с соблюдением условий, чтобы средняя скорость течения воздуха в выработках не превышала 6 м/сек.

138. Глухие забои не должны удаляться от ближайших мест выхода свежей воздушной струи на такое расстояние, при котором свободное горение ламп становится затруднительным или выделение каких-либо газов опасным. В противном случае такие забои, а равно выработки, проводимые снизу вверх, должны быть проветриваемы специально струей воздуха.

139. В тех случаях, когда можно ожидать появления в разработках взрывчатых газов (метан), должны быть соблюдены следующие требования.

а) Не реже одного раза в месяц производить лабораторный анализ воздуха на содержание метана.

б) В соответствующих забоях в течение последних 3 час. перед началом новой смены должно быть произведено, но крайней мере, один раз испытание воздуха на присутствие взрывчатого газа посредством предохранительных ламп специально для этого назначенными достаточно опытными работниками, которые должны в своих ежедневных рапортах указывать все те места, где был обнаружен какой-либо вредный газ или иное подозрительное по газу явление. Результаты указанных испытаний должны быть сообщены лицу, делающему наряд рабочим для следующей смены.

в) Запрещается применение открытого огня.

г) Непосредственно перед взрыванием каждого шнура запальщик должен тщательно исследовать воздух посредством предохранительной или индикаторной лампы на присутствие взрывчатого газа у данного забоя и во всех выработках, примыкающих к забую на протяжении 20 м от этого последнего, причем, если где-либо будет обнаружен взрывчатый газ, то взрывание шнуров должно быть воспрещено. В случае появления внутри тоннеля взрывчатых газов инженер по технике безопасности немедленно должен известить об этом инспекцию труда путей сообщения.

140. Присутствие вредных и ядовитых паров и газов (паров ртутных, мышьяковых, сернистого водорода, окиси углерода, двуокиси азота и пр.) не допускается в таком количестве, которое могло бы вредно отразиться на здоровье рабочего и вызвать острое хроническое отравление ими.

141. Не реже одного раза в 15 дней должен производиться лабораторный анализ воздуха на содержание кислорода и углекислоты, а при наличии метана — и на содержание последнего. Результаты анализа воздуха и наблюдений за температурой должны заноситься в особую книгу, скрепленную инспекцией труда.

142. Тоннели, в которых обнаружено выделение гремучего газа, подчиняются специальному газовому режиму.

143. На всех газовых тоннелях должны иметься опытные работники для замера газа во всех местах работы. Замер должен производиться не реже, чем через каждые 3 часа в смену.

Одно из исследований должно быть произведено в течение последних 3 час. перед началом новой смены, и результаты испытаний должны быть известны не только лицам технического надзора, приступающим к дежурству в следующую смену, но и самим рабочим.

144. Исследование воздуха производится при помощи обыкновенных предохранительных ламп. Применение индикаторных ламп воспрещается. Исследование воздуха может производиться также и специальными индикаторами, разрешенными к употреблению горнотехнической инспекцией НКТ РСФСР.

Исследование присутствия гремучего газа при помощи предохранительной лампы делается сперва при полном пламени.

Если при этом последует удлинение и копчение пламени, то производство замера воспрещается, а в книге замера должно быть отмечено, что в данной выработке содержание газа „свыше 4%“.

Если же при замере предохранительной лампой при полном пламени удлинения и копчения пламени не будет, то замер должен быть повторен уже при уменьшенном пламени. При замере лампу следует держать сперва, по возможности, низко и постепенно поднимать ее вверх, ближе к потолку выработки. Если пространство внутри сетки наполняется пламенем, то лампу следует осторожно спускать ниже.

145. Результаты наблюдения над составом воздуха должны записываться в особую засвидетельствованную местной технической инспекцией труда шнуровую книгу в тот самый день, когда наблюдение производилось. Записи всех произведенных наблюдений должны подписываться заведующим вентиляцией и лицами, производившими наблюдение. Результаты наблюдений должны доводиться до сведения всего технического персонала.

146. Воспрещается входить в газовые тоннели или находиться в них с открытым огнем. Равным образом воспрещается не только курение в этих тоннелях, но также иметь при себе курительный табак, спички или какие-либо иные зажигательные принадлежности и материалы.

147. В тех случаях, когда взрывчатый или вредный газ уже появился в количестве, которое по заключению инженера по технике безопасности становится уже опасным для здоровья и жизни рабочих, последние должны быть немедленно удалены из таких мест, а для доведения взрывчатых или вредных газов до требуемых норм должна быть усилена вентиляция забоев. При содержании метана выше 2% по объему одновременно с вывозом людей должен быть выключен электрический свет.

148. Локомотивы, выделяющие вредные для здоровья рабочих продукты горения, не могут быть допускаемы в рабочее пространство тоннеля.

149. Для предохранения воздухопроводных труб при производстве работ в тоннеле от порчи трубы, уложенные по дну галереи, должны быть сверху и с боков прикрыты толстыми досками на всем том протяжении, в пределах которого производится работы по выломке грунта или устройству каменной обделки.

VIII. Санитарно-гигиенические правила для внутритоннельных работ

150. Рабочим запрещается пользоваться для питья тоннельной водой, вызывающей острокишечные заболевания или заражение глистами. Все рабочие должны быть снабжены флягами с кипяченой водой, кроме того, поблизости от забоя и в других подходящих местах тоннеля должны быть поставлены сосуды с кипяченой и остуженной водой для питья, закрытые сверху и снабженные крышкой и фонтанчиком. Вода в сосудах ежедневно должна меняться, сосуды должны содержаться в чистоте. После окончания смены и выхода из тоннеля рабочему должна быть предоставлена возможность принятия душа.

151. В различных местах разрабатываемого тоннеля, вблизи от места наибольшего скопления рабочих, должны быть устроены отхожие места с перевозными или переносными железными, не пропускающими жидкости, выдвигаемыми ящиками или ведрами, удобными для установки их в вагонетки и вывозки из тоннеля,

152. У каждого отхожего места должен находиться ящик с негашеной известью для дезинфекции.

153. Ящики отхожих мест должны вывозиться и опорожняться при каждой смене рабочих.

154. Для уборки и наблюдения за чистотой отхожих мест должны быть назначены особые лица, которые должны следить за регулярной вывозкой ящиков.

155. В забой и выработки с большим притоком воды рабочие должны быть допускаемы не иначе, как в непромокаемой одежде. Рабочим должна быть предоставлена возможность при выходе из тоннеля высушить платые и переменить его в теплом помещении.

IX. Бюро по технике безопасности и врачебный надзор

156. Для проведения всех работ, связанных с оздоровлением и безопасностью труда на тоннельных работах, должно быть организовано Бюро по технике безопасности с функциями согласно положению о лицах, ведающих техникой безопасности.

157. Для проведения работ по проверке пригодности рабочих к работам в тоннеле и периодического осмотра их на шинельных работах должен быть организован врачебный надзор с необходимым персоналом.

158. При ведении одновременной разработки тоннеля из нескольких пунктов каждый пункт должен быть обеспечен соответствующим числом лиц медперсонала.

159. В ближайшем расстоянии от входа в тоннель должен быть устроен приемный покой, при котором устраиваются непрерывные сменные дежурства лежкомов для оказания первоначальной помощи заболевшим или получившим увечье при тоннельных работах.

160. Приемный покой должен быть соответственно оборудован всем необходимым инвентарем, медицинскими средствами и инструментами, опись которых должна быть в приемном покое.

161. Подача первой медицинской помощи в приемном покое производится врачом и лишь в крайних случаях лежкомом.

162. Для доставки из приемного покоя в ближайшую больницу рабочих, получивших увечье, управление работ должно предоставлять надлежащие перевозочные средства.

163. В приемном покое должен всегда находиться исправный ящик с перевязочными материалами и медикаментами для оказания первой медицинской помощи, а также носилки, которые в случае надобности должны быть немедленно доставлены к месту несчастного случая.

164. Всякий служащий, назначенный для непосредственного надзора за работами в тоннеле, должен иметь при себе во время работ не менее двух перевязочных пакетов военного образца.

165. Каждое лицо, признанное по осмотру врача пригодным к тоннельным работам, должно быть снабжено рабочей санитарной книжкой по форме, согласованном с врачебным надзором.

X. Эксплуатации тоннелей

166. При производстве работ по ремонту тоннелей и при их эксплуатации применяются все правила по технике безопасности, по производству работ в тоннелях, изложенные в гл. VI.

167. При укладке и ремонте пути должна строго выполняться инструкция НКПС по укладке и ремонту пути в тоннелях.

168. В тоннелях, оборудованных вентиляцией, должен быть обеспечен уход за правильным ее функционированием.

169. Работы по осмотру и ремонту пути внутри тоннелей должны быть обеспечены искусственным освещением с освещенностью в местах работ не менее 25 люксов.

XI. Заключительные положения

170. Нарушения настоящих Правил преследуются в следующем порядке:

а) Нарушения, которые содержат признаки преступления, преследуются в уголовном порядке согласно законодательству Союзных республик.

б) Прочие нарушения преследуются в административном порядке путем наложения штрафа в размере не свыше 100 руб. на основаниях, установленных постановлением ЦИК и СНК СССР 2 января 1929 г. о мероприятиях по борьбе с нарушением законодательства о труде („С. 3.” № 4, 1929 г., ст. 31, „Изв. НКТ СССР” № 7-8, 1929 г.).

Член коллегии НКТ СССР *Иванов*.

Старший технический инспектор труда путей сообщения *Добровольский*.

ЛИТЕРАТУРА ПО ТОННЕЛЯМ

Сокращенные обозначения иностранных технических журналов

A. d. L. P.	Annali dei Lavori Publici. Roma.
A. U. A.	Annali delle Utilizzazioni delle Acque. Milano.
B. J.	Bauingenieur. Berlin.
B. T.	Bautechnik. Berlin.
B. d. D. K.	Bericht der Druckstollenkommission.
B. u. E.	Beton und Eisen. Berlin.
C. E.	Canadian Engineer. Toronto.
C. Eng.	Civil Engineering. London.
C. A. M.	Compressed Air Magazine. New-York.
D. B. Z.	Deutsche Bauzeitung. Berlin.
D. W. W.	Deutsche Wasserwirtschaft. Stuttgart.
Energ. Elett.	L'Energia Elettrica. Milano.
E. N. R.	Engineering News Record. New-York.
E. N.	Engineering News. New-York.
E. R.	Engineering Record. New-York.
E. E.	Explosives Engineer. Wilmington.
Q. C.	Genie Civil. Paris.
S. B. Z.	Schweizerische Bauzeitung. Zurich.
S. W. W.	Schweizerische Wasserwirtschaft. Zurich.
T. Z.	Tonindustrie Zeitung. Berlin.
W. K.	Wasserkraft. München.
W. K. u. W. W.	Wasserkraft und Wasserwirtschaft. München.
W. C. N.	Western Construction News San-Francisco.
Z. d. V. d. J.	Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure. Berlin.
Z. d. ü. l. u. A. V.	Zeitschrift des österreichischen Ing. und Arch. Vereins. Wien.
Z. d. B.	Zentralblatt der Bauverwaltung Berlin.
Z. f. d. g. T. W.	Zeitschrift für das gesamte Turbinenwesen. München.

I. Общие вопросы

- Birk, A. Erdbau, Stollen- und Tunnelbau. 1920. Berlin.
- Dolenzalek. Tunnelbau. Wien und Berlin. 1919.
- Druckstollen-kommission. Kommissionsbericht über die Erfahrungen im Druckstollen von Amsteg. Ann. Util. Acque. 1925. H. 1.
- E. Fr. Die Ausbildung von Stollen mit innerem Druck. „Deutsche Bauzeitung“ 1923. H. 6 it. 7.
- Effenberg. Messung der Qualität des elastisch nachgiebigen Gebirges. B. u. E. 1922. H. 7. S. 107.
- Emperger, F. Handbuch für Eisenbetonbau. 1922. Berlin.
- Giuseppe. Der moderne kreisförmige Druckstollen. 1925 Ingegneria. Roma.
- Handbuch der Ingenieure — Wissenschaften. Der Tunnelbau. 1927. Leipzig.
- Kleinlogel, A. Einflüsse auf Beton. Berlin. 1930.
- Lucas. Der Tunnel. 1925. Berlin.
- Ludin. Die Wasserkraft. 1913. Berlin.
- Randzio, E. Stollenbau. 1927. Berlin.
- Rzih, I. Lehrbuch der gesamten Tunnelbaukunst. 1872. Berlin.
- Schoklitsch, A. Der Wasserbau. II Bd. 1930. Briinn.
- Schrafl. Kurzer Bericht über die Druckstollenversuche S. B. B. S. B. Z. 1924, V. 5. 1.
- Walch, O. Die Auskleidung von Druckstollen und Druckschachten. 1926. Berlin.
- Walch, O. Ueber die Auskleidung von Druckstollen. B. J. 1925. H. 4.
- Wolfsholz. Stollenbau. Z. d. B. 1910. H. 4.
- Анисимов, Н. И. Гидроэлектрические силовые установки. 1930 г.
- Бокий, Б. И. Практический курс горного искусства. 1931 г.
- Вендровский, В. И. Туннельные сооружения, ч. I, 1903 г.
- Геффер. Справочная книга по горному делу. 1927 г.
- Гуревич, П. Новейшие гидроэлектрические установки в Швейцарии. Электричество. № 56. 1932 г.
- Грюн, Р. Химическая стойкость бетона. 1911 г.
- Егизаров, И. Гидроэлектрические силовые установки. Часть I и II. 1931 г.
- Ермолов, А. И. Смирнов, А. О. Железобетонные напорные трубопроводы. 1932 г.
- Иванов, Б. Гидроэлектрические установки с напорной деривацией и глубоким водоприемом. 1932 г.
- Кинд, В. Специальные цементы. 1932 г.
- Манн, В. Трубы. 1931 г.
- Митке, Ч. и Линтон, Р. Стандартизация в горной промышленности. 1931 г.
- Пассек, А. Тоннели горного типа. 1930 г.
- Пассек, А. Тоннели для гидроэлектрических установок.

- Трушков, Н. Разработка рудных месторождений.
- Терпигорев, А. Курс горного искусства. Вентиляция.
- Чичинадзе, В. По гидростанциям Европы. Часть I. 1931 г. Тифлис.
- Чичинадзе, В. Электрификация ЗСФСР. Техника и строительство. Декабрь 1930 г. № 3. Тифлис.
- ## II. Геология, горное давление и температура
- Ampferer. Geologische Bemerkungen zum Drucksollennproblem, Z. d. 6. J. u. A. V. 1923, H. 42/43.
- B □ r g e r. Zusammenhang zwischen der geothermischen Tiefensufe u. der Wärmeleitfähigkeit der Gesteine. Glückauf 1931. H. 17.
- Brandau, K. Der Einfluss des Gebirgsdruckes auf einen tief im Erdinnern liegenden Tunnel. Bd. 59, 1912. S. B. Z.
- E n g e s s e r, F. Ober den Erddruck gegen innere Stützwände. D. B. Z. 1882. 91.
- D □ r r, H. Erddruck auf die Auskleidung in Stollen und Tunneln. B. Y. 1924. H. 50. S. 563.
- D □ r r, H. Vom elastischen Verhalten der Gesteinswände in Druckstollen. B. J. 11 Sept. 1925, H. 23.
- Dunn. Elastic stresses in the rock surrounding pressure tunnels Proceedings of Am. C. J. 1923. № 4.
- F a n t o l i, G. Temperatureinflüsse auf Druckstollen. D. W. W. 1924. H. 8.
- F a n t o l i, G. Sul problema delle gallerie e dei pezzi scavati - in roccia per condotte forzate d'acqua. Annali del Consiglio Superiore delle Acque. Anno 1923, vol. V, Fasc. 2.
- F o r c h h e i m e r, P h. Ober Sanddruck und Bewegungserscheinungen im Inneren des trockenen Sandes. Z. d. o. J. A. V. 1882.
- G r e m m l e r, E. Messungen u. Beobachtungen des Gebirgsdruckes. Glückauf 1933 г. 19/20.
- H e i m, A. Mechanismus der Gebirgsbildung. Basel, 1878.
- H e i m, A. Tunnelbau und Gebirgsdruck. Zurich, 1905.
- K □ l b e u n d B e u r l e. Geologische Untersuchung der Wasserkräftstollen im obersterreichischen Mühlviertel. 1925.
- Kranz. Geologische Voraussage und Behind bei Tunnelbauten D. Bauwes. 30. H. 5. 10 sp.
- K r e y, H. Erddruck, Erdwiderstand. 1932. Berlin.
- Kühn, P. Betrachtungen über die Gebirgsdruckfrage. Glückauf 1931. № 48.
- Kühn, P. Spannungszustand und Bruchgefahr im ungestörten Gebirge. Glückauf 1931. № 32.
- L e o n, A. u. F. W i l l h e l m. Ober die Zerstörung in tunnelartig gelochten Gesteinen. Oster. Wochenschrift für d. □ffen. Baudienst. 1910.664.
- L e p n i k. Wasserstollenbau im druckhaften Gebirge. Z. d. □. J. A. V. 1923. H. 19/20 S. 116.
- M a i l l a r d. Der Einfluss der Überlagerungshöhe auf die Bemessung der Mauerwerks tiefliegender Tunnel. S. B. Z. 1923. S. 168.
- M a i l l a r d, R. Über Gebirgsdruck. S. B. Z. 1923. H. 14. S. 168.
- M a r q u a r d t, E. Eine Experimented Methode vom K. Pressel zur Vorausbestimmung der Gesteinstemperatur in Gebirgstunneln. B. J. 29 März 1929. H. 13.
- Müller, O. Beitrag zur klärung Gebirgsdruck. Glückauf. 1930. № 47/48.
- P o l l a c k, V. Technisch-geologische Bemerkungen für Anlage und Bau der Wasserkraftwerke. Z. d. O. I. u. A. V. 1925. № 1/2.
- Pressel, Konrad. Vorausbestimmung der Gesteintemperatur im Innem eines Gebirgsmassivs. B. J. 26 Jan. 1929. Bd. 93 № 4.
- Redlich — Terzaghi-Kampe. Ingenieurgeologie. 1929. Wien u. Berlin.
- Rinne. Geologische Bemerkungen zum Einsturze im Altenbekenertunnel. Organ 1905. Heft 10. S. 256.
- S a t t l e r, W. Über den Einfluss der Temperaturänderungen auf den Durchmesser eines Druckstollens. S. B. Z. 1923 Bd. 82 № 23. S. 293.
- S c h m i d t. Über den Einfluss der Temperaturänderungen auf den Durchmesser eines Druckstollens. S. B. Z. 1924. Bd. 83. № 14.
- Spackeler. Der heutige Stand der Gebirgsdrucifragen. Berghau. Bd. 44. 1931.
- S p a c k e l e r. Ontersuchungen über Gebirgschlage.
- Stiny, T. Technische Geologie. Stuttgart. 1932.
- T r e p t o w. Bergbaukunde. Wien. 1925 г.
- Vogt. Druckstollen und Geologie (Tryktunneller of Geologie). Kristiania, 1922.
- W a g n e r, O. Turmelbau und Gebirgsdruck. S. B. Z. 1905. Bd. XVI, № 1, 2, 3, 4. S. 2, 18, 28 u. 39.
- W i e s m a n n, E. Über Gebirgsdruck. S. B. Z. Bd. LX.
- Willmann. Über einige Gebirgsdruckerschelnungen. Leipzig 1911.
- W i l s e r, J. Grundriss der angewandten Geologie für Geologen und Techniker. Berlin. 1921,
- Б о б к о в, Н. В. Инженерно-геологические исследования. 1932 г.
- В а г н е р. Геологические разведки при постройке тоннелей. М. Н. С. 1886. № 11 и № 12.
- Д а в и д е н к о в, Н. Акустический метод измерения напряжений. Строит, промышл. 1928 г. № 8.
- Д а в и д е н к о в, Н. Струнный метод. 1933 г.
- Д а в и д е н к о в, Н. Измерение горного давления струнным методом. Строит. промышл. № 6, 1931 г.
- Д а в и д е н к о в, Н. Опыт измерения давлений на тоннельную облицовку. Строит. промышл. № 12, 1929 г.
- Д и н н и к, А. О давлении горных пород. (Ответ проф. М. М. Протодьяконову) И. Р., 1926 г. № 3.
- Е в д о к и м о в - Р о к о т о в с к и й, М. Основы геологии при проведении тоннелей.
- Л е в и н с о н - Л е с с и н г. Геоизотермы в Архотском тоннеле. СПб, 1914 г. Изд. Упр. по соор. жел. дор.
- Левинсон-Лессинг. Значение геологии при проведении тоннелей. Труды 2 съезда по практ. геолог. 1912 г.
- Л е в и н с о н - Л е с с и н г. Определение ожидаемой в тоннелях температуры. 1913 г.
- Мазарович А. Н. Гидрогеология Тертера. 1930 г.
- П р о т о д љ а к о в о в, М. По поводу существующих теорий давления горных пород. И. Р., 1926 г., № 6.
- П р о т о д љ а к о в о в, М. Давление горных пород и рудничное крепление. 1930 г.
- С а в а р е н с к и й, Ф. П. Гидрология, Новосибирск. 1933 г.
- С л е с а р е в, В. К вопросу о давлении горных пород в условиях подземных разработок. Т. П. В. Г. Н. Т. С. 1928 г., т. IV.
- Цыбульский, В. Инженерная геология, ч. II. 1932 г.
- Цымбарович, П. М. Величина горного давления. Горный журнал, 1933 г. № 3.

Ячевский, Л. О явлениях томпания или стрельяния в каменноугольных коях Домбровского бассейна. Г. Ж., 1905 г. № 12.

III. Расчеты облицовок

Andréa e. Der Einfluss der Überlagerungshöhe auf die Bemessung des Mauerwerkes tiefliegende Tunnel. S. B. Z. 1925. № 6.

Bierbaumer, A. Die Diinenslonierung des Tunnelmauerwerkes. Leipzig 1923.

Büchi. Zur Berechnung von Druckschichten. S. B. Z. 1921 Bd. 77. № 6/7/8.

Büchi. Raulrigkeits-Koeffizienten von ausgeführten Kanölen. S. B. Z. 1927. Bd. 90. H. 13.

Dunn. Elastic stresses in the rock surrounding pressure tunnels. Proceed. of the Amer. Soc. of Civil Eng. 1923. Apr.

Effenberger W. Der Druckwasserstollen Melan Festschrift. 1923.

Effenberger W. Ueber das Profil und die Berechnung von Druckstollen. S. B. Z. 1923.

Effenberger W. Ueber das Druckstollenproblem. Z. d. O. I. A. V. 1923 H. 42/43.

E y d o u x. Les canaux d'amené en charge et les cheminees d'équilibre. Cong. de la Houille blanche. 1925.

Finnicome J. The Flexibility of Plain Pipes. M V. G. № 178-182. 1928.

Forchheimer. Zur Festigkeit weiter Rohre. Z. d. 6. A. u. J. V. 1904. H. 9 u. 10.

Forchheimer. Zur Einbeutung bei Innenpressung und Biegung bei Zug oder Druck. V. D. J. 1906.

Gröger. Die Statik der Tunnelgewölbe in druckreichem Gebirge. Prag. 1887.

Kailich A. Beiträa zur Berechnung von Eisenbetonrohren. W. W. 1927. H. 6.

Kammüller. Berechnung von Eisendruckrohrleitungen. B. J. 1922. H. 13.

Kleinloge I. Rohrleitungen für hohen Inneudruck. B. J. H. 9. u. 10. 1920.

Kommerell, O. Statische Berechnung von Tunnelmauervverk. Berlin. 1913.

Kühn Der Ibsdücker des Kraftwerkes Oppolitz. W. W. 1926. H. 10.

L e p n i k. Beitrag zur Druckstollenfrage. W. W. 1924. H. 18.

L e p n i k. Zur Druckschachtfrage. B. u. E. 1923. H. 2.

L e n k, K. Der Ausgleich des Gebirgsdruckes in grossen Tiefen beim Tunnelbau. Berlin. 1931.

Levy, M. Sur un nouveau cas integrall du probleme de l'elastique et i'une des ses applications. 1883.

Mayer, R. Ueber Elastizität und Stabilität des geschlossenen und offenen Kreisbogens. Karlsruhe. 1911.

Mühlhofer, L. Die Berechnung kreisförmiger Druckschachtprofile. Z. d. o. I. A. V. 1921. II. 15 u 24/25, 26/27.

Mühlhofer, L. Zur Druckstollenfrage. W. K. 1923. H. 8. u. 14.

Mühlhofer, L. Theoretische Betrachtungen zum Problem des Druckstollenbaues. S. b. Z. 1921. Bd. 78. H. 21.

Mühlhofer, L. Ueber die Inanspruchnahme der Druckstollenauskleidungen. B. J. 1923. H. 18.

Pernt, M. Ueber das giinstigste Stollenprofil. W. W. 1925. H. 3/4.

P o s c h. Die Spannungsverhältniste in Druckstollen. W. K. 1923. H. 6 u. 12.

Ritter, W. Die Statik der Tunnelgewölbe Berlin. 1879.

Schmid, J. Statische Grenzprobleme in kreisförmig durchortertem Gebirge. Ort.

Schmid, H. Statische Probleme des Tuttnel- und Druckstollenbaues und ilire gegenseitigen Beziehungen. Berlin 1926.

Steiner. Beitrag zur Thorie der Rohrentunnels kieisförmigen Querschnittie. öster. Wochenschrift für d. often. Baudienst. 1906.

S t o l l z e n b u r g, O. Berechnung von Schleuderbetonrohren für Kanaldüker, Durchlässe usw B. J. 1932. H. 31, 33.

S u q u e t. Calcul. Génie Civil. 1920.

S ü s s e n b e r g e r. Statische Berechnung und Ausführung achsen symmetrischer Stollen und Tunnelauskleidungen in losem Gebirge. Zement. 1931. li. 30.

S ü s s e n b e r g e r. Wasserstollen unter hohem Innendruck. S. B. Z. Bd. 76. 1914

W i e s m a n n. E. Ueber die Stabilität von Tunnelmauerwerk. S. B. Z. Bd 64. H. 3.

W o l f s h o l z. Ueber das Druckstollenproblem B. u. E. 1924. H. 8. S. 101.

Г а л е р к и н, Б. Напряженное состояние цилиндрической трубы в упругой среде.

Е в д о к и м о в - Р о к о т о в с к и й, М. И. проф. Давление горных пород и расчет тоннельных обделок. 1927 г.

З а в а ц к и й, С. Расчет круглых водопроводных труб с топкими стенками. 1914 г.

Ладыгин, Н. Расчет бетона на растяжение в железобетонных конструкциях. Гидротехнич. сборник № 2, 1929 г.

Николай, Л. Об определении напряжений в цилиндрической круглой трубе.

Петров, В. И. Швейцарские нормы на бетонные грубы. 1928 г.

Покровский, И. К вопросу о расчете креплений шахт. У. Т., 1925 г., № 2.

Розанов. Определение внешних сил, действующих на облицовку туннеля. Комму. Хоз. 1927 г., № 11/12.

Соколов, Н. П. О нормах для расчета железобетонных гидротехнических сооружений. Гидротехнич. строительство, 1932 г. № 1.

Т и м о ш е и к о, С. Сопrotивление материалов 1931 г

Тимошенко, С. Прикладная теория упругости.

Т и м о ш е и к о, С. П. Теория упругости, ч. I и II.

IV. Производство работ

Andréa e, C. Der Ban langer tiefliegender Gebirgstunnel. Berlin u. Wien. 1926.

Bader. Vortrieb und Ausbozung von Gebirgstunneln. Berlin u. Wien. 1911 r.

Bose h. Die Abwasserseitung in Miinchen. B. T. 1926. H. 53.

Bosch. Der Ban von Druckstollen und Druckschichten. W. K. 1922. № 21, S. 397.

B e u r l e. Bemerkungen zur Anwendung von Sprenghifft im Stollenban. W. W. 1925, № 8.

B e u r l e. Blauforms for general concrete construction.

B l e e. C. E. Driving-Bridge-River-Tunnel. E. N. R. Aug. 11, 1932.

Bodensee r, E. Die Ausbesserung des durch Gipsquellen zerstorten Wasserstollen. S- B. Z. 1927

Bosch, W. Von Bau des Zulaufstollens in Am-sleg. Hoch und Tiefbau. 1922, № 43—44.

B r a n d a u, K. Das Problem des Baues langer tiefliegender Alpentunnel. S. B. Z. 1909.

B i r n e r. Die Bauausföhrung des Walchenseewerks. W. K. 1924. H. 10.

- Creager. Hydro-Electric Handbook.
 Corner u. Marvin. Rock tunnel methods.
 E. E. 1930. № 6-9.
- Effenberger. Das Kraftwerk Ritom. S. B. Z.
 1923. Bd 81—82.
- Endler. Der Abbruch des Schiipitzer Tunnels.
 B. T. 31. H. 25.
- Faerber, R. Die Bedeutung des Eisenbetons
 für den Schachtausbau. Glückauf 1909.
- Feller, A. Ueber den Bau von Druckwasser-
 Leitungstollen im Gebirge. B. J. 13 November
 1925.
- Feller, A. Beiträge zum Problem der Abdich-
 tung von Druckstollen. S. B. Z. Bd. 86, № 18,
 1925.
- Fuchs. Ein Versuch zur Feststellung der Wasser-
 dichtigkeit eines Betontunnels bei hohem Was-
 serdruck. Armiertes Beton. 1912. № 9.
- Geilhöfer, R. Das Spullersee-Kraftwerk.
 Schritt des Vereins für Geschichte des Boden-
 sees. 1925. № 33.
- Graber. Der Bau von Druckstollen. B. u. E.
 1923. H. 13.
- Haag. Der Druckstollenbau. B. J. 1922. H. 23.
- Hamberger, E. Die Druckluftarbeiten beim
 Bau des Entnahmebauwerkes des Achensee-
 kraftwerkes. W. K. u. W. W. 1927. H. 23, 24.
- Harry H. Hatch. Tunnel Concreting and
 Surveying at Cobble Mountain. E. N. R.
 Dec. 24, 1931.
- Harry H. Hatch. Tunnel Driving at Cobble
 Mountain. E. N. R. Sept. 24, 1931.
- Harry H. Hatch. Tunnel Grouting at Cob-
 ble Mountain. E. N. R. Dec. 31, 1931.
- Harry H. Hatch. Tunnel Construction.
 E. N. R. January 15.
- Hoover Dam. Notes. E. N. R. Oct. 20, 1932.
- Keich, R. Die Hoover-Talsperre. W. W. № 8—11.
 1932.
- Kelley u. Loss. Entlüftung beim Bau eines
 32 km langen Wasserleitungstunnels bei New-
 York. 1931.
- Kelen. Die Hoover Tahisperre. W. W. 1932.
 H. 8 u. H. 11.
- Kiefer, Walter. Der Stollenbau für die III Zulei-
 tung der Wasserversorgung der Stadt München.
 B. T. H. 26. 1932.
- Keinlogel, A. Der Verwendung von Dicht-
 ungsmitteln bei Stollenbauten. Der Bauten-
 schutz, H. 5, 1931.
- Kronenfeldt. Mittlere Isar-Werke. Walchen-
 see-Werk, Z. d. J. u. A. V. 1924. H. 11/12.
- Lohman. Die Anwendung des chemischen Ver-
 festigungs Verfahrens. „Kali“ 1930 r. № 6.
- The Lockaber Water Powerscheme. Eng. 1930.
 November № 14.
- Marbach. Die Bedeutung des chemischen Ver-
 festigungsverfahrens von Joosten für den Berg-
 bau. Glückauf 31, H. 28.
- Mautner, K. Eisenbeton in Streckenausbau.
 Berlin. 1926.
- Meyer, G. Beton und Eisenbeton in Bergbau-
 unterlage. 1925. Bd. 73. N 5.
- Mihlhofer, L. Neuerungen auf dem Gebiete
 des Druckstollenbaues. B. J. 1922. № 18.
- Pasov. Hochofenzement. Tonindustrie 1913 r.
 стр. 145. 1915, стр. 38.
- Padour, A. Flur- und Gebäudeschäden. 1908.
- Poljak. Die Bauarbeiten beim Achenseewerk.
 W. W. 1925, № 24.
- Presse. Tunnelausrüstung. Bauart Alfred Kunz.
 S. B. Z. 1921, Bd. 77.
- Presse. Die Tunnelausrüstungen von Franz
 Rziha u. von Alfred Kunz. B. T. 1926, H. 9 u.
 12.
- Railroad. The Eight Mila Cascade. Tunnel.
 Great Northern Railway. Am. Soc. Civil Engrs.-
 Proc. Bd. 57, № 2, Febr. 1931.
- Railroad. Hopper Car and Pneumatic Gun
 Place Concrete Lining in L. & N. Railroad
 Tunnel Construction Methods. Bd. 13. № 2,
 Febr. 1931.
- Randzio. Die Vortriebgeschwindigkeit im Stol-
 len und Tunnelbau. B. T. 1923. H. 39.
- Randzio. Neue Stollenbauten. B. T. 1925, № 26.
- Randzio. Aufzeichnungen im Stollenbau. B. J.
 1925, № 1.
- Renner, H. Theorie u. Praxis. Z. d. 6. J. u.
 A. V. 1932. H. 19-20.
- Schachermeyer. Neue Erfahrungen im Bau
 von Druckstollen für Wasserkraftanlagen. W. W.
 1922. H. 7/10.
- Schaechterle Dr. Ing. Stuttgart. Die Dich-
 tung und Entwässerung des Schanztunnels
 bei Fichtenberg. Erprobung eines neuen Ver-
 fahrens. B. T. 1929. H. 40. H. 42.
- Siemens-Bauunion. Die Kaltelastische Dich-
 tung. 1929
- Sichardt, W. Chemische Abdichtung von Bau-
 werken. B. T. 1933 r. H. 11/12.
- Sichardt, W. Small-Bore-Tunnel Driving in
 New England, h. N. R. June 13, 19/9.
- Spengel, A. Zement im Druckstollenbau. „Ton-
 industrie-Zeitung“ 1924, № 102.
- Spengel. Druckstollenbau und Betonstoffe.
 Tonindustrie-Zeitung 1925, № 10.
- Sriese. Eisenbeton im Unterwasser-Tunnelbau.
 Zement 31. H. 14. u. 15, 11 Sp.
- Stimson, T. E. Four Methods of Handling
 Concrete on a Los Angeles Tunnel Job. Con-
 tractors and Engrs. Monthly. № 5, Mai 1931.
- Stimson, T. E. Streckenausbau im Stahl. Stahl-
 bau 28, H. 8.
- Studer. Beiträge zum Problem der Abdichtung
 von Druckstollen. S. B. Z. 1926, Bd. 87,
 № 16.
- Troeltsch. Das Wasserkraftwerk Partenstein
 in Oberösterreich. Z. d. V. d. J. 1925, № 48.
- Walch, O. Neuere Arbeitsmethoden beim Bau
 des Eichholzstollens des Schluchseewerkes.
 B. J. 24 Okt. H. 43, 1930.
- Vidulich. Die Technik des Baues von Mittel-
 mauern und Druckstollen in einigen Wasser-
 kraftanlagen Nordamerikas. Vol. VI, Vorarbei-
 ten 256.
- Vidulich. Vortrieb und Auskleidung eines
 Wassertunnels. E. N. R. 1929, Bd. 109, H. 5.
- Vidulich. Zerlegbare, leichte Ladebänder für
 Stollenbauten. B. T. H. 35, 1932.
- Wallraff. Der Stand des Ausbaues beim
 Achenseewerk. W. K., 11. 24, 1926
- Walter. Der Bau des Druckstollens für das
 Kraftwerk Vermunt. Z. d. 6. J. A. V. 1931.
 H. 25/26.
- Wessely. Besondere Bauaufgaben beim Bau
 des Schluchsee-Schwarza-Stollens. B. J. 1931.
 H. 22/25.
- Winstanley, A. Longwall roof control. 1931.
 27 Febr.
- White, Lazarus. The Catskill Water Supply.
 New-York. 1913.
- Wolfsholz. Der Bau von Druckstollen und
 Druckschichten. W. K. 1922, № 21.
- Wolfsholz. Neuere Bauarten von Druckstollen.
 B. u. E. 1922. № 16.
- Wolfsholz. Tunnelrückenbetonierung. D. B. Z.
 Mitteil. 1910, № 17 u. 18.
- Аристов, А. И. Современные достижения
 в области механизации выработок. 1931 г.
- Арнольд, В. Машина в строительном деле

- Бансен, Г. Рудничная доставка по горизонтальным и наклонным путям. 1926 г.
- Бари, Э. А. Механизация строительных работ. 1932 г. Отд. VII.
- Бродянский. Бетонотранспортная установка. Бетонасос. 1932 г.
- Бурдаков, А. А. Поршневые компрессора. 1928 г.
- Гвоздев, В. С. и Яськевич, Ф. Л. Постройка тоннеля в сыпучем грунте на Мало-Кабардинском магистральном канале. Известия Н. И. Института гидротехники, янв., февр. 1932 г.
- Гевирц. Организация строительных работ. 1933 г.
- Губин, Ф. Ф. Новости строительства гидроэлектрических станций в восточных штатах САСШ. Американск. Техн. и Промышленность, 1931 г. № 3.
- Губин, Ф. Ф. Производство работ по сооружению гидростанции Коббл-Маунт, Спрингфильд и Нью-Канава в Вест-Вирджинии. Американск. Техн. и Промышленность, X, 10, октябрь 1931 г.
- Губин, Ф. Ф. Сооружение плотины Гувера на реке Колорадо. Американск. Техн. и Промышленность, № 11, ноябрь 1931 г.
- Дзорагэт-строй. Бюллетень № 1, 2, 3. 1932 г.
- Донлей, Ж. Крепление металлических рудников. 1931 г.
- Еврейское, В. Е. Осушение водообильных туннелей. Выпуск 136, 1930 г.
- Единые нормы выработки и расценки на туннели в скальных грунтах. 1932 г.
- Ерченко, А. Различные способы изоляции. Бюллетень Днепростроя, 1930 г. № 2.
- Зализняк В. Гидроэлектрическая станция Дзорагэс. Техника и Строительство. 1931 г. № 4-5.
- Звягин. Анализ вопросов горного дела. Горный журнал. № 10.
- И. А. М. Подземная откатка. Г. З. Д. 1911 г. №№ 14-15-16.
- И. А. М. Из строительной практики страны. Американск. Техн. и Промышленность. № 4, апрель 1930 г.
- Каннегисер, И. С. Туннельные работы. Вып. 1, 1898 г.
- Кандауров, П. Э. Постройка Хауенштейнского и Гренхенбергского туннелей в Швейцарии. 1913 г.
- Кандауров, П. Э. Постройка туннеля на 521-й—522-й верстах Сев.-Донецкой жел. дор. 1917 г.
- Каст. Взрывчатые вещества.
- Кельчевский, К. Ю. инж. Трассировка и разбивка туннелей. Сб. Моск. Инс. Инж. Граж. 1926 г.
- Кербедз, М. С. Постройка двух туннелей на Новороссийской ветви ВКВ. жел. дор. 1890 г.
- Копейкин, И. С. Взрывные буровые работы. 1932 г.
- Крестянинов, С. П. Американские перфораторы в горно-рудничном деле. 1931 г.
- Куликов, И. Расчет пневматического хозяйства при работе отбойных молотков. На угольном фронте, 1931 г.
- Манукян П. и Асколонов В. Химический способ закрепления пльвунов. Н. Т. 1933 г. № 64 и № 107.
- Метрострой, Журнал за 1933 и 1934 г.
- Митке, Ч. Системы разработок рудных залежей.
- Мэрш, Р. Экскаваторы и применение их при горных работах. 1924 г.
- Новосильцев, И. С. Подземная откатка подвижными двигателями. 1924 г.
- Новосильцев, И. С. Нормировочник на проходческие работы „Шахтострой“, 1931 г.
- Озерной, М. И. Рудничные подземные электровозы. 1932 г.
- Окорок, В. Водонепроницаемость цементных растворов. Н. Т. — 1933 г. № 57.
- Пассек, А. Н. Способы разработки туннелей. 1923 г.
- Петуников, Г. Новейшие способы крепления выработок. С. Т. С. Г. З. Л., 1901 г. № 10.
- Попов. Техноэкономический анализ в горном деле.
- Постников. Экскаваторы для туннельных работ. Строительн. промышленность, № 8 - 9 сентябрь 1925 г.
- Протодьяконов, М. проф. Материалы для Урочного Положения горных работ, I, II и III части. 1926 г.
- Протодьяконов, М. М. Составление горных норм. 1932 г.
- Ржаницын Б. А. Химич. укрепл. пльвунов. Метрострой, 1933 г.
- Ростовцев, Д. С. Применение торкрет-бетона под землей. Г. Ж. 1929 г. № 8—9.
- Сергеев. Наставление по торкретированию. 1932 г.
- Скочинский, А. А. Торкретирование и возможность использования его в горном деле. Г. Ж. 1923 г. №№ 6-7.
- Слесарев, В. Д. Проходка шахт в водоносных неустойчивых породах. 1932 г.
- Смирнов, А. И. Применение цементирования при проведении шахт в водопроницаемых трещиноватых породах. У. Т. 1926 г., № 1.
- Сосновский. Опыты применения оксидитов. Вести. Донугля, 1929 г. № 66.
- Справочник по туннельным работам в мягких грунтах. 1931 г.
- Суханов, А. Ф. Аналитический метод определения наивыгоднейших величин при бурении шнуров. 1932 г.
- Суханов, А. Ф. Пути рационализации бурения. 1931 г.
- Сухаревский, М. Очерк этапов развития и современного состояния техники взрывных и буровых работ Днепростроя. Днепрострой, 3 (9) 1929 г.
- Сухаревский, М. Взрывчатые вещества и взрывные работы. 1923 г.
- Терпигорев, А. М. Рудничная доставка. 1929 г.
- Трушков, Н. И. Новые системы разработок в ручном деле. 1931 г.
- Цыбульский, В. А. Проветривание рудников. 1932 г.
- Цыбульский, В. А. Водоотлив при проходке шахт и околоствольных выработок. 1932 г.
- Чудотворцев, А. В. Крепление подземных выработок бетоном и железобетоном. И. О. Ш. 1916 г., №№ 1, 2.
- Шевяков, Л. Механизация горных работ.
- Шклярский, Ф. Н. Рудничные электровозы Германии и Америки. У. Ж. 1928 г. № 31.
- Шклярский, Ф. Н. К вопросу о рудничной откатке аккумуляторными электровозами. Г. Ж., 1926 г. № И.
- Шклярский, Ф. Н. К расчету рудничной откатки контактными электровозами. Г. Ж., 1926 г. № 3.
- Шкуренок. Применение жидкого воздуха для взрывных работ. 1931 г.
- Шток. Исследование рудничной откатки в Иллинойсе. 1931 г.

АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ ЛИТЕРАТУРЫ ПО НАПОРНЫМ ШТОЛЬНЯМ

- Achensee. W. K. u. W. W. 1927, H. 23/24, 1928 № 19, S. 271 — Randzio S. 257. W. W. 1919, 1924, № 11-12 -13, 1925, № 24. W. K. 1926, № 21—1927, № 24.
- Adameillo. S. B. Z. Bd. 57 № 1.
- Albertville. Congres de la houille blanche, Bd. 2, 1902.
- Albula. Z. f. d. g. T. W. 1910, S. 253 — Alfenz. B. T. 1925, S. 354.
- B. d. D. K. — Ludin W. K. — Meri cek.
- Alouette — Lake. Иванов стр 5—8, Eng. Aug. 17 1928. Bd. 126 № 3266.
- Alouette — Lake. Eng. Apr. 19, 1929, Bd. 147, № 3823. Electrical World, Feb. 25, 1928 vol. 98, № 8.
- Amsteg. B. d. D. K. — Анисимов стр. 381, Schoklitsch S. 855. Schweizer Zeitschrift Hoch- und Tiefbau 1922 N° 43/44. O. Walch S. 34—56, 139 - S. B. Z. Bd. 86, № 19. — Bosch № 43/44 1922. A. U. A. 1925, H. 1.
- Anlena Tivoli. Energ. Elett. 1926. IX.— A. d. L. P. 1929. № 1.
- Arnensee. Bulletin technique de la Suisse romande. 1923. „N° 9. O. Walch S. 65.
- B □ ren. B. T. 1925, S. 356 — Randzio S. 238.
- Barberine. B. d. D. K. — Walch S. 35, 62 — Чичинадзе, стр. 118. — Wasserkraftjahrbuch. 1927/28.
- Belice. Energ. Elett. 1925, IT. 5.
- Biaschina. S. W. W. 1911, № 24 — Z. f. d. g. T. W. 1913, S. 1 - Ludin W. K.
- Big Creek. Compressed Air Magazine, 1924, H. 10, B. d. D. K. — Walch S. 68.
- Bionia. A. d. L. P. 1924. № 6.
- Bjorkaasen. Ludin. Die Nordische Wsskrf.
- Brasilly. Congres de la houille blanche, Bd. 2, S. 232, — Ludin W. K.
- Brel. B. d. D. K.
- Bremanger. Ludin. Die Nordische Wsskrf.
- Boston. W. K. u. W. W. 1934. № 4.
- Bridge. E. N. R. 1932, 11 Aug. — C. E. V. 63. № 22.
- Broc. S. B. Z. Bd. 77, S. 297. 1921 — Иванов стр. 131, Bulletin technique Suisse Romande 1928 — Le Genie Civil. Sept. 1928.
- Bromat. Revue gndrale de l'electricite. 19/XII 1931.
- Camonlea. Annali del Consiglio Superiore delle Acque. Bd. 2. S. 5, 1923. S. B. Z. Bd. 57, S. 1, 1911 — Z. f. d. g. T. W. 1910, S. 204.
- Caribou. S. B. Z. Bd. 78, S. 224, 1921 - B. d. D. K.
- Catskill. E. R., Bd. 61, № 14 u. 23, 1910, Bd. 71, № 17, 1910, S. 312. 17 Sept. 1912 v. 15 Febr.; Bd. 69, № 9, 1914, 1915 v. 24 April. E. N. 1911, S. 3394 v. 23 M □ rz; 1912, S. 820 v. 2 Miirz, Bd. 73 № 2. - E. N. R.; Bd. 90, S. 443, 1923 — D. B. Z. 1912. S. 798. Z. d. V. d. J. 1923, № 20, S. 500 — B. T. 1923, S. 308 — B. J. 1921, S. 502, — Waterwork Handbook — Proceedings of the American Society of Civil Engineers 1922, S. 1552 u. 1568.
- Cavatina. Energ. Elett. 1927. I.
- Colorado. W. C. N. 1933. August.
- Cenischia. L'Elettrotecnica 1925 v. 15 u 25 Juli.
- Chur. S. B. Z. 1917, Bd. 69, Randzio. S. 186. Walch S. 91, Schoklitsch S. 852.
- Cobble-Mountain. E. N. R. 1928, № 4, 1931 № 13, № 27.
- Coindre. Revue generale de l' electricite. 1929. A. Curchod. Иванов, стр. 146
- Davis Bridge. Gen. Elec. Review Okt. 1924, vl. 27, № 10, S. 665- E. N. R. 1924, Jan. u. Feb. — Иванов стр. 117.
- Dhron Henney. „Die Elektrizitatswerke der Stadt Trier“.
- Dixense. S. B. Z. 1933. 9—XII.
- Dix River. Иванов, стр. 70 — E. N. R. Apr. 2, 1925, vl. 97 № 14. S. 548-552 - E. N. R. Jul. 25, vl. 94 № 26. Power Plat Eng. Okt. 15. 1925. — Energ. Elett. 1925, S. 805
- Engelberg. S. B. Z. Bd. 48, № 2 1906 — B. d. D. K. — Ludin W. K.
- Fadalto. Walch, S. 107.
- Fusenko. W. K. u. W. W. 1929. № 20- E. N. R. 1929. 21 Okt.
- Galetto. G. C. 1929. Sept. — Energ. Elett. 1929. II.
- Great Western. Z. d. V. d. J. 1910, S. 1171, — Eng. Rec. Bd. 62, S. 746, № 3. 1910 - B. d. D. K.
- Gressoney. Elettrotecnica 1924, S. 70.
- Hauterive. Ludin W. K.
- Heidsee. D. W. W. 1920, S. 186.
- Heinbach. Z. d. W. W. 1922, S. 170. — Ludin S. 680.
- Herlandsfoss. Technik Ukeblad 1821, № 32.
- Hoover. W. W. № 11. B. J. 192. № 7/8 1932 — A. T. 1931, № 11 - E. N. R. 1932, Okt. 20, B. T. 1932 № 21 u. № 41 „Compressed Air Magazine” 1932 Apr. u. Mai 1931 Dec. 10.
- Illsee Turtmann. S. B. Z., 1924. H. 24.
- Isarco. En. Ei. 1931. № 11, 12.
- Kerkhoif. B. d. D. K. - Walch S. 68.
- Kernriver. E. R. 1907 v. 10 Aug. E. N. R. Bd. 89, S. 50, 1922. S. B. Z. Bd. 79, № 10. 1922, — B. d. D. K. - Ludin W. K.
- Klosters Küblis. D. B. Z. 1923, № 6 u. 7, S. 45. — S. B. Z. Bd. 78, № 12, 1921. — B. T. 1925, S. 352.
- Klosters Davos. S. B. Z. 1929 — Randzio S. 29.
- Knoxville — B. d. D. K. — Walch S. 127.
- Ledro. Energ. Elett. 1926. III.
- Leitzach. Zentralblatt fiir Wasserbau-und W. W. 1929. № 11.
- Lend. Z. d. B. 1900—B. d. D. K.
- Lerma. Energ. Eleltr. 1934. V.
- L □ ntsch. S. B. Z. 1910. Bd. 55, № 23. — B. d. D. K. Ludin W. K.
- Lochaber. The Enginner 1930. vl. 149. Eng. 1930 vl. 130.
- Lorze. B. d. D. K. — O. Walch S. 87. — Merlick

- Los Angeles. E. R. Bd. 67. № 23, 1913 — Ludin W. K.
- Lien. S. B. Z. Bd. 69. 1917 — B. d. D. K.
- Lungernsee. S. W. W. 1922, № 3, - 1926. № 6 — S. B. Z. 1924, Bd. 84, № 21.
- Luzern. Mattern. S. 286.
- Martigny. B. d. D. K.
- Massaboden. S. B. Z. 1919, № 24 — Randzio S. 202—203.
- Montcherand. Z. f. d. g. T. W. 1910, S. 129. - Ludin W. K.
- Murgwerk. Z. d. B. 1916, S. 457 - B. T. 1923, № 32.
- New-Croton The New Croton Aquadukt 1905 von Wegmann — Ludin W. K.
- New-Kanawa. Американская техника 1931 г. № 10.
- Niagara. E. N. R. 1922 v. 27 Apr. - B. J. 1922, S. 448 — B. d. D. K. D. W. W. 1925. № 8.
- Noire. H. B. 1933. № 129. — S. B. Z. 1934. 13-1. 5 - II.
- Nové. Walch S. 107.
- Ossa. Ludin. Die Nordische Wsskri.
- Pallanzena W. K. 1924, S. 392, — H. B. 1924. C. 170, — Energ. Elett. IX. X. XII.
- Partenstein. B. T. 1925, S. 4359, — Schoklitsch. S. 356. Z. d. V. d. j. 1925, № 48.
- Piave S. Croce. L'elettrotecnica 1923, № 23, W. K. 1924, S. 179.
- Pioolino S. B. Z. 1930. Bd. 95 № 6.
- Pit-River. E. N. R. 1923-24-26. Иванов стр. 79.
- Pontecosi. Energ. Elett. 1927. I.
- Porjus. Z. f. d. g. T. W. 1915, S. 231 - S. B. Z. 1916. - Ludin W. K.
- Raabklamm. Ludin W. K.
- Raana. B. T. 1925, S. 363.
- Ritomo. S. B. Z. Bd. 76, № 2, 1920, 1923. № 20, S. 246. - W. K. 1921, S. 116 — Z. d. V, d. J, 1921, S. 278.
- Rovesca. H. B. 1924. C. 170—Energ. Elett. 1926. IX. X. XII.
- Ruetz. Z. f. d. g. T. W 1923, S. 385.
- Schluchsee. B. J. 1930. H. 43 - B. J. 24 Okt. H 34, 1930 — B. j 1931, H. 22—25.
- Schnalstal. Ludin W. K. — Annali dei Consiglio Superiore delle Aequae B. 2. 1923.
- Schwarzenbach Veröffentlichungen der Siemens-Bauunion, Berlin. — O. Walch S. 102.
- Seechia. A. U. A. 1925. № 4.
- Serchio. A. U. A. 1926. № 3-4-1925. № 1.
- See'fsberg. S. W. W. 1922, № 3.
- Schavinslgan. Electrical World 1912, S. 953 — Ludin W. K.
- Silani. Energ. Elett. 1927 г. VIII.
- Simme. S. B. Z. Bd 52 — Ludin W. K.
- Soyensee. B. J. 1921, S. 642.
- Spullersee, Schoklitsch S. 858. — Анисимов цп. 384. — Randzio S. 263, Z. d. d. L. A. V. 1924, S. 185.
- Strubklam. W. K. 1924, S. 41 u. 1925 — B. T. 1925, S. 357. Иванов, стр. 90. - Z. d. 6. J. u. A. V. 1923. № 11/12.
- Stubach. W. K. u. W. W. 1929. № 11.
- Swift. ENR 1934 г. № 11 стр. 308.
- Svaigfoss. Z. d. V. d. J. 1909, № 18 — Ludin W. K.
- Tallulah. E. R. Bd. 67, № 17, - B. d. D. K. - Schoklitsch S. 852 — Иванов, стр. 158.
- Tanagro. L'Elettrotecnica. 1923, S. 126.
- Teigitsch. Z. d. o. l. u. A. V. 1924, H. 45/46 — B. T. 1925, S. 363. — Анисимов, стр. 387. Schoklitsch, S. 852, — W. W. 1926, № 18.
- Terrara. Иванов, стр. 161.
- Tollwerk. Ludin W. K. — Annali dei Consiglio Superiore delle Aequae. Ld. 2, 1923.
- Truzzo. Energ. Elett. 1925, S. 555.
- Tremorgio. S. B. Z. 1927. № 1.
- Turtman. S. B. Z. 1924. Bd. 84. Dec. C. 286.
- Tyin. B. d. J. K.
- Valdo. L'Elettrotecnica 1925. S. 135.
- Vancouver. C. E. 1933. V. 64. № 1—C. I. 1934. Feb.—B. J. 1934. № 19/20.
- Vermunt. Z. d. □. J. u. A. V. 1931 г. № 25/26.
- Vernaska. B. d. D. R.
- Waggital. B. T. 1925, S. 349. - S. B. Z. 1921, № 8. Иванов, стр. 181 и 189 — Schweizer Zeitschrift Hoch-und Tiefbau, 1923, № 34/35 u. 1924, № 2/3.
- Walchensee. W. R. 1924, Холь и Глунк. стр. 126. — Z. d. O. J. u. A. V. 1924, H. 11/12, O. Walch, S 153,—Randzio, S. 225.
- White River. B. d. D. K.
- Wiestal. Z. d. O. J. u. A. V. 1923. № 11.
- Wiesental. B. J. 1920, S. 230 — Randzio, S. 27 — O. Walch, S. 104.
- Zavrsnica. Z. d. □. J. u. A. V. 1920. № 7 и 8.
- Ziegenrück. B. J, 1922, S, 267. — Randzio, S. 202.

