

В. В. Першин П. М. Будников

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА.

СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Кемерово 2020

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
**«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»**

В. В. Першин П. М. Будников

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА.
СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ:
ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ**

Учебное пособие

Кемерово 2020

УДК 622.33.022(075.8); 624.1(075.8)

ББК 33я73

П279

Рецензенты:

Заведующий кафедрой шахтного и подземного строительства ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет» профессор С. А. Вохмин

Директор ООО «Сибирский Институт Горного Дела» кандидат технических наук Т. В. Корчагина

П279 Першин, В. В. **Основы горного дела. Строительная геотехнология: Лабораторный практикум** : учебное пособие / В. В. Першин, П. М. Будников ; Министерство науки и высшего образования Российской Федерации, Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2020. – 282 с. – ISBN 978-5-00137-138-0. – Текст : непосредственный.

Практикум включает лабораторные работы по разделам дисциплины «Основы горного дела. Строительная геотехнология»: подземные горные выработки, термины, определения и общетехнические понятия; определение размеров поперечного сечения, вентиляции и водоотлива при строительстве вертикальных стволов; околоствольные двory угольных и рудных шахт; способы, схемы строительства и проветривания горизонтальных и наклонных горных выработок; горнотехнические сооружения. По каждой лабораторной работе изложены теоретические основы и даны примеры расчета, индивидуальные задания и контрольные вопросы.

Подготовлено для специальности 21.05.04 «Горное дело».

Ил. 88. Табл. 59. Библиогр. 10 назв. Прил. 9.

Печатается по решению редакционно-издательского совета Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева.

УДК 622.33.022(075.8); 624.1(075.8)

ББК 33я73

© Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 2020

ISBN 978-5-00137-138-0

© Першин В. В., Будников П. М., 2020

ПРЕДИСЛОВИЕ

Цель изучения дисциплины «Основы горного дела. Строительная геотехнология» – это получение обучающимися базовых знаний о закономерностях строительства горных выработок и горнотехнических сооружений.

Дисциплина «Основы горного дела. Строительная геотехнология» дает теоретические знания, практические навыки, вырабатывает компетенции, которые позволят в будущем выполнять следующие виды профессиональной деятельности: производственно-технологическую; проектную; научно-исследовательскую; организационно-управленческую.

В результате изучения дисциплины обучающийся должен освоить терминологию и получить знания об этапах развития строительной геотехнологии, о способах и схемах строительства вертикальных, горизонтальных и наклонных горных выработок, о средствах механизации горнопроходческих работ, а также об основах проектирования горнотехнических сооружений.

Для закрепления теоретических вопросов, изучаемых на лекциях, разработан лабораторный практикум.

Лабораторные работы – существенный элемент учебного процесса, в ходе которого обучающиеся фактически впервые сталкиваются с самостоятельной практической деятельностью в области строительной геотехнологии.

Лабораторные работы являются эффективным способом изучения дисциплины «Основы горного дела. Строительная геотехнология».

Лабораторные работы, как и другие виды практических занятий, являются средним звеном между углубленной теоретической работой обучающихся на лекциях и применением знаний на практике, удачно сочетают элементы теоретического исследования и практической работы.

При выполнении лабораторных работ многие определения и формулы, казавшиеся отвлеченными на лекциях, становятся более понятными и вполне конкретными, т. е. происходит связь теории с практикой.

Выполнение лабораторных работ обеспечивает достижение следующих компетенций:

– углубление и закрепление теоретического курса путем практического изучения в лабораторных условиях изложенных на лекциях законов и положений;

– приобретение навыков в научном экспериментировании, анализе полученных результатов;

– формирование первичных навыков организации, планирования и проведения научных исследований.

Лабораторный практикум охватывает следующие разделы дисциплины «Основы горного дела. Строительная геотехнология»:

– подземные горные выработки, термины, определения и общетехнические понятия (лабораторная работа № 1);

– определение размеров поперечного сечения, расчет параметров вентиляции и водоотлива при строительстве вертикальных стволов (лабораторные работы № 2, 3, 4);

– околоствольные двory угольных и рудных шахт (лабораторная работа № 5);

– способы, схемы строительства и проветривания горизонтальных и наклонных горных выработок (лабораторные работы № 6, 7);

– горнотехнические сооружения: копры, бункеры, транспортные галереи (лабораторные работы № 8, 9, 10).

Тематика лабораторных работ определяется преподавателем в соответствии со специализацией обучающихся.

Обучающийся выполняет лабораторные работы по индивидуальному заданию преподавателя (индивидуальные задания для выполнения лабораторных работ приведены в приложениях). Каждая лабораторная работа завершается подготовкой отчета и ее защитой. Для подготовки к защите лабораторной работы в учебном пособии приведены контрольные вопросы.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 1

ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ. ТЕРМИНЫ, ОПРЕДЕЛЕНИЯ И ОБЩЕТЕХНИЧЕСКИЕ ПОНЯТИЯ

1.1 Классификация горных выработок

Горная выработка – искусственное сооружение в недрах Земли или на ее поверхности, созданное в результате ведения горных работ с целью выполнения ее функционального назначения и сохранения в течение определенного срока времени.

Подземная выработка – горная выработка, проводимая в недрах Земли, независимо от того, имеет она выход на поверхность или нет, ограниченная по контуру ее поперечного сечения горными породами или частично другими выработками.

Горные выработки классифицируются (рисунок 1.1):

- по назначению: разведочные и эксплуатационные;
- по положению относительно земной поверхности: открытые и подземные;
- по положению в пространстве: вертикальные, горизонтальные, наклонные;
- по сроку службы, форме, размеру, принципу работы, по способу финансирования ее строительства.

Главными обычно считают выработки, служащие для транспортирования, в том числе и для подъема полезного ископаемого на поверхность, а также для других целей.

Главные выработки могут также служить для выполнения всех процессов, осуществляемых во вспомогательных выработках, однако основное их назначение – транспортирование полезного ископаемого.

По вспомогательным выработкам доставляют породу, людей, материалы, оборудование, осуществляют вентиляцию, подводят электроэнергию, воду, а также выполняют другие процессы, не связанные с транспортировкой полезного ископаемого.

Открытая выработка – горная выработка, образуемая в пределах карьерного поля и имеющая незамкнутый контур поперечного сечения вследствие ее примыкания к земной поверхности.

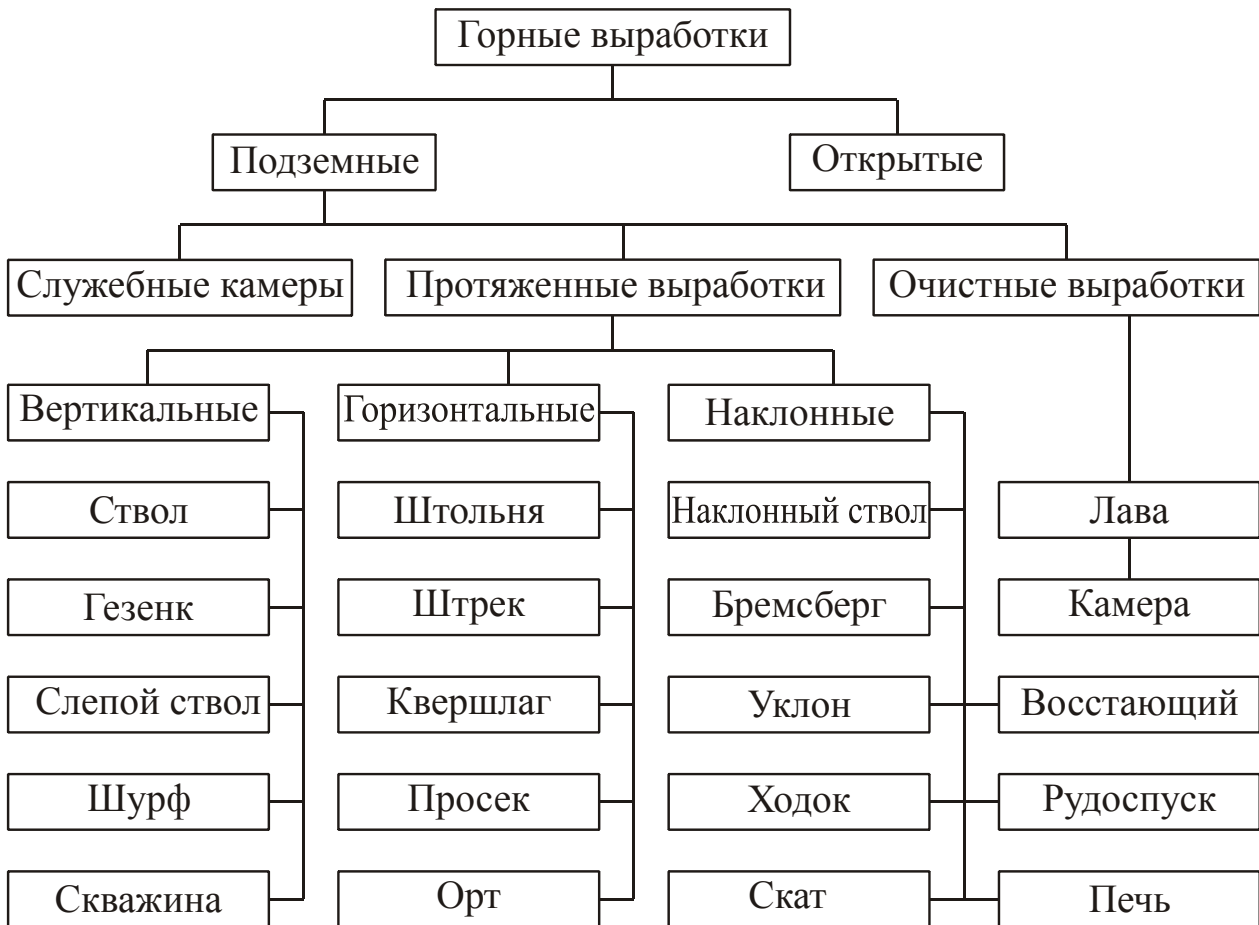


Рисунок 1.1 – Классификация горных выработок

Разведочная выработка – горная выработка, предназначенная для поиска и разведки месторождений полезных ископаемых.

Разведочные выработки служат для получения данных о строении и условиях залегания полезного ископаемого и вмещающих пород, их физико-механических свойствах, качестве полезного ископаемого, а также для установления надежности и достоверности результатов скважинной и геофизической разведки.

Эксплуатационная выработка – подземная выработка, предназначенная для эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

Подземные эксплуатационные выработки делятся на вскрывающие, подготовительные и очистные.

Вскрывающая выработка – подземная горная выработка, открывающая доступ к рудному телу, пласту или его части и обеспечивающая возможность проведения подготовительных выработок.

Подготовительная выработка – подземная горная выработка, проводимая после вскрытия шахтного поля для оконтуривания и подготовки к очистной выемке отдельных его частей.

К подготовительным выработкам относятся нарезные выработки шахт.

Нарезная выработка – подземная горная выработка, проводимая в процессе подготовительных работ и непосредственно прилегающая к массиву полезного ископаемого, предусматриваемого к выемке.

Нарезная выработка является местом, откуда начинают вести очистную выемку на подготовленном к отработке участке, а также служит для монтажа добычного оборудования.

Окаймляющая выработка – нарезная горная выработка, предназначенная для ослабления связи отрабатываемого блока с основным массивом, применяется при разработке непластовых месторождений полезных ископаемых.

Капитальная выработка – подземная горная выработка, обслуживающая шахту в течение всего срока работы горного предприятия или значительной части этого срока, предназначенная для вскрытия или подготовки месторождения или его части, проводимая за счет капитальных вложений и числящаяся на балансе основных фондов предприятия.

На пластовых месторождениях, отрабатываемых системой разработки ДСО (длинными столбами по простиранию), к капитальным относятся, как правило, все подготовительные выработки, служащие для отработки двух и более выемочных участков. Исключение составляют нарезные выработки (штреки), используемые для отработки соседнего выемочного участка.

Откаточная выработка – подземная горная выработка, предназначенная для транспортирования полезного ископаемого и породы к стволу или на поверхность.

Групповая выработка – подземная горная выработка, обслуживающая разработку группы пластов, жил и других видов залежей, а также этажей.

Пластовая выработка – подземная горная выработка, проводимая по пласту полезного ископаемого.

Полевая выработка – подземная горная выработка, проводимая по пустым породам на некотором расстоянии от залежи полез-

ного ископаемого и, как правило, параллельно поверхности залежи или пласта.

Погашенная (старая) выработка – горная выработка, использование и поддержание которой после выполнения цикла подземных работ прекращено.

1.2 Очистные выработки

Очистная выработка – подземная горная выработка, проводимая по пласту или залежи полезного ископаемого, в которых осуществляется выемка полезного ископаемого.

Лава – очистная горная выработка значительной протяженности (от нескольких десятков до нескольких сотен метров), один бок которой образован массивом полезного ископаемого, другой – стеной закладочного материала или обрушенной породой выработанного пространства.

Забой – поверхность, ограничивающая место непосредственной выемки полезного ископаемого или породы и перемещающаяся в результате ведения горных работ.

Узкий забой – забой, ширина которого ограничивается шириной основной проводимой выработки без раскоски.

Широкий забой – забой выработки, ширина которого складывается из ширины забоя основной проводимой выработки и ширины забоя раскоски.

Очистная камера – очистная горная выработка с забоем небольшой протяженности (до 12–16 м), ограниченная по бокам массивом или целиками полезного ископаемого и не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность.

Заходка – короткая горная выработка, проводимая из очистной камеры или выемочной печи и служащая для выемки угля из междукамерных целиков, при этом оборудование, используемое при очистной выемке, может находиться как в заходке, так и за ее пределами.

1.3 Вертикальные выработки

Вертикальная выработка – подземная выработка, пройденная по вертикали в толще полезного ископаемого или по породе.

К вертикальным выработкам относят стволы, гезенки, скважины, шурфы, дучки.

Шахтный ствол – вертикальная, реже наклонная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля, его крыла или блока.

Классификация вертикальных стволов приведена на рисунке 1.2.

По назначению стволы разделяются на эксплуатационные, разведочные, разведочно-эксплуатационные.

По месту расположения в пределах шахтного поля – центральные, фланговые, блоковые.

По функциональному назначению: главные и вспомогательные, а по типу подъемного устройства – скиповые, клетевые. Если ствол оборудован скиповым и клетевым подъемами, то он называется скипо-клетевым.

Главный ствол (подъемный ствол) – шахтный ствол, по которому производят подъем полезного ископаемого и породы на поверхность.

Вспомогательный ствол – шахтный ствол, предназначенный для спуска-подъема людей, материалов и оборудования, а также для вентиляции.

Закладочный ствол – ствол, предназначенный для спуска закладочных материалов в подземные выработки.

Вентиляционный ствол – ствол, предназначенный для подачи свежей струи воздуха и для выдачи отработанной струи воздуха с целью проветривания подземных выработок.

Слепой шахтный ствол – вертикальная или наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая между горизонтами, предназначенная для обслуживания подземных эксплуатационных работ, в первую очередь, для подъема полезного ископаемого с нижележащего горизонта на вышележащий горизонт.

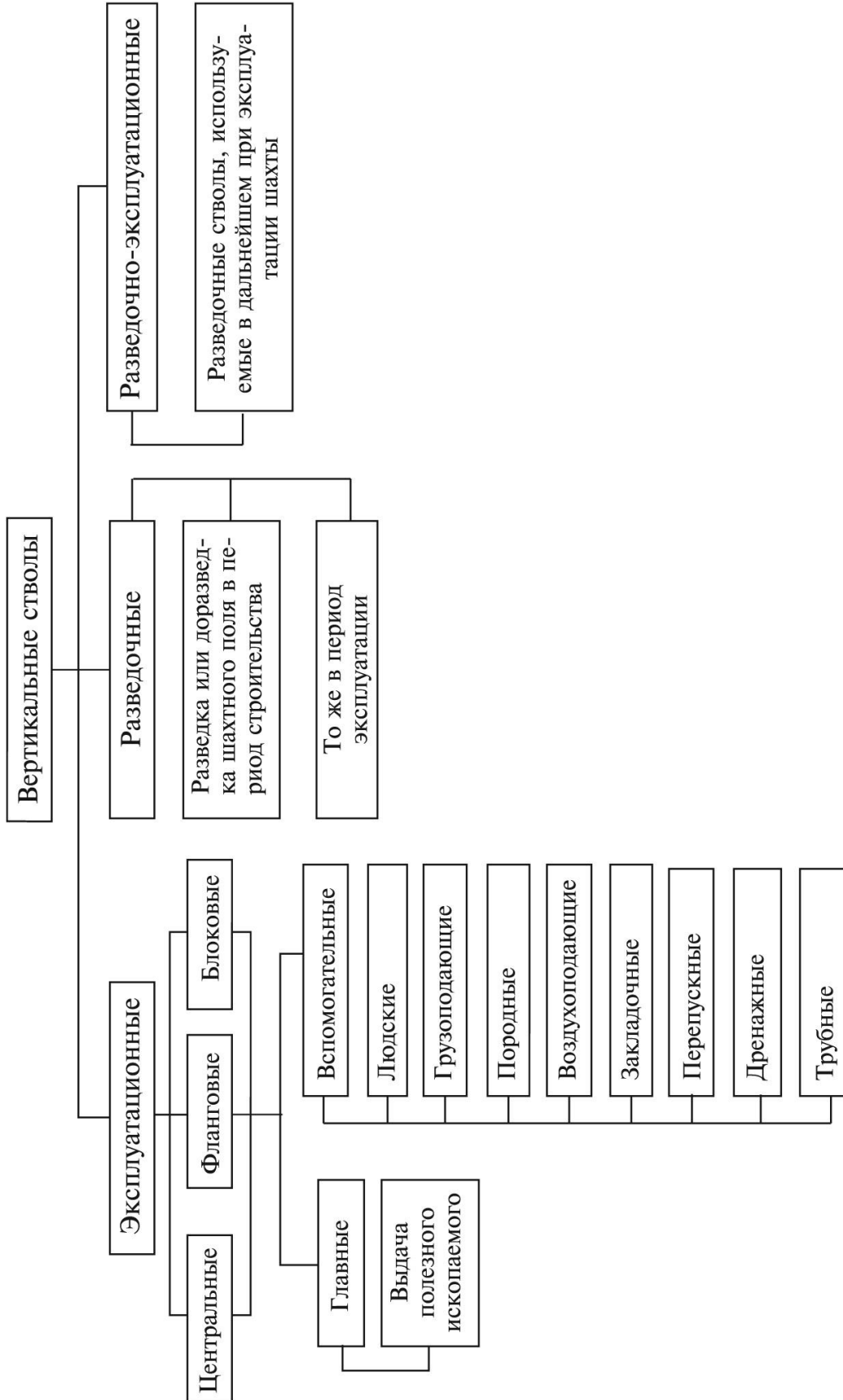


Рисунок 1.2 – Классификация вертикальных стволов

Гезенк – вертикальная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, предназначенная для спуска полезного ископаемого или породы из вышележащих выработок в нижележащие под действием силы собственной массы или в специальных сосудах механическим способом в угольных шахтах.

Гезенк также может быть использован для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, породы.

В случае если гезенк оснащен подземными машинами для спуска полезного ископаемого или породы с верхних горизонтов на нижние и спуска и подъема людей, материалов и оборудования, существенных различий между гезенком и слепым шахтным стволом нет.

Скважина – вертикальная, реже наклонная горная выработка цилиндрического сечения, диаметр которой намного меньше ее глубины, проведенная в горной породе или полезном ископаемом с земной поверхности или из подземных выработок под любым углом наклона к горизонту механическими или не механическими способами бурения в разведочных и эксплуатационных целях.

Скважина обычно бывает диаметром более 75 мм при глубине до 5 м или любого диаметра при глубине более 5 м.

Шурф – вертикальная, реже наклонная неглубокая выработка, обычно небольшой площади поперечного сечения, проведенная с земной поверхности и предназначенная для геологоразведочных или эксплуатационных работ.

Шурфы используют также как запасные выходы из шахты. Отличительной особенностью шахтного шурфа является отсутствие подъема полезного ископаемого и породы в период эксплуатации шахты. В тех случаях, когда шурф не оборудуют механическим подъемом, устраивают специальное отделение для передвижения людей по лестницам и промежуточным полкам.

Дучка – короткая вертикальная или наклонная горная выработка квадратного, реже круглого, сечения, служащая для выпуска отбитой или обрушенной руды из очистного пространства на выработки приемного горизонта.

1.4 Горизонтальные выработки

Горизонтальная выработка – подземная выработка, проведенная горизонтально или с незначительным углом наклона в толще полезного ископаемого или по породе.

Горизонтальная выработка имеет незначительный угол наклона для облегчения транспортирования и обеспечения стока воды к водосборнику.

Штольня – вскрывающая горная выработка, пройденная с поверхности к месторождению и предназначенная для транспортирования полезного ископаемого или вспомогательных целей.

Штольни бывают разведочные и эксплуатационные, а также откаточные, вентиляционные и водоотливные.

Штольнями выгодно вскрывать угольные пласты, залегающие в гористой местности. В зависимости от рельефа местности штольня может быть расположена по простиранию, вкрест простирания или под углом к линии простирания пласта.

Штрек – горизонтальная или с углом наклона обычно не более 3° выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проведенная по простиранию наклонно залегающего месторождения, полезного ископаемого или в любом направлении – при горизонтальном его залегании.

На пластовых месторождениях полезных ископаемых угол наклона штрека может составлять более 3° .

Главный штрек – штрек, проводимый на протяжении всего шахтного поля до его границ и предназначенный для обслуживания панелей.

Транспортный штрек – штрек, расположенный ниже обслуживаемого яруса или подэтажа, оснащен ленточным конвейером для транспортирования полезного ископаемого и рельсовым путем или монорельсовой дорогой для доставки материалов, оборудования и породы от ремонтных работ.

Главный вентиляционный штрек – выработка, проведенная по пласту или вне его и предназначенная для отвода исходящей струи из выработок выемочного участка.

Этажный штрек – штрек, проводимый от капитальных бремсбергов до границ шахтного поля и предназначенный для обслуживания работ в этаже.

Полевой штрек – штрек, проводимый по пустым породам.

Групповой штрек – штрек, предназначенный для обслуживания разработки группы пластов, жил и других видов залежей.

Промежуточный штрек – штрек, ограничивающий подэтаж, ярус и выемочный столб.

Квершлаг – горизонтальная или наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по вмещающим породам вкрест простирания или под некоторым углом к линии простирания месторождения и используемая для транспортирования полезного ископаемого, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, для прокладки электрических кабелей и линий связи.

Квершлаг бывает откаточным или вентиляционным, служит для вскрытия пластов и выполняет обычно те же функции, что и штрек.

Этажный квершлаг – квершлаг, проводимый для вскрытия и обслуживания этажа.

Промежуточный квершлаг – квершлаг, предназначенный для обслуживания разработки одного или группы пластов, жил и других видов залежей и проводимый от группового или полевого квершлага.

Орт – горизонтальная выработка с углом наклона не более $0-3^\circ$, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная вкрест простирания в пределах залежи месторождения и предназначенная для соединения выработок, пройденных у висячего и лежащего боков мощного пласта.

Поперечный (выемочный) штрек – горизонтальная выработка, не имеющая выхода на поверхность, проводимая поперек мощной залежи полезного ископаемого между висячим и лежащим боками, которая служит для подготовки длинных столбов и транспортирования горной массы к основному штраку.

Рукав – горизонтальная или слегка наклонная горная выработка небольшого сечения, конечная часть которой служит зарядной камерой.

1.5 Наклонные выработки

Наклонная выработка – подземная выработка, пройденная в толще полезного ископаемого или по породе под некоторым углом к горизонту.

Наклонные выработки включают наклонный ствол, бремсберг, уклон, ходок, скат, восстающий, печь, рудоспуск.

Наклонный шахтный ствол – подземная капитальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность, проводимая, как правило, для вскрытия месторождения полезного ископаемого или его части.

На пластовых месторождениях наклонный ствол может быть вскрывающей и подготовительной горной выработкой одновременно. Наклонный ствол может быть предназначен для транспортировки полезного ископаемого, спуска-подъема материалов и оборудования, перевозки людей, вентиляции.

Бремсберг – наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая, как правило, по направлению падения пласта или залежи и предназначенная для спуска полезного ископаемого на откаточный горизонт шахты, расположенный ниже обрабатываемой части шахтного поля, при помощи механических устройств, а также используется для подачи свежего воздуха с основного горизонта выработки выемочного поля.

В зависимости от назначения и расположения выделяют главный (обслуживающий всю бремсберговую часть шахтного поля), панельный (обслуживающий панель), участковый и вспомогательный бремсберги.

Вспомогательный бремсберг – выработка, проведенная параллельно бремсбергу и предназначенная для спуска породы и других грузов на откаточный горизонт этажа или шахты, а также для подъема оборудования и материалов в обратном направлении.

Вспомогательный бремсберг может быть оснащен различными видами вспомогательного транспорта (концевая откатка, монорельсовая подвесная дорога, канатно-кресельная дорога и т. д.) и используется для подачи свежего воздуха с нижних горизонтов на верхние.

Участковый (промежуточный) бремсберг – выработка, обслуживающая выемочное поле и служащая главным образом для транспортирования полезного ископаемого из-под этажей выемочного поля на этажный штрек.

На шахтах III категории и выше бремсберги проводятся с поверхности как наклонные стволы.

Спуск – наклонная выработка, не имеющая непосредственно выхода на земную поверхность, предназначенная для спуска разных грузов при помощи механических устройств.

Капитальный спуск – спуск, обслуживающий этажи, расположенные выше уровня рабочего горизонта.

Панельный спуск – спуск, обслуживающий панель.

Полевой спуск – спуск, проводимый по пустым породам на некотором расстоянии от залежи полезного ископаемого.

Промежуточный спуск – спуск, обслуживающий выемочное поле.

Уклон – наклонная выработка, не имеющая непосредственно выхода на земную поверхность, проводимая по восстанию или падению пласта и предназначенная для транспортирования горной массы с нижних горизонтов на выше расположенные при помощи механических устройств.

Уклоны проводят либо с квершлага, либо с полевого штрека. Уклон оснащен конвейерной установкой или канатной откаткой в вагонетках или скипах.

В некоторых схемах подготовки шахтных полей уклоны могут выполнять вспомогательные функции: доставка людей и материалов и оборудования, вентиляция (подача свежего воздуха с верхних горизонтов на нижние) и др.

Капитальный уклон – уклон, предназначенный для транспортирования угля, добываемого в уклонной части шахтного поля, до горизонта околоствольного двора.

Панельный уклон – уклон, предназначенный для транспортирования угля, добываемого в пределах уклонных панелей, до главного откаточного штрека.

Полевой уклон – уклон, проводимый по пустым породам на некотором расстоянии от залежи полезного ископаемого.

Участковый (промежуточный) уклон – уклон, обслуживающий выемочное поле и служащий главным образом для транспортирования полезного ископаемого из подэтажей выемочного поля на этажный штрек.

Вспомогательный уклон – выработка, проводимая параллельно уклону и предназначенная для спуска или подъема материалов и оборудования или только людей.

Вспомогательный уклон может быть оснащен различными видами вспомогательного транспорта (концевая откатка, монорельсовая подвесная дорога, канатно-кресельная дорога и т. д.) и использован для подачи свежего или выдачи исходящего воздуха.

Скат – наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по падению или восстанию залежи по ее почве и предназначенная для спуска разных грузов под действием собственной массы, а также для проветривания очистных забоев.

Скат сооружают в том случае, если угол его наклона достаточен для движения вниз грузов самотеком (более 30°). Скат может быть пластовым и полевым.

Полевой скат – скат, проводимый по пустым породам на некотором расстоянии от залежи полезного ископаемого.

Ходок – наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая параллельно бремсбергу или уклону на расстоянии от него 20–40 м, служащая преимущественно для передвижения людей, а также доставки грузов, проветривания и других целей.

В зависимости от назначения различают людской и грузовой ходок.

Полевой ходок – ходок, проводимый по пустым породам.

Восстающий – наклонная или вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая по восстанию залежи или вмещающим породам, служащая для перепуска угля или породы на нижележащие горизонты, доставки оборудования, закладочных и других материалов с одного горизонта на другой, передвижения людей, вентиляции, размещения трубопроводов и электрических кабелей и в разведочных целях.

Разрезной восстающий (отрезной восстающий) – восстающий, проводимый по полезному ископаемому для подготовки очистной выемки.

Отрезными выработками, как правило, являются восстающие, расширяемые в вертикальную или наклонную отрезную щель на всю ширину очистного пространства с целью создания обнаженной плоскости для последующей отбойки на нее руды.

Из разрезного (отрезного) восстающего начинают работы по созданию дополнительной вертикальной плоскости обнажения массива, а также начального компенсационного пространства.

В качестве компенсационного пространства используют также отрезную щель, которая является вертикальной или наклонной выработкой, предназначенной для развития очистной выемки.

Печь – подземная горная выработка, проводимая по полезному ископаемому, по восстанию пласта или залежи, предназначенная для проветривания, передвижения людей, транспортирования грузов, а также соединения двух горизонтальных параллельно проводимых выработок: транспортный этажный, подэтажный или ярусный штрек с просеком; транспортный штрек вышележащего этажа (яруса, подэтажа) с вентиляционным нижележащего.

В зависимости от основного назначения различают: ходовые, вентиляционные, пульпопускные, обходные, разрезные печи.

Разрезная печь – печь, проводимая по полезному ископаемому на границе выемочного столба между транспортным и вентиляционным штреками, подэтажа или яруса и предназначенная только для монтажа очистного оборудования.

Рудоспуск – наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для спуска руды под действием силы собственной массы.

Рудоспуск служит для тех же целей, что и скат. Часто проводится вертикально.

1.6 Вспомогательные выработки

Околоствольный двор – взаимосвязанный комплекс капитальных горных выработок, расположенных непосредственно у ствола на определенном горизонте, специально оборудованных и соединяющих ствол с главными выработками горизонта и предна-

значенных для обслуживания горных работ на горизонте в соответствии с назначением ствола (рисунок 1.3).

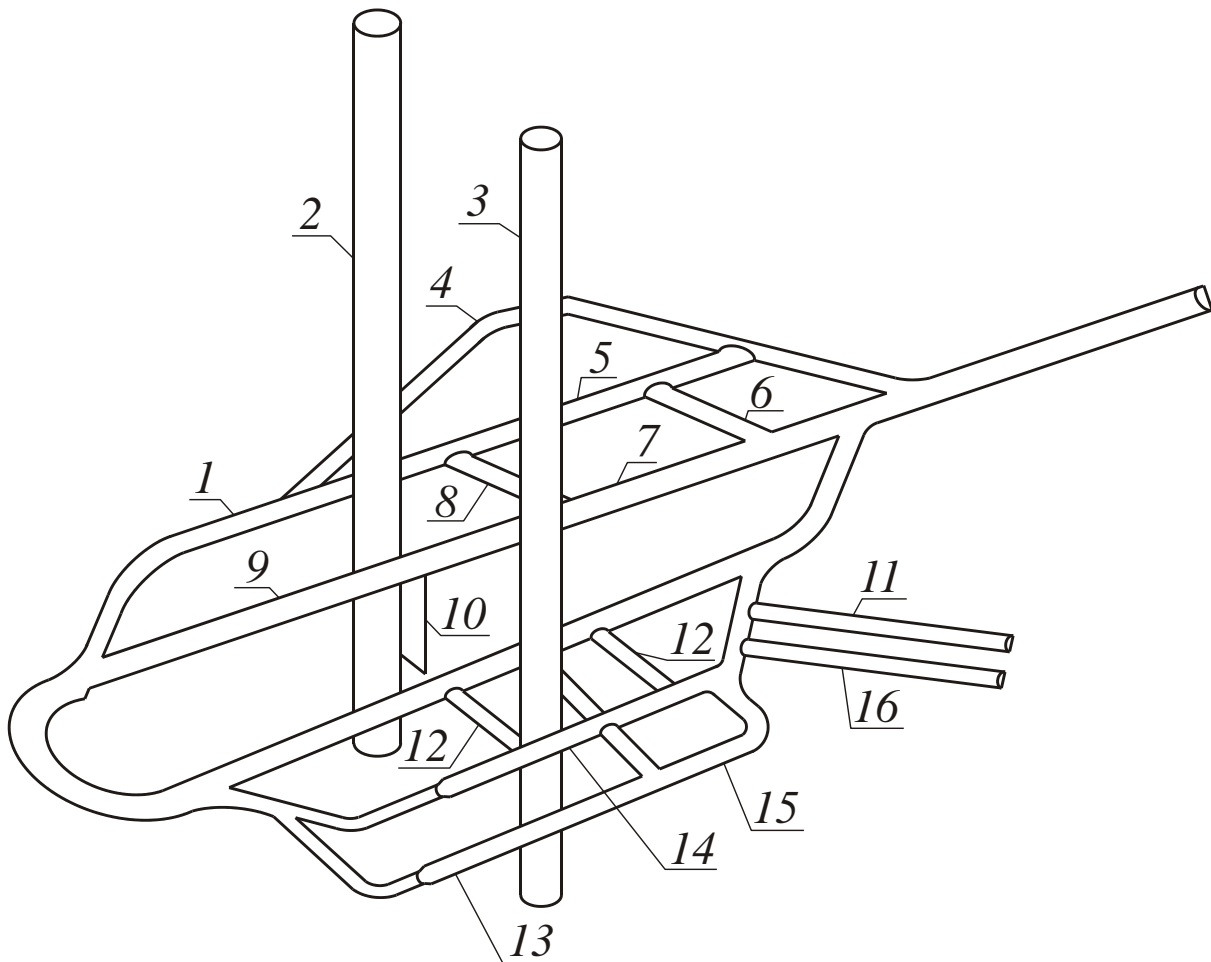


Рисунок 1.3 – Околоствольные выработки:

1 – обходная выработка; 2 – главный ствол; 3 – вспомогательный ствол; 4 – склад взрывчатых материалов; 5 и 6 – камеры депо; 7 – порожняковая ветвь; 8 – камера преобразовательной подстанции; 9 – грузовая ветвь; 10 – камера аккумулятирующих бункеров; 11 – камера осветляющих резервуаров; 12 – камера ожидания; 13 – камера главного водоотлива; 14 – посадочная камера; 15 – камера центральной электростанции; 16 – водосборники

Главная функция околоствольного двора – передача грузов между подъемами, от магистрального транспорта к подъему, что предопределяет их тип, расположение и размеры основных откаточных выработок, механизацию маневровых и разгрузочных работ. Кроме того околоствольный двор выполняет ряд других функций:

подачу свежего и вывод отработанного воздуха, подвод, трансформацию и передачу на горные выработки электроэнергии, аккумуляцию и откачку на поверхность шахтных вод.

К транспортным выработкам околоствольного двора примыкает ряд камер служебного и производственного назначения, располагаемых вблизи стволов: центральной электроподстанции, главного водоотлива с водосборниками, депо электровозов, склада взрывчатых материалов, депо противопожарного поезда, камера ожидания, медпункта и др.

Околоствольные дворы при вертикальных стволах различают в зависимости: от типа подъемных сосудов – клетевые, скиповые и скипо-клетевые; числа въездов в околоствольный двор – односторонние и двусторонние; расположения и конфигурации выработок – круговые, тупиковые, челноковые, петлевые; числа путей в основных выработках – одно-, двух- и многопутевые.

Околоствольные дворы при наклонных стволах различают в зависимости от вида используемого транспорта: конвейерного, скипового и вагонеточного подъемов.

Откаточные выработки околоствольных дворов бывают главными и обходными.

Главными выработками при клетевом подъеме являются выработки, непосредственно примыкающие к стволу, а при скиповом подъеме – выработки, в которых производится разгрузка вагонеток.

Обходными выработками называются откаточные выработки, соединяющие выработки околоствольного двора с главной откаточной выработкой шахты (рудника) – штреком или квершлагом.

Выработки, в которых расположены скиповые, клетевые и соединительные пути, называют соответственно скиповыми, клетевыми и соединительными (обгонными) ветвями околоствольного двора.

Скиповые ветви имеют грузовую и порожняковую стороны.

Клетевые ветви – входную и выходную стороны.

В шахтах, где полезное ископаемое транспортируется к стволу конвейерами, в пределах околоствольного двора располагается конвейерная выработка.

Раскоска – вспомогательная выработка, проводимая по пласту или залежи полезного ископаемого общим забоем с основной выработкой и предназначенная для закладки пустой породы, получаемой при проведении основной выработки.

Косовичник – вспомогательная выработка небольшой площади сечения, образуемая в раскоске горизонтальной или наклонной выработки между угольным массивом и стеной из закладочного материала для проветривания, доставки угля и передвижения людей.

Просек – горная выработка, проводимая в толще полезного ископаемого в направлении простирания пласта или залежи параллельно откаточному или конвейерному штреку и предназначенная для вентиляции, передвижения людей, транспортирования грузов, а также и для соединения горных выработок в процессе их проходки.

От штреков просек отличается меньшими размерами поперечного сечения.

Разрезной просек – просек, проводимый для подготовки очистных забоев.

Косовичный просек – просек, представляющий собою часть раскоски и ограниченный с одной стороны закладкой.

Косовичный ходок – горная выработка небольшого поперечного сечения, расположенная в закладочном массиве в раскоске, служащая для соединения косовичника с примыкающей выработкой. В большинстве случаев подрыв боковых пород в косовичном ходке не производится.

Сбойка – короткая, как правило, не более 50 м, выработка, соединяющая между собой две другие параллельные значительной длины горные выработки различного назначения и служащая для вентиляции, транспортирования грузов и движения людей.

Камера – выработка незначительной длины при сравнительно больших поперечных сечениях, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для размещения оборудования, материалов, инвентаря и других целей.

Камера дробления – горная выработка, предназначенная для измельчения полезного ископаемого.

Водосборник – горная выработка или группа выработок, предназначенная для сбора вод.

Вентиляционная выработка – выработка, основным назначением которой является доставка свежей струи воздуха к местам производства работ – на выемочный участок и к вентиляторам местного проветривания подготовительного забоя, а также для выдачи исходящей струи воздуха из выработок шахты.

Буровая выработка – выработка для размещения бурового оборудования и обслуживающего персонала.

Сечение буровой выработки определяется типом бурового оборудования и его размерами.

Аккумулирующая выработка – выработка для накопления полезного ископаемого, поступающего из нескольких очистных забоев или других выработок до откаточной выработки.

Аккумулирующая выработка может быть горизонтальной (штрек, орт), наклонной или вертикальной (восстающей). Горизонтальные аккумулирующие выработки обычно оборудуются для повторной механической доставки скреперными или конвейерными установками.

Дренажная выработка – выработка для извлечения и отвода воды или газа при осушении и дегазации месторождений.

Камера-убежище – изолированная подземная выработка для укрытия людей в случае подземной аварии.

Различают: баррикадные камеры, сооружаемые во время аварии в тупиковых или на легко изолированных участках выработок; заранее построенные камеры легкого типа (на 15–50 человек) и центральные (на 100 и более человек), оборудованные герметически закрывающимися дверями, устройствами для обеспечения людей свежим воздухом, самоспасателями, запасами воды и медикаментами.

Шпур – искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м, предназначенное для размещения заряда взрывчатого вещества, используется также для нагнетания воды в пласт и при прогнозе горнодинамических явлений, разведки и т. д.

Шпур разделяются: по направлению – на горизонтальные, вертикальные и наклонные (последние могут быть падающие или восстающие); по назначению – на врубовые, отбойные, вспомогательные и оконтуривающие.

Врубовый шпур – шпур, предназначенный для образования дополнительных поверхностей обнажения в разрушаемой среде при помощи взрыва.

Отбойный шпур – шпур, предназначенный для отбойки горной породы в направлении открытой поверхности, образованной врубом.

Вспомогательный шпур – разгрузочная скважина, которую бурят при открытом фонтанировании основной скважины.

Оконтуривающий шпур – отбойный шпур, располагаемый по контуру горной выработки.

1.7 Схемы расположения и элементы горных выработок

1.7.1 Схемы расположения горных выработок

Схемы расположения подземных горных выработок при вскрытии месторождения полезного ископаемого приведены на рисунках 1.4, 1.5, 1.6.

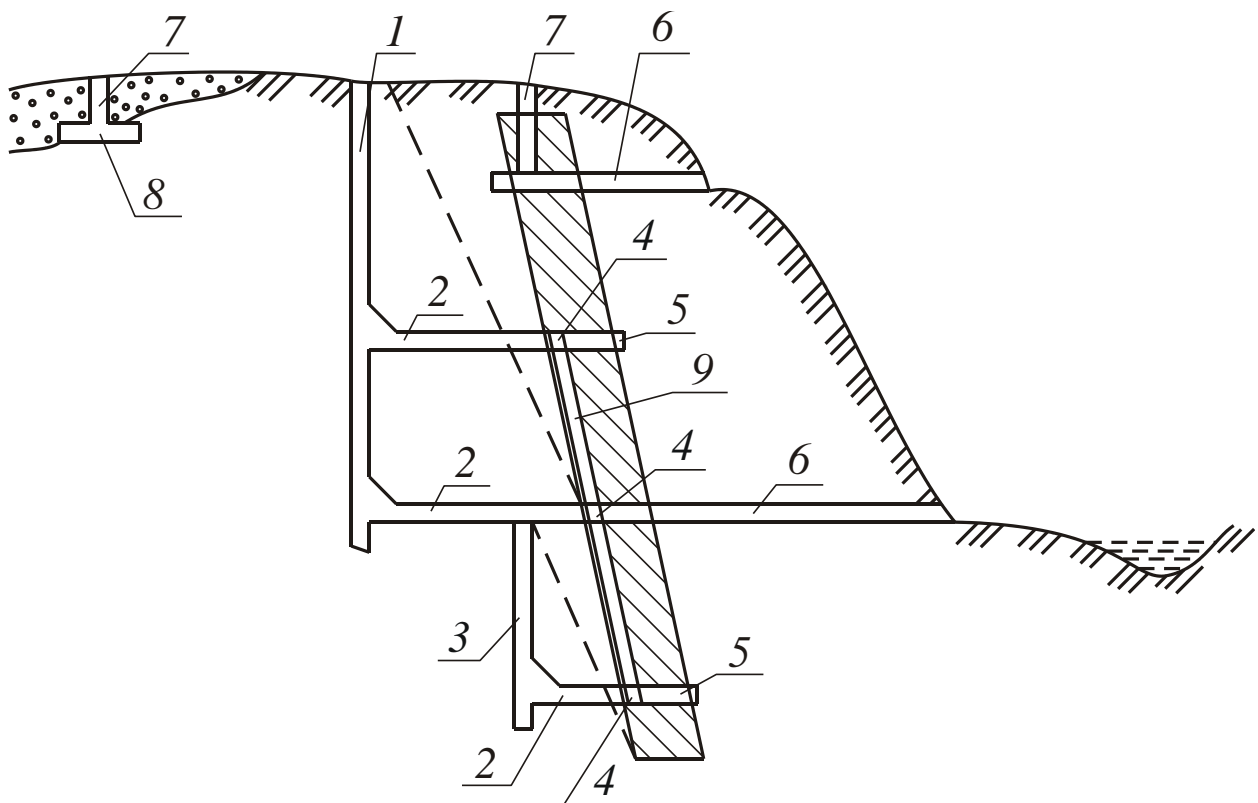


Рисунок 1.4 – Схема расположения подземных горных выработок при вскрытии месторождения вертикальным стволом и штольнями:

- 1 – ствол шахты; 2 – квершлаг; 3 – слепой ствол;
 4 – штреки; 5 – орты; 6 – штольни; 7 – шурфы;
 8 – рассечка; 9 – восстающий

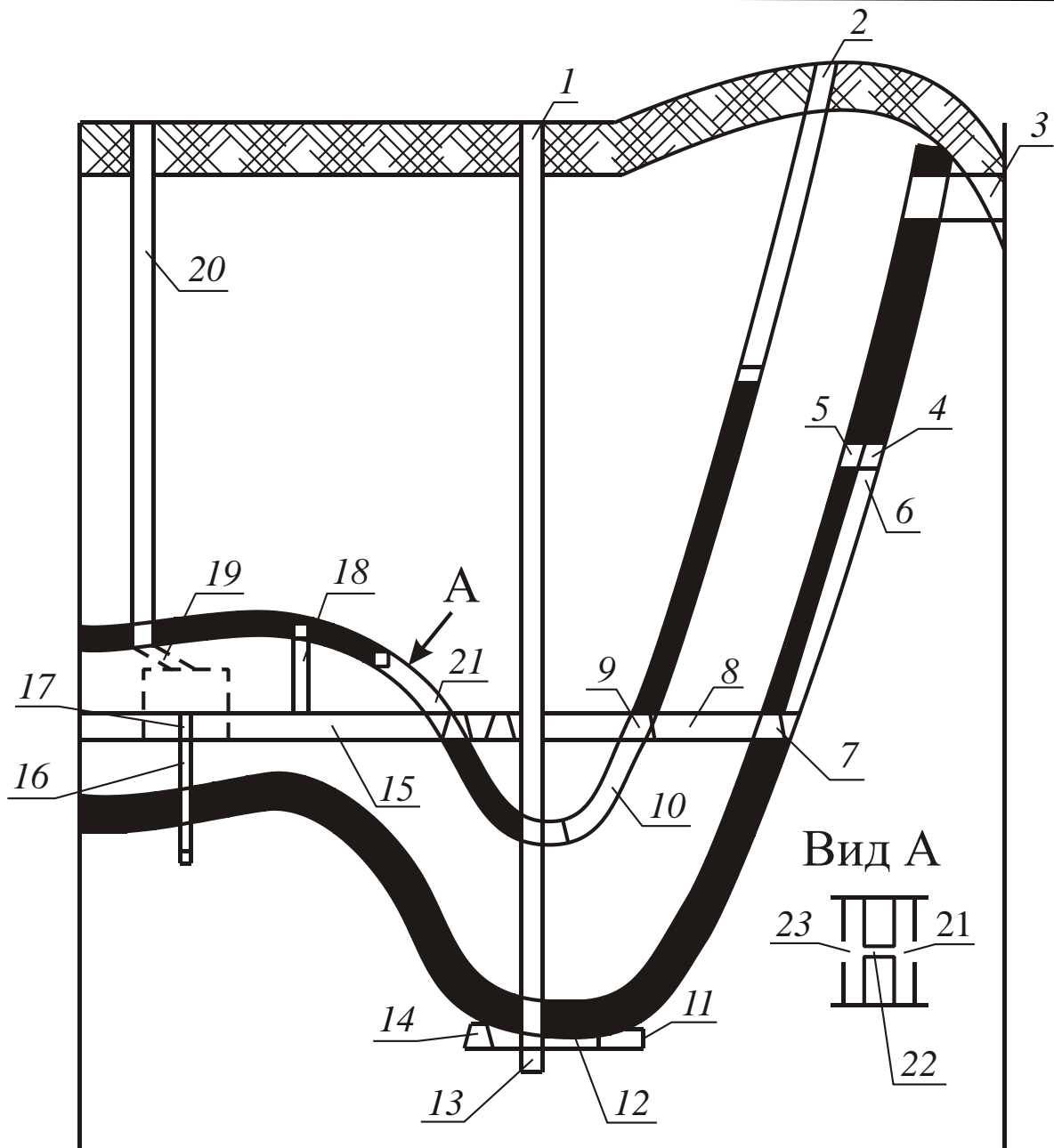


Рисунок 1.5 – Схема расположения подземных горных выработок при вскрытии месторождения вертикальным, наклонным и слепым стволами:
 1, 2, 16 – стволы (вертикальный, наклонный и слепой);
 3 – штольня; 4, 9, 11, 14 – штреки (вентиляционный, откаточный, промежуточный и полевой); 5 – орт; 6 – скат;
 8, 12, 15 – квершлаг (восточный, околоствольный и западный);
 10 – уклон; 11 – камера; 13 – зумпф;
 17, 23 – ходки (камерный и бремсберговый);
 18 – гезенк; 19 – сбойка; 20 – шурф; 21 – бремсберг; 22 – просек

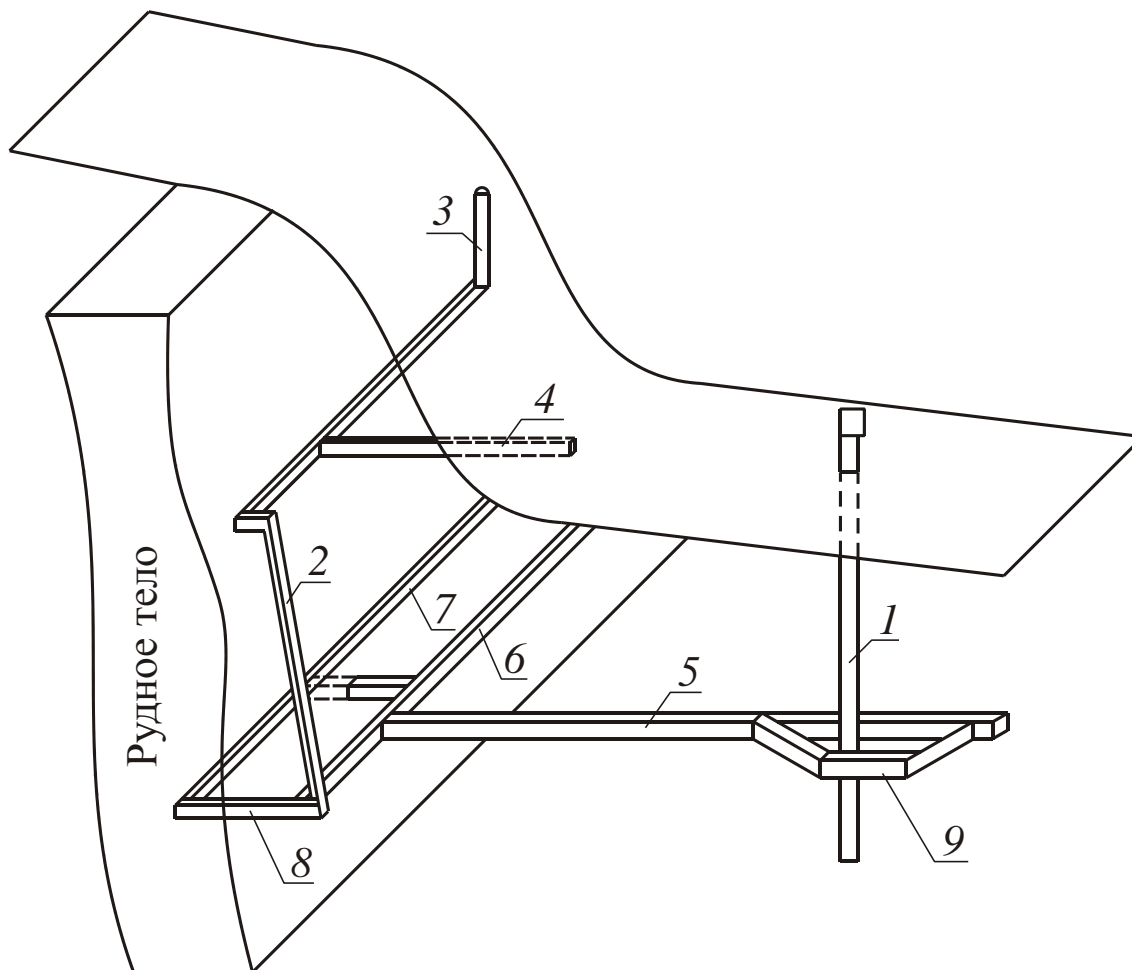


Рисунок 1.6 – Схема расположения подземных горных выработок на рудниках:

1 – вертикальный ствол; 2 – восстающий; 3 – шурф;
4 – штольня; 5 – квершлаг; 6 – полевой штрек; 7 – штрек; 8 – орт;
9 – околоствольный двор

Как видно из рисунков 1.4–1.6, расположение подземных горных выработок зависит от схемы вскрытия месторождений, при этом имеются некоторые отличия для угольных и рудных шахт.

1.7.2 Элементы горной выработки

Кровля выработки – поверхность горных пород, ограничивающая выработку сверху.

Подошва выработки (почва выработки) – поверхность горных пород, ограничивающая выработку снизу.

Бок выработки – поверхность горных пород, ограничивающая выработку сбоку.

Устье выработки – место примыкания подземной выработки к земной поверхности или к другой подземной выработке.

Сопряжение выработок – место соединения, разветвления или пересечения подземных горных выработок, если выработки не имеют выхода на поверхность.

Взаимное расположение выработок определяет тип сопряжения по конфигурации: прямое сопряжение, прямое пересечение, одностороннее сопряжение, двустороннее косое сопряжение, треугольный узел, косое пересечение (рисунок 1.7).

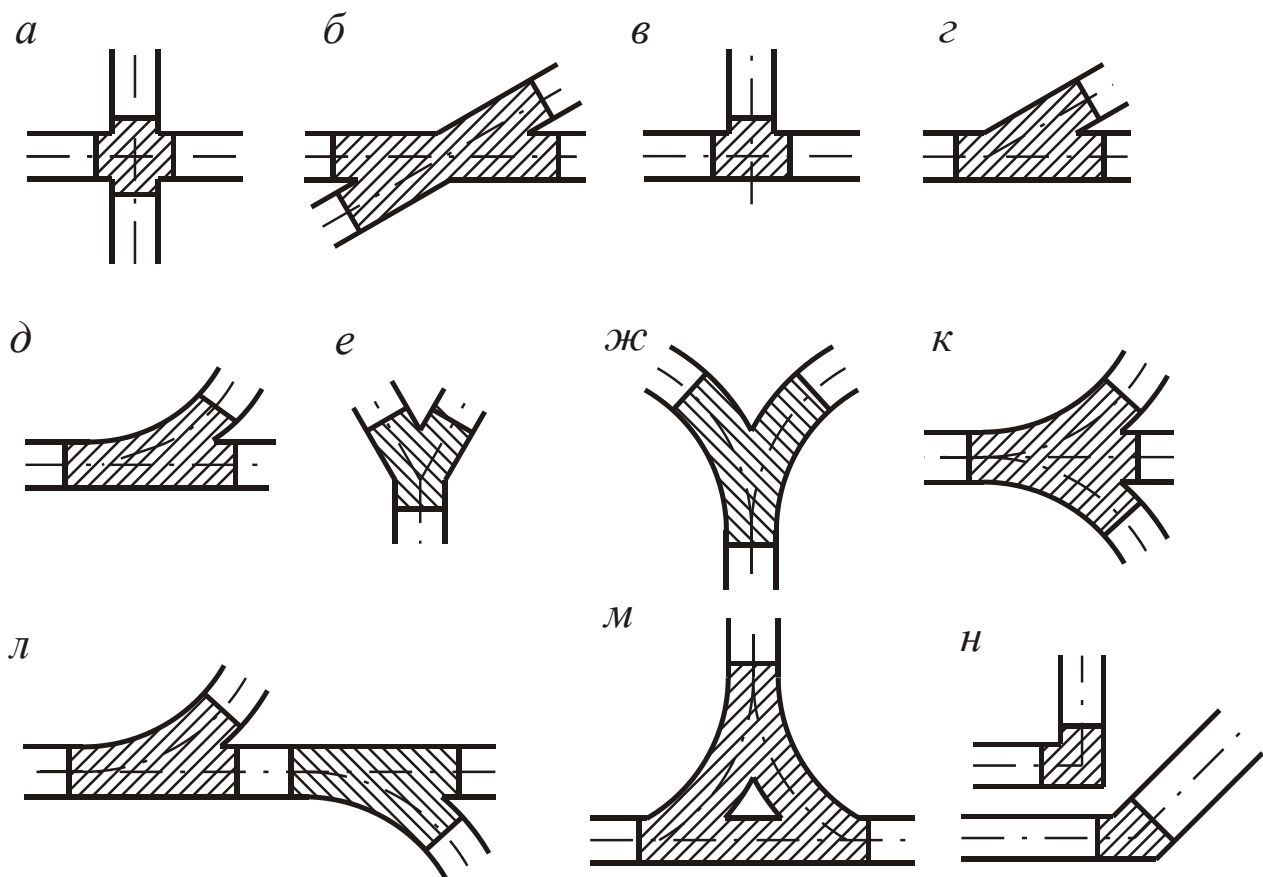


Рисунок 1.7 – Виды сопряжений и пересечений горных выработок:

- a* – прямое пересечение; *б* – косое пересечение;
- в* – прямое ответвление; *г* – остроугольное ответвление;
- д* – ответвление по кривой; *е*, *ж* – соединение двух выработок в одну;
- к* – двустороннее ответвление; *л* – двустороннее ответвление с разносом выработок; *м* – сопряжение трех выработок (треугольный узел); *н* – прямоугольное и тупиковое примыкания выработок

Устье ствола – сопряжение ствола с земной поверхностью.

Зумпф (колодец) – часть шахтного ствола, расположенная ниже почвы выработок нижнего околоствольного двора и используемая для размещения подъемного сосуда в момент загрузки и разгрузки, а также для собирания стекающей по стволу воды.

Ниша – углубление в забое очистной или в боку подготовительной выработки, необходимое соответственно для производства концевых операций очистной выемки или расположения и укрытия людей, механизмов и материалов.

Разминовка – часть горной выработки, расширяющаяся на определенном протяжении для устройства разъезда при рельсовом транспорте.

1.8 Общетехнические понятия, термины и определения

Выемочное поле – часть этажа, в пределах которой разработка пласта осуществляется на один участковый бремсберг, уклон, скат или квершлаг.

Выемочный участок – оконтуренный горными выработками столб полезного ископаемого, находящийся в стадии эксплуатации.

Выработанное пространство – пространство, образующееся после извлечения полезных ископаемых или вмещающих горных пород в результате ведения очистных работ.

Высота очистной выработки – кратчайшее расстояние между кровлей и почвой выработки.

Горизонт – совокупность горных выработок, расположенных на одном уровне и предназначенных для осуществления в процессе выемки полезного ископаемого определенных операций, необходимых для ведения горных работ.

По назначению различают горизонт: откаточный, вторичного дробления, выпуска, подсечки и скреперования.

Длина лавы (длина забоя лавы) – расстояние между примыкающими к лаве подготовительными выработками.

Изолированная горная выработка – неконтролируемая горная выработка, исключенная из системы действующих горных выработок шахты.

Крыло этажа – часть этажа, заключенная между его границей по простирацию и капитальной выработкой, предназначенной в основном для транспортирования грузов.

Очистные работы – работы в очистных выработках, связанные с добыванием полезных ископаемых.

Ось выработки – геометрическое место точек, соответствующих центрам поперечным сечениям выработки.

Панель – часть пласта в пределах шахтного поля или горизонта, обслуживаемая самостоятельным комплексом горизонтальных или наклонных транспортных и вентиляционных выработок.

Пласт – форма залегания осадочных горных пород в виде плиты, ограниченной двумя более или менее параллельными поверхностями, горизонтально или с различным наклоном.

Предохранительный целик – отдельная часть залежей полезных ископаемых, оставляемая в процессе разработки месторождений по тем или иным причинам не извлеченной или временно не извлекаемой для поддержания кровли.

Призобойное пространство – часть выработанного пространства, непосредственно прилегающая к забою и предназначенная для размещения оборудования, перемещения по нему людей и производства работ.

Расположение выработки в выработанном пространстве – расположение выработки, при котором с обеих ее сторон находится выработанное пространство.

Расположение выработки в массиве – расположение выработки, при котором с обеих ее сторон находится нетронутый массив горных пород.

Расположение подготовительной выработки – характеристика положения подготовительной выработки в пространстве относительно угольного пласта и выработанного пространства.

Различают: пластовое в массиве, пластовое в выработанном пространстве, пластовое в целиках, пластовое вприсечку к выработанному пространству и полевое расположение.

Расположение подготовительной выработки вприсечку к выработанному пространству – расположение выработки, при котором с одной ее стороны находится нетронутый угольный массив, а с другой – выработанное пространство.

Форма забоя очистной выработки – характеристика геометрических особенностей вертикальной и горизонтальной проекций забоя очистной выработки.

Шахтное поле – часть месторождения, отводимая какой-либо шахте для разработки.

Ширина камеры – расстояние между примыкающими к камере целиками угля.

Ширина призабойного пространства – расстояние от забоя лавы до последнего ряда крепи или до ограждений механизированной крепи.

Этаж – часть шахтного или рудничного поля, ограниченная по простиранию техническими границами шахтного поля, по падению – вентиляционным и ближайшим нижележащим откаточным штреками.

Ярус – часть панели, ограниченная по падению транспортным и вентиляционным штреками, по простиранию – границами панели.

При однокрылых панелях очистную выемку в ярусе ведут одним очистным забоем, при двукрылых – двумя.

Термины, определения, классификация подземных горных выработок и общетехнические понятия даны в соответствии с ГОСТ Р57719–2017 [1].

Текущая успеваемость (защита лабораторной работы № 1) оценивается по результатам устного опроса.

Контрольные вопросы

- 1. По каким признакам классифицируются горные выработки?*
- 2. Чем отличается вскрывающая выработка от подготовительной?*
- 3. Какие выработки относятся к вскрывающим?*
- 4. Какие выработки относятся к подготовительным?*
- 5. Что такое капитальная выработка?*
- 6. Чем отличается пластовая выработка от полевой?*
- 7. Что называется вертикальным шахтным стволом?*
- 8. Классификация вертикальных стволов по назначению.*
- 9. Какие бывают вертикальные стволы в зависимости от их расположения в пределах шахтного поля?*
- 10. Чем отличается главный ствол от вспомогательного?*

11. Чем отличается шахтный ствол от слепого шахтного ствола?
12. Что называется гезенком?
13. Чем отличается гезенк от скважины?
14. Что называется шурфом?
15. Чем отличается шурф от скважины?
16. Какие горизонтальные выработки вы знаете?
17. Чем отличается штольня от штрека?
18. Чем отличается штрек от квершлага?
19. Какие наклонные горные выработки вы знаете?
20. Что называется наклонным стволом, для чего он предназначен?
21. Чем отличается бремсберг от уклона?
22. В каких случаях бремсберг проводится с поверхности как наклонный ствол?
23. Для чего предназначен скат?
24. Что называется восстающим?
25. Чем отличается восстающий от рудоспуска?
26. Какие вспомогательные выработки вы знаете?
27. Что называется окоlostвольным двором?
28. Какая главная функция окоlostвольного двора?
29. Какие схемы окоlostвольных дворов вы знаете?
30. Какие бывают окоlostвольные дворы по числу путей в основных выработках?
31. Чем отличается просек от штрека?
32. Какие элементы горной выработки вы знаете?
33. Что понимается под сопряжением выработок?
34. Чем отличается ниша от разминовки?
35. Как называется часть месторождения, отводимая какой-либо шахте для разработки?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА

2.1 Выбор подъемных сосудов

Размеры поперечного сечения стволов обуславливаются их назначением и техническим оснащением. Эти размеры определяют расчетно-графическим путем в зависимости от следующих факторов:

- размеров размещаемых в стволе подъемных сосудов (скипов, клетей), которые, в свою очередь, зависят от производственной мощности горного предприятия, объемов выдаваемой на поверхность горной массы;
- размеров элементов армировки (расстрелов и проводников);
- зазоров между крепью и подъемными сосудами, подъемными сосудами и элементами армировки, установленных Правилами безопасности (ПБ) [2];
- размеров лестничного и кабельно-трубного отделений.

Принимаемый типоразмер подъемных сосудов должен соответствовать массе груза, который необходимо поднять из шахты за один раз, и непосредственно зависит от производительности подъемной установки.

Производительность подъемной установки $A_{\text{ч}}$, т/ч, определяется по формуле

$$A_{\text{ч}} = \frac{k_p A}{N_{\text{д}} t}, \quad (2.1)$$

где k_p – коэффициент резерва подъема, учитывающий возможность увеличения добычи по сравнению с проектной, а также неравномерность поступления грузов к стволу (в угольной промышленности $k_p = 1,5$ для последнего проектируемого горизонта, в горнорудной промышленности $k_p = 1,15-1,25$); A – годовая проектная мощность шахты, т/год; $N_{\text{д}}$ – число рабочих дней в году по выдаче полезного ископаемого: при шести рабочих днях в неделю $N_{\text{д}} = 300$ дн., а при пяти рабочих днях в неделю $N_{\text{д}} = 260$ дн.;

t – число часов работы подъемной установки по выдаче полезного ископаемого в сутки (исходя из трехсменной работы, $t = 18$ ч).

Масса одновременно поднимаемого полезного груза:

– для угольных шахт

$$Q_y = \frac{4\sqrt{H_{\text{п}} + \Theta}}{3600} A_{\text{ч}}; \quad (2.2)$$

– для рудных шахт

$$Q_p = 0,0057^4 \sqrt[4]{H_{\text{п}} A_{\text{ч}}}, \quad (2.3)$$

где $H_{\text{п}}$ – высота подъема, определяемая по формуле

$$H_{\text{п}} = h_{\text{ст}} + h_a + h_{\text{п}}, \quad (2.4)$$

где $h_{\text{ст}}$ – глубина ствола от устья до уровня почвы околовствольного двора, м; $h_{\text{п}}$ – высота приемной площадки (при скиповом подъеме принимается в пределах от 20 до 32 м, при неопрокидных клетях – от 6 до 12 м; $h_{\text{п}} = 0$ м, если приемная площадка устроена на уровне устья ствола); h_a – высота загрузки скипа у подъемного бункера, $h_a = 15-20$ м (для клеток $h_a = 0$ м); Θ – время, затрачиваемое на загрузку и разгрузку подъемных сосудов, с: при вместимости скипа до 5 м^3 – $\Theta = 7$ с; при вместимости скипа больше 5 м^3 число секунд на загрузку и разгрузку равно числу вместимости скипа в кубических метрах. Для одноэтажных клеток с вагонеткой вместимостью $1,3 \text{ м}^3$ – $\Theta = 12$ с; $2,5-4 \text{ м}^3$ – $\Theta = 15$ с; $5,6-8 \text{ м}^3$ – $\Theta = 18-20$ с; для двухэтажных клеток при тех же вместимостях вагонеток Θ соответственно 30, 35 и 40 с при постоянном радиусе навивки и 45, 50 и 55 с при переменном радиусе навивки каната подъемной машины.

По полученным массам одновременно поднимаемого полезного груза, определенным по вышеприведенным формулам, подбирают необходимый типоразмер скипа (таблица 2.1) или клетки (таблица 2.2), а также принимают размеры подъемных сосудов по этим таблицам или по рекомендациям [3].

Выбирают схему расположения расстрелов из числа типовых, а также величину необходимых зазоров по таблице 2.3 [2], размеры расстрелов и проводников с учетом рекомендаций [4].

Таблица 2.1 – Характеристики скипов

Типоразмер скипа	Вместимость скипа, м ³	Размеры в плане, мм		Масса, кг
		ширина	длина	
С-6НМ	5,0	1700	1920	10230
С-7НМ	9,5	1540	1780	10920
С-12НМ	9,5	1540	1780	13000
С-14НМ	9,0	1700	1920	12100
С-9НМ	11,0	1540	1780	11700
С-16НМ	11,0	1540	1780	12550
С-18НМ	11,0	1700	1920	11140
С-ПНМ	11,0	1740	1980	13200
С-20НМ	11,0	1740	1980	13000
С-22НМ	15,0	1700	1920	13880
С-13НМ	15,0	1740	1980	14860

Таблица 2.2 – Характеристики клеток

Типоразмер клетки	Грузоподъемность, т	Размеры в плане, мм		Масса, кг	Тип вагонетки
		ширина	длина		
Опрокидные (унифицированные) клетки					
УКО3,6Г-2		1840	3600	5210	ВГ2,5-900
УКО4Г-1И		1936	4000	6560	ВГ3,3-900
УКО4Г-2		1936	4000	6580	ВГ3,3-900
Неопркидные клетки для многоканатного подъема					
2КН4-2	110	1500	4000	13000	ВГ2,5-900 ВГ3,3-900
2КН5,2-2	140	1650	5200	16600	ВД3,3-900
Неопркидные клетки для одноканатного подъема					
1УКН3,6Г-1	53	1400	3600	2815	ВГ2,5-900
1УКН3,6Г-2	53	1400	3600	2875	ВГ2,5-900
1УКН3,6Г-3	53	1400	3600	2900	ВГ2,5-900
2УКН3,6Г-1	105	1400	3600	2860	ВГ2,5-900

Таблица 2.3 – Эксплуатационные зазоры между подъемными сосудами и крепью

Вид крепи ствола	Вид и расположение армировки	Наименование зазора	Минимальная величина зазора, мм	Примечание
1. Деревянная	Деревянная и металлическая с одно- и двусторонним расположением проводников	Между подъемными сосудами и крепью	200	Для шахт, находящихся в эксплуатации, в случае особо стесненного расположения подъемных сосудов в стволе с деревянной армировкой допускается зазор не менее 150 мм при лобовом расположении проводников, а также при двустороннем, если наиболее выступающая часть сосуда отстоит от оси проводников не более чем на 1 м
2. Бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Металлическая с одно- и двусторонним расположением проводников	То же	150	
3. Бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Деревянная с одно- и двусторонним расположением проводников		200	
4. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая	Металлические и деревянные расстрелы, не несущие проводники	Между подъемными сосудами и расстрелами	150	При особо стесненном расположении подъемных сосудов в стволе этот зазор может быть уменьшен до 100 мм

Продолжение таблицы 2.3

Вид крепи ствола	Вид и расположение армировки	Наименование зазора	Минимальная величина зазора, мм	Примечание
5. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая	Между подъемными сосу- дами расстрел отсутствует	Между двумя движущимися сосу- дами	200	При жестких проводниках
6. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Одностороннее, двусто- роннее боковое и лобовое расположение проводников	Между клетью и элементами по- садочных устройств	60	В эксплуатационных стволах, вве- денных до 1973 года, этот зазор может быть не менее 40 мм
7. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Одностороннее, двусто- роннее боковое и лобовое расположение проводников	Между расстрела- ми и выступаю- щими частями подъемных сосу- дов, удаленных от оси проводников на расстояние до 750 мм	40	При наличии на подъемном сосуде выступающих разгрузочных роли- ков зазор между роликом и рас- стрелом должен быть увеличен на 25 мм
8. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Деревянная с лобовым рас- положением проводников	Между расстре- лом, несущим проводником и клетью	50	

Продолжение таблицы 2.3

Вид крепи ствола	Вид и расположение армировки	Наименование зазора	Минимальная величина зазора, мм	Примечание
9. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Металлическая и деревянная, независимо от расположения проводников	Между наружной кромкой башмака подъемного сосуда и зажимным устройством для крепления проводников к расстрелам	15	
10. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая, бетонитовая	Одностороннее, двустороннее и лобовое расположение проводников	Между наиболее выступающими и удаленными от центра частями сосуда и расстрелом с учетом износа проводников и лап и возможного поворота сосуда	25	Для проектируемых шахт
11. Деревянная, бетонная, кирпичная, тюбинговая	Металлическая и деревянная, независимо от расположения проводников	Между рельсами приемных площадок и клетей	30	

Окончание таблицы 2.3

Вид крепи ствола	Вид и расположение армировки	Наименование зазора	Минимальная величина зазора, мм	Примечание
12. Все виды крепи	Канатные проводники многоканатного подъема	Между подъемным сосудом и крепью, между расстрелом или обшивкой в стволе	225	При глубине ствола до 800 м
		Между движущимися сосудами одного подъема	300	При глубине ствола более 800 м
		Между движущими сосудами смежных подъемов	350	Эксплуатационные зазоры во всех случаях должны быть не менее 0,73 проектных
13. Все виды крепи	Канатные проводники одноканатного подъема	Между движущимися сосудами одного подъема	300	
		Между движущимися сосудами смежных подъемов	350	
		Между подъемным сосудом и крепью, расстрелом или обшивкой в стволе	240	

2.2 Армирование вертикального ствола

Армировка ствола представляет собой пространственную конструкцию, которая размещается по всей глубине ствола и используется для заданного и безопасного направления подъемных сосудов (скипов, клетей) при движении их по стволу.

В зависимости от конструкции применяемой армировки она может быть жесткой или гибкой (канатной).

В настоящее время наибольшее распространение получила жесткая армировка стволов.

Жесткая армировка состоит из расстрелов и проводников (направляющих).

Расстрелы – горизонтально уложенные балки, закрепляемые в крепи ствола. Расстрелы являются основными несущими элементами армировки.

Проводники служат для перемещения в заданном направлении подъемных сосудов. Проводники крепят к расстрелам. Расстрелы располагают в одной горизонтальной плоскости в стволе, которая называется *ярусом армировки*. Расстояние между ярусами армировки принимается постоянным и называется *шагом армировки*.

При *гибкой армировке* в качестве проводников применяются канаты, и тогда расстрелы исключаются.

Типовые сечения с расположением армировки скиповых и клетевых стволов для угольных шахт производственной мощностью 1,2–3,6 млн т в год, диаметром 6–8 м и глубиной 600–1200 м приведены в таблице 2.4, 2.5.

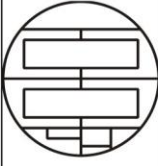
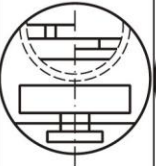
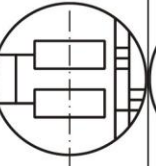
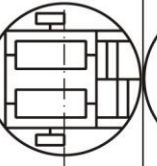
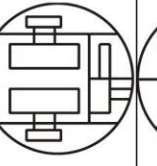
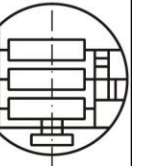
2.3 Определение размеров вертикального ствола графическим способом

Для определения размеров поперечного сечения ствола графическим способом на бумагу в масштабе наносят сетку расстрелов и располагают оборудование (подъемные сосуды, лестничное и трубное отделения) с учетом необходимых зазоров. Вокруг этого оборудования описывают окружность с учетом зазоров между крепью и сосудами (рисунок 2.1).

Таблица 2.4 – Типовые схемы армировки скиповых стволов

Диаметр ствола, м	Глубина ствола, м	Схема армировки	Число подъемов	Число скипов	Вместимость скипов, м ³	Тип подъема
6	600		Угольный 1 Породный 1	2 1	11; 15 или 20 5; 7; 9,5 или 11	Одноканатный
6,5	1200		Угольный 1 Породный 1	2 1	25 или 35 9,5 или 11	Многоканатный
6,5	1200		Угольный 1 Породный 1	2 1	25 или 35 9,5 или 11	То же
7	600, 1200		Угольный 1 Угольно-породный 1	2 2	11; 15 или 20 11; 15 или 20	Одно- и многоканатный
7	1200		Угольный 1 Угольно-породный 1	2 2	25 или 35 11; 15 или 20	Многоканатный
7,5	600		Угольные 2 Породный 1	2 1	11; 15 или 20 11 или 15	Одноканатный
7,5	1200		Угольные 2 Породный 1	3 1	25 или 35 9,5; 11 или 15	Многоканатный
8	1200		Угольные 2 Породный 1	3 1	25 или 35 11 или 15	То же

Таблица 2.5 – Типовые схемы армировки клетевых стволов

Диаметр ствола, м	Глубина ствола, м	Схема армировки	Число подъемов	Число клетей	Тип подъема
6	600		1	2	Одноканатный
6	1000		1	1	То же
6,5	1200		1	2	Одно-и многоканатный
7	1200		2	2	То же
7	1200		2	2	То же
8	1200		2	3	То же

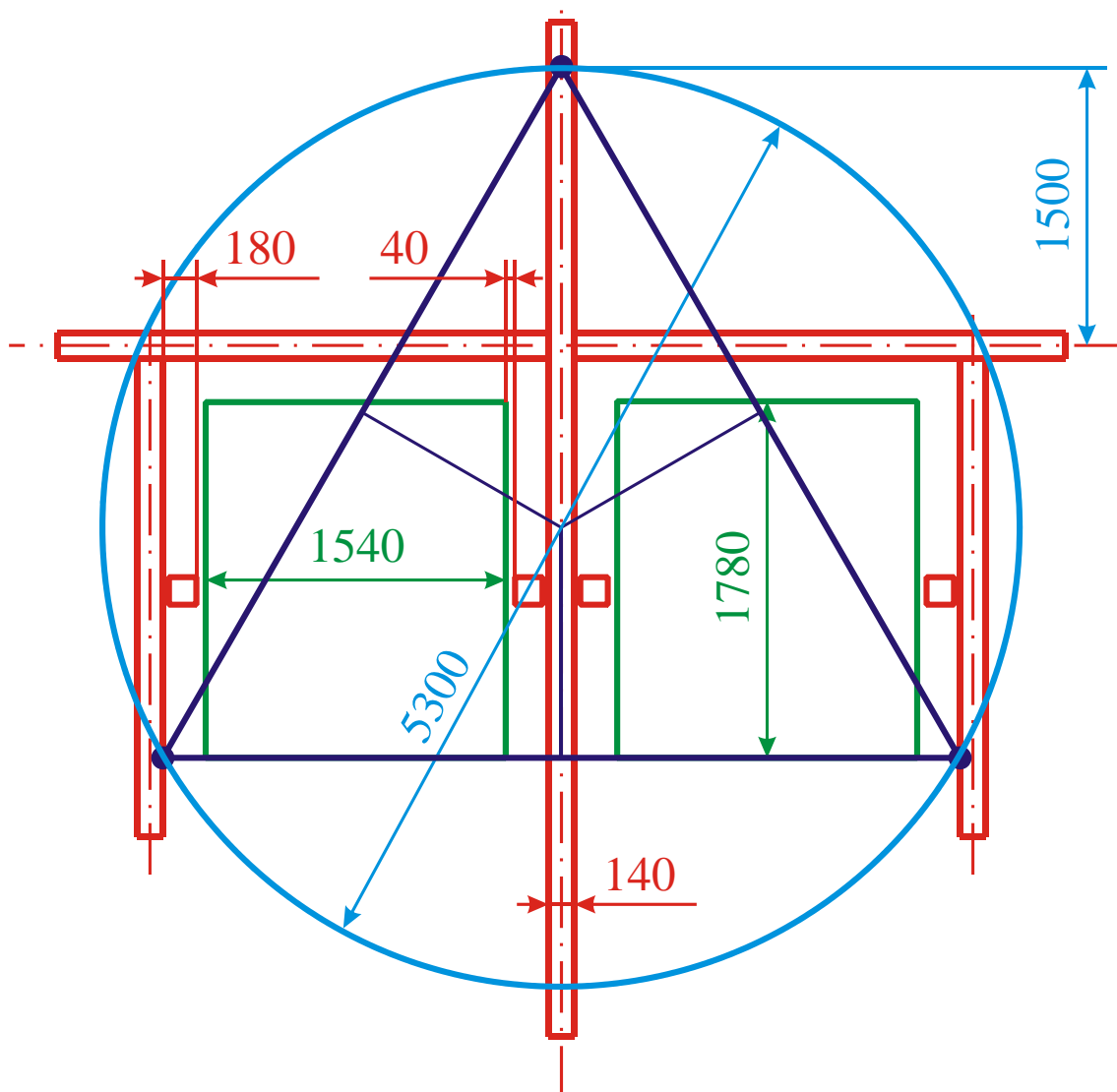


Рисунок 2.1 – Графическое определение диаметра ствола

Для этого необходимо найти три точки, не лежащие на одной прямой и находящиеся в одной горизонтальной плоскости, так как только в этом случае можно провести единственную окружность, которая будет искомой.

Такими могут быть точки, отстоящие от выступающих частей оборудования (обычно углов скипов, клеток, противовесов) на расстоянии не менее 150 мм, а также точки, отстоящие на 1,5–1,57 м от середины расстрела, разграничивающего лестничное и кабельно-трубное отделения.

Затем, согласно принятому масштабу, определяют диаметр этой окружности, т. е. диаметр ствола в свету. По этому диаметру

принимают ближайшее большее типовое сечение ствола, которое проверяют по скорости движения вентиляционной струи.

Скорость движения вентиляционной струи $V_{\text{в}}$, м/с, определяют по формуле

$$V_{\text{в}} = \frac{Q}{S_{\text{св}} k} \leq V_{\text{доп}}, \quad (2.5)$$

где Q – количество подаваемого воздуха в ствол, м³/с; $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету, м²; k – коэффициент, учитывающий уменьшение полезной площади поперечного сечения ствола за счет наличия в стволе армировки и подъемных сосудов, $k = 0,75-0,8$; $V_{\text{доп}}$ – максимально допустимая скорость движения воздуха в стволе, м/с (таблица 2.6).

Таблица 2.6 – Допустимая скорость движения воздуха

Горные выработки	Максимальная скорость воздуха, м/с
Вентиляционные скважины	Не ограничена
Стволы и вентиляционные скважины с подъемными установками, предназначенные для подъема людей в аварийных случаях, вентиляционные каналы	15
Стволы для спуска и подъема только грузов	12
Стволы для спуска и подъема людей и грузов	8

Рассчитанная величина скорости должна удовлетворять неравенству $V_{\text{в}} \leq V_{\text{доп}}$. Если $V_{\text{в}} > V_{\text{доп}}$, то следует принимать другой типоразмер сечения ствола, соответствующий требованиям ПБ.

В отечественной горной промышленности диаметры стволов круглой формы принимаются от 4 до 9 м в свету с кратностью 0,5 м. Для новых стволов в угольной промышленности установлены унифицированные сечения: 6,0; 6,5; 7,0; 7,5; 8,0; 8,5 м.

Так, на шахтах средней производственной мощности 1,0–1,5 млн т/год в основном предусматривают стволы диаметром в свету 5,5–6,5 м, а на шахтах большой производственной мощности 2,4–3 млн т/год – 7–8 м. Стволы диаметром менее 5,5 м обычно располагают на флангах шахтного поля для вентиляции и запасного выхода.

Проверка сечения ствола по минимальному расходу воздуха

$$Q_{\min} = V_{\min} S_{\text{св}}, \quad (2.6)$$

где V_{\min} – минимально допустимая скорость движения воздушной струи воздуха по стволу, $V_{\min} \leq 0,15$ м/с.

Проверка сечения ствола по максимальному расходу воздуха

$$Q_{\max} = V_{\max} S_{\text{св}}, \quad (2.7)$$

где V_{\max} – максимальная скорость движения воздуха, м/с.

2.4 Типовые примеры с решением

Пример 1. Вертикальный клетевой ствол глубиной 518 м. Годовая проектная мощность шахты – 1,8 млн т/год, количество воздуха при эксплуатации – 285 м³/мин. Необходимо определить размеры поперечного сечения вертикального клетевого ствола.

Решение. Производительность подъемной установки $A_{\text{ч}}$, т/ч, определяется по формуле (2.1):

$$A_{\text{ч}} = \frac{k_{\text{р}} A}{N_{\text{д}} t},$$

где $k_{\text{р}}$ – коэффициент резерва подъема, учитывающий возможность увеличения добычи по сравнению с проектной, а также неравномерность поступления грузов к стволу, $k_{\text{р}} = 1,5$; A – годовая проектная мощность шахты, $A = 1,8 \cdot 10^6$ т/год; $N_{\text{д}}$ – число рабочих дней в году по выдаче полезного ископаемого, $N_{\text{д}} = 300$ дн.; t – число часов работы подъемной установки по выдаче полезного ископаемого в сутки, $t = 18$ ч;

$$A_{\text{ч}} = \frac{1,5 \cdot 1,8 \cdot 10^6}{300 \cdot 18} = 500 \text{ т/ч.}$$

Масса одновременно поднимаемого полезного груза для угольных шахт при высоте подъема $H_{\text{п}} = 518$ м определяется по формуле (2.2):

$$Q_{\text{г}} = \frac{4\sqrt{H_{\text{п}} + \Theta}}{3600} A_{\text{ч}},$$

где H_{Π} – высота подъема, определяемая по формуле

$$H_{\Pi} = h_{\text{ст}} + h_a + h_{\Pi},$$

где $h_{\text{ст}}$ – глубина ствола от устья до уровня почвы околоствольного двора, $h_{\text{ст}} = 518$ м; h_{Π} – высота приемной площадки, $h_{\Pi} = 0$ м; h_a – высота загрузки скипа у подъемного бункера, $h_a = 0$ м;

$$H_{\Pi} = 518 + 0 + 0 = 518 \text{ м};$$

Θ – время, затрачиваемое на загрузку и разгрузку подъемных сосудов, при вместимости скипа до 5 м^3 $\Theta = 15$ с;

$$Q_y = \frac{4\sqrt{518} + 15}{3600} \cdot 500 = 14,72 \text{ м}^3.$$

По полученным массам одновременно поднимаемого полезного груза подбирают необходимый типоразмер клетки (см. таблицу 1.2) и определяют размеры подъемных сосудов.

Принимается две клетки УКО4Г-1И: ширина – 1936 мм; длина – 4000 мм; масса – 6560 кг.

Принимается сетка расстрелов из числа типовых, а также величина необходимых зазоров согласно ПБ [2], размеры расстрелов и проводников – с учетом рекомендаций [3].

Для определения размеров поперечного сечения ствола графическим способом на бумагу в масштабе наносится сетка расстрелов с расположением оборудования с учетом необходимых зазоров. Вокруг этого оборудования описывается окружность с учетом зазоров между крепью и подъемными сосудами (рисунок 2.2).

Предварительно принимается для дальнейших расчетов диаметр ствола $D_{\text{св}} = 7,0$ м.

Скорость движения вентиляционной струи $V_{\text{в}}$, м/с, определяется по формуле (2.5):

$$V_{\text{в}} = \frac{Q}{S_{\text{св}} k} \leq V_{\text{доп}},$$

где Q – количество подаваемого воздуха в ствол, $Q = 285 \text{ м}^3/\text{мин} = 4,75 \text{ м}^3/\text{с}$; $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету, $S_{\text{св}} = 38,47 \text{ м}^2$; k – коэффициент, учитывающий уменьшение полезной площади поперечного сечения ствола за счет наличия в стволе арми-

ровки и подъемных сосудов, $k = 0,8$; $V_{\text{доп}}$ – максимально допустимая скорость движения воздуха в стволе, $V_{\text{доп}} = 8 \text{ м/с}$;

$$V_{\text{в}} = \frac{4,75}{38,47 \cdot 0,8} = 0,15 \leq 8 \text{ м/с.}$$

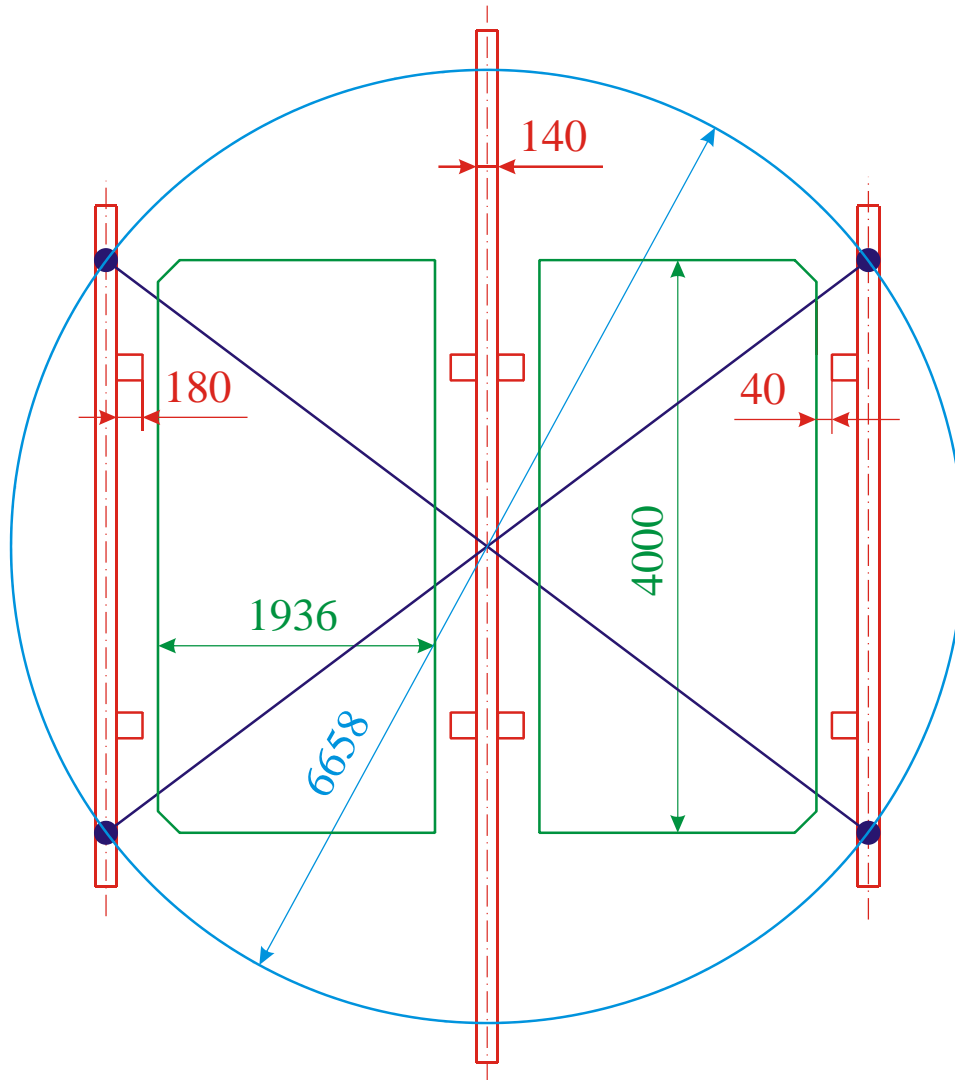


Рисунок 2.2 – Графическое определение диаметра ствола

Проверка сечения ствола по минимальному расходу воздуха производится по формуле (2.6):

$$Q_{\text{min}} = V_{\text{min}} S_{\text{св}},$$

где V_{min} – минимально допустимая скорость движения воздушной струи воздуха по выработке, $V_{\text{min}} \leq 0,15 \text{ м/с}$;

$$Q_{\min} = 0,15 \cdot 38,47 = 5,77 \text{ м/с.}$$

Проверка сечения ствола по максимальному расходу воздуха производится по формуле (2.7):

$$Q_{\max} = V_{\max} S_{\text{св}},$$

где V_{\max} – максимальная скорость движения воздуха, $V_{\max} = 8 \text{ м/с}$;

$$Q_{\max} = 8 \cdot 38,47 = 307,76 \text{ м/с.}$$

Таким образом, окончательно принимается диаметр ствола в свету 7 м.

Пример 2. Выбрать подъемные сосуды и определить диаметр скипового ствола при следующих данных: производственная мощность шахты $A = 1,8$ млн т/год, высота подъема $H = 600$ м.

Решение. Грузоподъемность подъемных сосудов определяется по формуле

$$P = \frac{KA(t_1 + t_2)}{3600TN}, \quad (2.8)$$

где K – коэффициент неравномерности работы подъема, $K = 1,25$; t_2 – пауза между подъемами, $t_2 = 10$ с; T – число часов работы подъемов в сутки, $T = 13,5$ ч; N – число рабочих дней в году, $N = 300$ дн.; t_1 – продолжительность движения подъемных сосудов по стволу за один подъем, с:

$$t_1 = \frac{H}{V_c} + 25,$$

где V_c – скорость движения подъемных сосудов (устанавливается проектом), м/с. Ориентировочно V_c можно определить по формуле

$$V_c = 0,8\sqrt{H};$$

$$V_c = 0,8\sqrt{600} = 19,6 \text{ м/с};$$

$$t_1 = \frac{600}{19,6} + 25 = 44,6 \text{ с.}$$

$$P = \frac{1,25 \cdot 1800000 \cdot (44,6 + 10)}{3600 \cdot 13,5 \cdot 300} = 8,4 \text{ т.}$$

По найденному значению P принимается стандартный подъемный сосуд с ближайшей большей грузоподъемностью (см. таблицу 2.1).

Для определения размеров поперечного сечения ствола графическим способом на бумагу в масштабе наносится сетка расстрелов с расположением оборудования с учетом необходимых зазоров. Вокруг этого оборудования описывается окружность с учетом зазоров между крепью и подъемными сосудами (рисунок 2.3).

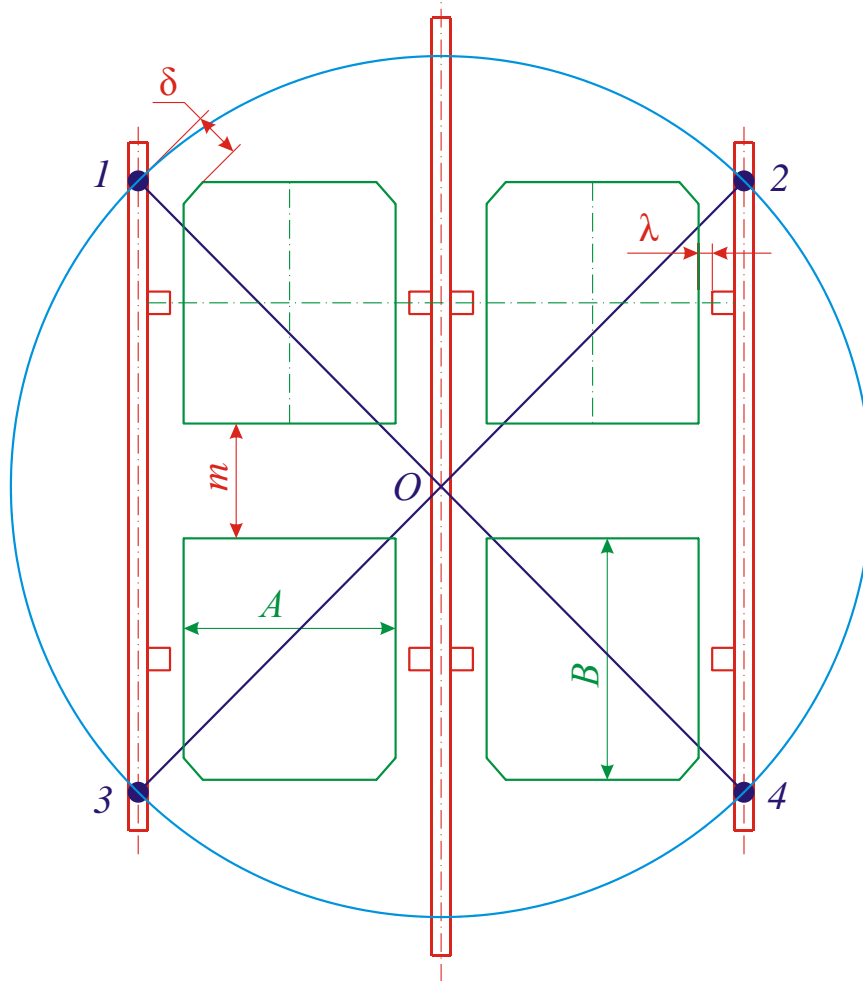


Рисунок 2.3 – Графический способ определения диаметра скипового ствола:

A, B – габариты скипов; δ – зазор между скипами и крепью;
 λ – зазор между подъемными сосудами и проводниками;
 m – зазор между скипами; $1-4$ – опорные точки окружности,
 O – центр окружности

Пример 3. Определить диаметр ствола, оборудованного клетью для спуска-подъема людей. В смену спускается в шахту $N = 750$ рабочих. Продолжительность спуска-подъема смены не должна превышать $T_c - 40$ мин. Высота подъема $H = 800$ м.

Решение. Продолжительность одного подъема для перевозки рабочих по стволу определяется по формуле

$$t_1 = \frac{H}{V_c} + t_{\text{п}},$$

где V_c – скорость движения клетки (по Правилам безопасности величина V_c должна быть не более 12 м/с, это значение и принимается к расчету); $t_{\text{п}}$ – продолжительность пауз. При размещении двух вагонеток на этаже пауза принимается 15 с на один этаж и 5 с на каждую перестановку, при односторонней загрузке и выгрузке клеток – по 30 с на один этаж, при опрокидных клетях – 10 с. Продолжительность пауз на посадку и выход людей принимается: для 5 чел. – 15 с; 10 чел. – 20 с; 15 чел. – 25 с; 20 чел. – 30 с; 30 чел. – 40 с. К этому времени прибавляется 5 с на перемещение этажа клетки (если клеть многоэтажная), $t_{\text{п}} = 45$ с;

$$t_1 = \frac{800}{12} + 45 = 112 \text{ с.}$$

Максимально возможное количество подъемов за время T_c

$$n = \frac{T_c}{t_1};$$

$$n = \frac{2400}{112} = 21 \text{ подъем.}$$

Тип клетки определяем из условия спуска в шахту всей смены в количестве $N = 750$ чел. за время T_c . Площадь пола клетки должна быть не менее

$$S = \frac{N}{5n},$$

где 5 – норма перевозки людей в клетях, чел/м².

$$S = \frac{750}{5 \cdot 21} = 7,14 \text{ м}^2.$$

Площадь клетки можно определить по таблице 2.2 либо по габаритам вагонеток (таблица 2.7).

Полученная полезная площадь пола клетки может быть обеспечена только применением двухэтажной неопрокидной клетки с размерами пола $4,0 \times 1,5$ м. В одном этаже такой клетки можно одновременно перевозить 30 чел. при $t_{\text{п}} = 45$ с.

Таблица 2.7 – Габариты типовых клеток

Тип и вместимость вагонетки	Размеры клетки, мм		Скосы по углам
	длина	ширина	
ВГ-0,8; ВГ-1,4	2550	1022	90×90
ВГ-1,6	3000	1022	90×90
ВГ-2,5 или ВД-2,5	3600	1400	125×125
ВГ-4,0; ВГ-3,3; ВД-3,3; ВД-5,6	4000	1500	200×200

По результатам расчетов выполняется графическое построение поперечного сечения ствола, по которому определяется необходимый диаметр ствола в свету (рисунок 2.4).

Проверку построенного графически сечения ствола по максимально допустимой скорости движения воздуха по стволу рассмотрим на следующем примере.

Пример 4. Диаметр ствола равен 6 м (см. рисунок 2.4), шахта не опасна по газу, годовая производственная мощность шахты 1,8 млн т. Проверить выбранное сечение на допустимую скорость движения воздуха по стволу.

Решение. Количество воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$, поступающее по стволу, находим по формуле

$$Q = \frac{qA_c K}{64},$$

где q – необходимое количество воздуха на 1 т суточной добычи угля, для негазовых шахт и шахт I категории – $q = 1 \text{ м}^3/\text{мин}$; II категории – $q = 1,25 \text{ м}^3/\text{мин}$; III категории – $q = 1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$; A_c – суточная добыча угля, $A_c = 6000 \text{ т/с}$; K – коэффициент, учитывающий утечки воздуха, $K = 1,45$;

$$Q = \frac{1 \cdot 6000 \cdot 1,45}{64} \approx 136 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Для сверхкатегорных шахт значение Q рассчитывается по формуле

$$Q = \frac{100qK}{24 \cdot 60 \cdot 0,75}.$$

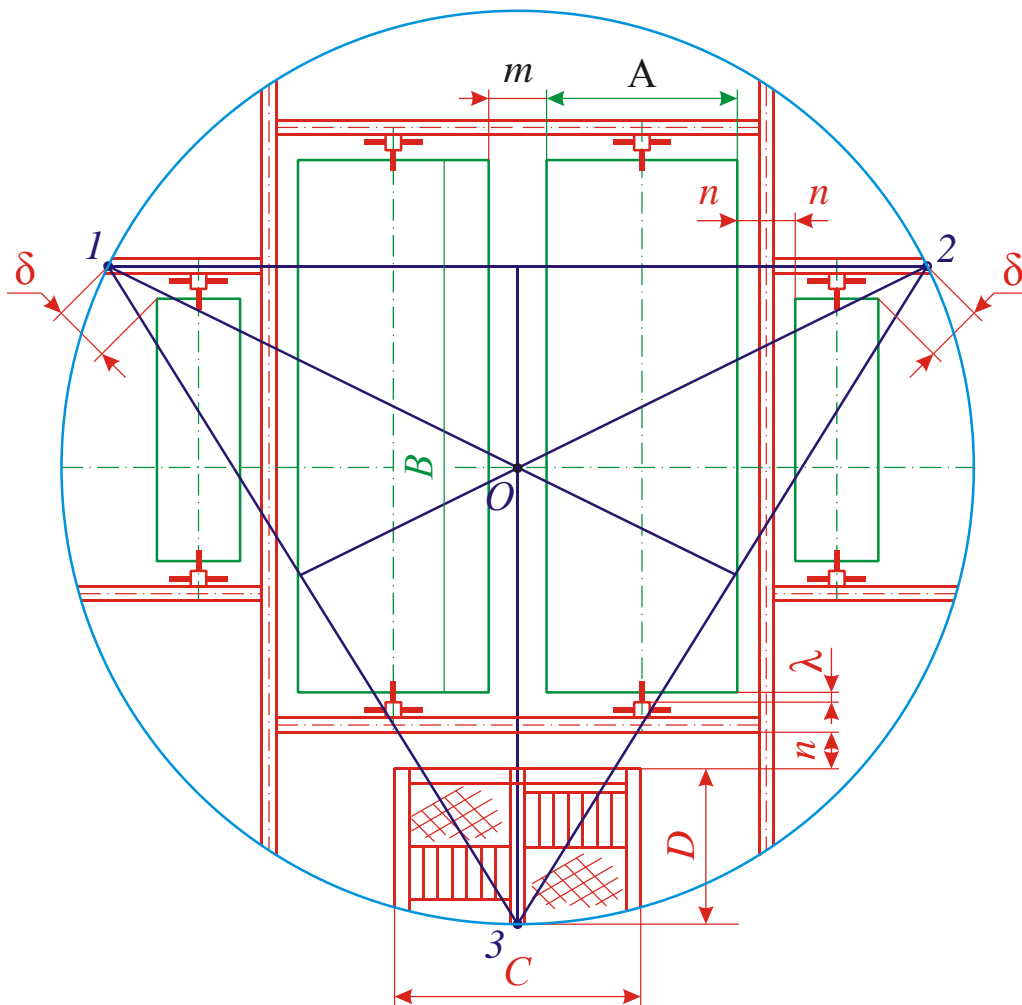


Рисунок 2.4 – Графический способ определения диаметра клетового ствола:

A, B – габариты клеток; δ – зазор между противовесами и крепью;
 λ – зазор между подъемными сосудами и проводниками;
 m – зазор между клетями; n – зазоры между подъемными сосудами и армировкой; $1-3$ – опорные точки окружности;
 O – центр окружности

Расчетная скорость движения вентиляционной струи определяется по формуле

$$V_{\text{расч}} = \frac{Q}{S_{\text{св}} \mu} < V_{\text{доп}},$$

где $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету, м^2 ; μ – коэффициент, учитывающий наличие в стволе армировки и подъемных сосудов, для стволов круглой формы $\mu = 0,8$; $V_{\text{доп}}$ – допустимая по ПБ скорость движения воздуха, $V_{\text{доп}} = 8 \text{ м/с}$;

$$V_{\text{расч}} = \frac{136}{28,3 \cdot 0,8} = 6 < 8 \text{ (м/с)}.$$

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 2 приведены в приложении А.

Контрольные вопросы

1. *Что называется вертикальным стволом?*
2. *Из каких частей состоит вертикальный ствол?*
3. *Какая форма поперечного сечения стволов получила наибольшее распространение?*
4. *От чего зависят размеры поперечного сечения ствола?*
5. *Какие минимально допустимые зазоры между подъемными сосудами, крепью и армировкой?*
6. *Какие максимально и минимально допустимые скорости движения воздушной струи в стволах в зависимости от их назначения?*

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 3
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЕНТИЛЯЦИИ
ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

3.1 Способы и схемы проветривания вертикальных стволов

Проветривание вертикальных стволов возможно двумя способами: за счет диффузии и с помощью вентиляторов местного проветривания.

В период проходки и крепления устья вертикального ствола, когда основная проходческая рама еще не уложена и ствол не перекрыт, допускается проветривание за счет диффузии до глубины 10 м. После возведения основной проходческой рамы и устройства нулевой площадки организуется искусственное проветривание ствола с помощью вентиляторов. Из трех возможных схем проветривания – нагнетательная, всасывающая и комбинированная (рисунок 3.1) при строительстве вертикальных стволов рекомендуется нагнетательная (рисунок 3.2).

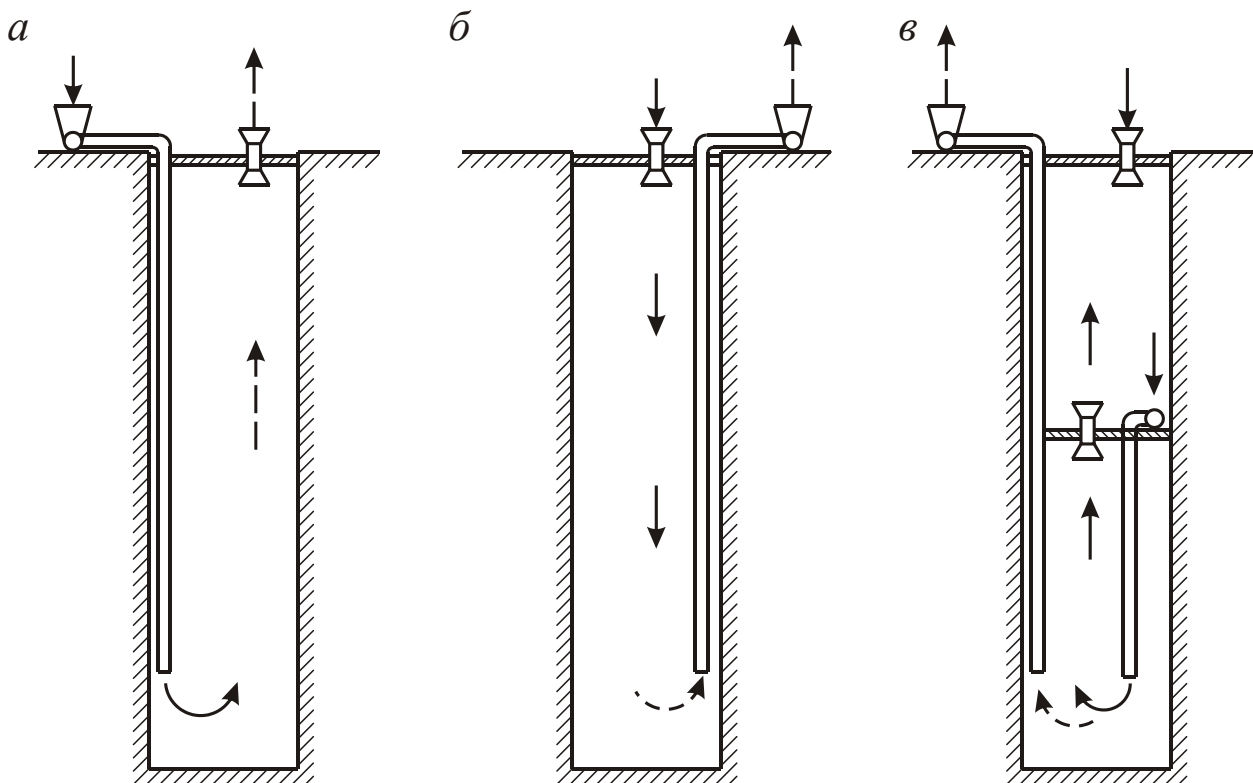


Рисунок 3.1 – Схемы проветривания вертикальных стволов:
а – нагнетательная; *б* – всасывающая; *в* – комбинированная

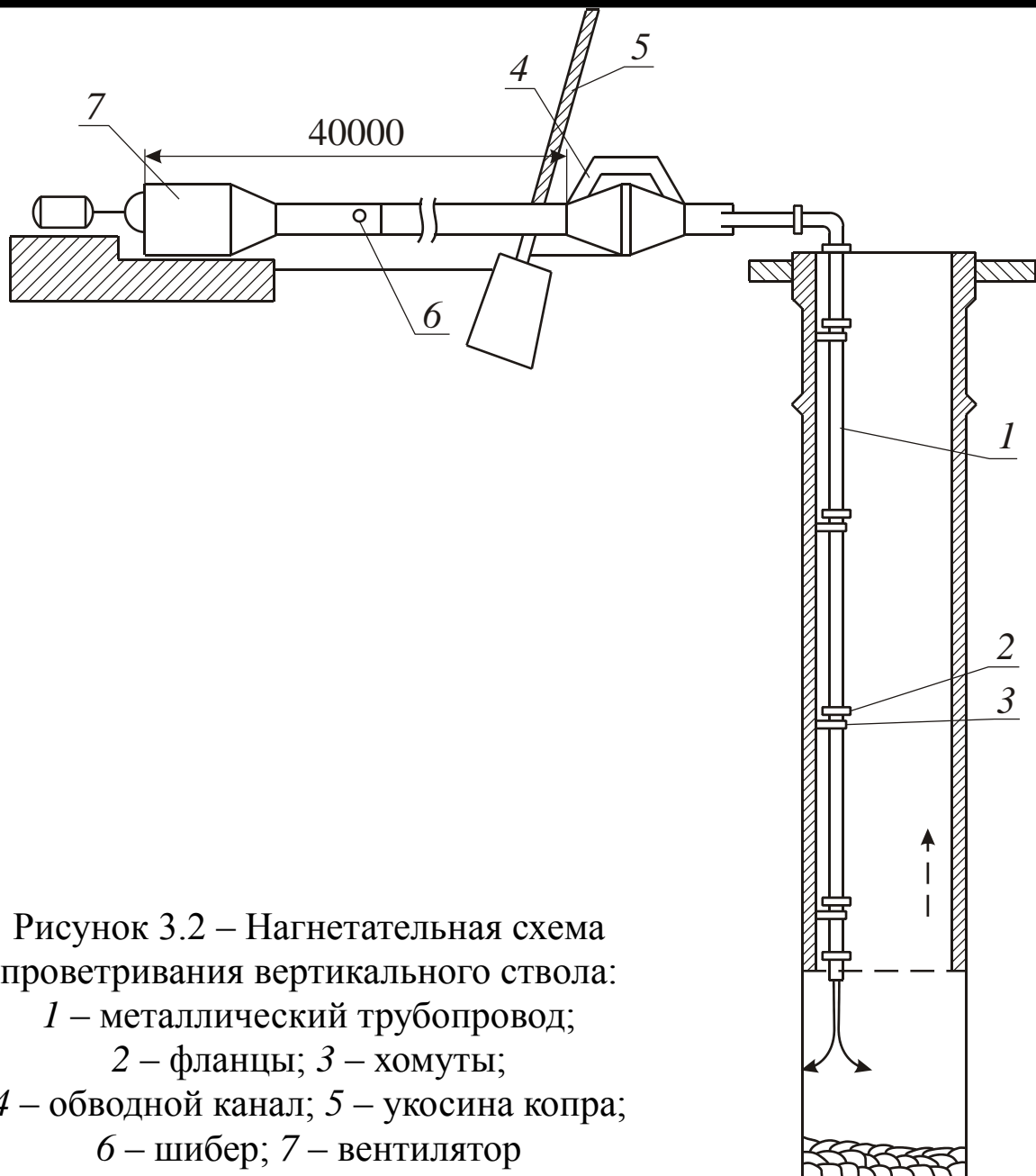


Рисунок 3.2 – Нагнетательная схема проветривания вертикального ствола:

- 1 – металлический трубопровод;
- 2 – фланцы; 3 – хомуты;
- 4 – обводной канал; 5 – укосина копра;
- 6 – шибер; 7 – вентилятор

Нагнетательно-всасывающая (комбинированная) схема проветривания может применяться при больших диаметрах стволов (8–9 м), так как при этой схеме необходимо пропускать через подвесной полок два трубопровода. При малых диаметрах стволов это выполнить в большинстве случаев невозможно.

Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя ствола не должно превышать 5 м в стволах с газовым режимом и 10 м в стволах негазовых шахт. На поверхности вентиляционная установка должна размещаться на расстоянии не ближе 20 м от устья ствола во избежание рециркуляции воздуха.

В зимнее время подаваемый в забой воздух должен подогреваться калориферной установкой (рисунок 3.3) до температуры не ниже $+5\text{ }^{\circ}\text{C}$.

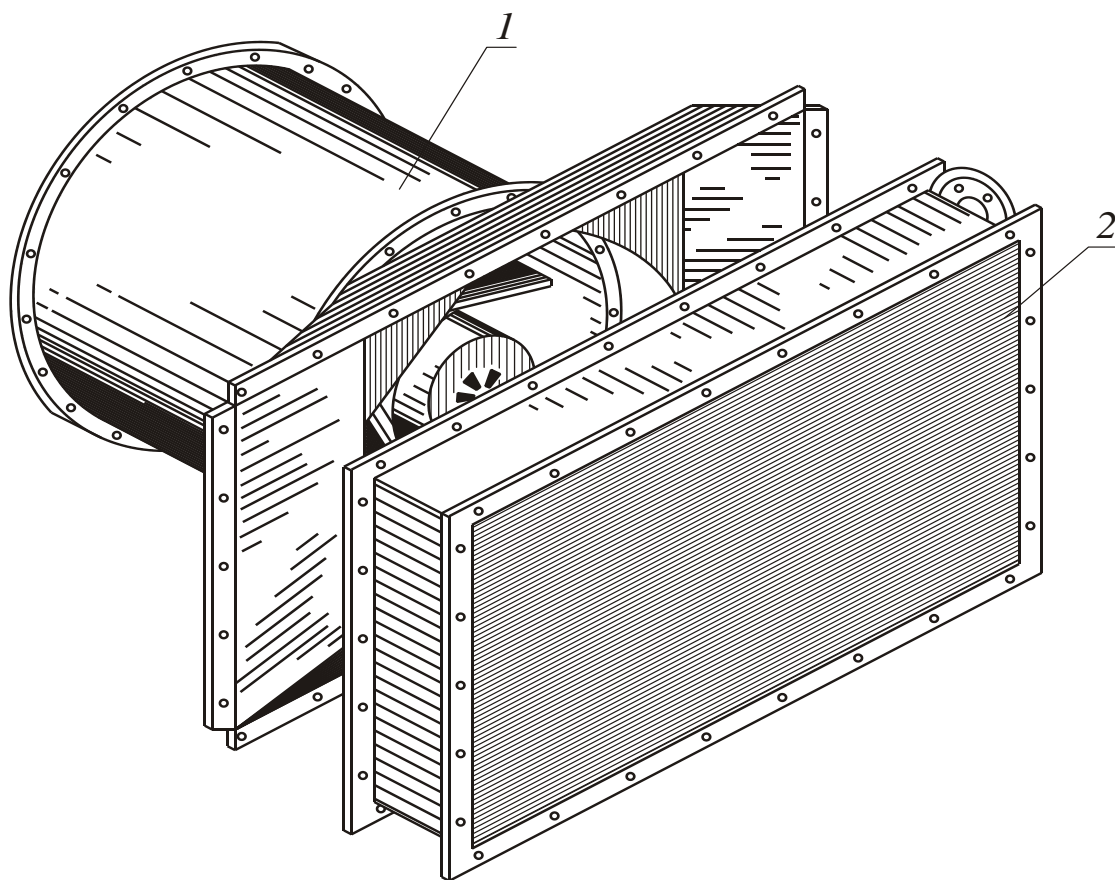


Рисунок 3.3 – Калориферная установка:
1 – вентилятор; 2 – калорифер

3.2 Расчет расхода воздуха для проветривания вертикального ствола

Расход воздуха, необходимый для проветривания забоя вертикального ствола, рассчитывается: по минимальной скорости воздуха в стволе; минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве ствола с учетом температуры; наибольшему числу работающих в стволе людей; выделению метана или углекислого газа; газам, образующимся при взрывных работах.

Расчет выполняется сразу для максимальной глубины ствола.

Расчет количества воздуха производится для призабойного пространства ($Q_{з.п}$) и в целом для выработки ($Q_{п}$).

Расход воздуха по минимальной скорости движения воздушной струи в стволе рассчитывается по формуле

$$Q_{з.п} = 60V_{\min} S_{св}, \quad (3.1)$$

где $Q_{з.п}$ – расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство ствола, м³/мин; $S_{св}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету, м²; V_{\min} – минимально допустимая, согласно ПБ, скорость движения воздуха в стволе, м/с.

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры определяется по формуле

$$Q_{з.п} = 20V_{з.мин} S_{св}, \quad (3.2)$$

где $V_{з.мин}$ – минимально допустимая, согласно ПБ, скорость воздуха в призабойном пространстве ствола в зависимости от температуры и влажности, м/с.

Расход воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в выработке, производится по формуле

$$Q_{з.п} = 6n, \quad (3.3)$$

где n – наибольшее число людей, одновременно находящихся в забое ствола, чел.

Расчет расхода воздуха по выделению метана (углекислого газа) производится по формуле

$$Q_{з.п} = \frac{100I_{з.п}}{C - C_0}, \quad (3.4)$$

где $I_{з.п}$ – выделение метана (углекислого газа) на призабойном участке, м³/мин; C – допустимая, согласно ПБ, концентрация метана (углекислого газа) в исходящей из выработки вентиляционной струе, %; C_0 – концентрация метана (углекислого газа) в струе воздуха, поступающего в тупиковую выработку, %.

Расчет расхода воздуха для проветривания ствола по газам, образующимся при взрывных работах, осуществляется по формуле

$$Q_{з.п} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} S^2 l_{п} k_{обв}}{k_{ут.тр}^2}}, \quad (3.5)$$

где T – время проветривания ствола после взрывания, мин, принимается согласно ПБ; $V_{ВВ}$ – объем вредных газов, образующихся после взрывания, л;

$$V_{ВВ} = 100B_{уг} + 40B_{пор}; \quad (3.6)$$

$B_{уг}$, $B_{пор}$ – масса одновременно взрываемых ВВ по углю и породе соответственно, кг; если взрывание по углю и породе производится отдельно (в несколько приемов), то при расчете $Q_{з.п}$ принимается максимальное значение $V_{ВВ}$; $l_{п}$ – глубина ствола, м; для стволов глубиной 500 м и более вместо $l_{п}$ подставляется критическая глубина $l_{п.кр}$, определяемая по формуле

$$l_{п.кр} = \frac{12,5V_{ВВ} k_{т.д} k_{с1}}{S_{св}}; \quad (3.7)$$

$k_{обв}$ – коэффициент, учитывающий обводненность ствола, принимается по таблице 3.1; $k_{ут.тр}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе, определяется согласно п. 3.1; $k_{т.д}$ – коэффициент турбулентной диффузии полной свободной струи, определяется по таблице 3.2 в зависимости от соотношения $\frac{l_{з.тр}}{d_{тр.п}}$; $d_{тр.п}$ – приве-

денный диаметр трубопровода, при расположении у стенки ствола равен $1,5d_{тр.п}$; $k_{с1}$ – коэффициент, учитывающий совместное влияние обводненности и глубины ствола, а также температуры пород в стволе на процесс разбавления вредных газов, определяется по формуле

$$k_{с1} = \frac{0,88k_{с2}}{\sqrt{H_c + t_{п} - t_0}} + 0,04, \quad (3.8)$$

где H_c – глубина ствола от поверхности до расчетного пункта, м; $k_{с2}$ – коэффициент, учитывающий влияние обводненности ствола, зависит от притока воды и определяется по таблице 3.3; t_0 – средне-месячная температура атмосферного воздуха для июля, равная для

Кузбасса $+17,5\text{ }^{\circ}\text{C}$; $t_{\text{п}}$ – естественная температура пород на глубине $H_{\text{с}}$, $^{\circ}\text{C}$; определяется по формуле

$$t_{\text{п}} = t_{\text{нс}} + \frac{(H_{\text{с}} - h)}{\Gamma_{\text{с}}}, \quad (3.9)$$

где $t_{\text{нс}}$ – температура горных пород на глубине залегания нейтрального слоя, равная для Кузбасса $2,5\text{ }^{\circ}\text{C}$; h – глубина залегания нейтрального слоя, равная 30 м ; $\Gamma_{\text{с}}$ – средняя величина геотермической ступени, равная $30\text{ м}/^{\circ}\text{C}$.

Таблица 3.1 – Значения коэффициента обводненности $k_{\text{обв}}$

Характеристика выработки	$k_{\text{обв}}$
Стволы сухие (приток до $1\text{ м}^3/\text{ч}$) любой глубины и обводненные глубиной не более 200 м	0,8
Стволы обводненные (приток до $6\text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м , капез	0,6
Стволы обводненные (приток от 6 до $15\text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м , капез в виде дождя	0,3
Стволы обводненные (приток более $15\text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м , капез в виде ливня	0,15

Таблица 3.2 – Значения коэффициента турбулентной диффузии свободной струи

$\frac{l_{\text{з.тр}}}{d_{\text{тр.п}}}$	$k_{\text{т.д}}$	$\frac{l_{\text{з.тр}}}{d_{\text{тр.п}}}$	$k_{\text{т.д}}$
3,22	0,247	7,72	0,460
3,57	0,262	9,60	0,529
3,93	0,276	12,10	0,600
4,28	0,287	15,80	0,672
4,80	0,300	21,85	0,744
5,40	0,335	30,80	0,810
6,35	0,395	48,10	0,873

Примечание. $l_{\text{з.тр}}$ – расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя ствола.

Таблица 3.3 – Значения коэффициента, учитывающего влияние обводненности ствола

Приток воды, $\text{м}^3/\text{ч}$	2	4	6	8	10	12	14	16	18	19	20
$k_{\text{с2}}$	18,4	13,0	10,6	9,2	8,2	7,5	6,9	6,5	6,2	5,7	5,3

3.3 Выбор средств проветривания при строительстве вертикального ствола

3.3.1 Выбор вентиляционного трубопровода и расчет его параметров

При строительстве и углубке вертикальных стволов должны применяться жесткие вентиляционные трубы. На участке от проходческого полка до забоя допускается применение гибких вентиляционных труб.

Основным типом вентиляционных труб, применяемых при строительстве стволов, являются стальные диаметром 0,5–1,2 м и длиной звена от 3 до 4,2 м.

Диаметр трубопровода выбирается с учетом глубины и площади поперечного сечения ствола, расхода воздуха и расположения проходческого оборудования. На рисунке 3.4 показана схема подвески става вентиляционных труб к постоянной крепи ствола. Характеристика трубопроводов в зависимости от диаметра ствола приведена в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Характеристика трубопроводов в зависимости от глубины ствола

Диаметр ствола, м	Диаметр трубопровода (м) при глубине ствола, м						
	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2
4,5	600	600	–	–	–	–	–
5,0	600	600	–	–	–	–	–
5,5	700	700	700	700	–	–	–
6,0	700	700	700	800	800	–	–
6,5	700	800	800	800	900	900	1000
7,0	800	800	800	800	900	900	1000
7,5	800	800	900	900	1000	1000	1200
8,0	800	800	900	1000	1000	1000	1200
8,5	–	–	–	1000	1200	1200	1400
9,0	–	–	–	–	–	1200	1400

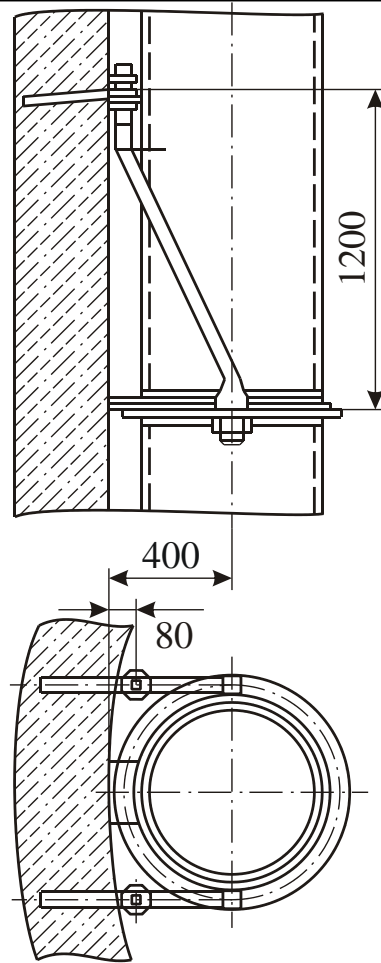


Рисунок 3.4 – Подвеска става вентиляционных труб к постоянной крепи

При глубине стволов до 800 м для уплотнения стыков допускается применение промасленного картона или пенькового каната. При глубине стволов больше 800 м, и при скоростных проходках независимо от глубины ствола – для уплотнения стыков должны применяться резиновые прокладки.

Коэффициент утечек воздуха для жестких вентиляционных труб определяется по формуле

$$k_{\text{ут.тр}} = \left(\frac{1}{3} k_{\text{ут.ст}} d_{\text{тр}} \frac{l_{\text{тр}}}{l_{\text{зв}}} \sqrt{R_{\text{тр}}} + 1 \right)^2, \quad (3.10)$$

где $k_{\text{ут.ст}}$ – коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости трубопровода диаметром 1 м, принимается по таблице 3.5; $d_{\text{тр}}$ – диаметр трубопровода, м; $l_{\text{тр}}$ – длина трубопровода, м; $l_{\text{зв}}$ – длина звена трубопровода, м; $R_{\text{тр}}$ – аэродинамическое сопротивление жесткого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, км, принимается по таблице 3.6 или определяется по формуле

$$R_{\text{тр}} = \frac{6,5\alpha l_{\text{тр}}}{d^5_{\text{тр}}}, \quad (3.11)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления жесткого вентиляционного трубопровода, принимается в зависимости от состояния труб по таблице 3.7.

Таблица 3.5 – Значения коэффициента удельной стыковой воздухопроницаемости для жестких трубопроводов

Способ уплотнения стыков	$k_{\text{ут.ст}}$
Уплотнение стыков резиновыми прокладками с обмазкой синтетической мастикой	0,0002
Уплотнение стыков при помощи прокладок из пенькового каната и промасленного картона	0,0003
Уплотнение стыков резиновыми прокладками с дополнительным уплотнением пеньковым жгутом, пропитанным кабельной мастикой	0,0004
Уплотнение при помощи резиновых прокладок	0,0006

Таблица 3.6 – Аэродинамическое сопротивление жесткого трубопровода из новых стальных труб на прямолинейных участках без учета утечек

Длина трубопровода, м	Аэродинамическое сопротивление (кц) при диаметре трубопровода, м						
	м						
	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2
100	7,28	2,93	1,16	0,57	0,31	0,16	0,055
200	14,56	5,85	2,32	1,15	0,62	0,33	0,110
300	21,84	8,78	3,48	1,72	0,92	0,49	0,165
400	29,10	11,70	4,64	2,29	1,23	0,65	0,219
500	36,40	14,63	5,80	2,86	1,54	0,82	0,274
600	43,68	17,55	6,96	3,44	1,85	0,98	0,329
700	51,00	20,48	8,12	4,00	2,16	1,14	0,384
800	58,24	23,40	9,28	4,58	2,47	1,30	0,439
900	65,50	26,33	10,44	5,15	2,77	1,46	0,494
1000	72,80	29,26	11,60	5,72	3,08	1,63	0,549
1200	87,36	35,10	13,92	6,87	3,70	1,95	0,658
1400	101,90	41,10	16,24	8,02	4,32	2,28	0,768
1600	116,48	46,80	18,56	9,16	4,93	2,60	0,878
1800	131,00	52,66	20,88	10,30	5,55	2,93	0,987
2000	145,60	58,50	23,20	11,45	6,16	3,25	1,097

Таблица 3.7 – Значение коэффициента α для стальных труб
в зависимости от их состояния

Диаметр труб, м	Значение коэффициента $\alpha \cdot 10^{-4}$ для труб	
	новых	бывших в употреблении
0,5	3,5	4,4
0,6	3,5	4,4
0,7	3,1	3,9
0,8	2,9	3,6
0,9	2,7	3,4
1,0	2,5	3,1
1,2	2,3	2,9

Аэродинамическое сопротивление жесткого вентиляционного трубопровода и фасонных частей без утечек воздуха определяется по формуле

$$R_{\text{тр.ж}} = 1,2R_{\text{тр}} + \sum R_{\text{м}}, \quad (3.12)$$

где 1,2 – коэффициент, учитывающий нелинейность трубопровода и несоответствие стыков; $R_{\text{м}}$ – аэродинамическое сопротивление фасонных частей, к μ , принимается по таблице 3.8.

Таблица 3.8 – Аэродинамическое сопротивление фасонных частей
стальных труб

Фасонная часть	Значение $R_{\text{м}}$ (к μ) для труб диаметром, м						
	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2
Колено составное под углом							
30°	0,17	0,08	0,05	0,03	0,02	–	–
45°	0,27	0,13	0,07	0,04	0,02	0,02	0,01
60°	0,28	0,14	0,08	0,04	0,03	0,02	0,01
90°	1,16	0,58	0,30	0,17	0,11	0,07	0,03
Отвод при повороте струи под углом 45° с одной стороны	–	0,46	0,25	0,14	0,09	0,06	0,03
Тройник при разветвлении струи под углом 60° в обе стороны	–	0,54	0,29	0,17	0,11	0,07	0,03

3.3.2 Расчет параметров вентилятора местного проветривания

Для проветривания вертикальных стволов при их строительстве следует принимать вентиляторы, аэродинамические характеристики которых приведены в приложении Б.

Подача вентилятора, работающего на жесткий трубопровод, определяется по формуле

$$Q_v = Q_{з.п} k_{ут.тр} \quad (3.13)$$

Давление вентилятора, работающего на жесткий вентиляционный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле

$$h_v = \frac{Q_v^2 R_{тр.ж}}{k_{ут.тр}} \quad (3.14)$$

3.3.3 Выбор вентилятора местного проветривания

Выбор вентилятора производится путем нанесения расчетного режима его работы Q_v и h_v (рисунок 3.5), определяемого по формулам (3.13) и (3.14), на график аэродинамических характеристик вентиляторов.

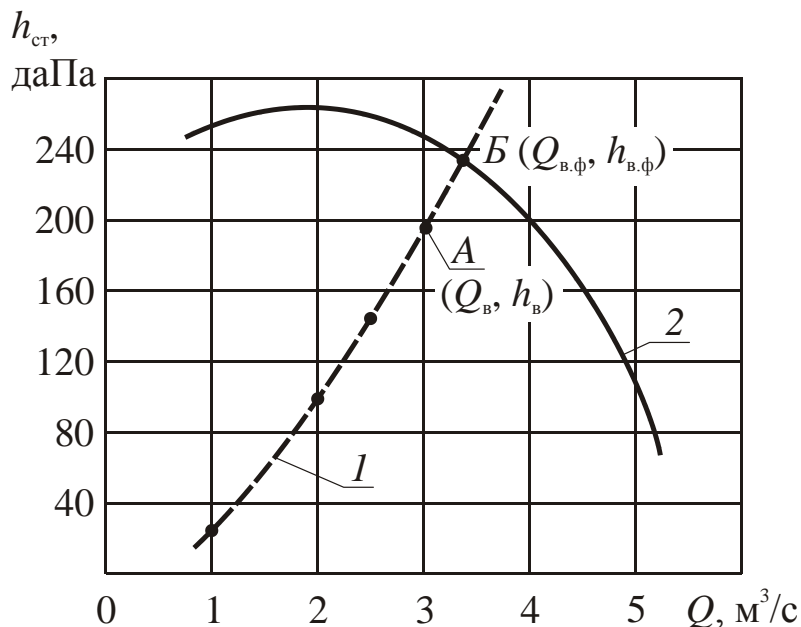


Рисунок 3.5 – Определение режима работы вентилятора:
 1 – аэродинамическая характеристика трубопровода (сети);
 2 – аэродинамическая характеристика вентилятора

При этом для проветривания ствола следует принимать такой вентилятор, аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами расчетного режима Q_B и h_B или выше нее.

Построение аэродинамической характеристики жесткого вентиляционного трубопровода производится следующим образом. Задавая значения $Q_{з.п}$ расхода воздуха 1, 2, 3 и т. д. ($\text{м}^3/\text{с}$), определяют значения депрессии трубопровода h_B (даПа) по формуле (3.14). По парным значениям Q_B и h_B на графике наносят точки, по которым строится кривая.

Если нельзя обеспечить подачу требуемого расхода воздуха по одному трубопроводу, то проветривание выработки можно осуществлять по двум трубопроводам.

Если аэродинамическая характеристика вентилятора проходит выше точки с координатами расчетного режима Q_B и h_B , то для определения фактических значений подачи $Q_{в.ф}$ и давления $h_{в.ф}$ выбранного вентилятора необходимо нанести аэродинамическую характеристику трубопровода на график аэродинамической характеристики вентилятора. Точка пересечения характеристик (см. рисунок 3.5, точка *Б*) определяет фактические значения производительности и депрессии вентилятора.

Технические характеристики вентиляторов приведены в таблице 3.9.

3.4 Типовые примеры с решением

Пример 1. Осуществляется строительство вертикального скипового ствола глубиной 400 м, диаметром в свету 7 м. Вмещающие породы: наносы – супеси мощностью $m = 10$ м, с водопритоком $2 \text{ м}^3/\text{ч}$; коренные породы – аргиллиты мощностью $m = 38$ м, с водопритоком $4 \text{ м}^3/\text{ч}$; песчаники мощностью $m = 79$ м, с водопритоком $10 \text{ м}^3/\text{ч}$; известняки мощностью $m = 122$ м, с водопритоком $8 \text{ м}^3/\text{ч}$; песчаный сланец мощностью $m = 140$ м, с водопритоком до $20 \text{ м}^3/\text{ч}$; аргиллит мощностью $m = 11$ м, с водопритоком до $5 \text{ м}^3/\text{ч}$. Масса одновременно взрываемого ВВ по породе 205,2 кг; количество человек в звене $n = 10$ чел. Необходимо спроектировать водоотлив и вентиляцию в стволе.

Таблица 3.9 – Техническая характеристика вентиляторов

Показатели	Центробежные вентиляторы					
	ВМЦ-6	ВМЦ-8	ВЦ-9	ВЦ-11	ВЦП-16	ВШЦ-16
Диаметр рабочего колеса, мм	600	800	900	1100	1600	1600
Количество оборотов в минуту	2950	2950	2970	1500	1480 985	1000
Подача, м ³ /с:						
минимальная	1,4	1,5	5	5,5	10	12
максимальная	9,2	10,7	27,1	21	46	43
Статическое давление в рабочей зоне, даПа:						
минимальное	157	137	313	1350	2000	1100
максимальное	700	882	1000	3900	9200	3300
Мощность электродвигателя, кВт	55	75	250	54	отвода 200–250	100
Основные размеры, мм:						
длина	1700	1495	3200	3470	5615	4675
ширина	1350	1200	1500	4230	5900	6180
высота	1795	1430	1800	2370	2940	3400
Масса, кг	1080	1400	3694	2350	4950	5465

3.4.1 Расчет расхода воздуха для проветривания ствола

Для проветривания ствола принимается нагнетательная схема проветривания, изображенная на рисунке 3.2, при которой скоростной напор воздушной струи, выходящей из трубы, обеспечивает хорошее смешивание свежего воздуха с газами и быстрое их разжижение. Образующиеся при взрыве газы вследствие высокой температуры и скорости разложения ВВ отбрасываются от забоя вверх и способствуют движению воздушного потока.

Для устранения возможного засасывания отработанного воздуха, выходящего из ствола, вентилятор устанавливают на расстоянии не менее 20 м от устья ствола.

Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания ствола, ведут исходя из таких факторов, как наличие ядовитых газов ВВ, наибольшее число работающих в стволе людей, минимально допустимая скорость воздушной струи и метановыделение.

Исходя из параметров (глубины ствола, темпов проходки расположения горнопроходческого оборудования) ствола, а также Правил безопасности относительно горючести и способности накапливать статическое электричество, проектом принимаются стальные трубы диаметром 1 м и длиной звена 2,5 м.

Подвеска вентиляционного трубопровода в стволе осуществляется к крепи ствола.

Расчет воздуха производится для призабойного пространства и в целом для выработки.

Расход воздуха по минимальной скорости движения воздушной струи в стволе рассчитывается по формуле (3.1):

$$Q_{зп} = 60V_{\min}S_{св},$$

где V_{\min} – минимально допустимая скорость движения воздуха в стволе, $V_{\min} = 0,15$ м/с; $S_{св}$ – площадь поперечного сечения ствола, $S_{св} = 38,47$ м²;

$$Q_{зп} = 60 \cdot 0,15 \cdot 38,47 = 346,23 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры рассчитывается по формуле (3.2):

$$Q_{3\min} = 20V_{3\min}S_{\text{св}},$$

где $V_{3\min}$ – минимально допустимая скорость движения воздуха в призабойном пространстве ствола в зависимости от температуры и влажности, $V_{3\min} = 0,5$ м/с (согласно ПБ при температуре воздуха +24 °С и влажности 80 %);

$$Q_{3\min} = 20 \cdot 0,5 \cdot 38,47 = 384,7 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в выработке, определится по формуле (3.3):

$$Q_{3\text{п}} = 6n,$$

где n – максимальное число людей, одновременно находящихся в забое ствола, $n = 10$ чел.;

$$Q_{3\text{п}} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по газам при проведении взрывных работ определяется по формуле (3.5):

$$Q_{3\text{п}} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{\text{ВВ}} S_{\text{св}}^2 l_{\text{п}}^2 k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут.тр}}^2}},$$

где T – время проветривания после взрывных работ, $T = 30$ мин;
 $V_{\text{ВВ}}$ – объем вредных газов, образующихся после взрывания, определяется по формуле (3.6):

$$V_{\text{ВВ}} = 100B_{\text{уг}} + 40B_{\text{пор}},$$

где $B_{\text{уг}}$ – масса одновременно взрывааемых по углю ВВ, $B_{\text{уг}} = 0$ кг;
 $B_{\text{пор}}$ – масса одновременно взрывааемых по породе ВВ, $B_{\text{пор}} = 205,2$ кг;

$$V_{\text{ВВ}} = 100 \cdot 0 + 40 \cdot 205,2 = 8208 \text{ л};$$

$l_{\text{п}}$ – глубина ствола, $l_{\text{п}} = 400$ м; $k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха для жестких вентиляционных трубопроводов, определяется по формуле (3.10):

$$k_{\text{ут.тр}} = \left(\frac{1}{3} k_{\text{ут.ст}} d_{\text{тр}} \frac{l_{\text{тр}}}{l_{\text{зв}}} \sqrt{R_{\text{тр}}} + 1 \right)^2,$$

где $k_{\text{ут.ст}}$ – коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости, $k_{\text{ут.ст}} = 0,0006$ (см. таблицу 3.5); $d_{\text{тр}}$ – диаметр труб, $d_{\text{тр}} = 1$ м; $l_{\text{тр}}$ – длина, става труб, $l_{\text{тр}} = 400$ м; $l_{\text{зв}}$ – длина отдельной трубы, $l_{\text{зв}} = 2,5$ м; $R_{\text{тр}}$ – аэродинамическое сопоставление става труб, определяется по формуле (3.11):

$$R_{\text{тр}} = \frac{6,5\alpha l_{\text{тр}}}{d_{\text{тр}}},$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления вентиляционных труб, $\alpha = 0,00025$ (см. таблицу 3.7);

$$R_{\text{тр}} = \frac{6,5 \cdot 0,00025 \cdot 400}{1} = 0,65 \text{ км};$$

$$k_{\text{ут.тр}} = \left(\frac{1}{3} \cdot 0,0006 \cdot 1 \cdot \frac{400}{2,5} \sqrt{0,65} + 1 \right)^2 = 1,052;$$

$k_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности, $k_{\text{обв}} = 0,15$ (см. таблицу 3.1);

$$Q_{\text{зп}} = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{8208 \cdot 38,47^2 \cdot 400^2 \cdot 0,15}{1,052^2}} = 449,36 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Для дальнейших расчетов окончательно принимается большее значение $Q_{\text{зп}} = 450 \text{ м}^3/\text{мин}$.

3.4.2 Выбор вентиляционного трубопровода и расчет его параметров

При проходке вертикальных стволов должны применяться жесткие вентиляционные трубы. На участке от проходческого полка до забоя допускается применение гибких вентиляционных труб.

Аэродинамическое сопротивление жесткого вентиляционного трубопровода и фасонных частей без утечек воздуха определяется по формуле (3.12):

$$R_{\text{тр.ж}} = 1,2R_{\text{тр}} + \sum R_{\text{м}},$$

где 1,2 – коэффициент, учитывающий нелинейность трубопровода и несоответствия стыков; $\sum R_{\text{м}}$ – аэродинамическое сопротивление фасонных частей трубопровода, $\sum R_{\text{м}} = 0,07$ кμ (см. таблицу 3.8);

$$R_{\text{тр.ж}} = 1,2 \cdot 0,65 + 0,07 = 0,85 \text{ кμ.}$$

3.4.3 Расчет параметров вентилятора местного проветривания

Подача вентилятора, работающего на жесткий трубопровод, определяется по формуле (3.13):

$$Q_{\text{в}} = \frac{450 \cdot 1,052}{60} = 7,89 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Давление вентилятора, работающего на жесткий вентиляционный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле (3.14):

$$h_{\text{в}} = \frac{7,89^2 \cdot 0,85}{1,052} = 50,3 \text{ даПа.}$$

Предварительно принимается два вентилятора ВМЦ-6: один вентилятор находится в постоянной работе, а второй включается на время проветривания после взрывных работ и является запасным (см. приложение Б).

Результаты расчета аэродинамической характеристики вентилятора представлены в таблице 3.10, а определение фактического режима работы вентилятора дано на рисунке 3.6.

Таблица 3.10 – Аэродинамическая характеристика вентиляционного трубопровода

$Q_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{с}$	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
$h_{\text{в}}, \text{ даПа}$	29,6	40,3	52,7	66,7	82,3	99,6	118,5	139,1	161,3	185,1

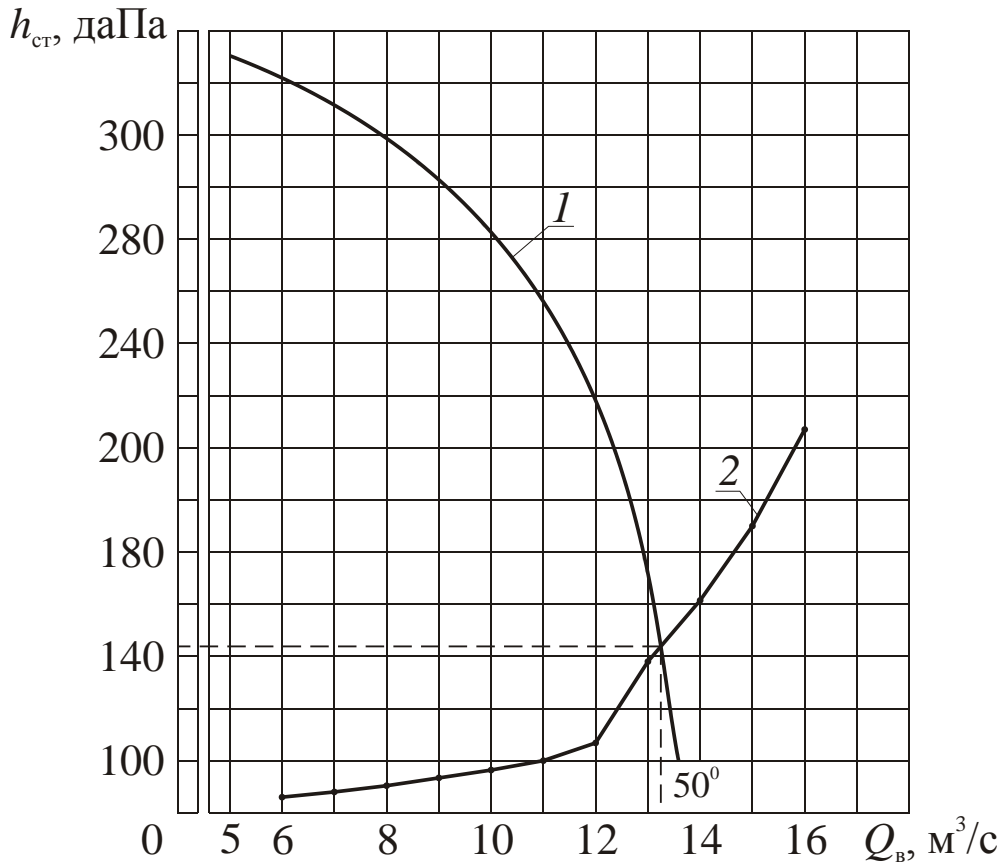


Рисунок 3.6 – Определение фактического режима работы вентилятора:

1 – аэродинамическая характеристика ВЦ-11;

2 – аэродинамическая характеристика трубопровода

Фактические значения подачи и давления вентилятора ВЦ-11 равны $Q_{в,ф} = 13,2 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{в,ф} = 143 \text{ даПа}$.

Окончательно для проветривания выработки принимается два вентилятора ВЦ-11 (техническая характеристика представлена в таблице 3.9): рабочий и резервный с жестким вентиляционным трубопроводом диаметром 1 м и длиной звеньев 2,5 м.

Контрольные вопросы

1. Какие способы проветривания вертикальных стволов вы знаете?

2. До какой глубины допускается проветривать забой вертикального ствола за счет диффузии?

3. Какие схемы проветривания вертикальных стволов вы знаете?

4. Начертите нагнетательную схему проветривания вертикального ствола.

5. Начертите всасывающую схему проветривания вертикального ствола.

6. Начертите комбинированную схему проветривания вертикального ствола.

7. На каком расстоянии от устья ствола устанавливается вентилятор местного проветривания?

8. По каким факторам рассчитывается количество воздуха для проветривания вертикального ствола?

9. По каким параметрам выбирается вентилятор местного проветривания?

10. Какие трубы применяют для подачи воздуха в забой вертикального ствола?

11. Какое допускается отставание вентиляционной трубы от забоя вертикального ствола в негасовых и гасовых шахтах?

12. Какова максимально допустимая скорость движения вентиляционной струи в вертикальных стволах в зависимости от их назначения?

13. Какие вентиляторы (по конструкции) применяют для подачи воздуха в забой вертикального ствола?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 4

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВОДООТЛИВА ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

4.1 Общие сведения

Значительный приток воды в забое ствола снижает производительность труда проходчиков и скорость строительства ствола, отрицательно влияет на эксплуатацию стволов после сдачи шахт. Строительство вертикальных стволов обычным способом можно осуществлять при притоках воды в забой не более $8 \text{ м}^3/\text{ч}$. В отдельных случаях, при соответствующих технико-экономических расчетах, допускается строительство стволов при больших притоках, но не более $20 \text{ м}^3/\text{ч}$. При этом должно быть предусмотрено последующее подавление притока воды в ствол до нормативной величины.

Организация водоотлива при строительстве стволов имеет ряд отличительных особенностей, наиболее существенные из которых: переменная высота нагнетания; изменяющаяся величина притока воды в зависимости от пересечения пород различной водообильности; отсутствие в стволе достаточно свободной площади для размещения водоотливного оборудования; периодическое перемещение по стволу водоотливного оборудования, что связано с взрывными работами и подвиганием забоя; сырость и капез воды со стенок ствола; необходимость применения особого влагостойкого оборудования; наличие загрязненной воды, содержащей значительное количество твердых частиц во взвешенном состоянии, что затрудняет работу насосов.

При строительстве стволов в зависимости от притока воды наиболее распространены следующие способы водоотлива: при помощи породных бадей; одно- и многоступенчатый водоотлив с использованием подвесных насосов; с применением перекачных станций проходческих эрлифтных установок и гидроэлеваторов; спуск воды по скважинам.

4.2 Водоотлив бадьями

Наиболее простой и часто применяемый на практике способ водоотлива – выдача воды из забоя в бадьях одновременно с подь-

емом породы за счет заполнения пустот между кусками породы (рисунки 4.1).

Водоотлив бадьями обеспечивает откачку воды из забоя ствола при соблюдении следующих условий:

$$q \leq \frac{0,8D_{\text{пр}}(0,4l_{\text{шп}} + 0,1)}{l_{\text{шп}}} \quad (4.1)$$

или

$$t \leq \frac{0,8D_{\text{пр}}(0,4l_{\text{шп}} + 0,1)}{q}, \quad (4.2)$$

где q – приток воды в ствол, м³/ч; t – продолжительность простоя водоотлива в связи с взрывными работами, ч; $l_{\text{шп}}$ – глубина шпуров, м; $D_{\text{пр}}$ – диаметр ствола в проходке, м.

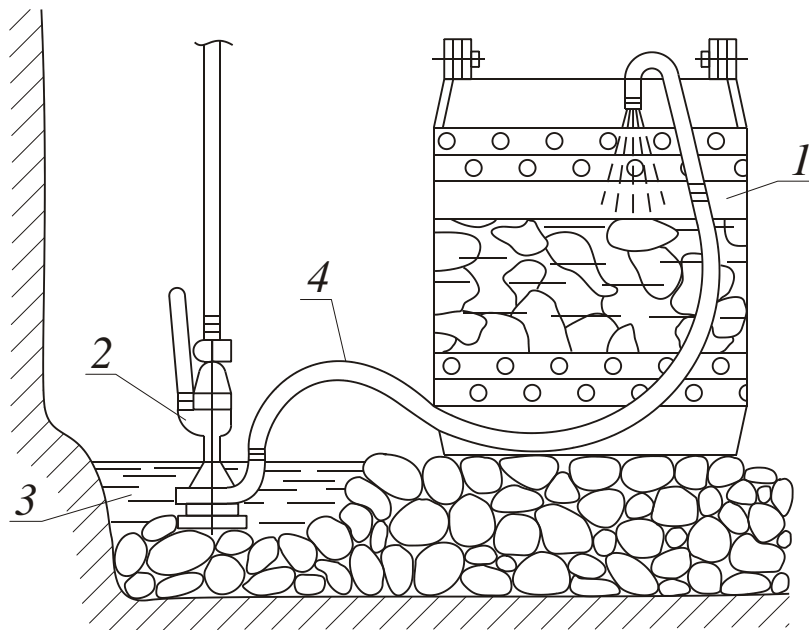


Рисунок 4.1 – Водоотлив бадьями:

- 1 – бадья; 2 – пневматический насос; 3 – приямок для насоса;
4 – шланг для нагнетания воды в бадью

Производительность бадьевого водоотлива определяется по формуле

$$Q_6 = \frac{3600V_6 K_3 \mu_0}{K_H T_{\text{ц}}}, \quad (4.3)$$

где V_6 – вместимость бадьи, м^3 ; K_3 – коэффициент заполнения бадьи, $K_3 = 0,9$; μ_0 – коэффициент, учитывающий содержание пустот в загруженной породой бадье, $\mu_0 = 0,5$; K_H – коэффициент неравномерности работы подъема; $T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла подъема, определяется по формуле

$$T_{\text{ц}} = \frac{2H - 37}{V} + 2,6V + 144, \quad (4.4)$$

где H – глубина ствола с зумпфом, м ; V – максимальная скорость движения бадьи по направляющим канатам, согласно ПБ, $V = 7 \text{ м/с}$.

Количество воды ($\text{м}^3/\text{ч}$), которое может быть удалено в бадьях одновременно с породой без снижения производительности подъемной установки, определить также можно из условия

$$Q = VnK_1K_2, \quad (4.5)$$

где V – вместимость бадьи, м^3 ; n – количество подъемов в час; K_1 – коэффициент, характеризующий объем пустот; K_2 – коэффициент наполнения бадьи, равный $0,85-0,9$.

Для крепких пород $K_1 = 0,5 \div 0,6$; средней крепости – соответственно $0,4 \div 0,5$; мягких – от $0,3$ до $0,4$.

Производительность бадьевого водоотлива при $K_1 = 0,5$ приведена в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Производительность бадьевого водоотлива

Вместимость бадьи, м^3	Производительность бадьевого водоотлива ($\text{м}^3/\text{ч}$) при числе подъемов за один час								
	12	14	16	18	20	22	24	26	28
0,7	3,2	3,8	4,3	4,9	5,4	6,0	6,5	7,1	7,5
1,0	4,3	5,0	5,7	6,5	7,2	7,9	8,6	9,3	10,1
1,5	6,5	7,6	8,6	9,7	10,8	11,8	13	14,2	15,1
2,0	8,6	10,1	11,5	13,0	14,4	15,8	17,3	18,7	20,2
2,5	10,8	12,6	14,4	16,2	18,0	19,7	21,6	23,4	25,2
3,0	12,9	13,1	17,2	19,4	21,6	23,8	25,9	28	30,1
4,0	17,2	20,2	23,0	26,0	28,8	31,6	34,6	37,4	40,4
5,0	21,6	25,2	28,8	32,4	36,0	39,4	43,2	46,8	50,4
6,0	25,8	26,2	34,4	38,8	43,2	47,6	51,8	56	60,2

Наполнение водой грузеных бадей обычно производится при помощи легких пневматических забойных насосов (таблица 4.2). Для перекачки воды пригодны также переносные шламовые насосы с электродвигателем типов НАП и НШЛ (таблица 4.3).

Схема, представленная на рисунке 4.1, имеет ряд существенных недостатков: загроможденность насосом и трубами забоя ствола и затруднение механизированной погрузки породы; перебои работы насоса из-за сложности устройства постоянного приямка для храпка; необходимость перед взрыванием перемещения насоса в безопасную зону и связанное с этим затопление забоя и затраты времени на приведение забоя в безопасное состояние. По указанным причинам одноступенчатая схема при строительстве стволов в настоящее время считается нерациональной.

4.3 Водоотлив подвесными насосами

При притоке воды в ствол, превышающем производительность бадьевого водоотлива, применяют водоотлив подвесными насосами.

Техническая характеристика подвесных насосов приведена в таблице 4.4. Водоотлив по этой схеме осуществляется следующим образом (рисунок 4.2). Забойный насос откачивает воду в бак подвесного насоса, откуда подвесным насосом она перекачивается в горизонтальный водосборник или на поверхность.

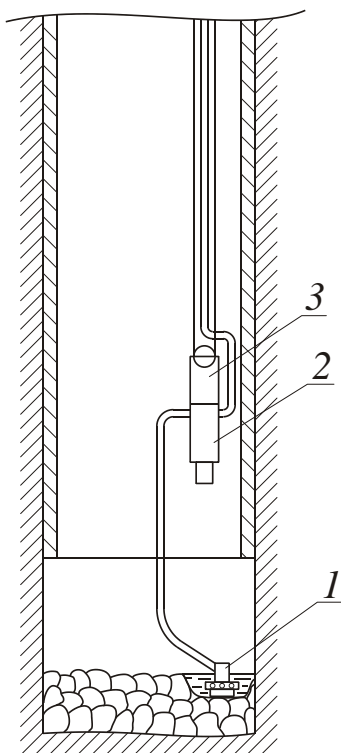


Рисунок 4.2 – Схема двухступенчатого водоотлива:

1 – забойный насос; 2 – промежуточная емкость; 3 – подвесной насос

Таблица 4.2 – Техническая характеристика пневматических насосов

Показатели	Пневматические насосы					
	НПП-1М	ПН-00	Н-1м	БН-15×4	«Малютка»	«Байкал»
Подача, м ³ /ч	34; 30;10	30	25	15	15	18
Давление водяного столба, МПа	0,06–0,2	0,06–0,08	0,4	0,04	0,04	0,4
Давление сжатого воздуха, МПа	0,4–0,5	0,45–0,5	0,45–0,5	0,4	0,55–0,6	0,5–0,6
Расход воздуха, м ³ /мин	1,5	1,85	6	0,71–1	1	3
Диаметр шланга, мм:						
для подачи сжатого воздуха	22	22	32	19	19	25
для откачки воды	65	60	50	51	38	80
Основные размеры насоса, мм:						
длина	2850	300	490	380	270	510
ширина	215	230	300	320	260	472
высота	475	390	450	300	275	672
Масса, кг	29,3	22,5	30	12,7	12,8	76

Таблица 4.3 – Техническая характеристика электрических насосов

Показатели	Электрические насосы					
	НАП-6П	НАП-10П	НАП-2П	НАП-40П	НШЛ-1	
Подача, м ³ /ч	6	10	20	40	17	
Давление водяного столба, МПа	0,7	0,12	0,17	0,17	0,09	
Мощность электродвигателя, кВт	0,5	1,7	2,8	4,5	1,7	
Частота вращения, с	48	48,1	48,1	48,1	24,1	
Основные размеры, мм:						
длина	330	360	375	480	350	
ширина	330	380	380	480	350	
высота	445	475	485	615	645	
Масса, кг	35	49,5	59,5	71	50	

Таблица 4.4 – Техническая характеристика подвесных насосов

Показатели	Подвесные насосы				
	ППН-50×12	ППН-30×250	ВП-2	ВП-3с	ПН-2
Подача, м ³ /ч	50	30	35	50	35
Давление водяного столба, МПа	2,5	2,5	4	3,6	1,5
Число рабочих колес	12	15	6	6	7
Диаметр, мм:					
всасывающего шланга	100	100	100	100	76
нагнетательной трубы	100	100	100	100	76
Электродвигатель:					
тип	АВШ-75	АВШ-45	А0-92-2	А0-92-2	А0-73-2
мощность, кВт	75	45	100	100	28
частота вращения, с	24,5	24,5	49,3	49,3	49
Размеры насоса в плане, мм	950×990	950×980	986×1030	992×1020	665×635
Длина насоса, мм	11150	12000	5776	5040	3120
Масса, кг	2665	3020	2500	2500	1450

В зависимости от глубины ствола и величины притока воды водоотлив с применением проходческих подвесных насосов может быть организован по одно-, двух- и многоступенчатой схемам.

Схема одноступенчатого водоотлива, когда вода из забоя ствола может быть выдана подвесными насосами, применяется при притоках воды до 25–30 м³/ч и глубине ствола до 300 м.

При строительстве стволов глубиной до 300 м применяется двухступенчатая схема водоотлива (см. рисунок 4.2). В этом случае подвесной насос с приемным баком подвешивают над подвесным полком на расстоянии 25–30 м от забоя. Забойный пневматический насос перекачивает воду из забоя в бак, а подвесной насос – из бака на поверхность. Подвесной насос по мере проходки опускают с наращиванием водоотливного става.

Конструкция хомута для подвески труб и кабеля подвесного проходческого насоса приведена на рисунке 4.3.

Преимущества схемы: возможность автоматизации работы подвесного насоса; откачка подвесным насосом частично очищенной воды; отсутствие помех со стороны подвесного насоса с баком работе породопогрузочной машины; отсутствие необходимости подъема и спуска насоса при взрыве и благодаря этому сокращение времени проходческого цикла.

Выбор типа подвесного насоса зависит от ожидаемого притока воды в ствол и отметки низа водоносного горизонта.

Глубина ствола, с которой возможно откачивать воду используя забойный и подвесной насосы, определяется суммарным напором, создаваемым забойным и подвесным насосами.

При использовании забойного насоса Н-1М с напором 40 м величина столба составит:

для насоса ППН-50×12

$$40 + 250 = 290 \text{ м};$$

для насоса ВП-3С

$$40 + 360 = 400 \text{ м};$$

для насоса ВП-2

$$40 + 150 = 190 \text{ м}.$$

При большой глубине водяных горизонтов следует применять водоотлив с использованием перекачных станций.

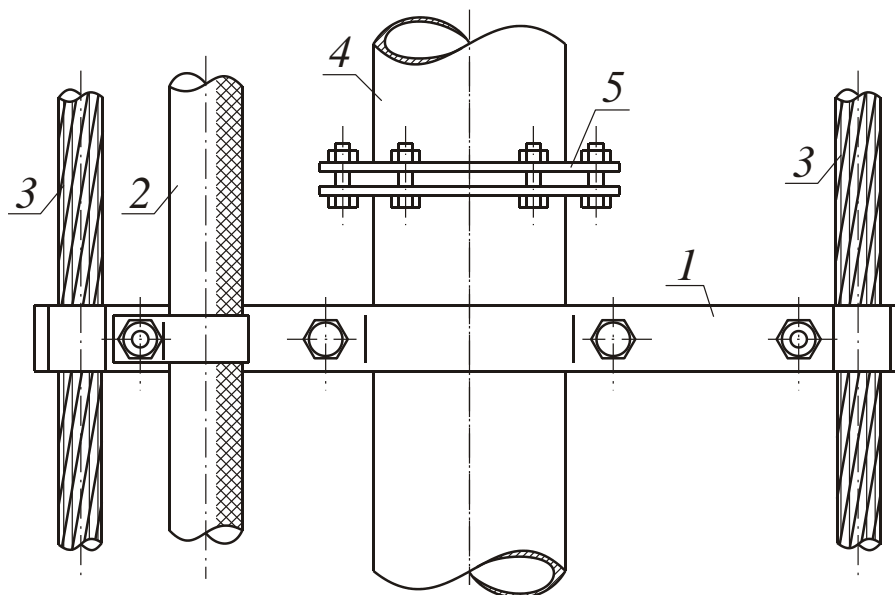


Рисунок 4.3 – Конструкция хомута для подвески труб и кабеля подвесного проходческого насоса:

1 – хомут; 2 – электрокабель; 3 – подвесной конец;
4 – трубопровод водоотлива; 5 – фланцы трубопровода

При проходке стволов глубиной более 300 м применяют трехступенчатую схему (рисунок 4.4). Воду из забоя откачивают забойным насосом 1 в бак 2 подвесного насоса, который затем подает воду по водоотливному ставу 3 в водосборник 4 перекачной станции. Из водосборника воду откачивают горизонтальными насосами 5 по водоотливному ставу 6 на поверхность. Водоотливной став от перекачной станции по поверхности обычно крепится к стенкам ствола.

В стволах большой глубины целесообразна многоступенчатая схема водоотлива с устройством нескольких перекачных станций. Перекачные насосные станции располагают у ствола. Водосборники – железобетонные или металлические – имеют вместимость, равную часовому притоку воды, и располагаются в удаленной части камеры. В части камеры, примыкающей к стволу, размещают водоотливное оборудование и пусковую аппаратуру.

Если перекачная станция располагается на большой глубине, то вблизи насосной станции сооружают электроподстанцию с понижающим трансформатором, высоковольтным распределительным устройством, автоматическим выключателем и магнитным пускателем.

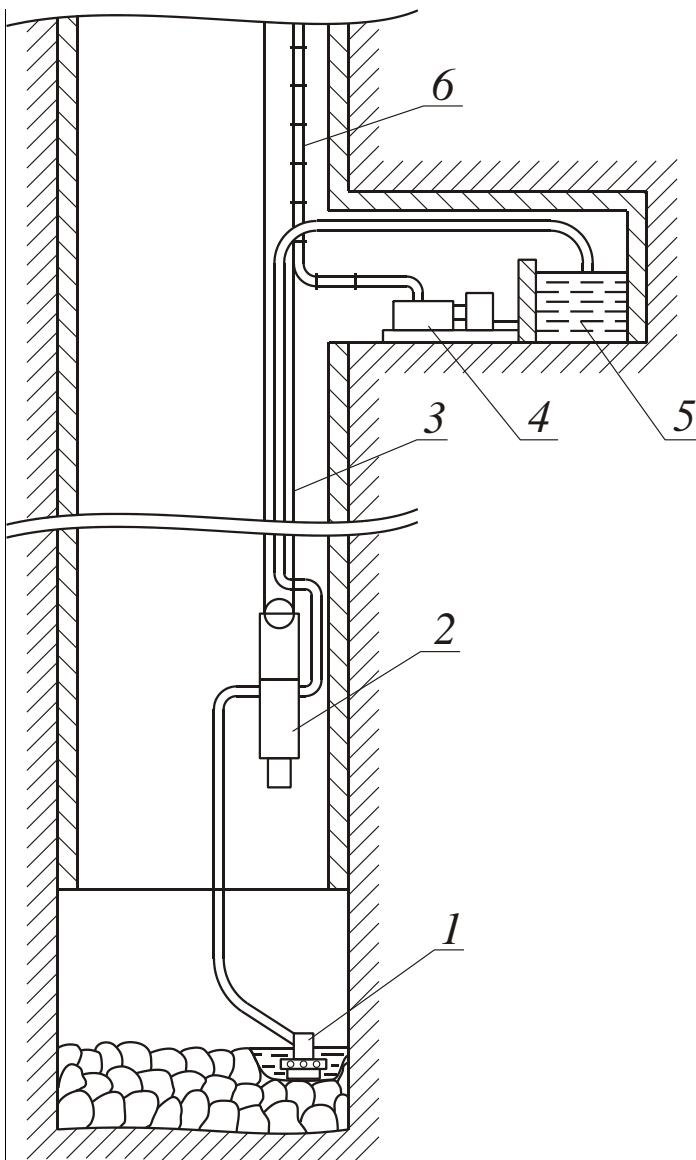


Рисунок 4.4 – Трехступенчатая схема водоотлива:

- 1 – забойный насос;
- 2 – подвесной насос;
- 3 – став подвесного насоса;
- 4 – водосборник;
- 5 – перекачной насос;
- 6 – трубопровод

При одновременной проходке двух близко расположенных стволов перекачные насосные камеры устраивают у одного из них. В другом стволе устраивают водоулавливающие устройства, воду из которых по наклонным скважинам перепускают в водосборники перекачных станций.

Подвесные проходческие насосы состоят из насосного узла, электродвигателя, рамы с подвесным устройством, регулирующей задвижки, обратного клапана, напорных труб, заливочного устройства и гибкого рукава с приемной сеткой.

Техническая характеристика подвесных насосов приведены в таблице 4.4. Во временных перекачных насосных камерах обычно устанавливаются центробежные секционные насосы типа ЦНС (таблица 4.5).

Таблица 4.5 – Техническая характеристика центробежных насосов ЦНС

Тип насосного агрегата	Подача, м ³ /ч	Давление (полное), МПа	Число колес, шт.	Электродвигатель			
				напряжение, В	мощность, кВт	частота вращения, с	
тип							
ЦНС 38-44	38	0,44	2	380	7,5	50	BAO 51-2
ЦНС 38-66	38	0,66	3	380	10	50	BAO 52-2
ЦНС 38-88	38	0,88	4	380/660	17	50	BAO 62-2
ЦНС 38-110	38	1,10	5	380/660	22	50	BAO 71-2
ЦНС 38-132	38	1,32	6	380/660	30	50	BAO 72-2
ЦНС 38-154	38	1,54	7	380/660	30	50	BAO 72-2
ЦНС 38-176	38	1,76	8	380/660	30	50	BAO 72-2
ЦНС 38-198	38	1,98	9	380/660	40	50	BAO 81-2
ЦНС 38-220	38	2,20	10	380/660	40	50	BAO 81-2
ЦНС 60-60	60	0,66	2	380/660	22	50	BAO 71-2
ЦНС 60-99	60	0,99	3	380/660	30	50	BAO 72-2
ЦНС 60-132	60	1,32	4	380/660	40	50	BAO 81-2
ЦНС 60-165	60	1,65	5	380/660	55	50	BAO 82-2
ЦНС 60-198	60	1,98	6	380/660	55	50	BAO 82-2
ЦНС 60-264	60	2,64	8	380/660	75	50	КО 51-2
ЦНС 60-297	60	2,97	9	380/660	75	50	КО 51-2
ЦНС 60-330	60	3,30	10	380/660	100	50	КО 51-2
ЦНС 105-98	105	0,98	2	380/660	55	50	BAO 82-2
ЦНС 105-147	105	1,47	3	380/660	75	50	BP 2505-2
ЦНС 105-196	105	1,96	4	380/660	110	50	BP 2805-2
ЦНС 105-245	105	2,45	5	380/660	132	50	BAO 3150-2
ЦНС 105-294	105	2,94	6	380/660	160	50	BAO 315M-2

Окончание таблицы 4.5

Тип насосного агрегата	Подача, м ³ /ч	Давление (полное), МПа	Число колес, шт.	Электродвигатель			
				напряжение, В	мощность, кВт	частота вращения, с	тип
ЦНС 105-343	105	3,43	7	380/660	160	50	BAO 315M-2
ЦНС 105-392	105	3,92	8	6000	200	50	BAO 450M-2
ЦНС 105-441	105	4,41	9	660	250	50	BAO 450-2
ЦНС 105-490	105	4,90	10	660	250	50	BAO 450-2
ЦНС 180-85	180	0,88	2	380/6600	75	25	КО 51-4
ЦНС 180-128	180	1,28	3	380/660	100	25	BAO 92-4
ЦНС 180-170	180	1,70	4	380/660	132	25	BAO 2-2809-4
ЦНС 180-212	180	2,12	5	380/660	160	25	BAO 2-280M-4
ЦНС 180-225	180	2,25	6	6000	200	25	BAO 2-4505-4
ЦНС 180-297	180	2,97	7	660	250	25	BAO 2-450M-4
ЦНС 180-340	180	3,40	8	660	250	25	BAO 2-450M-4
ЦНС 180-383	180	3,33	9	6000	315	25	BAO 2-450A-4
ЦНС 180-425	180	4,25	10	6000	315	25	BAO 2-450A-4
ЦНС 180-500	180	5,0	7	6000	400	50	BAO 2-450-2
ЦНС 180-600	180	6,0	8	6000	500	50	2A3MΠ1-5100
ЦНС 180-700	180	7,0	9	6000	630	50	2A3MB1-630
ЦНС 180-800	180	8,0	10	6000	630	50	2A3MB1-630/6000

4.4 Водоулавливание

Сущность водоулавливания заключается в том, что у крепи ствола монтируется водоулавливающий кольцевой желоб, в который собирается большая часть падающей по стволу воды. Из водоулавливающего желоба вода по шлангу поступает в перекачную насосную станцию.

Водоулавливающий желоб (рисунок 4.5) делают из листовой стали толщиной 3–4 мм, шириной 20–30 см, высотой 20–25 см. При значительном капеже для увеличения площади улавливания воды к желобу прикрепляют козырек.

Для закрепления водоулавливающих желобов в бетонной крепи бурят шпуров глубиной 25–30 см, в которые забивают деревянные пробки. В крепи ствола делается штроба, а зазор между желобом и крепью уплотняется промасленной веревкой или ветошью.

Из водоулавливающего желоба 1 вода по шлангу 2 поступает в бак перекачной насосной станции, а затем насосами откачивается на поверхность земли.

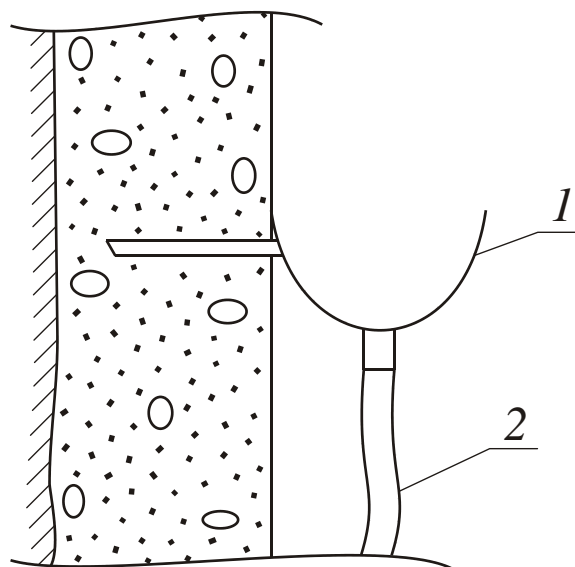


Рисунок 4.5 – Водоулавливание

На рисунке 4.6 показана схема водоулавливания при строительстве вспомогательного ствола № 3 шахты «Коксовая-1». На отметке –68 м от поверхности под опорный венец было заделано водоулавливающее кольцо 1 из швеллера № 20 с наклоном в сторону спускного патрубка, к которому приварен козырек 2. Откачивание воды на по-

верхность производилось при помощи эрлифта 3, подвешенного на канате 4, который удерживался лебедкой ЛП-5.

Такое устройство позволяло улавливать и откачивать на поверхность большую часть протока воды, а оставшая часть откачивалась насосом НПП-1 в бадьи и вместе с породой выдавалась на поверхность.

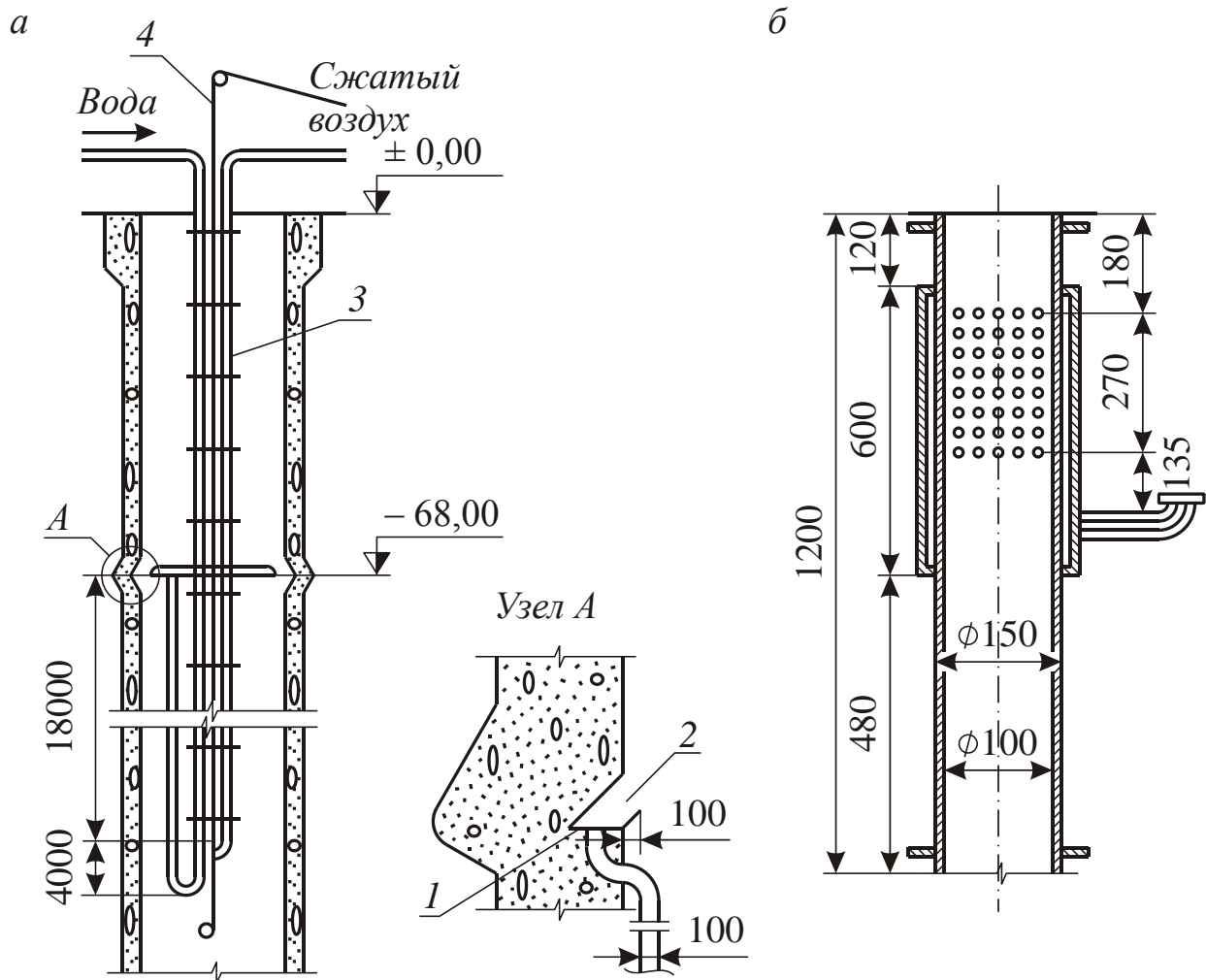


Рисунок 4.6 – Схема водоулавливания при проходке ствола № 3 шахты «Коксовая-1» (Кузбасс):
а – схема установки эрлифта; *б* – смеситель

Из водоулавливателей различных конструкций вода по трубам или шлангам может спускаться в бак подвесного насоса или в водосборник перекачной станции.

4.5 Водоотлив с использованием перекачных станций

При наличии в стволе сопряжений с горизонтом перекачную станцию целесообразно располагать в сопряжениях, а вместо водосборников устанавливать металлические баки.

Откачка воды при проходке вертикальных стволов с использованием перекачных станций применяется в двух случаях.

Первый случай, когда для уменьшения притока воды в забой ствола ниже уровня водоносного горизонта устанавливают водоулавливающее кольцо, из которого вода направляется в водосборник перекачной станции, откуда она откачивается горизонтальными насосами на поверхность.

Применяемые конструкции водоулавливающих колец приведены на рисунке 4.7.

Второй случай, когда суммарный напор забойного и подвесного насоса не обеспечивает откачку воды на поверхность (рабочий горизонт).

Перекачные станции должны быть простыми по устройству и нетрудоемкими при их строительстве.

В перекачной станции устраивают водосборник или металлический бак, в который подается вода подвесным насосом. Из водосборника вода откачивается горизонтальными насосами на поверхность (рабочий горизонт) (рисунок 4.8).

Уровень горизонтального насоса должен быть ниже уровня воды в водосборнике. Это исключает необходимость заливки насоса водой перед его запуском в работу.

Работа перекачных горизонтальных насосов с подпором, т. е. когда уровень воды в водосборнике выше уровня насоса, повышает их надежность, упрощает автоматизацию и снижает расход электроэнергии при откачке воды.

При недостаточной вместимости водосборника требуется частое включение и выключение перекачного насоса, что значительно сокращает его срок службы. Этого можно избежать, отрегулировав подачу насоса так, что насосы не будут отключаться.

Регулировка подачи насоса производится двумя способами.

1. Регулировка подачи насоса достигается задвижкой, установленной на нагнетательном трубопроводе.

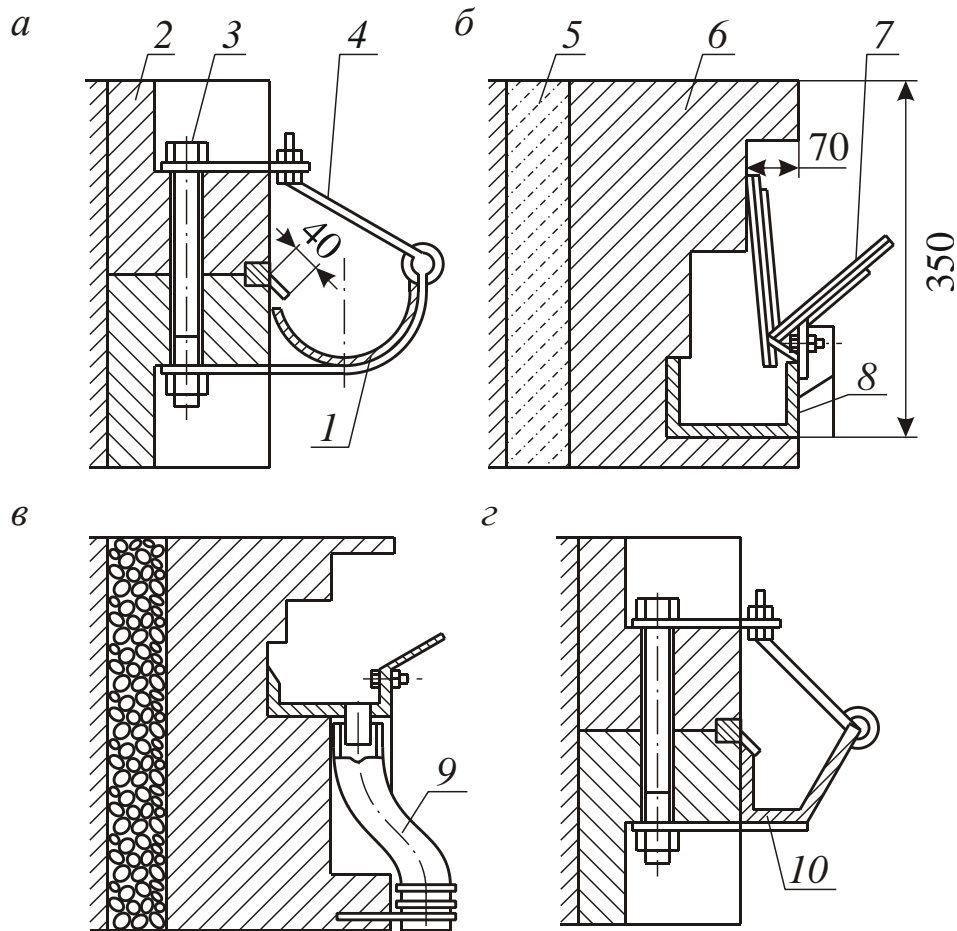


Рисунок 4.7 – Конструкции водоулавливающих желобов из стальных труб (а), листовой стали с откидным отражателем (б), швеллера (в), листовой или профильной стали (г):

- 1 – тубинг; 2 – болт крепления тубингов; 3 – желоб из стальной трубы; 4 – деталь крепления желоба; 5 – тампонажный слой; 6 – бетонитовая или кирпичная кладка; 7 – желоб из листовой стали; 8 – съемный отражатель; 9 – труба для стока; 10 – желоб из листовой или профильной стали

2. Всасывающий и нагнетательный трубопроводы соединяются между собой перепускной трубой с регулирующей вставкой. Если всасывающего количества воды недостаточно для работы насоса, то вода во всасывающий трубопровод поступает из нагнетательного трубопровода по перепускной трубе, а ее количество регулируется задвижкой.

Перекачные станции должны быть простыми по устройству, нетрудоемкими при строительстве, простыми при обслуживании.

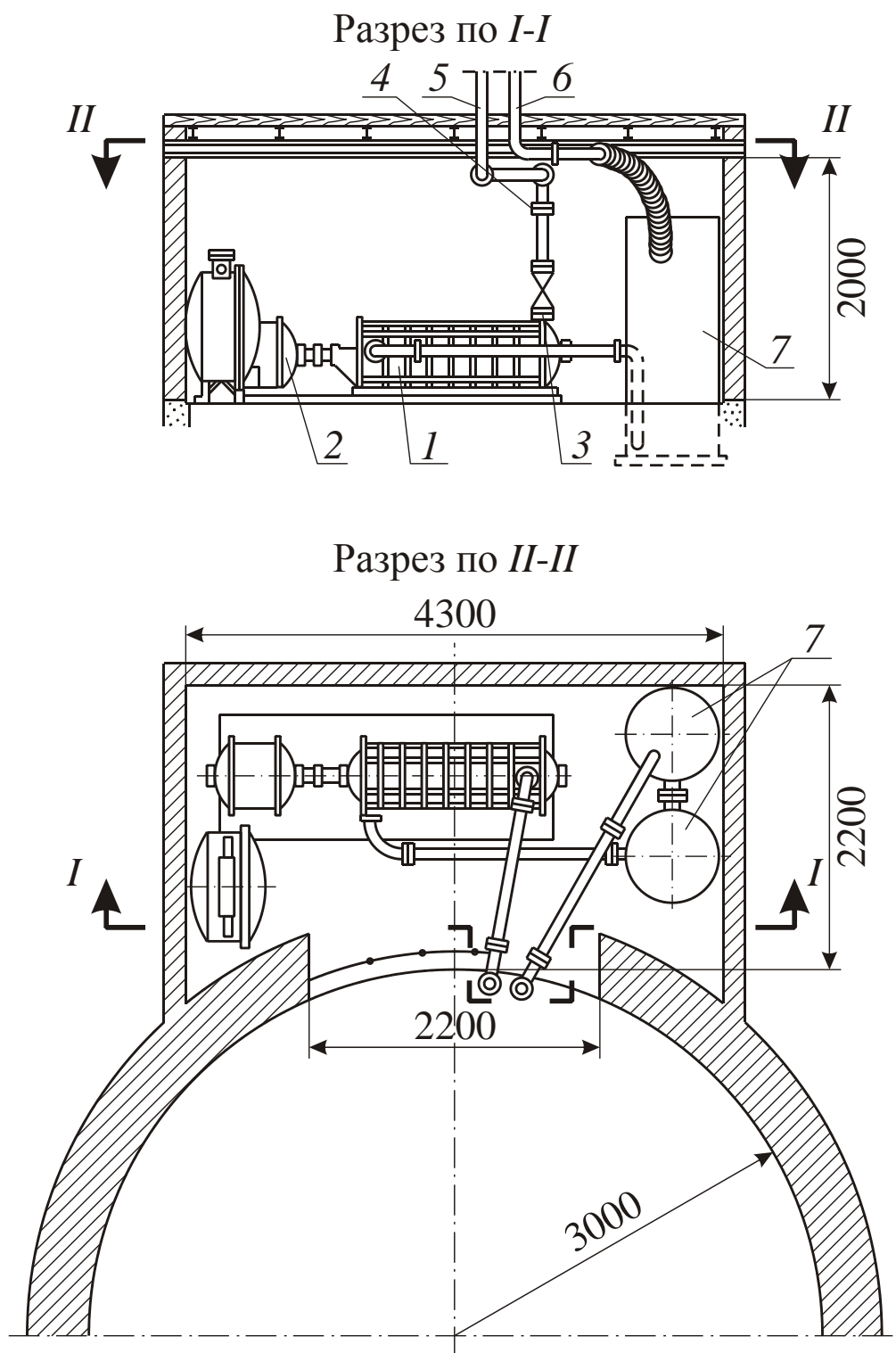


Рисунок 4.8 – Схема перекачной насосной станции с металлическими водосборными баками:
 1 – насос; 2 – электродвигатель; 3 – задвижка; 4 – обратный клапан;
 5 – став нагнетания; 6 – труба для спуска воды из водоуправляющего кольца в баки; 7 – металлические баки

При строительстве глубоких шахт значение перекачного водоотлива в общем комплексе проходческого водоотлива возрастает. Распространение водоулавливания в практике шахтного строительства способствовало еще более широкому применению перекачных насосных станций, сооружаемых для различных величин притоков воды.

Имеется много примеров проведения глубоких стволов, когда благодаря водоулавливанию нет необходимости применять подвесные насосы. Для этих целей водоотлив оборудовался только перекачными насосными станциями. Некоторые из конструкций перекачных насосных станций, применяемых при строительстве вертикальных стволов в обводненных породах, приведены на рисунках 4.8–4.11.

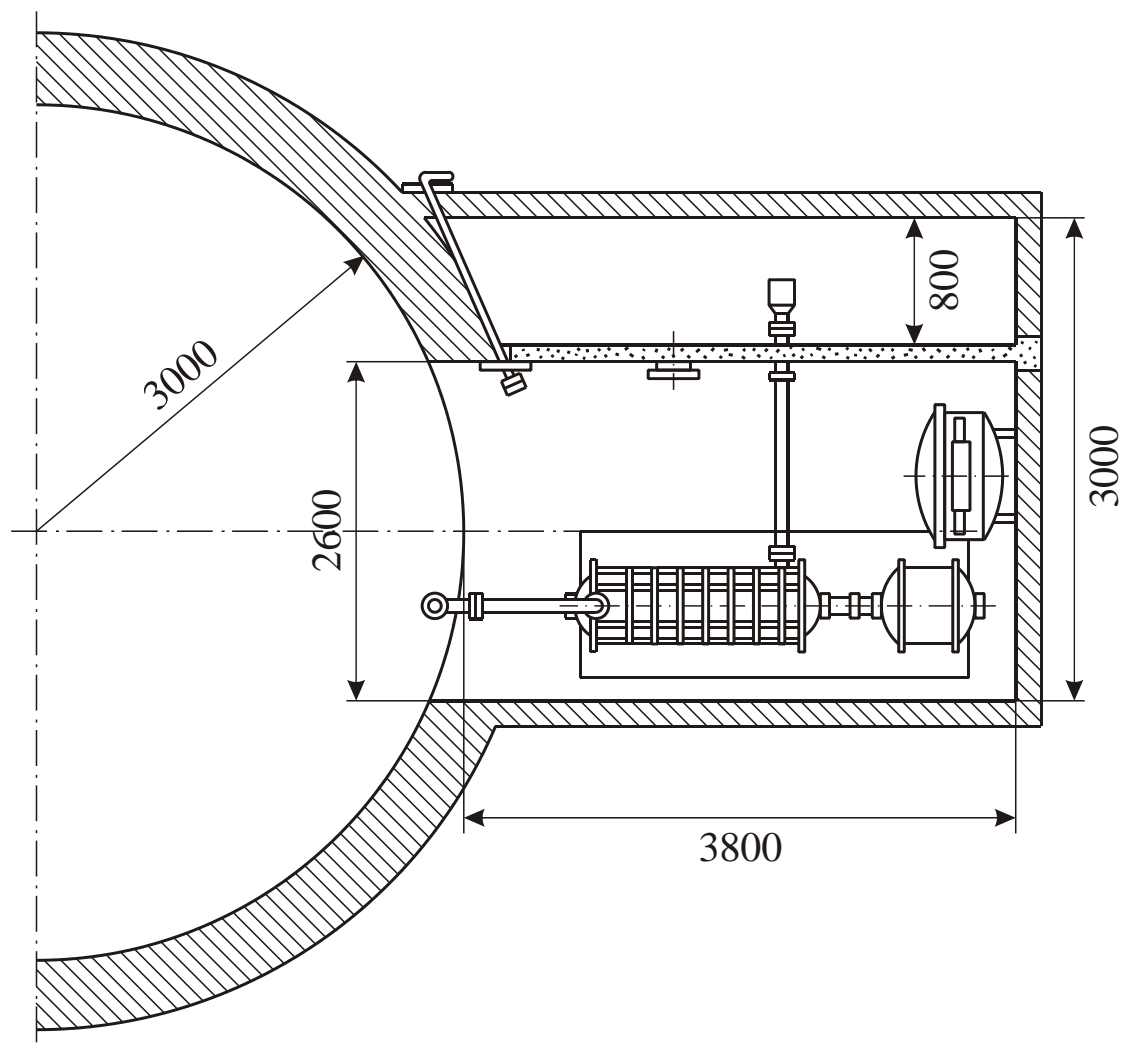


Рисунок 4.9 – Схема перекачной насосной станции с боковым расположением водосборника

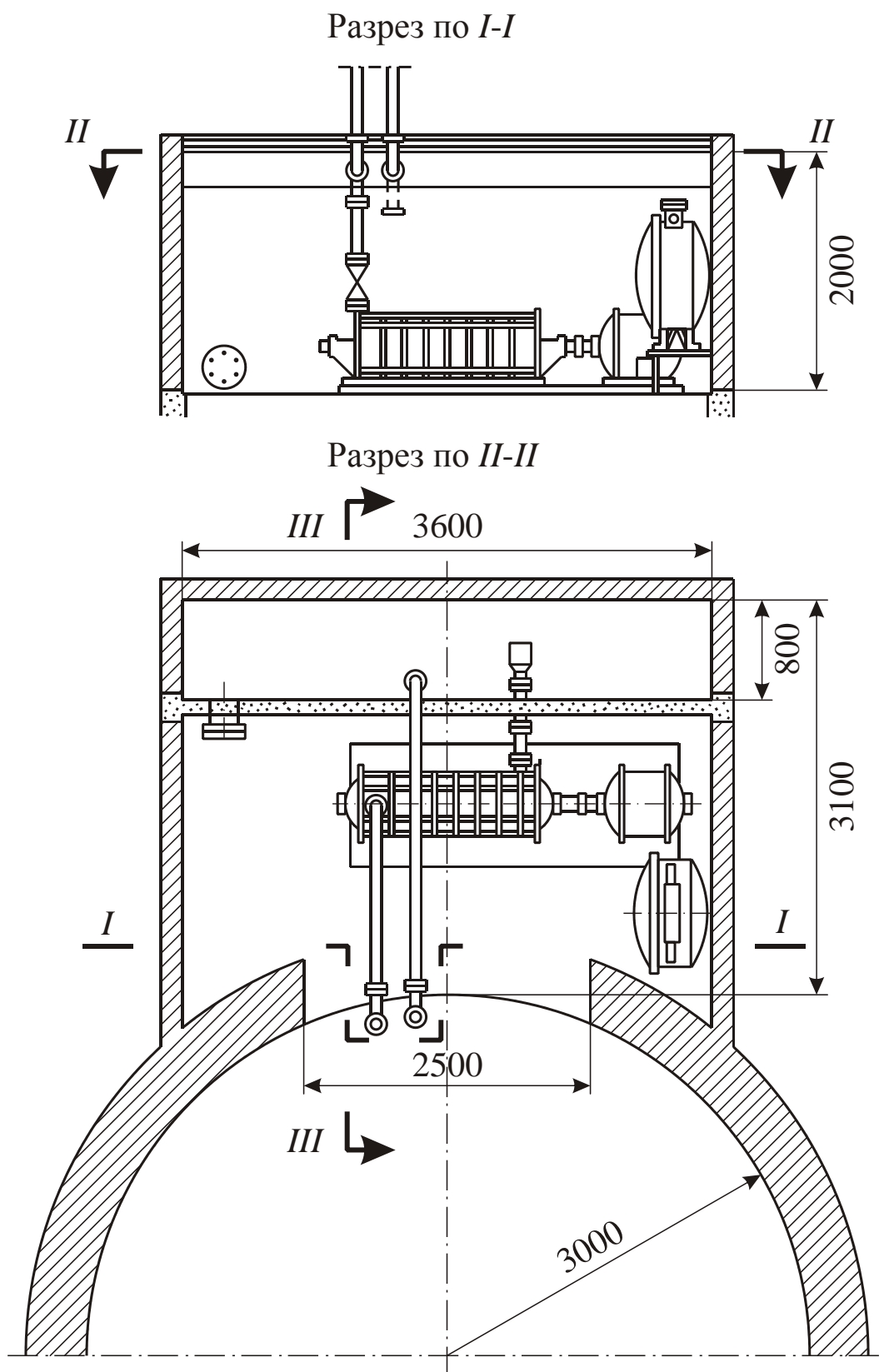


Рисунок 4.10 – Схема перекачной насосной станции с одним насосом и водосборником

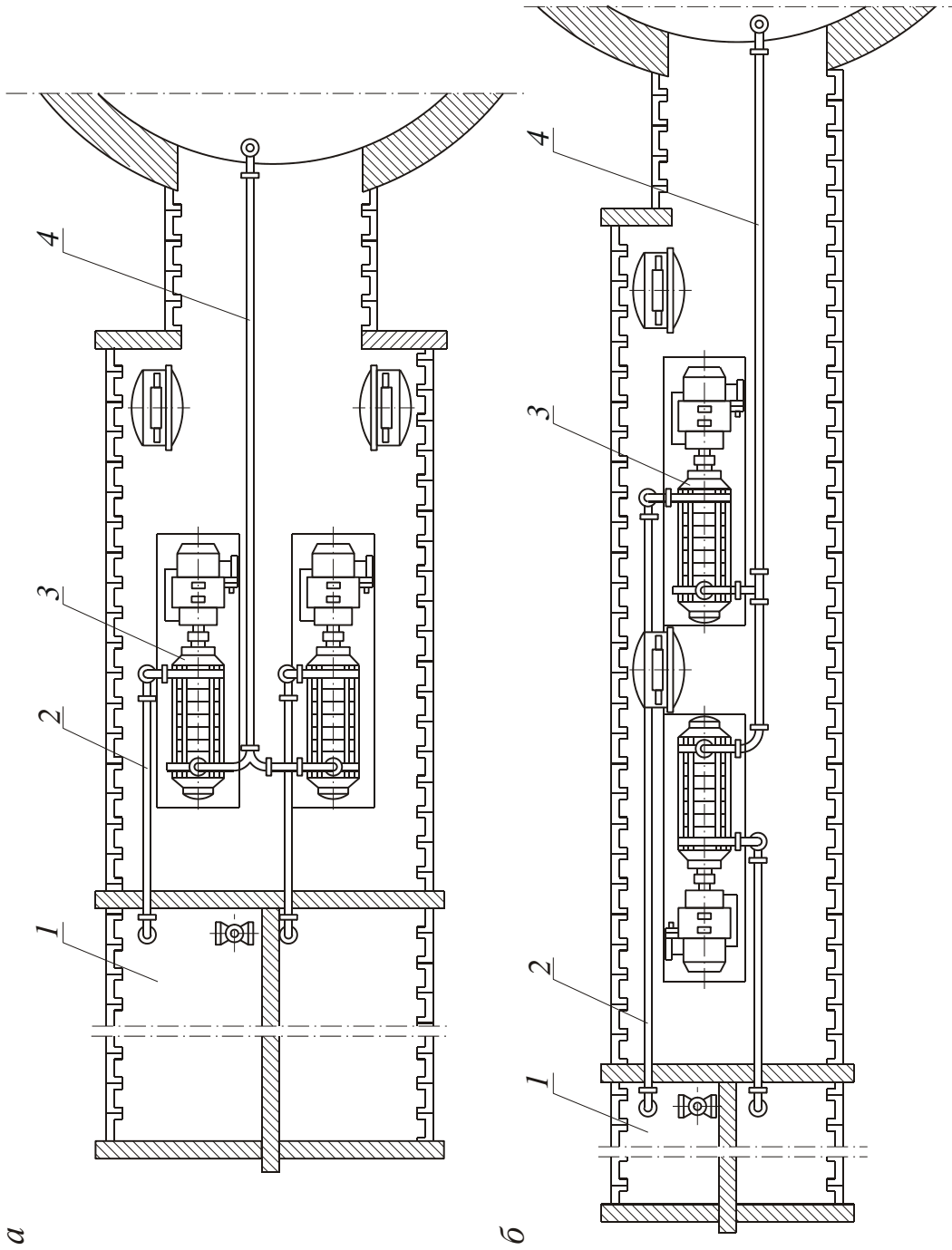


Рисунок 4.11 – Перекачные станции при параллельном (а) и последовательном (б) расположении агрегатов в камере:
 1 – водосборник; 2 – всасывающий трубопровод; 3 – насосный агрегат;
 4 – выдачный трубопровод

4.6 Спуск воды по скважине

При строительстве некоторых стволов в Кузбассе вода спускалась на подготовляемый горизонт по предварительно пробуренной скважине в центре ствола и через другой ранее пройденный ствол выдавалась на поверхность (рисунок 4.12).

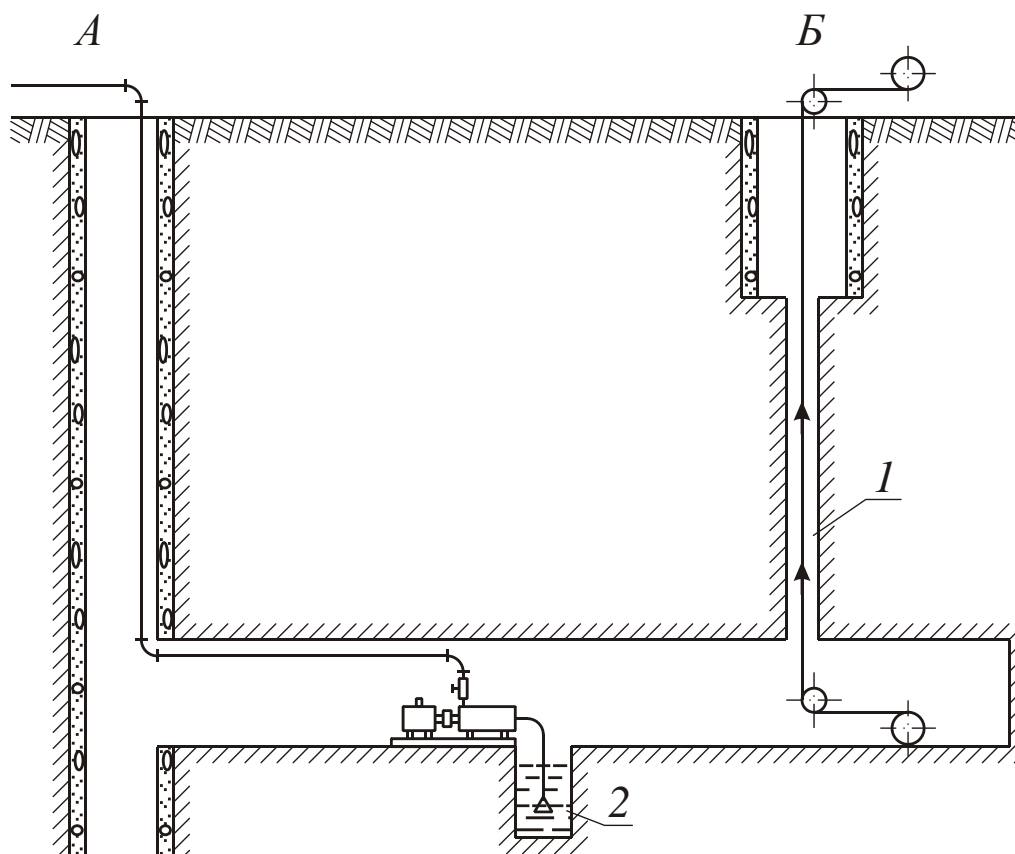


Рисунок 4.12 – Спуск воды по скважине:

А – ранее пройденный ствол, служащий для откачки воды из водосборника на поверхность;

Б – строящийся ствол с передовой скважиной (*1*);

2 – зумпф

Скважину диаметром 190–350 мм бурят в центре ствола, обсаживают перфорированными трубами и пропускают канат, на котором в нескольких местах прикреплены скребки. В случае засорения скважины ее очищают этими скребками, передвигая канат по скважине.

По скважине большего диаметра можно производить и спуск породы. Для этого скважину обсаживают перфорированными трубами и пропускают канат, на котором в нескольких местах прикрепле-

ны скребки. В случае засорения скважины ее очищают этими скребками, перемещая канат по скважине.

На горизонте устраивается отстойник (зумпф 2), из которого вода насосами откачивается на поверхность или в водосборник горизонта.

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 4 приведены в приложении В.

4.7 Типовые примеры с решением

Пример 1. Осуществляется строительство вертикального клетового ствола по вмещающим породам (мощность, м/водоприток, м³/ч): наносы: супеси – 10/2; коренные породы: аргиллит – 38/4, песчаник – 79/10, известняк – 122/8, алевролит – 140/20, сланец – 11/5. Вместимость бадьи – 3,0 м³. Необходимо рассчитать водоотлив при строительстве вертикального ствола.

Водоотлив бадьями

Наиболее простой и часто применяемый на практике способ водоотлива – выдача воды из забоя в бадьях одновременно с выдачей породы, за счет заполнения пустот между кусками породы. Производительность бадьевого водоотлива определяется по формуле (4.3):

$$Q_6 = \frac{3600V_6 K_3 \mu_0}{K_H T_{ц}},$$

где V_6 – вместимость бадьи, $V_6 = 3,0$ м³; K_3 – коэффициент заполнения бадьи, $K_3 = 0,9$; μ_0 – коэффициент, учитывающий содержание пустот в загруженной породой бадье, $\mu_0 = 0,5$; K_H – коэффициент неравномерности работы подъема, $K_H = 1,4$; $T_{ц}$ – продолжительность цикла подъема, определяется по формуле (4.4):

$$T_{ц} = \frac{2H - 37}{V} + 2,6V + 144,$$

где H – глубина ствола с зумпфом, $H = 400$ м; V – максимальная скорость движения бадьи по направляющим канатам, $V = 7$ м/с;

$$T_{ц} = \frac{2 \cdot 400 - 37}{7} + 2,6 \cdot 7 + 144 = 271,2 \text{ с};$$

$$Q_6 = \frac{3600 \cdot 3 \cdot 0,9 \cdot 0,5}{1,4 \cdot 271,2} = 12,8 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Таким образом, для бадьевого водоотлива (см. рисунок 4.1) принимаем забойный насос Н-1м, техническая характеристика которого представлена в таблице 4.2.

С отметки -48 м до отметки -127 м водоприток усиливается до $Q = 10 \text{ м}^3/\text{ч}$, и возникает необходимость в установке пустой бадьи на воду. Схема водоотлива представлена на рисунке 4.13.

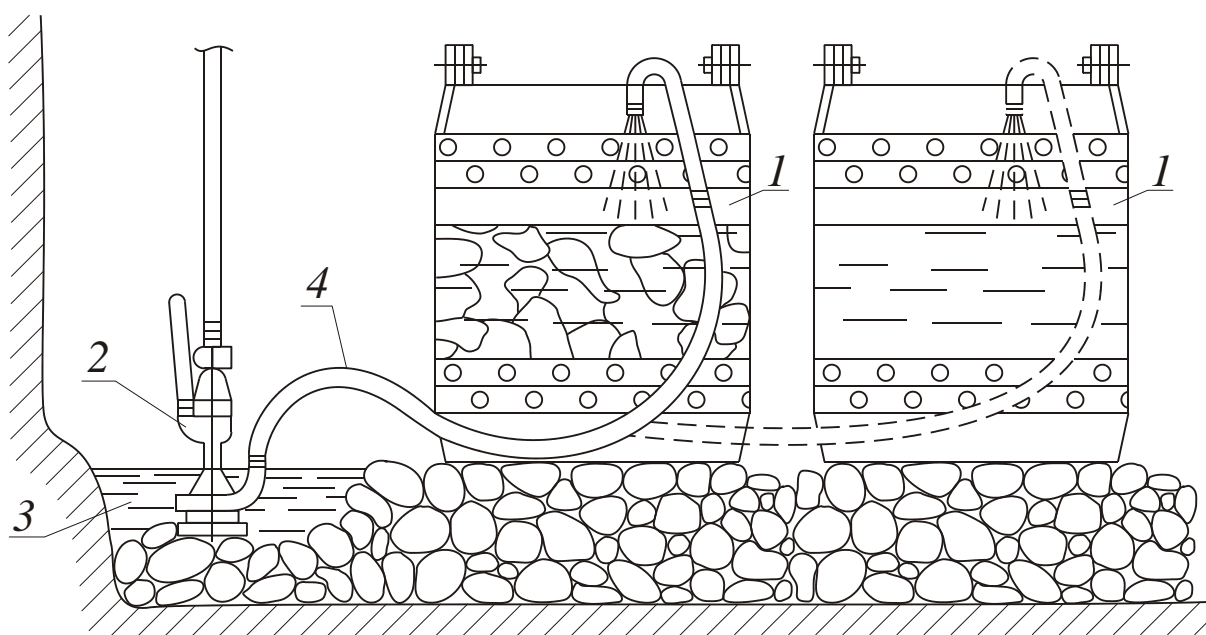


Рисунок 4.13 – Водоотлив с установкой дополнительной бадьи:
1 – бадья; 2 – пневматический насос; 3 – приямок для насоса;
4 – шланг для нагнетания воды в бадью

С отметки -249 м до отметки -400 м водоприток усиливается до $Q = 20 \text{ м}^3/\text{ч}$, и возникает необходимость во многоступенчатом водоотливе. Схема водоотлива представлена на рисунке 4.4.

Принимается трехступенчатый водоотлив с использованием подвешенного насоса ВП-2, техническая характеристика которого представлена в таблице 4.4.

Из водосборника вода перекачивается горизонтальными насосами типа ЦНС 38–44 на поверхность земли, техническая характеристика которого представлена в таблице 4.5. Вместимость железобетонного водосборника принимается равной часовому притоку воды.

Ниже водоносного пласта устраивается водоулавливающее кольцо, вода из которого спускается в перекачную станцию, что уменьшает капезж в стволе и приток воды в забой. По данной схеме вода из забоя откачивается забойным насосом в бак подвешного насоса, откуда подается в водосборник перекачной станции. Схема водоулавливающего кольца представлена на рисунке 4.5

Контрольные вопросы

- 1. Какие схемы водоотлива при строительстве вертикальных стволов вы знаете?*
- 2. При каких условиях применяется водоотлив бадьями?*
- 3. Начертите схему бадьевого водоотлива.*
- 4. При каких водопритоках применяется одноступенчатый водоотлив?*
- 5. Назовите недостатки одноступенчатого водоотлива.*
- 6. В чем сущность многоступенчатого водоотлива?*
- 7. Начертите схему трехступенчатого водоотлива.*
- 8. В чем сущность водоулавливания?*
- 9. Начертите принципиальную схему водоулавливания.*
- 10. Начертите схему спуска воды по скважине.*

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 5

ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ УГОЛЬНЫХ И РУДНЫХ ШАХТ

5.1 Общие сведения

Околоствольный двор (ОД) – взаимоувязанный комплекс капитальных горных выработок, расположенных непосредственно у ствола на определенном горизонте, специально оборудованных и соединяющих ствол с главными выработками горизонта, предназначенных для обслуживания горных работ на горизонте в соответствии с назначением ствола [1].

Главная функция околоствольного двора – передача грузов между подъемами, от магистрального транспорта к подъему, что предопределяет их тип, расположение и размеры основных откаточных выработок, механизацию маневровых и разгрузочных работ.

Кроме того, околоствольный двор выполняет ряд других функций: подачу свежего и выдачу отработанного воздуха, подвод, трансформацию и передачу в горные выработки электро- и пневмоэнергии, аккумуляцию и откачку на поверхность шахтных вод.

Околоствольные дворы при вертикальных стволах различают в зависимости от: типа подъемных сосудов – клетевые, скиповые, скипо-клетевые; числа въездов в околоствольный двор – односторонние и двусторонние; расположения и конфигурации выработок – круговые, тупиковые, челноковые, петлевые; числа путей в основных выработках – одно-, двух- и многопутевые.

В зависимости от вида используемого транспорта в наклонных стволах околоствольные дворы бывают с конвейерным, скиповым и вагонеточным подъемами.

Откаточные выработки околоствольных дворов бывают главными и обходными.

Главными выработками при клетевом подъеме являются выработки, непосредственно примыкающие к стволу, а при скиповом подъеме – выработка, в которой производится разгрузка вагонеток.

Обходными выработками называются откаточные выработки, соединяющие главные выработки околоствольного двора

и главную откаточную выработку шахты (рудника) – штрек или квершлаг.

Выработки, в которых расположены скиповые, клетевые и соединительные пути называются соответственно скиповыми, клетевыми и соединительными (обгонными) ветвями околоствольного двора.

Скиповые ветви имеют грузовую и порожняковую стороны.

Клетевые ветви – входную и выходную стороны.

В шахтах, где полезное ископаемое транспортируется к стволу конвейерами, в пределах околоствольного двора располагается конвейерная выработка.

Транспортные выработки, расположенные в околоствольном дворе, должны обеспечить минимальные по продолжительности маневры с составами вагонеток, прибывающих на околоствольный двор, и минимальные пробеги электровозов, а также исключить встречные потоки грузовых и порожних составов вагонеток.

В околоствольном дворе кроме транспортных выработок располагается также большое количество камер различного назначения.

Все камеры околоствольного двора по своему назначению можно разделить на камеры производственного и вспомогательного назначения.

Камеры производственного назначения: камера сопряжения клетевого ствола с околоствольным двором и комплексы камер: загрузочного устройства скипового подъема, главного водоотлива, электровозного депо, склада взрывчатых материалов и центральной электроподстанции.

Камеры вспомогательного назначения (камеры обслуживания): медицинский пункт, ожидания, противопожарного поезда, стоянки пассажирского состава, санузла и др.

Камеры с транспортными выработками соединяются с помощью ходков.

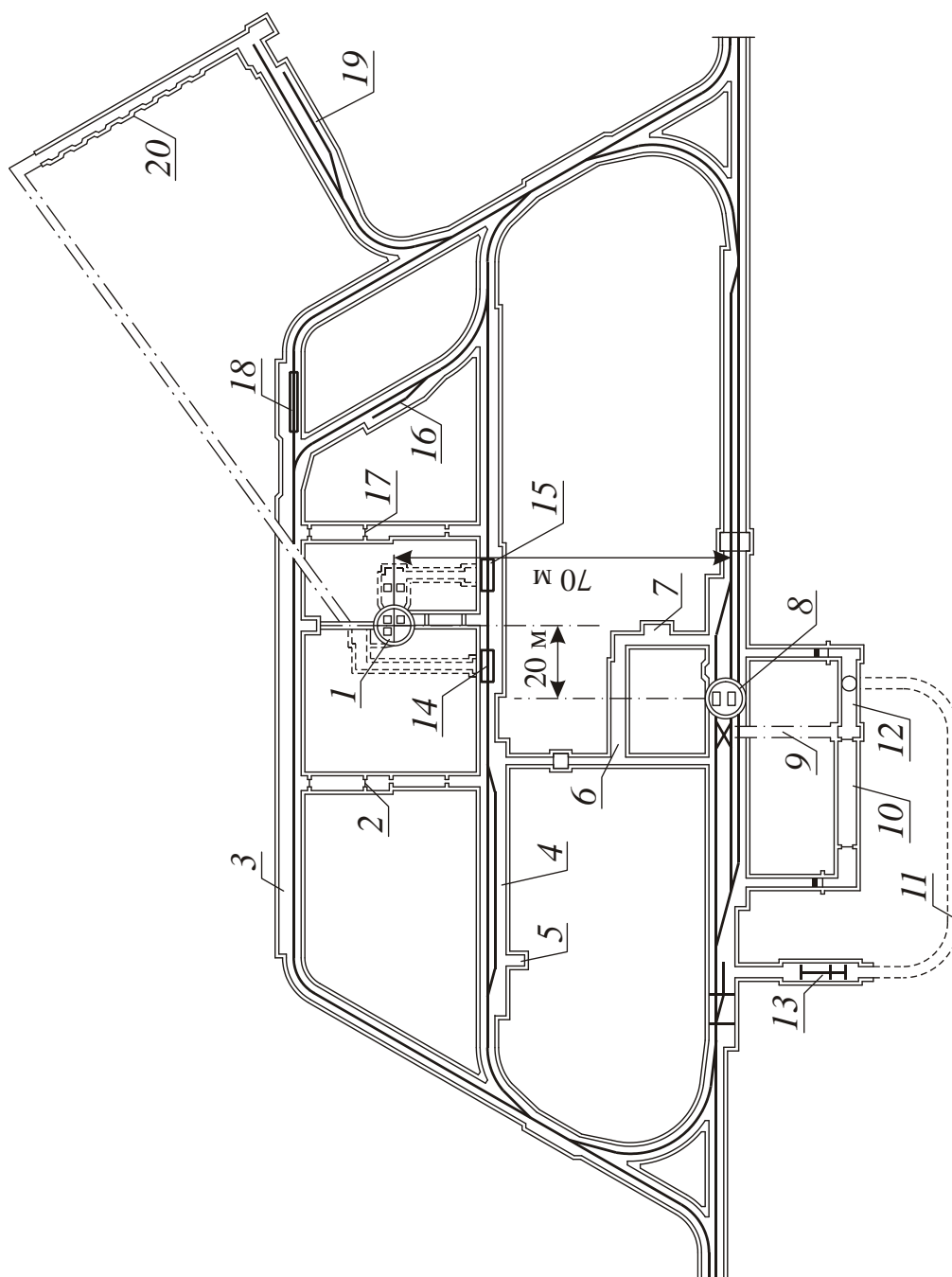
Условия размещения камер в околоствольном дворе определяются их назначением.

На рисунке 5.1 показан околоствольный двор кругового типа с расположением в нем всех основных камер производственного и вспомогательного назначения.

Рисунок 5.1 – Общая схема кругового околоствольного двора:

двора:

- 1 – скиповый ствол;
 2 – преобразовательная подстанция; 3 – зарядная камера; 4 – место стоянки людских вагонок;
 5 – санузел; 6 – камера ожидания; 7 – медпункт;
 8 – клетевой ствол; 9 – водотрубный ходок; 10 – центральная электроподстанция; 11 – водосборник;
 12 – насосная камера;
 13 – осветляющий резервуар; 14 – породная разгрузочная яма; 15 – угольная разгрузочная яма; 16 – место стоянки запасных электровозов; 17 – преобразовательная подстанция;
 18 – ремонтная мастерская;
 19 – депо противопожарного поезда; 20 – склад ВМ



5.2 Конфигурация околоствольных дворов угольных шахт

В околоствольном дворе угольных шахт обычно располагают два ствола: скиповой – для выдачи угля и породы; клетевой – для выполнения различных вспомогательных операций (спуск и подъем людей, доставка в ствол оборудования, материалов и др.).

Уголь и породу в околоствольном дворе обычно транспортируют в вагонетках типа УВГ (вагонетки с глухим кузовом) и саморазгружающихся вагонетках типа ВД и УВД, а при весьма большой мощности шахт уголь и горную массу от проведения выработок транспортируют с помощью конвейеров.

Применение вагонеток типа УВГ несколько усложняет маневры в околоствольном дворе, так как надо иметь у скипового ствола две транспортные выработки при установке опрокидывателей для разгрузки вагонеток (с углем и породой), а также увеличивает продолжительность маневров. Вагонетки типа ВД и УВД обеспечивают более быструю разгрузку без расцепки состава поездов. Это позволяет иметь в околоствольном дворе только одну транспортную ветвь у скипового ствола.

Транспортную ветвь при применении вагонеток типа ВД и УВД оборудуют двумя разгрузочными ямами – угольной и породной, располагаемыми последовательно. Ямы оборудуют разгрузочными кривыми и поворотными шинами для раскрытия и закрытия днища вагонеток. Поворотные шины породной ямы оборудуют дистанционно управляемым приводом, благодаря которому при пропуске смешанного состава (вагонетки с углем и породой) над породной ямой оператор перегрузочной станции производит избирательную разгрузку вагонеток с породой, отводя шины при пропуске вагонеток с углем.

По принципу движения грузовых и порожняковых составов вагонеток конфигурация транспортных выработок околоствольных дворов угольных шахт может быть разделена на две основные группы: круговые и петлевые околоствольные дворы. Реже применяют челноковый и тупиковый околоствольные дворы.

В угольной промышленности применяются четыре схемы околоствольных дворов [5]: круговую, петлевую, челноковую, тупиковую, принципиальные схемы которых приведены на рисунке 5.2.

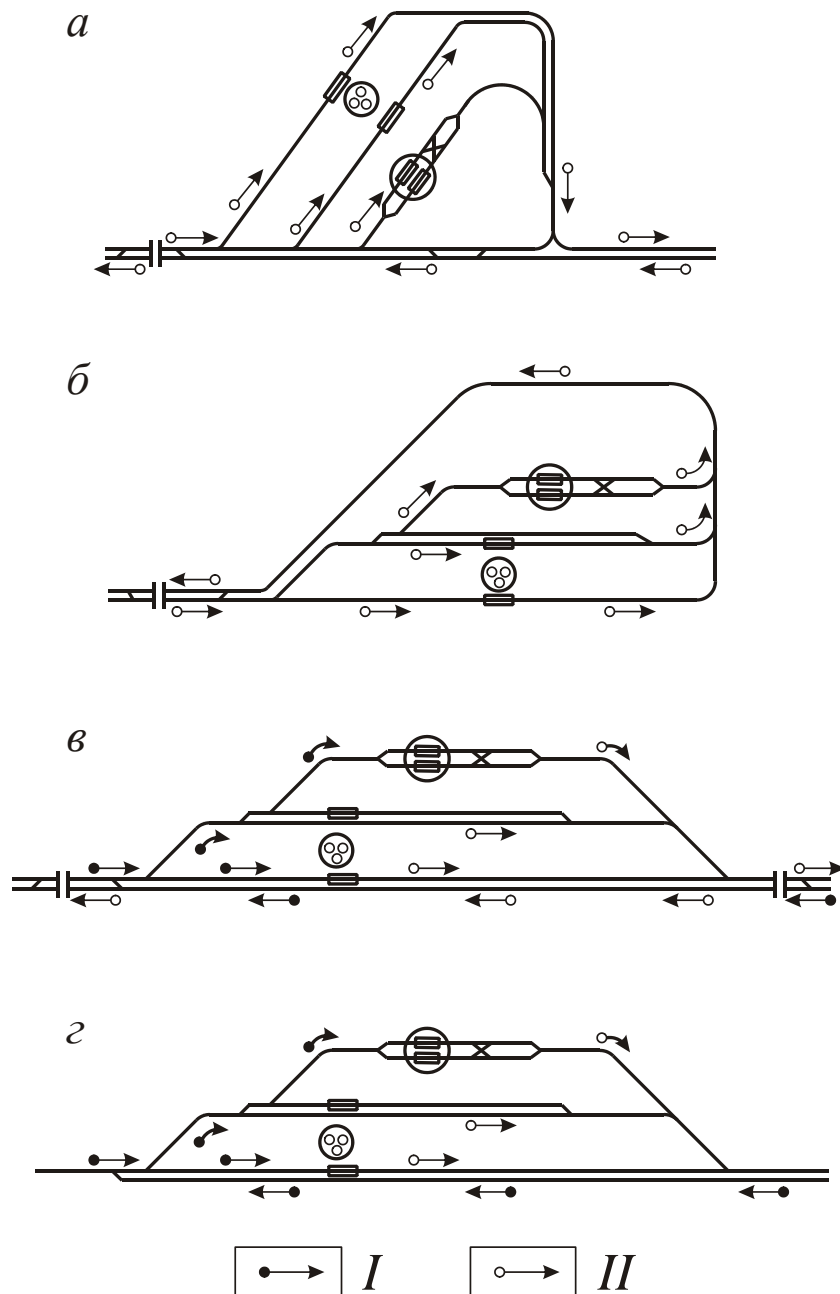


Рисунок 5.2 – Схемы околоствольных дворов:
а – круговая; *б* – петлевая; *в* – челноковая; *г* – тупиковая;
I – направление движения груженых (угольных и породных) составов; *II* – направление движения порожних составов

Основные преимущества околоствольных дворов кругового (рисунок 5.2, *а*) и петлевого (рисунок 5.2, *б*) типа – это сравнительная простота движения поездов; компактное расположение выработок; простая привязка к конкретным горно-геологическим условиям.

Недостатками круговых и петлевых околоствольных дворов являются: большое число закруглений пути и криволинейных выработок; сложность проведения и эксплуатации криволинейных выработок; недостаточное использование главной откаточной выработки.

Достоинства околоствольных дворов челнокового типа (рисунок 5.2, в) – прямолинейность выработок; удобство расположения оборудования; максимальное использование главной откаточной выработки.

Недостатки этой схемы – сложность маневров с составами, невысокая пропускная способность, сложность привязки к конкретным горно-геологическим условиям из-за большой длины выработок.

К недостаткам околоствольных дворов тупикового типа (рисунок 5.2, г) следует отнести: ограниченность области применения; необходимость обязательного проведения вентиляционной сбойки для проветривания тупиковой выработки; недостаточное использование главной откаточной выработки по сравнению с челноковой схемой; невысокая пропускная способность.

В зависимости от типа применяемых вагонеток околоствольные дворы с локомотивной откаткой подразделяются на дворы с транспортированием грузов в вагонетках с глухим кузовом (типа ВГ) и в саморазгружающихся секционных поездах или в вагонетках с откидным днищем (типа ПС, ВД и ВДК). В первом случае схема движения составов в околоствольном дворе может быть либо поточная, либо встречная с заталкиванием вагонеток, во втором случае – поточная. При применении вагонеток с глухим кузовом околоствольные дворы могут быть петлевыми, круговыми, челноковыми и тупиковыми. При саморазгружающихся составах околоствольные дворы могут быть только круговыми.

Наилучшие технико-экономические показатели имеют ОД, запроектированные применительно к вагонеткам с донной разгрузкой. Объем горных выработок околоствольных дворов этой группы на 30–50 % меньше по сравнению с околоствольными дворами с откаткой в вагонетках с глухим кузовом. Они обеспечивают обработку грузов на шахтах производственной мощностью до 10 тыс. т угля в сутки с максимальной степенью механизации маневровых и разгрузочных работ.

На рисунке 5.3 представлены схемы транспортных выработок кругового околоствольного двора. На рисунке 5.3, а показан околоствольный двор с круговой выработкой.

ствольный двор кругового типа, расположенный на главной выработке А-А (квершлаг, полевой или угольный штрек).

Уголь и породу транспортируют в вагонетках типа УВГ в скиповой ствол 3. На главной транспортной выработке смонтирован опрокидыватель 4 для разгрузки составов вагонеток с углем, и параллельно ей расположена выработка для разгрузки составов вагонеток с породой в породный опрокидыватель 2.

Выработка Б-Б – обгонная – служит для обеспечения движения грузовых и порожних составов и вагонеток с материалами без наличия встречных потоков. Клетевой ствол 1 служит для спуска и подъема людей, приемки оборудования и материалов и выдачи оборудования на поверхность. Направление движения составов вагонеток показано на рисунке 5.3, а.

На рисунке 5.3, б представлен круговой околоствольный двор при транспортировании в вагонетках типа ВД и УВД. Сопоставив указанную схему с ранее рассмотренной, можно установить, что эта схема аналогична схеме, показанной на рисунке 5.3, а, но отличается большей компактностью, так как грузовые составы с углем и породой поступают на одну выработку (А-А), где размещены для приемки породы 5 и угля 6 приемные ямы скипового подъема. Для обеспечения кругового движения составов у клетевого ствола предусматривается обгонная выработка (Б-Б).

На рисунке 5.3, в показан круговой околоствольный двор при транспортировании в вагонетках типа УВГ. Схема движения грузовых и порожняковых потоков аналогична схеме на рисунке 5.3, а. Выработки околоствольного двора расположены по отношению к главной выработке А-А под углом 40–50°, что обусловлено вскрытием месторождения и прочностью боковых пород.

На рисунке 5.4 представлены схемы транспортных выработок петлевого околоствольного двора. На рисунке 5.4, а изображен петлевой околоствольный двор при транспортировании в вагонетках типа УВГ. Околоствольный двор имеет четыре параллельные выработки, из них две выработки для приема вагонеток с углем и породой.

В выработках смонтированы угольный 1 и породный опрокидыватели 2. Клетевая ветвь А-А служит для приема вагонеток с оборудованием и материалами. Околоствольный двор исключает наличие встречных потоков.

Главная транспортная выработка (обычно квершлаг) является продолжением выработок околоствольного двора.

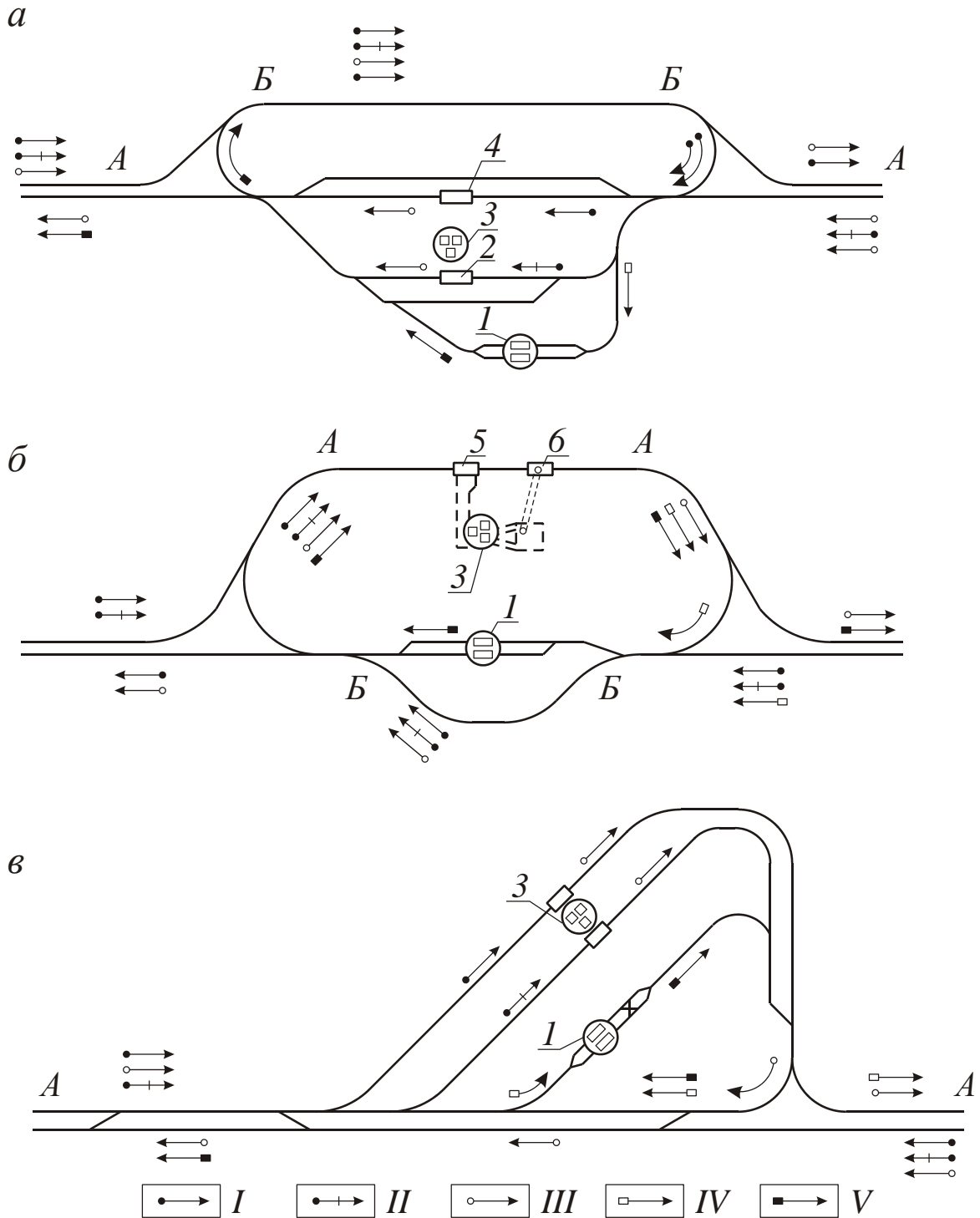


Рисунок 5.3 – Схемы околоствольных дворов круговой конфигурации (направления движения составов: I – груженых угольных; II – груженых породных; III – порожних угольных и породных; IV – порожних из-под материалов; V – груженых материалами)

На рисунке 5.4, б представлен петлевой околоствольный двор при транспортировании в вагонетках типа ВД и УВГ. Движение грузовых, материальных и порожних составов аналогично схеме на рисунке 5.3, а, но в целом, как видно из конфигурации, схема околоствольного двора значительно упрощается.

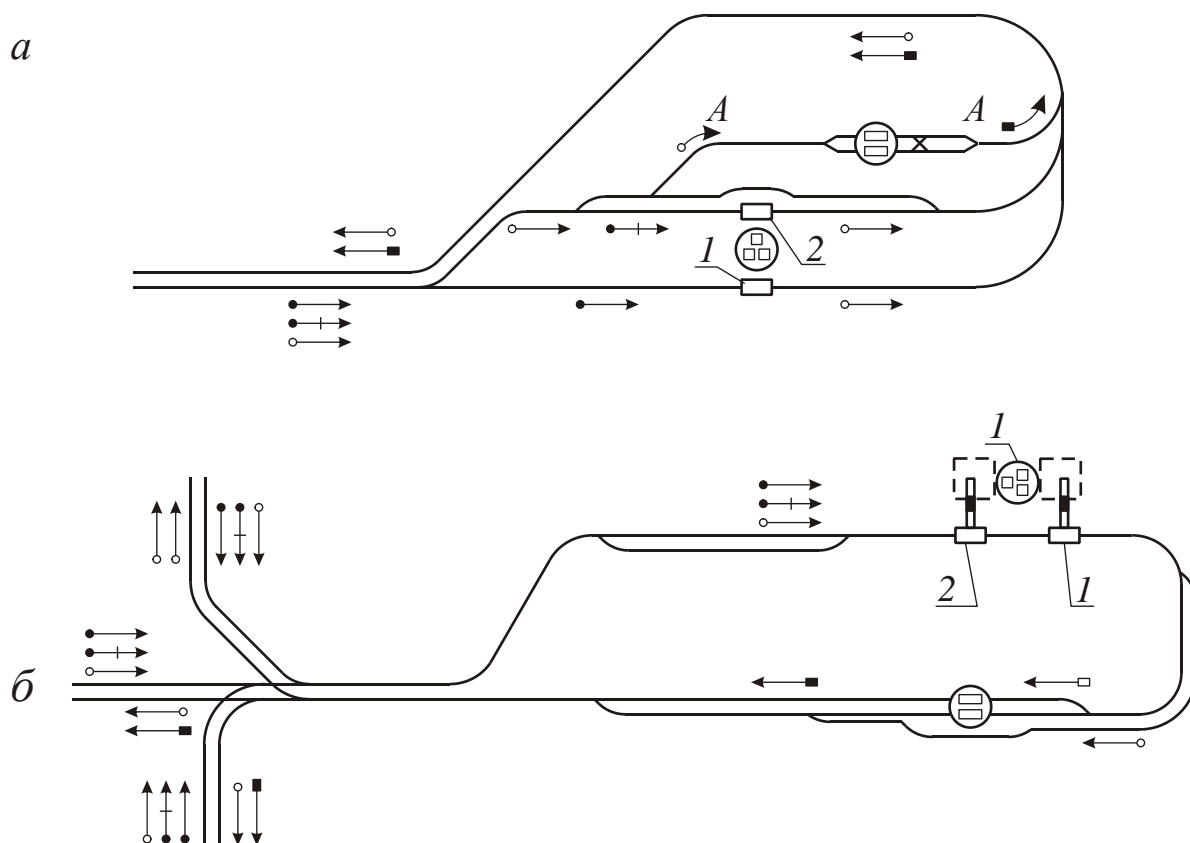


Рисунок 5.4 – Схемы околоствольных дворов с петлевой конфигурацией (условные обозначения направления движения составов см. на рисунке 5.3)

Оценивая организацию маневров с грузовыми, порожняковыми и материальными составами вагонеток в околоствольных дворах кругового и петлевого типа, можно признать их равноценными.

Сопоставив схемы околоствольных дворов при транспортировании в вагонетках типа УВГ, ВД и УВД, можно установить, что околоствольные дворы с применением вагонеток типа ВД и УВД обеспечивают компактность по сравнению с околоствольными дворами с применением вагонеток типа УВГ.

На рисунке 5.5, а показаны транспортные выработки в околоствольном дворе при челноковой схеме и использовании вагонеток

типа УВГ. Особенностью применения челнокового околоствольного двора является наличие приблизительно равного количества поступающего груза с двух крыльев шахтного поля (схема «челнока»). Размещение околоствольного двора может быть на полевом или угольном основных штреках и главном квершлага. При этом учитывают необходимость размещения в них последовательно не менее трех составов вагонеток, что вызывает увеличение длины околоствольного двора до 500 м. Расположение его на штреке вызывает потери угля в охранных целиках.

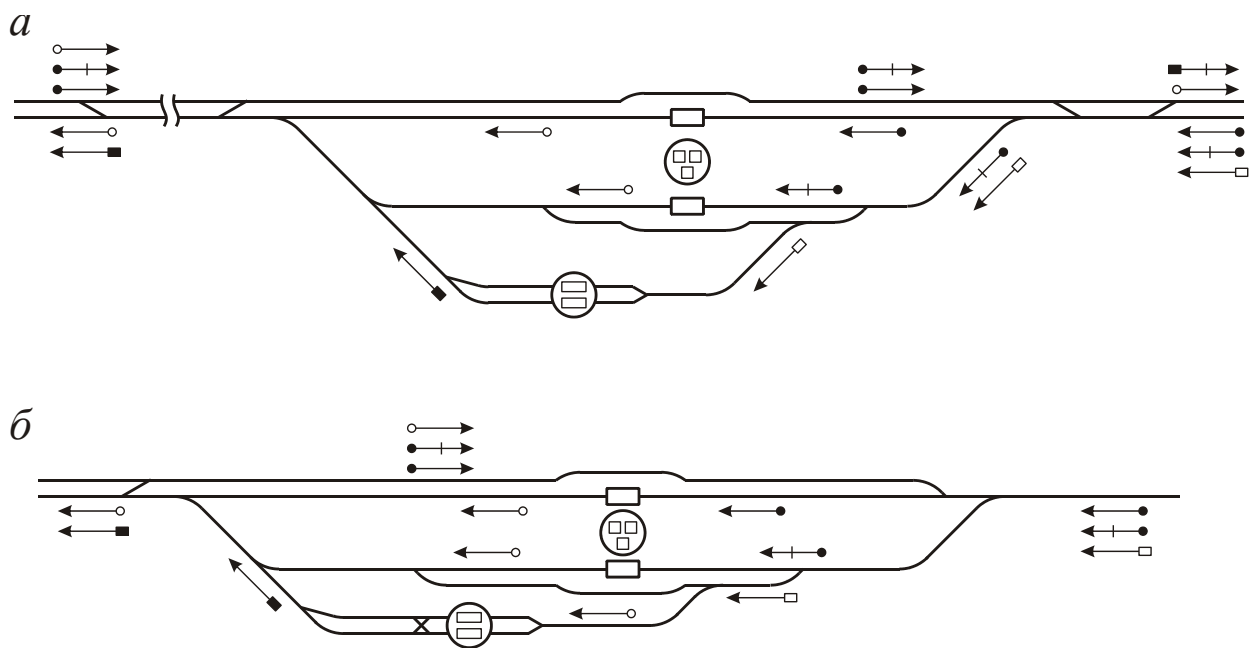


Рисунок 5.5 – Схемы околоствольных дворов с челноковой и тупиковой конфигурациями (условные обозначения см. на рисунке 5.3)

На рисунке 5.5, б представлены транспортные выработки в околоствольном дворе при тупиковой схеме и использовании вагонеток типа УВГ. Тупиковый околоствольный двор является некоторой модификацией челнокового двора в части маневров с составами вагонеток. Околоствольный двор может быть принят при расположении его только в тупиковой части главного квершлага. При применении тупиковой схемы на рисунке 5.5, а создается большая напряженность в работе транспорта, где возникают встречные потоки груза и порожняка.

Увеличение производственной мощности шахт вызывает необходимость постепенного перехода от рельсового транспорта по доставке полезного ископаемого к скиповому стволу к ленточным конвейерам. Применение ленточных конвейеров несколько видоизменяет конфигурацию околоствольных дворов. В этом случае конвейеры используют только для доставки угля, а породу от проведения выработок и их ремонта транспортируют, как правило, в вагонетках.

На рисунке 5.6 представлены две транспортные схемы кругового околоствольного двора.

Околоствольный двор (рисунок 5.6, а) расположен перпендикулярно к главной транспортной выработке шахты (А-А), параллельно этой выработке располагается основной конвейер 1, от которого уголь поступает на короткий сборный конвейер 2 и далее – в бункер скипового подъема 3. Уголь от проведения подготовительных выработок (предусматривается отдельная выемка угля и породы от подрывки) поступает в околоствольный двор в вагонетках типа ВД и УВД, разгружается в угольную яму 4 и далее коротким конвейером 5 передается на сборный конвейер 2.

Порода от подрывки при проведении выработок и при их ремонте поступает в вагонетках, разгружается в породную яму б и поступает в скиповой ствол. Клетевой ствол используют для доставки материалов и оборудования, спуска и подъема людей. Сопоставив эту круговую схему околоствольных дворов с подобными схемами при рельсовом транспорте в вагонетках типа ВД и УВД (см. рисунок 5.3), можно установить, что они по развитию транспортных выработок и организации работ подобны.

На рисунке 5.6, б показана схема петлевого околоствольного двора при доставке угля к стволу конвейером при условии, что выемка по углю и породе осуществляется отдельно и порода убирается в раскоску или используется для выкладки бутовых полос в очистных забоях.

Конструкция крепи в выработках должна обеспечивать ее безремонтное содержание.

Как видно из рисунка 5.6, б, при этом варианте конфигурация околоствольного двора и схема транспортирования значительно упрощаются.

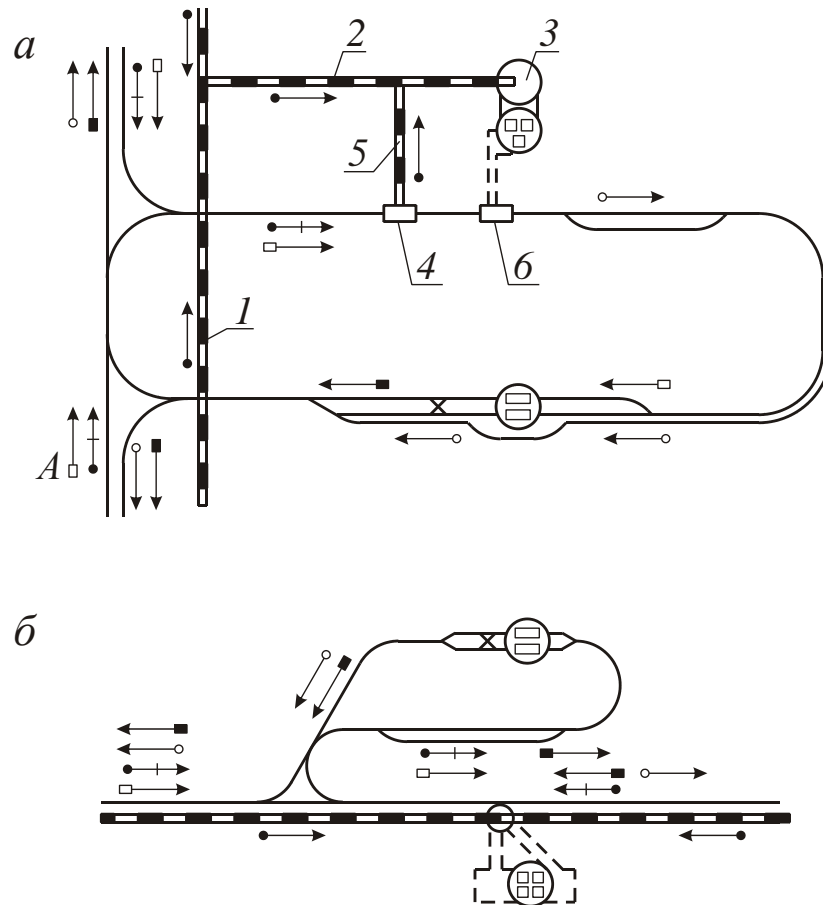


Рисунок 5.6 – Схемы околоствольных дворов при конвейерной доставке угля (условные обозначения см. на рисунке 5.3)

Обобщая изложенное, можно сделать вывод, что в шахтном строительстве основное применение имеют две схемы околоствольных дворов: петлевая и круговая. Околоствольные дворовы при доставке угля конвейером имеют более усложненную конфигурацию, особенно при условии, если околоствольный двор расположен перпендикулярно к равной откаточной выработке (см. рисунок 5.6, а).

При проведении выработок и их ремонте с применением конвейерного транспорта по доставке горной массы возможно упрощение конфигурации околоствольного двора. При проектировании шахт применяются типовые технологические схемы околоствольных дворов, разработанные институтом «Южгипрошахт».

Применение типовых проектов околоствольных дворов с поточной схемой позволяет существенно сократить численность обслуживающего персонала, продолжительность пребывания электро-

возов в околоствольном дворе, а следовательно, и их общее число, уменьшить объемы горных работ на 30–60 % по сравнению с проектами околоствольных дворов со встречным движением, исключить трудоемкие операции по сцепке и расцепке составов. Разработаны две группы типовых технологических схем околоствольных дворов: при транспортировании горной массы локомотивами (I группа) и конвейерами (II группа).

Основные показатели различных типовых технологических схем околоствольных дворов приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Основные показатели типовых технологических схем околоствольных дворов

Типы околоствольных дворов	Вид подземного транспорта	Объем выработок в свету (без камер), тыс. м ³	Пропускная способность по углю, т/сут
Петлевой	Специальные поезда	10,9	30000
Круговой ($\alpha = 0^\circ$)	ПС, вагонетки ВДК, электровоз 28 АРП	13,0	30000
Круговой ($\alpha = 90^\circ$)		13,8	30000
Односторонний	Ленточные конвейеры	10,6–12,1	Пропускная способность зависит от производительности конвейеров у скиповых загрузочных устройств
Двусторонний ($\alpha = 0^\circ$)	Самоходные вагоны	22,0–26,1	
Двусторонний ($\alpha = 90^\circ$)	Ленточные конвейеры, дизельные монорельсовые дороги	9,9–11,7	
		9,9–11,7	
Круговой ($\alpha = 90^\circ$)	Ленточные конвейеры по наклонному стволу, вагонетки ВГ, электровоз 14 АРП	7,9–8,6	
Челноковый		4,1–11,6	
Круговой ($\alpha = 90^\circ$)	Ленточные конвейеры по наклонному стволу, самоходные вагоны, дизельные локомотивы, монорельсовые дороги	4,2	
Челноковый		1,4–6,3	
Круговой ($\alpha = 90^\circ$)		4,9	
Круговой ($\alpha = 90^\circ$)		2,6–7,4	
Круговой ($\alpha = 90^\circ$)	Ленточные конвейеры по наклонному стволу, вагонетки ВДК, электровоз 14 АРП	12,1–13,3	7300
Круговой ($\alpha = 0^\circ$)	Ленточные конвейеры по наклонному стволу, вагонетки ВДК, электровоз 14 АРП	8,6–18,9	7300

Институтом «Южгипрошахт» разработаны также «Технологические схемы околоствольных дворов для блоковых и фланговых

стволов (типовые проектные решения)», в которых предусматривается применение многопутевых выработок (рисунок 5.7) сечением в свету до $49,5 \text{ м}^2$ (рисунок 5.8).

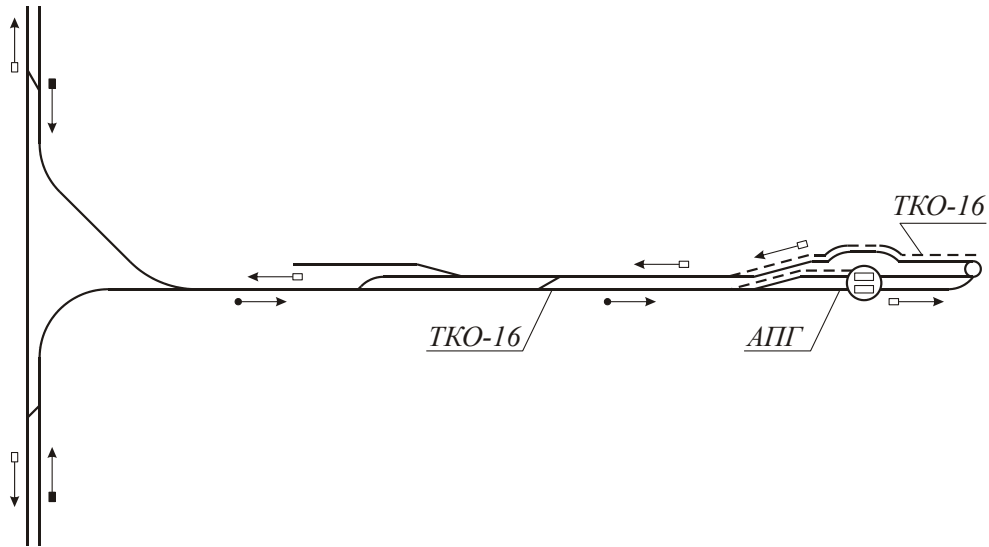


Рисунок 5.7 – Многопутевой околоствольный двор

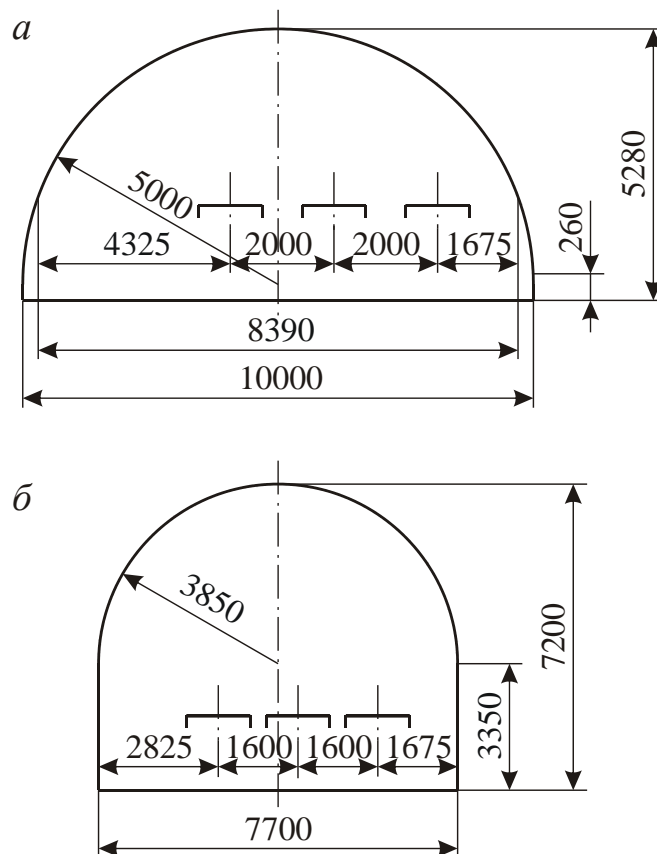


Рисунок 5.8 – Поперечные сечения многопутевых выработок:

$$а - S_{\text{св}} = 40 \text{ м}^2; \quad б - S_{\text{св}} = 49,5 \text{ м}^2$$

5.3 Конфигурация околоствольных дворов рудных шахт

При большой производственной мощности рудника, при вскрытии месторождений с целью деконцентрации грузовых и порожняковых потоков возможно применение околоствольных дворов с кольцевой схемой расположения выработок (рисунок 5.9, а).

При разработке рудных месторождений, с учетом специфических условий вскрытия, т. е. заложения главных стволов за пределами зоны обрушения пород лежащего бока, в основном определяется конфигурация околоствольного двора в виде петлевой схемы (рисунок 5.9, б).

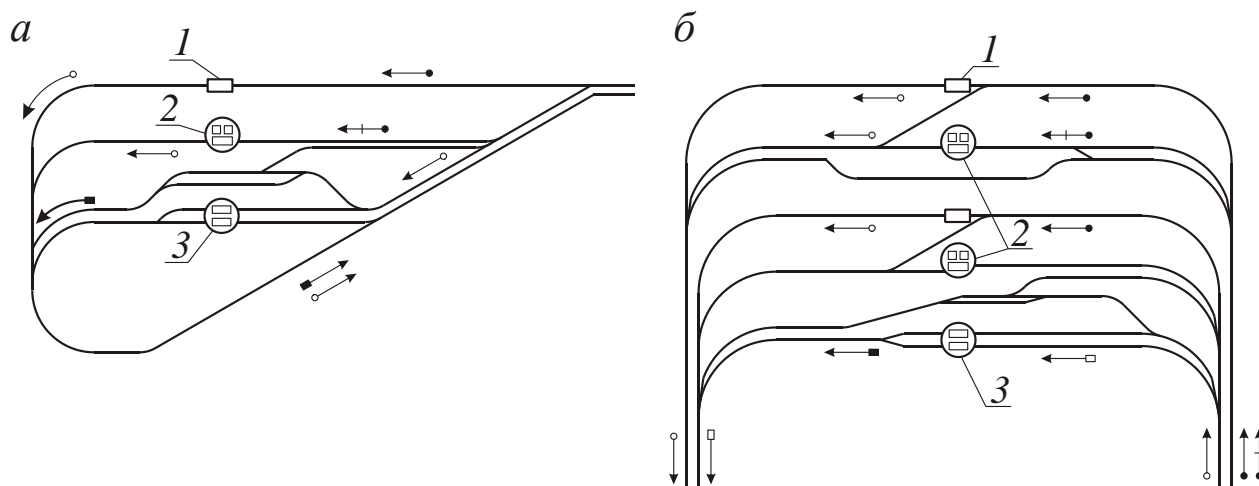


Рисунок 5.9 – Схемы околоствольных дворов рудных шахт
(условные обозначения см. на рисунке 5.3):

1 – опрокидыватель; 2 – скипо-клетевой ствол; 3 – клетевой ствол

В околоствольном дворе располагаются три ствола для выдачи руды и породы, приемки материалов и оборудования, подъема людей, а также подготовки нового горизонта.

5.4 Околоствольные дворы при наклонных стволах

В настоящее время в связи с увеличением производственной мощности шахт для доставки полезного ископаемого из очистных забоев к стволу шахты используется конвейерный транспорт, что создает предпосылки вскрытия месторождения наклонными стволами. Применение наклонных стволов, оборудованных конвейерами, вызывает изменения в конфигурации околоствольных дворов.

Обычно на околоствольном дворе кроме наклонного ствола также располагают вертикальный ствол. По наклонному стволу осуществляют выдачу угля и горной массы от проведений подготовительных выработок, а по вертикальному стволу – спуск-подъем людей, материалов и оборудования, а также выдачу породы от ремонта выработок и нового проведения выработок и камер по породе.

На рисунке 5.10 показаны две схемы транспортных выработок околоствольного двора при конвейерном транспорте в наклонных стволах.

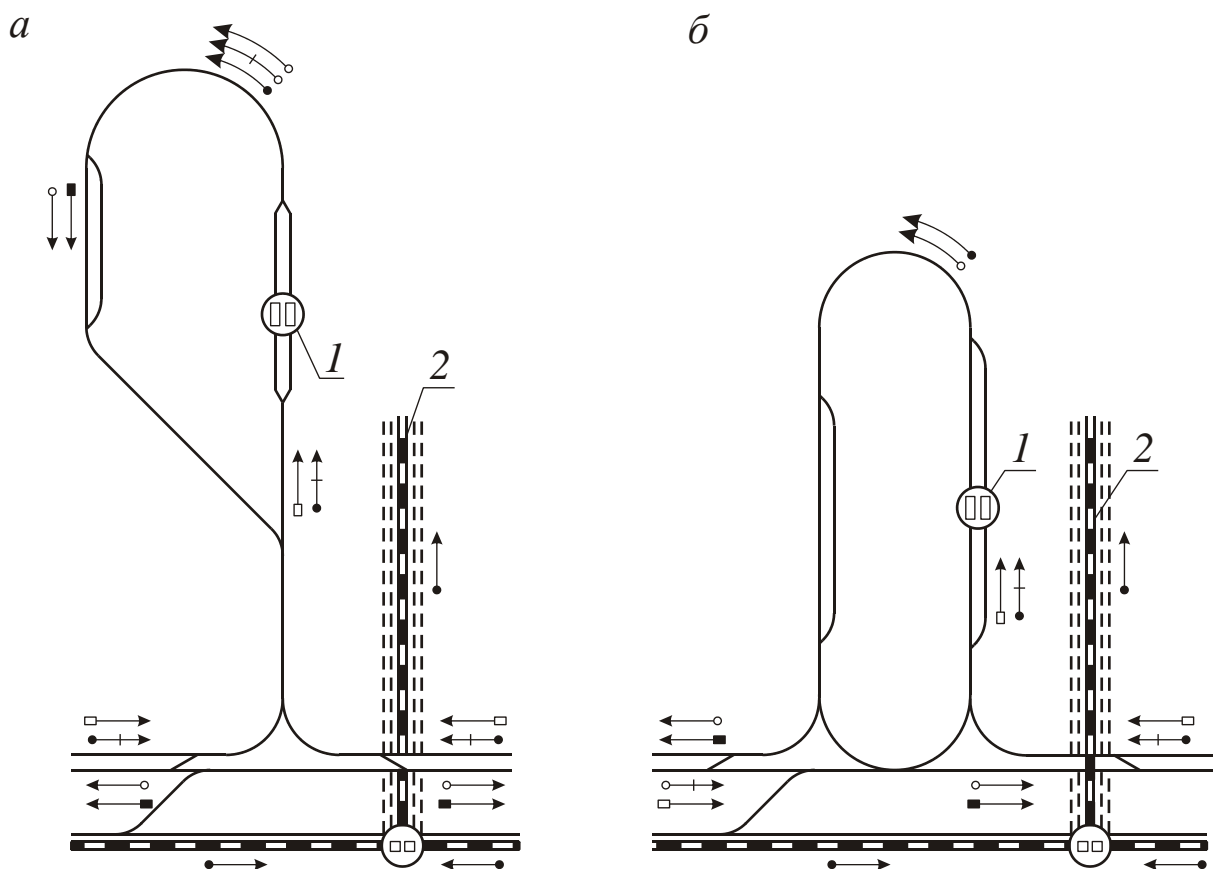


Рисунок 5.10 – Схемы околоствольных дворов при наклонных стволах:

1 – клетевой ствол; 2 – наклонный ствол
(условные обозначения см. на рисунке 5.3)

На рисунке 5.10, *а* представлена схема транспортных выработок петлевого, а на рисунке 5.10, *б* – околоствольный двор кругового типа. Как видно из рисунка 5.10, применение конвейерного транспорта при наклонных стволах значительно упрощает их конфигурацию.

На рисунке 5.11 приведена схема околоствольного двора при вскрытии шахтного поля тремя наклонными стволами.

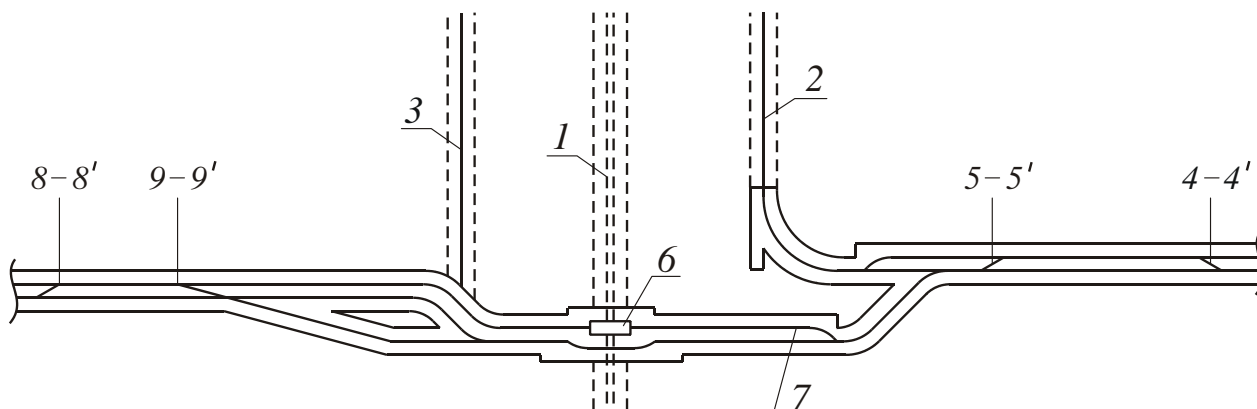


Рисунок 5.11 – Околоствольный двор наклонных шахт:

1 – главный ствол, оборудованный конвейером; 2 – вспомогательный ствол для спуска-подъема людей, материалов и оборудования, выдачи породы; 3 – трубно-кабельный ствол;
4–4' и 5–5' – съезды; 6 – опрокидыватель; 7 – стрелка;
8–8' и 9–9' – съезды

Схема движения составов в околоствольном дворе следующая: груз с правого крыла поступает по верхнему пути и устанавливается между съездами 4–4' и 5–5'. Электровоз, отцепившись от состава, заходит в хвост поезда и проталкивает его к толкателю опрокидывателя 6. Состав груженых вагонеток разгружается с помощью опрокидывателя без расцепки. Электровоз через стрелку 7 переходит на порожняковый путь и через съезд 8–8' становится в голове порожнякового состава и уходит на левое крыло шахты. Если же порожняковый состав надо подать на правое крыло, то электровоз через съезд 9–9' становится в голове состава и уходит по обгонному пути на правое крыло.

Электровоз с грузовым составом с левого крыла проходит по обгонному пути и оставляет состав на участке между съездами 5–5' и 4–4', а далее маневры осуществляются так же, как и при подаче грузовых составов, с правого крыла шахты. Вагонетки с породой и оборудованием выдаются на поверхность по стволу 2.

Обобщая все изложенное, можно констатировать, что как в угольной, так и в горнорудной промышленности основное применение имеют две транспортные схемы околоствольных дворов – пет-

левая и круговая. При вскрытии месторождения вертикальными стволами и доставке угля конвейерным транспортом, а породу и уголь от проведения выработок и ремонта выработок – в вагонетках, околоствольные двory имеют усложненную конфигурацию.

При вскрытии месторождения наклонными стволами и применении для транспорта по стволам конвейеров околоствольные двory имеют упрощенную и более компактную конфигурацию.

5.5 Околоствольные двory зарубежных шахт

В угольной промышленности Великобритании разработаны типовые проекты околоствольных двory для новых и реконструируемых шахт производственной мощностью от 2000 до 5000 т в сутки при двухсменной добыче угля. В основном приняты петлевые и круговые околоствольные двory. На рисунке 5.12, *а* представлен околоствольный двор петлевого типа при наличии двух стволов – клетевого 1 и скипового 2. Особенностью околоствольного двора является центральное расположение порожняковой ветви, что позволяет формировать составы вагонеток, поступающих с обоих стволов. Характерна также значительная вместимость грузовых и порожняковых ветвей околоствольного двора.

На рисунке 5.12, *б* представлен околоствольный двор, на котором располагаются клетевой и скиповый стволы. Грузовую (угольную) выработку рассчитывают на три состава вагонеток, которые пропускают через опрокидыватель 1 без расцепки. Порожние вагонетки поступают на поворотный круг 2 и далее самокатом, благодаря компенсатору высоты 3, – на порожняковую ветвь околоствольного двора.

Вагонетки с материалами, оборудованием и породой из клетевого ствола поступают на отбойный тупик 4, который представляет собой участок пути, где вагонетки (по одной) самокатом закатываются в тупик и далее также самокатом поступают на компенсатор высоты 5, далее выкатываются на порожняковую ветвь околоствольного двора. К недостаткам указанной схемы околоствольного двора необходимо отнести значительную трудоемкость работ, связанную с необходимостью маневрирования с расцепленными вагонетками, что увеличивает количество персонала, обслуживающего околоствольный двор.

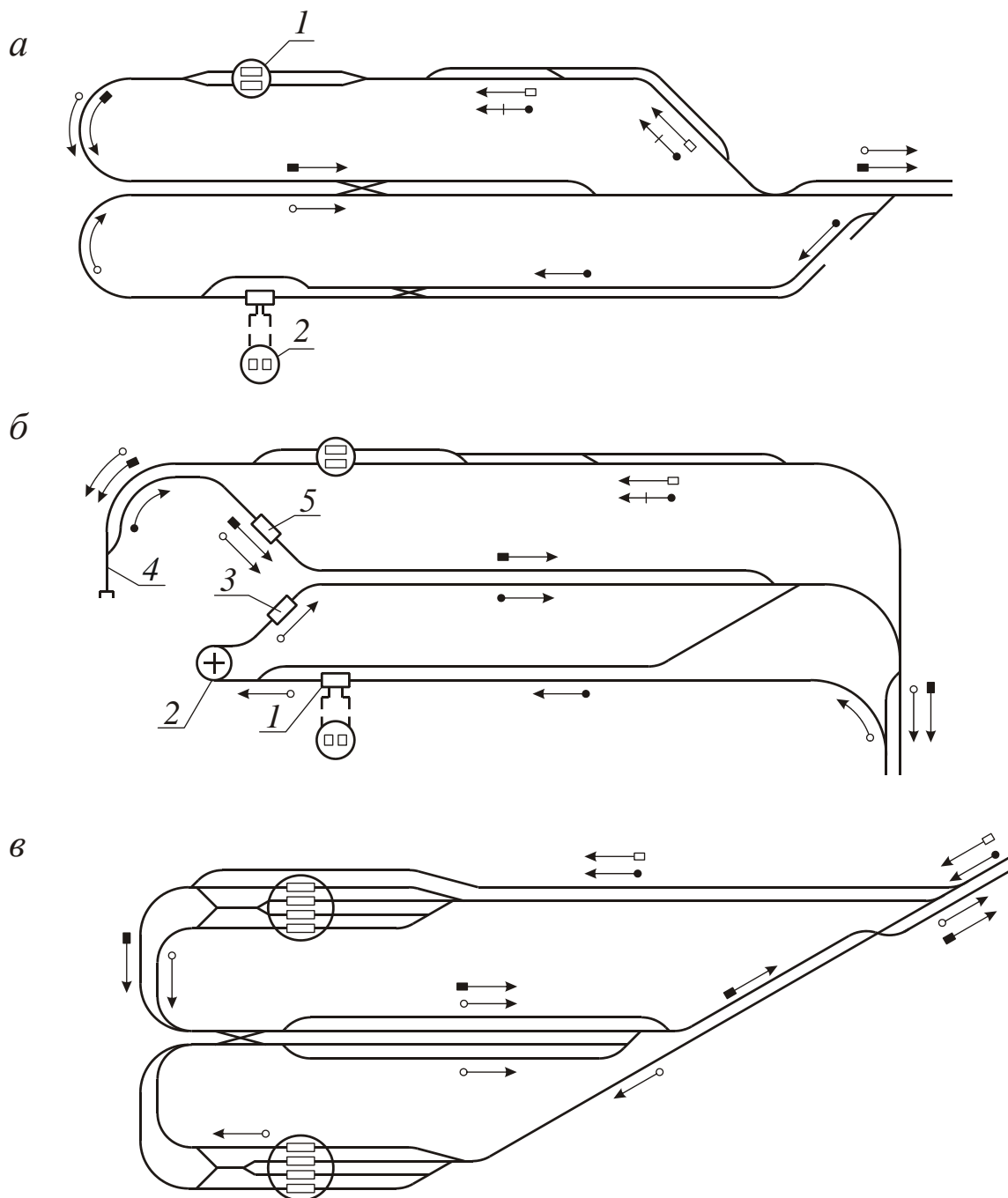


Рисунок 5.12 – Схемы околоствольных дворов зарубежных шахт (условные обозначения см. на рисунке 5.3)

На рисунке 5.12, в представлен петлевой околоствольный двор (ФРГ) с двумя клетевыми стволами, оборудованными каждый двумя двухклетевыми подъемами. Порожняковая ветвь располагается в центральной части околоствольного двора. Характерно использо-

вание в околоствольном дворе четырех- и даже пятипутевых выработок.

Известны и другие примеры многопутевых околоствольных дворов в зарубежной практике (ФРГ), где транспортные выработки имеют четыре и более путей.

Например, шахта «Министр Штейн» имеет основную выработку с восьмью путями. При этом ширина выработки составляет 11 м, а площадь поперечного сечения – 57,3 м².

На шахте «Уолстентон» (Англия), на которой главная откаточная выработка имеет яйцевидную форму поперечного сечения с размерами: по малой оси 6 м (равной диаметру ствола) и по большой оси 7,78 м. Выбор сечения был произведен из условий вентиляции и откатки. Выработка закреплена железобетоном с двойной металлической сеткой.

На шахтах «Кампинский бассейн» (Бельгия) главная откаточная выработка имеет форму эллипса с размерами по малой оси 7,9 м, по большой – 12,75 м. Ширину выработки определяли размещением оборудования. Выработка закреплена бетонными блоками.

При многопутевом околоствольном дворе отпадает необходимость применения околоствольных дворов петлевого и кругового типа, а вполне подходит тупиковый и челноковый тип околоствольного двора.

Реальность применения многопутевых околоствольных дворов увеличивается в результате применения вагонеток типа ВД и горизонтальных пластинчатых перегружателей для загрузки скипов углем.

Зарубежная практика показывает, что при строительстве транспортных выработок многопутевого околоствольного двора они будут иметь площадь поперечного сечения в свету 50–75 м².

Околоствольные дворы с одной или двумя многопутевыми выработками большого сечения (30–50 м²) и более дают возможность при малом числе выработок и их небольшой протяженности аккумулялировать значительное количество грузов и порожняка. Движение составов и все маневровые операции происходят на виду у диспетчера, без единого пересечения маршрутов встречных движений.

При этом требуется незначительное число обслуживающего персонала, а большая площадь поперечного сечения выработок позволяет пропустить любое потребное для проветривания количество воздуха.

Прямолинейность выработки с минимальным количеством различных сечений, сопряжений и закруглений позволяет комплексно механизировать все горнопроходческие работы, применив при проходке порталные фермы с эректорами, которые используются для механизации возведения постоянной сборной железобетонной крепи и для обустройства забоя с помощью навесного бурильного оборудования.

В случае применения монолитной бетонной крепи в выработках большого поперечного сечения возможно крепить их временной анкерной крепью, а затем с помощью передвижной опалубки и бетоноукладчиков возводить постоянную крепь.

Расчеты показывают, что применение многопутевых околоствольных дворов обеспечивает сокращение горных выработок и соответственно стоимость их строительства на 20–30 % по сравнению с проектами – аналогами околоствольных дворов других типов.

Однако до последнего времени многопутевых околоствольных дворов не было в отечественной практике. Это связано с низкими темпами проходки горных выработок большого сечения и отсутствием опыта расчета научно обоснованных параметров технологии их проведения.

Кроме того, отсутствовала уверенность в устойчивости выработок большого поперечного сечения в пределах околоствольного двора.

5.6 Выбор конфигурации околоствольных дворов

Выбор конфигурации околоствольного двора в значительной степени определяется схемой вскрытия и порядком отработки шахтного поля, числом и расположением пластов, углом падения пластов, прочностью пород.

При вскрытии одного пласта при пологом залегании может быть принята круговая и петлевая схемы околоствольных дворов. В устойчивых породах более целесообразна круговая схема, при этом основную откаточную выработку околоствольного двора располагают по пласту, т. е. по простиранию (рисунок 5.13, *a*). В менее устойчивых породах применяют также околоствольный двор круго-

вого типа, но все основные выработки его располагают вкрест простирания пород (рисунок 5.13, б).

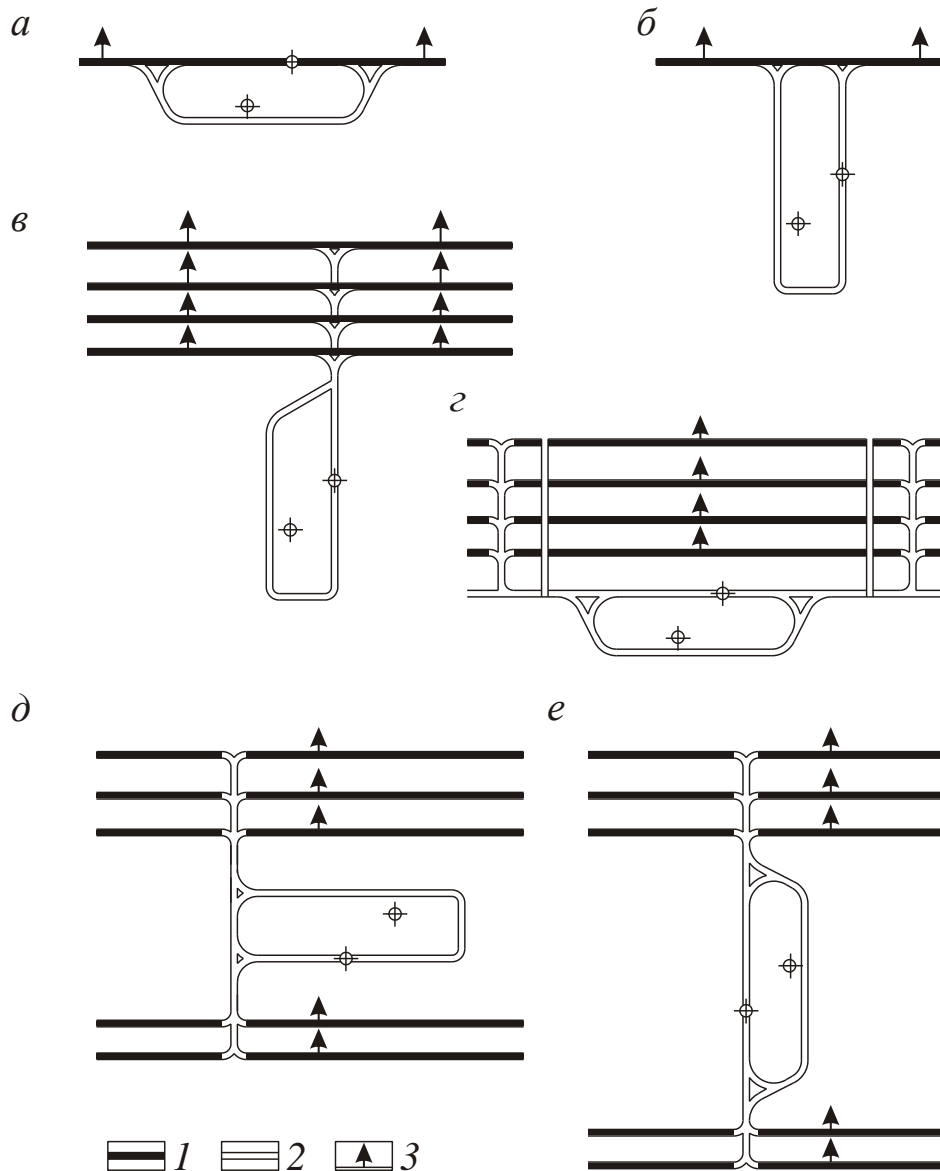


Рисунок 5.13 – Влияние схемы вскрытия горного предприятия на выбор конфигурации околоствольного двора:
 1 – штреки; 2 – полевые выработки; 3 – направление падения пласта

При вскрытии свиты пологих пластов при недостаточно устойчивых породах в зоне расположения стволов шахты возможно применение околоствольного двора петлевого типа (рисунок 5.13, в), а в устойчивых породах – кругового (рисунок 5.13, г). При вскрытии свиты крутых пластов также целесообразно применение околоствольного двора петлевого типа при расположении его в ле-

жачем боку месторождения. В этих условиях обеспечивается большая устойчивость стволов шахты и исключаются потери полезного ископаемого в охранных целиках.

При вскрытии двух разобщенных свит пластов угля в зависимости от расстояния между свитами (длины вскрывающего их квершлага) при малом расстоянии между свитами пластов, когда в околоствольном дворе кругового типа с использованием квершлага в качестве основной выработки не размещается, возможно применение околоствольного двора кругового типа с перпендикулярным его размещением по отношению к квершлагу (рисунок 5.13, д). При достаточном расстоянии между свитами пластов наиболее целесообразно применение околоствольного двора кругового типа с использованием квершлага как главной выработки околоствольного двора (рисунок 5.13, е).

Текущая успеваемость (защита лабораторной работы № 5) оценивается по результатам устного опроса.

Контрольные вопросы

1. *Что называется околоствольным двором шахты?*
2. *Какова главная функция околоствольного двора?*
3. *Какие бывают околоствольные дворы в зависимости от типа подъемных сосудов?*
4. *Какие бывают околоствольные дворы в зависимости от числа въездов?*
5. *Какие типы околоствольных дворов в зависимости от конфигурации вы знаете?*
6. *Какие бывают околоствольные дворы в зависимости от числа путей в основных выработках?*
7. *Как различают околоствольные дворы в зависимости от вида используемого транспорта?*
8. *Как называются откаточные выработки околоствольного двора?*
9. *Какие камеры располагаются в околоствольных дворах по назначению?*
10. *Какие камеры производственного назначения вы знаете?*
11. *Какие камеры вспомогательного назначения вы знаете?*

12. Начертите принципиальную схему кругового околоствольного двора.
13. Начертите принципиальную схему петлевого околоствольного двора.
14. Начертите принципиальную схему челнокового околоствольного двора.
15. Начертите принципиальную схему тупикового околоствольного двора.
16. Перечислите достоинства околоствольных дворов кругового и петлевого типа.
17. Назовите недостатки околоствольных дворов кругового и петлевого типа.
18. Достоинства и недостатки околоствольного двора челнокового типа.
19. Какие недостатки тупиковых околоствольных дворов вы знаете?
20. В чем особенности околоствольных дворов рудных шахт?
21. В чем особенности околоствольных дворов при наклонных стволах?
22. От чего зависит конфигурация околоствольного двора?
23. Какие особенности околоствольных дворов зарубежных шахт вы знаете?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 6

СПОСОБЫ И СХЕМЫ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК. ВЫБОР ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

6.1 Способы и схемы строительства горизонтальных горных выработок

Различают обычные и специальные способы строительства горных выработок (СГВ). В данном пособии рассматриваются только обычные способы СГВ. Специальные способы изучаются в рамках дисциплины «Строительство горных выработок в сложных горно-геологических условиях».

В шахтном строительстве применяются три принципиальные схемы СГВ: по однородным крепким породам; по однородным мягким породам; по неоднородным породам.

Условия применения каждой из схем и основные влияющие факторы приведены на рисунке 6.1.

6.2 Строительство горизонтальных выработок буровзрывным способом в однородной крепкой породе

6.2.1 Средства бурения шпуров

Буровзрывной способ включает следующие технологические процессы: бурение шпуров, их зарядание и взрывание зарядов, проветривание выработки, осмотр и приведение забоя в безопасное состояние, погрузку и транспортирование породы, возведение крепи, настилку рельсового пути, монтаж труб вентиляции, сжатого воздуха и водоотлива, устройство водоотводной канавки и др.

Основными технологическими процессами при этом являются разрушение породы (буровзрывные работы), ее погрузка, транспортирование, возведение постоянной крепи. Остальные работы относятся к вспомогательным.

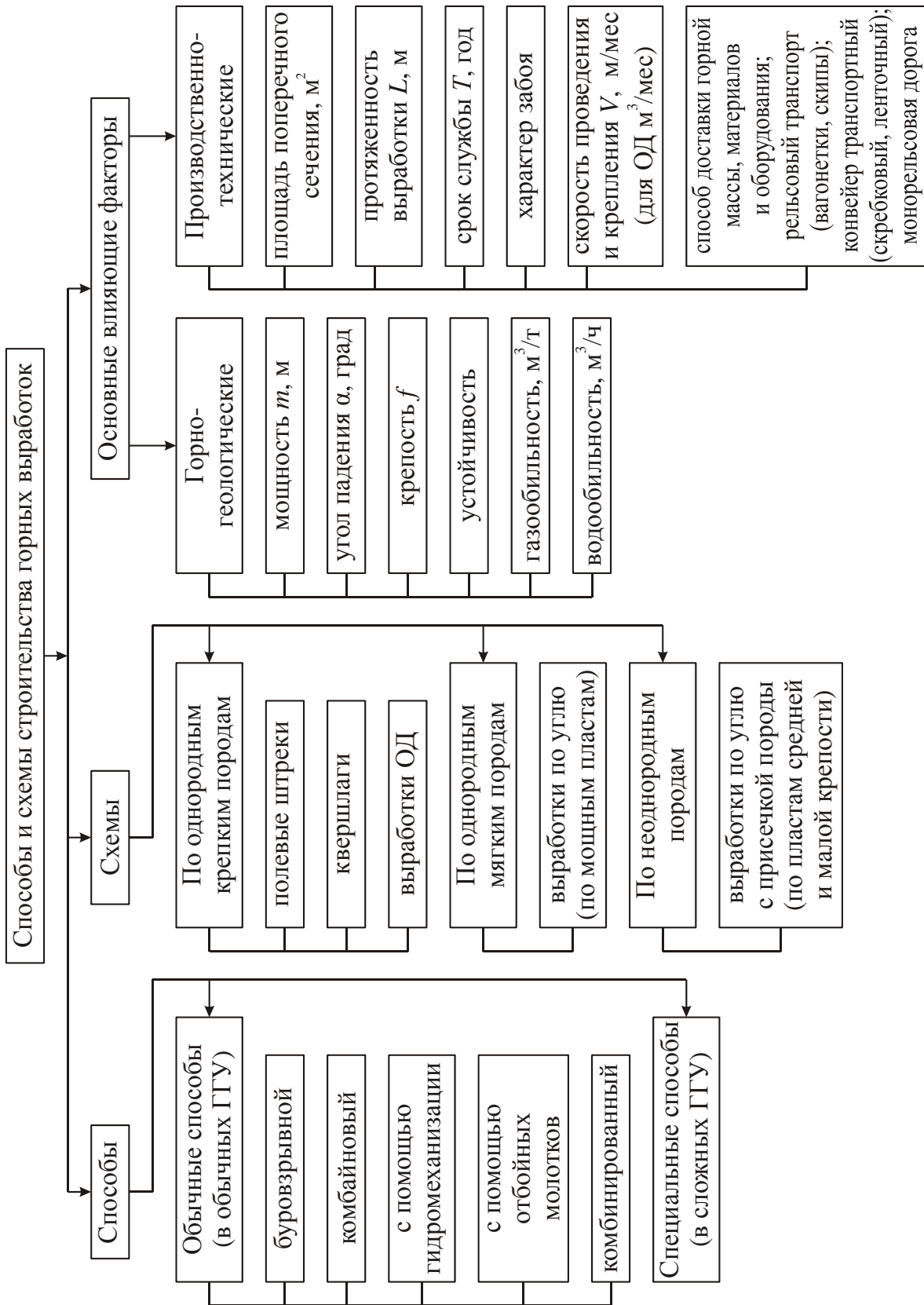


Рисунок 6.1 – Способы и схемы СТГВ и основные влияющие факторы

Бурение – процесс разрушения породы или полезного ископаемого с целью создания скважины или шпура с помощью бурового инструмента. Шпуры бурят ручными электро- и пневмосверлами, пневмо- и гидроперфораторами, бурильными установками и колонковыми сверлами.

Шпуры бурят диаметром 36–43 и 65 мм, их глубина составляет в горизонтальных выработках, как правило, до 3 м и определяется технической характеристикой средств бурения и паспортом буровзрывных работ (БВР).

Для бурения шпуров в шахтном строительстве применяются бурильные установки вращательного, вращательно-ударного и ударно-поворотного действия.

Установки *вращательного действия* применяют при бурении шпуров в породах с $f < 8$, *вращательно-ударного действия* – до 16 (в зависимости от применяемой бурильной машины), *ударно-поворотного действия* – в породах с $f = 10–20$.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки типа УБШ (установка бурильная шахтная). Они имеют высокую степень унификации и отличаются числом бурильных машин, способом бурения, ходовой частью.

Так, установка УБШ-253 изготавливается в четырех вариантах:

– УБШ-253 с бурильной головкой вращательного действия для бурения по породам с коэффициентом крепости $f = 4–8$ и манипулятором с параллельным переносом бурильной машины;

– УБШ-253-01 с бурильной головкой вращательного действия и манипулятором универсального типа;

– УБШ-253-02 с универсальной бурильной головкой вращательного и вращательно-ударного действия для бурения по породам $f = 8–14$ и манипулятором с параллельным переносом бурильной машины;

– УБШ 253-03 с универсальной бурильной головкой вращательного и вращательно-ударного действия и манипулятором универсального типа.

Техническая характеристика бурильных установок типа УБШ с электрическим двигателем приведена в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – Характеристика бурильных установок с электрическим двигателем

Показатель	УБШ-252		УБШ-313А		УБШ-210А	УБШ-210А-02	УБШ-353		УБШ-352	
	вращательная	вращательно-ударная	вращательная	вращательно-ударная	вращательная	вращательная	вращательная	вращательно-ударная	вращательная	вращательно-ударная
Тип бурильного лотка (головки)	1	1	2	2	1	1	2	2	2	2
Количество манипуляторов	1	1	2	2	1	1	2	2	2	2
Диаметр коронки, мм	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42
Мощность, кВт	II	II	II	II	II	II	II	II	II	II
Частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	151	144	151	144	1500	320	151	144	151	144
Энергия удара, Дж	–	49	–	49	–	–	–	49	–	49
Частота ударов в минуту	–	2500	–	2500	–	–	–	2500	–	2500
Ход подачи, мм	3000	3000	2400	2400	2400	2400	3000	3000	3000	3000
Скорость подачи, м/с	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
Усилие подачи, кН	18	18	18	18	0,8	14,7	18	18	18	18
Ход установки	Колесный	Колесный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Колесный	Колесный
Суммарная мощность, кВт	18,5	18,5	18,5	18,5	33,5	33,5	48	48	37	37
Масса, т	5,4	5,4	12	12	6,0	6,0	12	12	9,8	9,8

Техническая характеристика бурильных установок типа УБШ с первичным пневматическим двигателем приведена в таблице 6.2.

Таблица 6.2 – Техническая характеристика бурильных установок типа УБШ с первичным пневматическим двигателем

Показатель	УБШ-214	УБШ-214У	УБШ-308	УБШ-308У
Количество манипуляторов	1	1	2	2
Диаметр коронки	42	42	42	42
Ход бурильной установки	Колесный	Колесный	Гусенич- ный	Гусенич- ный

При применении простых и клиновых врубов в однородных породах средней трещиноватости глубина отбойных шпуров при использовании взрывчатых веществ в патронах диаметром 36 мм, если она не ограничена другими факторами, должна быть не меньше значений, приведенных в таблице 6.3. Глубина врубовых шпуров принимается на 15–25 см больше глубины отбойных.

Таблица 6.3 – Рациональная глубина шпуров при простых прямых или клиновых врубах

Тип ВВ	f	Площадь забоя, м ²						
		7	10	15	20	25	40	60
Аммонит АП-5ЖВ	2,5	2,32	2,56	2,81	3,02	3,20	3,60	3,91
	5	1,88	2,07	2,28	2,45	2,59	2,91	3,31
	8	1,61	1,77	1,95	2,10	2,22	2,50	2,81
	12	1,40	1,54	1,70	1,83	1,93	2,17	2,40
Аммонит ПЖВ-20	2,5	2,25	2,46	2,72	2,92	3,09	3,48	3,85
	5	1,80	1,97	2,18	2,34	2,48	2,82	3,12
	8	1,54	1,69	1,87	2,01	2,12	2,42	2,67
	12	1,34	1,47	1,63	1,75	1,85	2,10	2,33
Угленит Э-6	2,5	2,02	2,20	2,44	2,62	2,77	3,16	3,50
	5	1,62	1,77	1,96	2,10	2,22	2,56	2,83
	8	1,38	1,52	1,68	1,80	1,90	2,19	2,42

При бурении ручными перфораторами глубину шпуров принимают 2–2,5 м. При бурении бурильными установками глубина шпуров ограничивается техническими возможностями установки и, как правило, составляет 2,2–3 м.

Качественные показатели взрыва. Качество взрыва оценивают следующими показателями: коэффициентом использования шпуров, коэффициентом излишка сечения, гранулометрическим составом взорванной породы и разбросом породы по выработке.

Коэффициент использования шпуров η представляет собой безразмерную величину, полученную при делении величины подвигания забоя за взрыв l_3 на среднюю глубину шпуров $l_{\text{шп}}$:

$$\eta = \frac{l_3}{l_{\text{шп}}} \leq 1. \quad (6.1)$$

При строительстве горных выработок по породам с коэффициентом крепости $f < 7$ коэффициент использования шпура (КИШ) должен находиться в пределах 0,9–0,95, в более крепких породах – 0,9, в выработках с двумя открытыми поверхностями 0,95–1,0.

По данным практики ведения БВР в монолитных породах с коэффициентом крепости $f = 15–20$ удовлетворительным может считаться КИШ, равный 0,75–0,8; в породах средней крепости – до 0,9; в породах слабых эта величина должна приближаться к 1,0, а в пластичных и нарушенных породах КИШ может быть больше единицы.

Коэффициент излишка сечения μ представляет собой отношение фактической площади поперечного сечения горной выработки (площади в проходке) $S_{\text{пр}}$ к проектной площади поперечного сечения вчерне $S_{\text{вч}}$:

$$\mu = \frac{S_{\text{пр}}}{S_{\text{вч}}}. \quad (6.2)$$

Величины допустимых отклонений в сторону увеличений геометрических параметров сечения выработок от проектных по радиусу ствола и со стороны кровли и стен выработки приведены в таблице 6.4.

Фактическая величина коэффициента излишка сечения обычно превышает нормативную и достигает $\mu = 1,15 \div 1,2$, т. е. переборы породы составляют 15–20 % от проектного сечения вчерне.

Основные причины переборов породы:

- неправильное расположение оконтуривающих шпуров, которые заходят за проектный контур выработки;
- заложение заряда большой массы в оконтуривающих шпурах;

– расположение пласта нарушенной, неустойчивой породы, которая после взрыва обрушается (в этом случае оконтуривающие шпуры необходимо располагать на расстоянии 0,3–0,5 м от проектного контура).

Таблица 6.4 – Допустимое отклонение площади поперечного сечения

Вид и поперечное сечение выработок (по проекту), м ²	Допустимое отклонение при прочности пород, МПа (по ГОСТ 25100–82)					
	от 9 до 20		св. 20 до 100		св. 100	
	мм	%	мм	%	мм	%
Вертикальные стволы:						
от 20	45	4	75	7	110	10
свыше 20 до 40	45	3	75	5	110	8
свыше 40	40	2	60	3	110	5
Горизонтальные, наклонные и вертикальные выработки, камеры:						
до 8	60	5	110	10	130	12
свыше 8 до 15	55	4	110	8	130	10
свыше 15	65	3	90	5	125	7

Основным мероприятием по уменьшению переборов является применение контурного взрывания. При обычном взрывании пород для уменьшения переборов необходимо правильно располагать оконтуривающие шпуры с уменьшенной величиной заряда.

Разброс взорванной породы по длине выработки оказывает существенное влияние на все виды проходческих работ. Кучный развал породы у забоя повышает производительность погрузки и уменьшает вероятность повреждения крепи и коммуникаций, т. е. с объемом отбитой за цикл породы связана толщина припочвенного слоя и кучность отбитой породы. При небольшой глубине шпуров порода разбрасывается по выработке, ложится незначительным по высоте слоем, что снижает производительность погрузочной машины. Особенно резко снижается производительность погрузочной машины с уменьшением толщины слоя от 0,5 до 0,1 м. Так, при погрузке припочвенного слоя высотой 0,5 м производительность погрузочной машины, передвигающейся по рельсам, снижается в 1,4–1,6 раза, а машин на гусеничном или пневматическом ходу – в 1,3–1,5 раза по сравнению с производительностью отгрузки более толстого слоя.

Уменьшения разброса породы достигают при применении призматических врубов, а при применении пирамидальных врубов – бурением наклонных шпуров с наклоном к подошве выработки.

6.2.2 Погрузка горной массы

При строительстве горизонтальных выработок буровзрывным способом уровень механизации погрузки горной массы (породы, руды, угля) составляет 95–98 %. При этом затраты труда и времени достигают 30–35 % от общего цикла работ.

Погрузку взорванной породы производят погрузочными машинами и скреперными установками. В отечественной практике наибольшее распространение получили следующие типы погрузочных машин:

– ковшовые машины периодического действия с прямой (ковш-вагонетка) и ступенчатой погрузкой (ковш-перегрузатель погрузочной машины – вагонетка) типа ППН (П – погрузочная, П – периодического действия, Н – с нижним захватом);

– машины непрерывного действия с рабочим органом «нагребающие лапы» типа ПНБ (П – погрузочная, Н – непрерывного действия, Б – с боковым захватом).

В угольной промышленности ковшовые погрузочные машины составляют 45–50 %, а в горнорудной – 60–65 % от общего объема механизированной погрузки.

Классификация погрузочных машин приведена на рисунке 6.2.

Основные достоинства ковшовых погрузочных машин:

- маневренность (относительная);
- простота конструкции;
- обеспечение хорошей зачистки почвы выработки;
- возможность погрузки породы любой крепости.

К недостаткам ковшовых машин можно отнести:

- ограниченный фронт погрузки;
- периодическое действие;
- невысокая производительность;
- большая разгрузочная высота.



Рисунок 6.2 – Классификация погрузочных машин

Основными достоинствами погрузочных машин непрерывного действия:

- высокая производительность и маневренность;
- непрерывность погрузки;
- малая высота разгрузки.

Недостатки машин непрерывного действия:

- более сложная конструкция;
- ограниченная область применения (по крепости);
- высокая стоимость.

Факторы, влияющие на выбор погрузочных машин:

- размеры поперечного сечения горной выработки;
- крепость горных пород;
- вид энергии;
- наличие (отсутствие) рельсовых путей;
- протяженность горной выработки.

Техническая характеристика ковшовых машин дана в таблице 6.5, а машин непрерывного действия – в таблице 6.6.

6.2.3 Призабойный транспорт и обмен вагонеток

Призабойный транспорт обеспечивает организацию перегрузки породы в транспортные средства и маневры транспортных средств в призабойном пространстве.

Призабойный транспорт является одним из основных факторов, влияющих на производительность погрузки породы.

При выборе средств призабойного транспорта следует исходить из необходимости обеспечения бесперебойной или с минимальными простоями работы погрузочной машины.

Классификация схем призабойного транспорта приведена на рисунке 6.3.

Для погрузки породы в партию вагонеток или на доставочный конвейер в комплексе с погрузочными машинами и проходческими комбайнами применяют проходческие *конвейеры-перегрузжатели* (таблица 6.7), отличающиеся размерами, типом и мощностью привода, способом поддержания консоли перегружателя, конструкцией отдельных узлов. При всех типах перегружателей консольного типа маневровые операции производят по аналогичной схеме. Перегружатель размещают над рельсовым путем или между путями. Под ферму консоли перегружателя подают с помощью электровоза, маневровой лебедки или тележки партию нерасцепленных вагонеток. Промежутки между вагонетками для исключения просыпания породы на рельсовый путь перекрывают листовым железом. Погрузочная машина грузит породу в бункер перегружателя, по мере загрузки партию вагонеток выдвигают из-под перегружателя.

Достоинства конвейерного транспорта горной массы:

- непрерывность транспортирования;
- возможность доставки людей из забоя ленточным конвейером.

Недостатки конвейерного транспорта:

- невозможность применения ленточных конвейеров при угле наклона выработки более 18° ;

Таблица 6.5 – Техническая характеристика ковшовых машин

Показатель	ППН-1с	ППН-2	ППН-3	1ППН-5	ППМ-4у	ППН-7
Производительность техническая, м ³ /мин	0,8	1	1,25	1,25	1,25	0,6
Вместимость ковша, м ³	0,20	0,32	0,50	0,32	0,32	0,28
Фронт погрузки, м	2,2	2,5	3,1	4	4	4,8
Установленная мощность, кВт	18	26,5	38	18,5	21,5	39,5
Колея, мм	900; 750; 600	900; 750; 600	900; 750; 600	900; 750; 600	900; 750; 600	900; 600
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,4–0,5	0,4–0,5	–
Расход воздуха, м ³ /мин	11	13,5	15	14	16,5	–
Напряжение сети, В	–	–	–	380 660	380 660	380 660
Угол наклона выработки, град	Горизонтальная		до –18		до –25	
Минимальная площадь сечения в свету, м ²	5,9	6,2	7,4	6,2	6,2	5,2
Основные размеры, мм:						
длина	2250	2500	3200	8000	8000	9450
ширина	1150	1350	1400	1400	1400	1400
высота максимальная	2250	2350	2800	2250	2250	2000
высота в транспортном положении	1500	1600	1800	1750	1750	2850
Масса, кг	3500	5000	7000	9000	10000	14400

Таблица 6.6 – Техническая характеристика машин непрерывного действия

Показатель	1ПНБ-2	2ПНБ-2	1ПНБ-2у	2ПНБ-2у	ПНБ-3К	ПНБ-3Д	ПНБ-4
	2	2	1,6	2,5	3	4	6
Производительность техническая, м ³ /мин	2	2	1,6	2,5	3	4	6
Установленная мощность, кВт	31	65	31	70	94	94	142
Фронт погрузки, м	Не ограничен						
Угол наклона горной выработки, град	+ 6–12	+ 6–12	до –18	до –18	Горизонтальная		
Удельное давление на грунт, МПа	0,06	0,085	0,065	0,085	0,085	0,085	0,085
Минимальная площадь сечения в свету, м ²	5,6	6,2	7,7	8	–	–	–
Опускание носка ниже уровня гусениц, мм	150	280	150	150	300	300	300
Напряжение сети, В	380	380	380/660	380/ 660	380/ 660	380/ 660	380/ 660
Основные размеры, мм:							
длина	7100	8000	7100	7800	8500	9000	10000
ширина	1620	1800	1620	2000	2000	2500	2700
высота в транспортном положении	1250	1456	1300	1450	1900	1900	2000
Масса, кг	6750	11650	10000	12000	23600	25000	39000

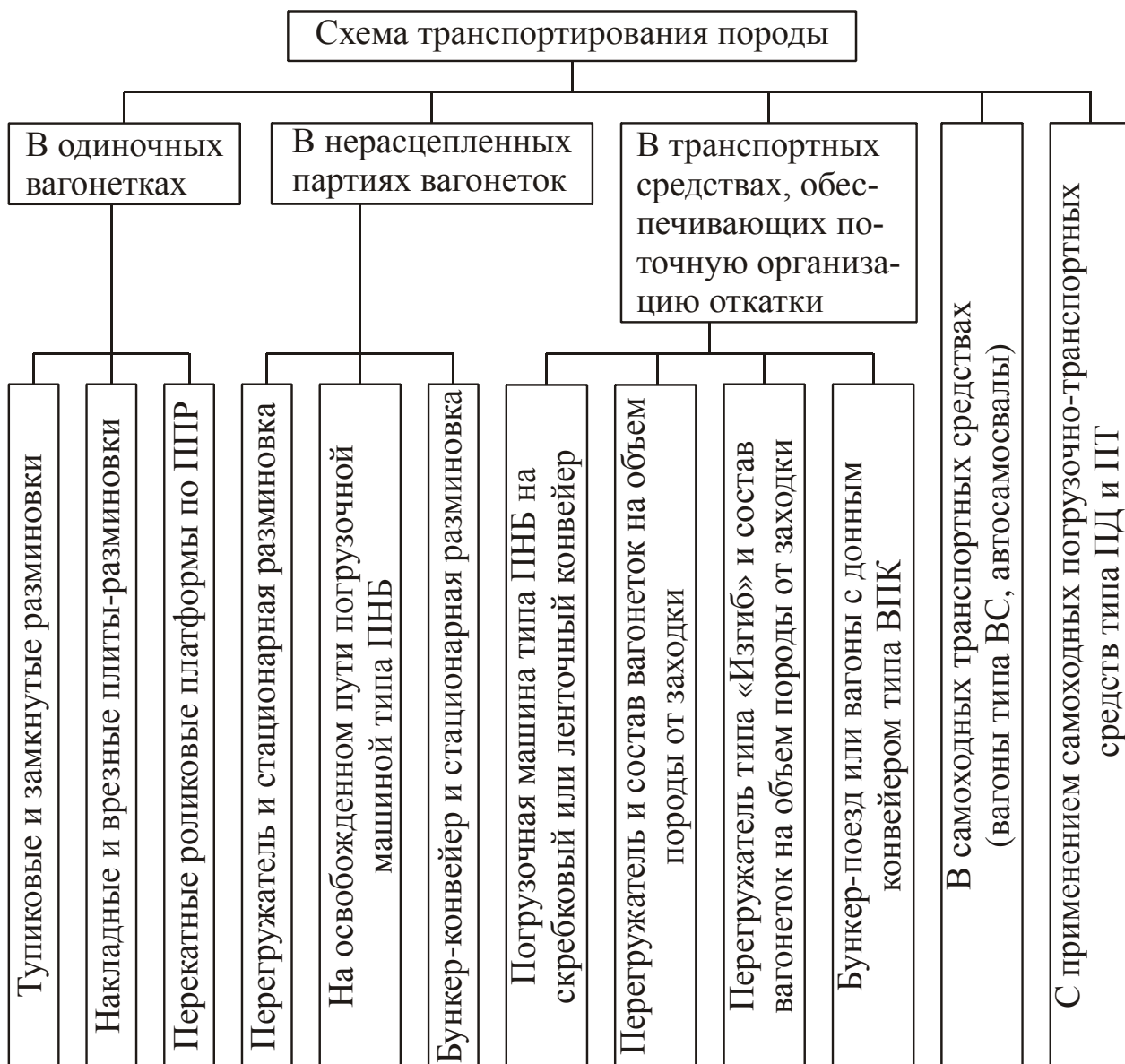


Рисунок 6.3 – Классификация схем призабойного транспорта

– невозможность использования конвейеров при проходке по обводненным породам и углю, склонным к размоканию, намоканию и образованию пульпы;

– невозможность применения в обводненных породах высокопроизводительных погрузочных машин с нагребными лапами (типа ПНБ), так как они способствуют образованию пульпы;

– резкое уменьшение длины става конвейера с увеличением угла наклона выработки, что при большой протяженности выработки требует установки нескольких конвейеров;

Окончание таблицы 6.7

Показатели	ППЛ-1К	ППЛ-1Э	ППЛ-1П	УПЛ-2	УПЛ-2М	ПСК-1	«Изгиб-1»
Минимальный радиус закругления выработки, м	–	–	–	–	40	30	10
Габаритные размеры, мм:							
длина	22 000	24 440	25 000	23300	23300	15200	37500
ширина по приводной станции	–	1040	1100	–	–	–	–
ширина по бункеру	–	1190	1190	1290*	1350	1350	1320
ширина на лыжах	2100	–	–	–	–	–	–
ширина на колесах	1800	–	–	1990**	2000	–	–
Высота, м	1800– 2250	–	–	1990	1990	2150	1970
Масса, т	6	10,3	10	6,66	7	11	16,48

Примечание. * в транспортном положении; ** в рабочем положении.

– просыпание горной массы в местах перегрузки ее с конвейера на конвейер, что затрудняет доставку в забой крепежных материалов и требует дополнительных затрат труда по зачистке выработки от просыпи;

– скатывание (перемещение) в забой обводненной горной массы, лежащей на конвейере, при его остановке;

– снижение технической скорости проходки из-за затрат времени на наращивание ленточного конвейера;

– необходимость иметь второй вид транспорта для доставки в забой крепи и других материалов.

По сравнению с ленточными конвейерами скребковые имеют ряд преимуществ:

– сравнительно легко производится их наращивание по мере подвигания забоя без остановки проходки;

– время наращивания конвейера сравнительно легко вписывается в проходческий цикл;

– дополнительно не требуется останавливать забой для перемещения приводной головки и монтажа скребкового конвейера, так как это производится во время наращивания ленточного конвейера.

При строительстве наклонных выработок скребковые конвейеры применяются:

– когда длина наклонной выработки небольшая и для ее проходки в конвейерной цепочке требуется не более трех конвейеров;

– когда из параллельной наклонной выработки на ленточный конвейер через сбойку требуется передать горную массу; в этом случае, как правило, уборка горной массы из забоя параллельной наклонной выработки производится также на скребковый конвейер;

– для проходки участка наклонной выработки ниже хвостовой головки ленточного конвейера, что уменьшает число остановок забоя для наращивания ленточного конвейера.

Наиболее широко при строительстве горных выработок используются конвейеры, характеристика которых приведена в таблице 6.8.

Ленточные конвейеры служат для транспортировки массовых сыпучих грузов: полезного ископаемого, породы и угля от проходки горных выработок. Они обладают высокой производительностью, надежны в работе, не трудоемки в обслуживании, имеют низкий

уровень травматизма по сравнению с другими видами подземного транспорта.

Таблица 6.8 – Техническая характеристика скребковых конвейеров

Показатели	СР-72				2СР-70М	
	база	01	02	03	01	05
Длина конвейера, м	100	150	500	200	100; 150	200
Угол наклона конвейера, град	18	18	18	18	15	15
Подача, т/ч	до 600	до 600	до 600	до 600	$\frac{700}{520}$	$\frac{350}{240}$
Скорость движения тягового органа, м/с	0,95	0,95	0,95	0,95	1,0 0,7	1,0 0,7
Установленная мощность, кВт	2×55	2×55	4×55	4×55	2×55	55
Размеры решета, мм:						
длина	1300	1300	1300	1300	1536	1536
ширина	623	623	623	623	595	460
Масса, кг	92	92	92	92	86,4	71,5
Завод-изготовитель	Машзавод «Свет шахтера», Харьков				Машзавод «Анжеромаш», Анжеро-Судженск	

Примечание. В числителе подача при скорости тягового органа $v = 1$ м/с, в знаменателе – $v = 0,7$ м/с.

Недостатки ленточных конвейеров: высокая стоимость и высокие эксплуатационные затраты. При использовании ленточных конвейеров для строительства горных выработок требуется второй вид транспорта для доставки крепежных материалов и оборудования. Ограниченность в использовании конвейеров по углу наклона выработки: от -16 до $+18^\circ$, а в случае принятия специальных мер – до $+25^\circ$.

Для подземных условий выпускаются модели типовых конвейеров со следующими обозначениями:

Л – для слабонаклонных и горизонтальных выработок;

ЛУ – для уклонов;

ЛБ – для бремсбергов;

ЛН – для выработок с углом наклона до $\pm 25^\circ$;

ЛЛ – для транспортирования груза и людей;

ЛТ – телескопический удлиняющийся;

ЛТП – телескопический укорачивающийся.

Цифры справа от основного буквенного обозначения – это ширина ленты в сантиметрах; цифры слева – типоразмер приводной станции; последние числа после дефиса – модификация.

Конвейеры для подземных работ выпускают с шириной ленты $B = 800; 1000; 1200$ и в отдельных случаях – 1400 и 1600 мм.

При строительстве протяженных горных выработок требуется перестановка хвостовой головки, поэтому используются полустационарные конвейеры, не требующие устройства бетонных фундаментов.

Техническая характеристика ленточных конвейеров с лентой шириной 800 мм приведена в таблице 6.9.

Основные технические параметры, по которым выбирается конвейер:

– угол наклона конвейера по паспорту, при котором может работать конвейер, должен быть больше или равен углу наклона выработки;

– длина конвейера должна обеспечивать проходку выработки на всю длину. При невыполнении этого условия в конвейерной цепочке желательно иметь не более трех конвейеров;

– минутная приемная способность конвейера ($Q_{к.пр}$) должна быть не меньше суммарной приемной способности ($\sum Q_{к.пр}$) основного и промежуточного грузопотоков;

– ширина ленты (B) должна обеспечивать подъем горной массы предполагаемой кусковатости.

Ширина ленты конвейера зависит от размера кусков породы или угля, типа ленты и принимается по таблице 6.10.

Ширину ленты, выбранную по таблице 6.10, и скорость движения ленты конвейера сравнивают с допустимой скоростью и размером куска по таблице 6.11. Если скорость движения ленты конвейера больше допустимой, то нужно принять конвейер с большей шириной ленты или добиться более мелкого дробления породы.

Таблица 6.9 – Техническая характеристика ленточных конвейеров

Конвейер	Скорость ленты, м/с	Приемная способность, м ³ /мин	Максимальная подача, т/ч	Максимальная длина конвейера, м	Суммарная мощность привода, кВт	Условия применения
1Л80	1,6	6,5	330	600	40	От -3° до +6°
1Л80-01	2,0	8,15	420	600		
1Л80-02	1,6	6,5	330	500	40	От -10° до +10°
	2,0	8,15	420	500		
1ЛБ-80	1,6	6,5	330	1000	55 (40)	От -16° до -3°
	2,0	8,15	420	(500)		
1Л80У	2,0	8,15	420	500	40 (45)	От -10° до +10°
1Л80У-02	2	8,15	420	500	40 (45)	От -3° до +6°
	1,6	6,5	330	1000	110	
2Л80	2,0	8,15	420	1000	110	От -16° до +18°
2Л80У	2,0	8,15	420	1000	110	От -16° до +18°
	2,5	10,2	540	1000	110	
2Л80У-01	2,0	8,15	420	1000	110	От -10° до +10°
2Л80У-02	2,0	8,15	420	1500	165	От -3° до +18°
	2,5	10,2	540	1500	165	
2Л80У-03	2,0	8,15	420	1500	165	От -3° до +18°
1ЛТ-80	1,6	6,5	330	600	40	От -3° до +6°
	2,0	8,15	420	600		
1ЛТ-80У	2,0 2,5	8,15	420	1000	110	От -3° до +10°, телескоп. 45 м
2ЛТ-80	2,0	8,15	420	500	40 (45)	От -3° до +6°
2ЛТ-80У	1,6 2,0	8,15	420	1000	110	От -3° до +6°, телескоп. 45 м
2ЛТ-80У-02	2,0	8,15	420	1500	165	От -3° до +10°, телескоп. 45 м

Таблица 6.10 – Выбор типа ленты для конвейера

Ширина ленты (B), мм	Тип ленты		Примечание
	2Ш, ПВХ, 2РТЛО	2РШ	
700–800	$\frac{300}{150}$	$\frac{300}{300}$	В числителе указаны размеры куска угля, в знаменателе – породы, мм
900	$\frac{400}{150}$	$\frac{400}{300}$	
1000	$\frac{500}{300}$	$\frac{500}{400}$	
1200 и более	$\frac{600}{300}$	$\frac{500}{500}$	

Таблица 6.11 – Допустимая скорость движения ленты конвейера

Вид груза	Допустимая скорость движения ленты ($v_{дп}$), м/с, шириной (B), м				
	0,5–0,65	0,8	1,0	1,2–1,4	1,6
Скальные породы, руды с размером куска, мм:					
менее 160	1,6	2,0	2,50	2,5	3,1
более 160	–	1,6	2,00	2,0	2,5
Уголь рядовой	2,0	2,5	3,15	3,15	4,0

6.3 Способы и схемы строительства горизонтальных выработок в неоднородных породах буровзрывным способом

Проведение штреков по неоднородным породам применяется при пологом или наклоне залегании угольного пласта мощностью 0,5–1,5 м. Область применения и схемы проведения штреков по неоднородным породам приведены на рисунке 6.4.

Проведение штреков широким забоем на шахтах России не применяется, на шахтах Украины (Западный Донбасс) используется до сих пор.

Узким забоем штреки могут проводиться как сплошным забоем, так и уступным с разделенной выемкой угля и породы.

Сплошным забоем проводятся штреки по тонким (менее 0,5 м) пластам и при низком качестве угля. По пластам средней мощности штреки проводятся уступным забоем.

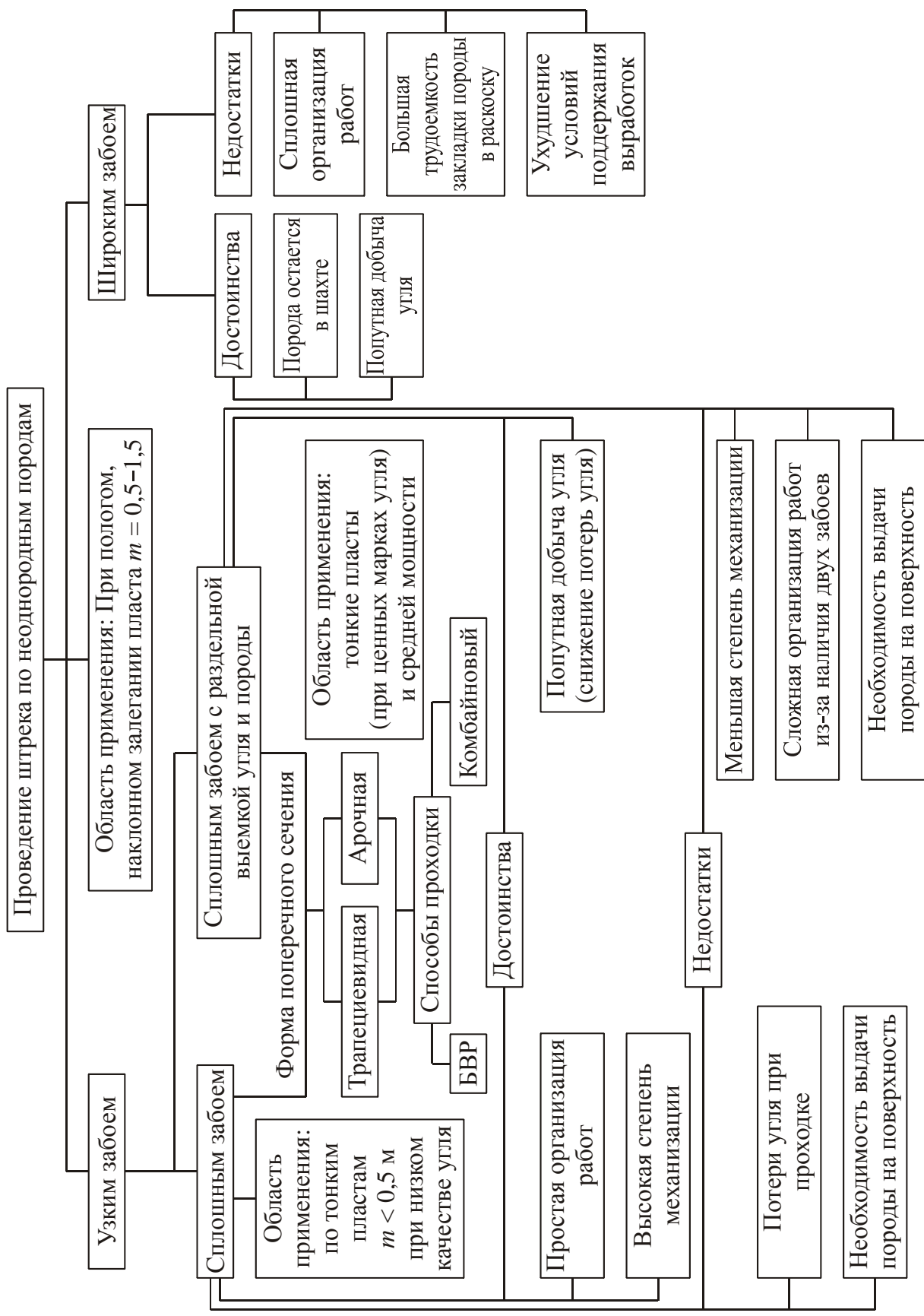


Рисунок 6.4 – Классификация способов и схем проведения штреков по неоднородным породам

Способ проходки может быть как буровзрывным, так и комбайновым, все определяется крепостью вмещающих пород.

Схемы подрывки породы при проведении штреков узким забоем приведены на рисунке 6.5.

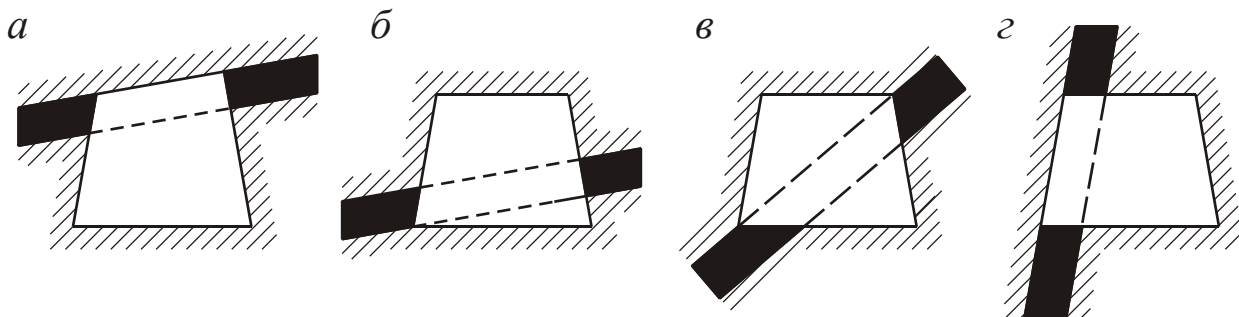


Рисунок 6.5 – Схемы подрывки породы при проведении штреков узким забоем

Выбор места подрывки пород зависит от угла наклона пласта α .

При $\alpha = 10\text{--}12^\circ$ обычно подрывается почва пласта, при этом верхняя крепи располагается параллельно кровле (рисунок 6.5, а).

При $\alpha = 10\text{--}25^\circ$ может подрываться либо кровля, либо почва пласта, либо то и другое вместе (рисунок 6.5, б).

При $\alpha = 25\text{--}50^\circ$ подрывается кровля и почва пласта, так как при этом сокращается объем вынимаемой породы и повышается устойчивость выработки (рисунок 6.5, в).

При $\alpha > 55^\circ$ подрывается почва пласта, так как при этом обеспечивается большая устойчивость выработки (рисунок 6.5, г).

6.4 Комбайновый способ строительства горных выработок

Основными технологическими процессами при комбайновом способе строительства горных выработок являются:

- отделение от массива разрушаемых пород и полезного ископаемого;
- удаление отделенной массы из забоя и ее погрузка в транспортные средства (конвейер или в вагонетки);
- подготовка поверхности выработки к возведению крепи, ее установка, затяжка и забутовка пустот за крепью;
- вспомогательные операции по обеспечению функционирования забоя (проведение водоотливной канавки; наращивание транс-

портных средств выработки – конвейеров и рельсового пути; наращивание вентиляционной трубы, водного и воздушного ставов и др.).

Из четырех вышеперечисленных технологических процессов уровень механизации и трудозатраты первых трех в значительной степени определяются конструкцией и структурой проходческого комбайна. Эти технологические процессы также в значительной степени определяют темпы проходки и затраты на строительство выработок.

Способность комбайна обеспечить совмещение этих процессов и операций во времени позволяет значительно сократить длительность рабочего цикла строительства выработки с высоким качеством боковых поверхностей и почвы. Это значительно повышает эффективность работы комбайна за счет снижения объема разрушаемой массы и сокращения объема забутовки.

Основные достоинства комбайнового способа строительства горных выработок:

- полная механизация и совмещение во времени выемки и погрузки горной массы, а при применении временных неразрушаемых крепей с этими работами также совмещают такие, как возведение постоянной крепи;
- выемка производится в пределах проектного контура выработки без разрушения сплошности окружающего массива;
- увеличение темпов проходки и производительности труда в 2–2,5 раза по сравнению с буровзрывным способом;
- снижение стоимости строительства горной выработки на 30–50 %.

Весьма существенное влияние на эффективность работы комбайна в целом оказывает тип исполнительного органа (ИО).

Применяемые в настоящее время комбайны делятся на две группы (рисунок 6.6):

- комбайны избирательного действия со стреловидным исполнительным органом;
- комбайны бурового действия с роторным исполнительным органом.

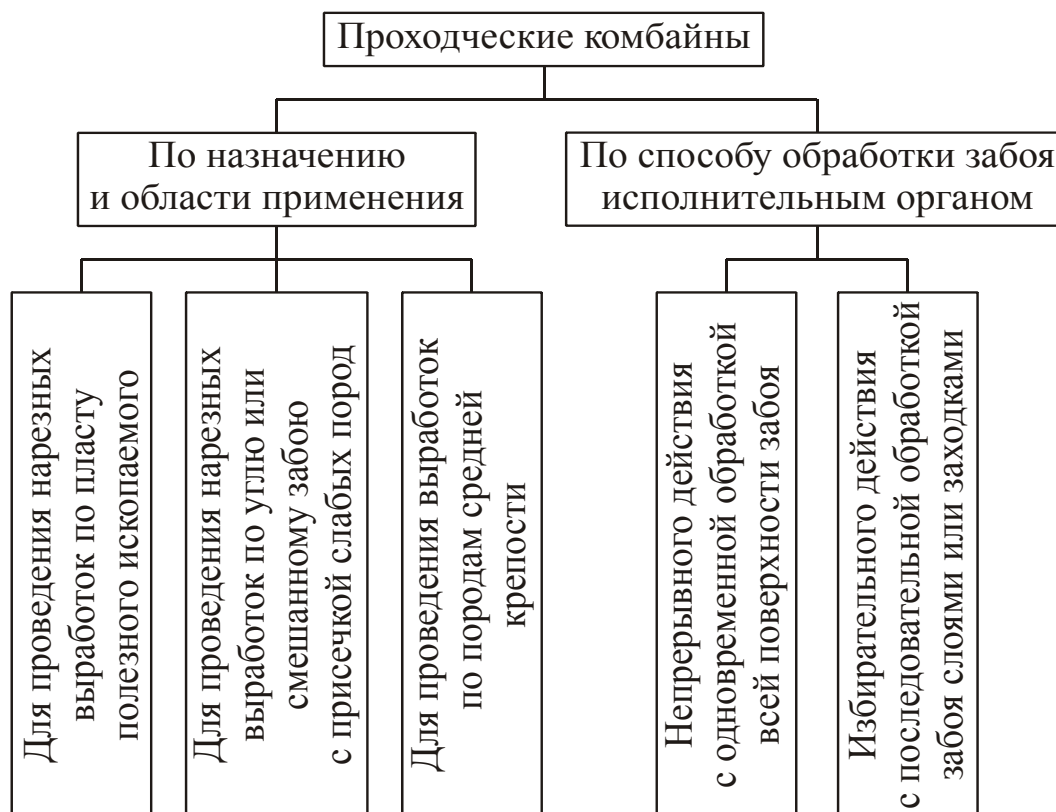


Рисунок 6.6 – Классификация проходческих комбайнов

Достоинства проходческих комбайнов со стреловидным исполнительным органом:

- возможность варьирования в широком диапазоне размерами и формой выработки;
- высокая маневренность;
- возможность селективной выемки полезного ископаемого;
- механизация вспомогательных операций;
- возможность установки крепи возле забоя выработки;
- относительно небольшая масса.

К недостаткам относятся:

- ограниченная по крепости разрушаемых пород область применения;
- недостаточно эффективное пылеподавление при эксплуатации;
- последовательный способ обработки забоя, не обеспечивающий высокой производительности комбайна;
- недостаточная устойчивость при работе, вызывающая, в частности, сложности в его управлении;

- высокая удельная металлоемкость (1,65–1,9 т на 1 м³ часовой производительности в массиве);
- низкая энерговооруженность (2,6–2,8 кВт на 1 т массы комбайна).

Технологические схемы строительства выработок комбайновым способом с учетом средств механизации других процессов могут быть разделены на четыре группы:

- с погрузкой горной массы на конвейер;
- с погрузкой горной массы в вагонетки;
- комбайновым комплексом;
- с погрузкой горной массы в самоходные погрузочно-доставочные машины.

Наиболее распространенным является отечественный проходческий комбайн 1ГПКС, техническая характеристика которого приведена в таблице 6.12. В зарубежной практике строительства горных выработок также достаточно широко используются проходческие комбайны различных форм и модификаций, техническая характеристика которых приведена в таблицах 6.13–6.15.

Таблица 6.12 – Техническая характеристика проходческих комбайнов 1ГПКС

Показатель	1ГПКС-00	1ГПКС-01	1ГПКС-02	1ГПКС-03	1ГПКС-04
Производительность, не менее, м ³ /мин:					
по углю и породе при $\sigma_{сж} \leq 20$ МПа	1,42	1,42	1,42	0,44	1,42
по породе при $\sigma_{сж} \leq 70$ МПа	0,26	0,26	0,26	0,26	0,26
Мощность электродвигателей, установленных на комбайне, суммарная, кВт	100,5	100,5	100,5	100,5	100,5
Размеры комбайна, мм:					
длина (без перегружателя)	10500	10500	10500	10500	10500
ширина	2050	2050	2050	2050	2050
ширина по барабанам тягового предохранительного устройства	–	–	2630	2630	–
высота (транспортная)	2100	2100	2100	2100	2100
Масса комбайна, т	25	25	27	28	26
Масса перегружателя, т	–	2,45	–	–	2,9

Таблица 6.13 – Техническая характеристика
зарубежных проходческих комбайнов

Показатель	П110, Украина	П220, Украина	КСП 32, Украина	ЕТ120-Q, Германия	ЕТ210-Q, Германия	ЕВН-350, Китай
Площадь сечения выработки, м ²	7–25	9–30	10–29	20	31	13–40
Максимальная прочность пород, МПа	100	120	100	100	120	120
Производительность при максимальной прочности пород	0,32	0,3	0,3	–	–	–
Размах стрелы, м:						
по ширине	6,5	7,0	6,7	5,5	7,1	6,0
по высоте	4,5	5,2	4,6	4,1	4,7	7,0
Тип режущей коронки	Поперечно-осевая		Осевая		Поперечно-осевая	
Максимальный диаметр коронки, м	1,0 (0,9)	1,0 (0,9)	1,1	0,75	1,11	1,0
Скорость движения м/мин:						
рабочая	1,5	1,3	1	10	8,5	5,0
маневровая	6,0	5,0	5	–	17	–
Суммарная мощность электродвигателей, кВт	190	195	190	217,5	370	555
Мощность исполнительного органа, кВт	110	110	110	132	200	350
Длина, м:						
с поворотной секцией	12,7	13,0	–	13,0	–	–
без поворотной секции	10,7	11	10,0	–	11,7	13,3
Высота, м	1,4	1,5	1,9	2,4	2,3	2,2
Масса, т	36	50	45	34	56	125

Проходческие комбайны с буровым исполнительным органом весьма ограниченно применяются на шахтах из-за следующих недостатков:

- высокая стоимость проходческих комбайнов;
- невозможность (для ИО роторного типа) или малая глубина (для планетарных ИО) регулирования площади сечения проходимой выработки;
- низкая маневренность;

Таблица 6.14 – Техническая характеристика проходческих комбайнов Sandvik (Швеция)

Показатель	АТМ 50	АТМ 75	АТМ 105-1С	АТМ 105	АМ 50-П	АМ 65-П	АМ 75-П	АМ 85-П	АМ 105
	80	100	1000	100	80	80	100	100	100
Максимальная прочность пород, МПа	80	100	1000	100	80	80	100	100	100
Тип коронки	Поперечно-осевая								
Диаметр коронки, м	0,685	1,075	1,3	1,3	–	–	1,05	1,05	–
Ширина коронки, м	1,23	1,682	2,2	2,2	1,37	–	1,68	1,85	–
Максимальная высота резания, м	4,4	5,06	6,6	5,8	4,0	–	–	5,1	5,9
Максимальная ширина резания, м	5,2	7,6	9,1	8,5	–	–	–	8,08	8,9
Максимальный подрез под почву, м	0,18	0,28	0,5	0,45	0,2	–	0,3	0,27	0,5
Давление на грунт, МПа	0,22	0,22	0,23	0,22	0,13	0,12	0,13	0,17	0,17
Скорость хода комбайна, м/мин	–	–	–	15	5	7,5	8,8	3	3,5
Максимальный уклон (подъем) (+/–) без (с) удерживающим приспособлением, град	–	±18(±31)	±18(±31)	–	–	±18	±18	±18	±18(±27)
Суммарная мощность электродвигателей, кВт	228	350	555	555	155	223	342	418	471
Высота, м	1,83	2,56	4,64	3,18	1,64	1,68	1,65	2,15	2,35
Длина, м	8,95	9,9	11,77	10,2	8,2	9,2	9,75	13,8	11,2
Длина с ленточным перегружателем, м	13,5	15,3	19,7	17,2	–	–	–	–	–
Ширина погрузочного столба, м	3,0	3,5	4,56	4,5	3,0	3,5	3,5	6,5	6,9
Масса, т	27	58	125	110	25	36	50	75	120

Таблица 6.15 – Техническая характеристика проходческих комбайнов избирательного действия

Характеристики	Комбайны избирательного действия										
	AM-105	ABM-30	E-134E	E-169	H4.10	LN-1300H	MK-1	12CM18-10B	WAV-300	ET-160	E2460/2480-3
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	10–36	6,0×4,5	11,5–38	9,5–24	5,5×5,13	5,9–17,5	3,5×2,9	3,3×3,68	9,5–37	10–33	3,1×2,44
Коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову	8	–	8	7	–	6	–	–	8	8	–
Угол наклона выработки, град	±18	–	+9/-14	+15/-18	–	±11,3	±14	–	±22	±20	–
Установленная мощность, кВт	487	540	353	225	507	310	146	373	434,5	360	254
Мощность привода исполнительного органа, кВт	300	250	115/230	140	400	142	90	2×112	300	200	2×93
Масса комбайна, т	90	85	70	44	78,5	52	20,3	54,4	74	65	35,8
Длина комбайна, м	11,2	10,9	12,28	10,5	13,3	10,21	7,53	10,82	12,85	13,5	10,21
Фирма-изготовитель	«Фест-Альпине Бергтехник» (ФРГ)	«Паурат» (ФРГ)	«Паурат» (ФРГ)	«Паурат» (ФРГ)	«Паурат» (ФРГ)	«Доско» (Великобритания)	«Доско» (Великобритания)	«Джой» (США)	«Вест-фалия-Бекорит» (ФРГ)	«АК-Эйк-гофф» (ФРГ)	«Эйм-ко» (США)

– значительная масса ИО и всего проходческого комбайна в целом, ухудшающая его транспортабельность и затрудняющая монтажно-демонтажные операции;

– большие значения составляющих вектора внешней нагрузки, вызванные одновременной обработкой всего сечения проходческого забоя;

– невозможность осуществления селективной выемки полезного ископаемого;

– трудность доступа к забою персонала при обслуживании и ремонтах исполнительного органа и т. д.

Техническая характеристика отечественных комбайнов бурового действия приведена в таблице 6.16.

Таблица 6.16 – Техническая характеристика комбайнов

Показатели	ПК-8м	ТОР-2	КРТ	Союз-19у	Урал-10КСА	Урал-20КСА
Размеры выработки в черне, м:						
ширина	3; 3,2	3,6	4,5	5	3,9–4,5	5,3–6,1
высота	3; 3,2	3,6	4,5	5	2,1–3,5	2,9–3,7
площадь поперечного сечения, м ²	8; 9	10,8	16,5	20,6	7,8–10,2	13,4–20,2
диаметр, м	3; 3,2	3,6	4,5	5	–	–
Коэффициент крепости пород не более	4	6	8	10	4	4
Техническая производительность, м/ч	7,5	–	0,8–1,5	0,8–2,6	7,5	10
Установленная мощность двигателей, кВт:						
суммарная	356	362	550	910	435	520
исполнительных органов	220	–	350	714	250	320
Ход подачи, м	–	0,7	–	1,0	–	–
Основные размеры, м:						
длина	9,3	10	20–30	45	12,8	10,8
ширина	3; 3,2	3,6	4,5	5	3,9–4,5	5,3–6,1
высота	3; 3,2	3,6	4,5	5	2,1–3,5	2,9–3,7
Масса, т	66,5	93	130	280	63	75; 80

В настоящее время большое внимание уделяется созданию комплексов на базе проходческих комбайнов избирательного действия с целью механизации основных процессов и совмещения выемки горной массы с креплением выработки и другими работами. Комбайновые комплексы состоят из набора оборудования для механизации основных процессов. В зависимости от типа комбайна подбирают остальное оборудование, обеспечивающее высокие скорости проходки и высокую производительность труда по всей технологической цепочке. Техническая характеристика проходческих комбайновых комплексов приведена в таблице 6.17.

6.5 Особенности строительства наклонных горных выработок

В горнодобывающей промышленности наклонные выработки проводят буровзрывным и комбайновым способами в направлении сверху вниз или снизу вверх.

Технология строительства наклонных и горизонтальных выработок имеет много общего. Основное влияние при строительстве наклонных выработок имеет угол их наклона, который определяет выбор оборудования для бурения шпуров, погрузки и транспортирования породы, а также организацию водоотлива, проветривания и другие работы.

Для бурения шпуров в наклонных выработках применяются перфораторы и бурильные установки типа УБШ. Погрузка породы производится ковшовыми машинами ППМ-4У, ППН-7, МПК-3, ППБ-1, а также скреперными установками.

Для механизации бурения и погрузки породы в наклонных выработках до 8° применяются буропогрузочные машины 1ПНБ-2Б и 2ПНБ-2Б.

Использование буропогрузочных машин значительно сокращает продолжительность подготовительно-заключительных операций и позволяет механизировать две наиболее трудоемкие операции – бурение шпуров и уборка породы. Недостатком буропогрузочных машин является возможность работать только при уклонах до 8° и невозможность их применения в обводненных забоях и породах, склонных к размоканию и оборудованию пульпы.

Таблица 6.17 – Техническая характеристика проходческих комбайновых комплексов

Показатели	КСО-1М	К4ПП-2	К4ПП-5	ДП-1	КГК-1М	КГК-2
Площадь поперечного сечения выработки в свету, м ²	4,7–15	16–20	16–36	13–17	13–18	13–20
Форма поперечного сечения	Арочная					
Максимальный угол наклона выработки, град	6	±10	±10	±10	±3	±3
Постоянная крепь	Анкерная с сетчатой затяжкой	Металлическая по-датливая с решетчатой или штучной затяжкой		Анкерная, комбинированная (анкерная в сочетании с металлической подавливой крепью)	Металлическая по-датливая	Анкерная, набрызгбетонная, анкерная, набрызгбетонная в сочетании с металлической сеткой
Марка проходческого комбайна	ГПКС	4ПП-2	4ПП-5	4ПП-2	4ПП-2М	4ПП-2М
Оборудование транспорта:						
призайного	Скреповый перегружатель	Ленточный перегружатель				
по выработке	Бункер-вагон	1ЛТП-80	1ЛТП-80	1ЛТ-80	1ЛТ-80	1ЛТ-80

Окончание таблицы 6.17

Показатели	КСО-1М	К4ПП-2	К4ПП-5	ДП-1	КГК-1М	КГК-2
Оборудование для возведения крепи	ПА-1	КПУ-2	КПМ-8	КПУ-2	КПУ-1	Навесное буровое оборудование, пневмобетономашин
Длина комплекса, м	20	50	55	–	50	60
Масса комплекса, т	25	70	100	–	–	–
Установленная мощность двигателей, кВт	156	300	450	–	–	–
Расчетная скорость проведения выработки, м/смену	4–6	2,5–4	2,5–4	2,8–5	3–6	2,8–5

Большие затраты времени на замену бурильного и погрузочно-го оборудования при строительстве наклонных выработок обусловили необходимость создания проходческих комплексов и агрегатов. Агрегирование заключается в том, что на общей раме монтируют оборудование по бурению шпуров, погрузке горной массы и креплению горной выработки. В современных агрегатах операции проходческого цикла выполняются последовательно, т. е. при бурении шпуров невозможно выполнять работы по погрузке горной массы или креплению; при погрузке невозможно осуществлять бурение шпуров; аналогично при креплении невозможно бурить или грузить. Но агрегированный комплекс выполняет основные операции проходческого цикла с одной стоянки, что значительно сокращает удельный вес затрат на подготовительно-заключительные операции проходческого цикла. В состав комплекса входит водоотливная установка с винтовыми насосами 1В-20. К недостаткам агрегированных комплексов относят их сложность и непроизводительные затраты на профилактические и ремонтные работы.

Агрегированные комплексы для строительства протяженных наклонных выработок представлены комплексами «Сибирь» (несколько модификаций) и «Титан IV», техническая характеристика которых приведена в таблице 6.18.

Наиболее совершенным способом строительства протяженных наклонных выработок является способ с применением проходческих комбайнов. При комбайновом способе одновременно можно выполнять несколько проходческих операций, например разрушение пород забоя и погрузку горной массы. При этом отпадает необходимость таких работ, как бурение шпуров, их зарядание и взрывание. Исключается образование трещин в породах законтурного массива, что создает более благоприятные условия работы постоянной крепи.

Выпускаемые нашей промышленностью проходческие комбайны предназначены для работы по породам с коэффициентом крепости f не более 4, абразивностью не более 50 мг и углом наклона выработки не более 12° . Подавление пыли, образующейся во время работы комбайна, недостаточно эффективно. Однако до сих пор наблюдается очень низкий коэффициент использования комбайна во времени.

Таблица 6.18 – Техническая характеристика проходческих комплексов и агрегатов

Показатель	Сибирь-1М		Сибирь-2М			Титан-IV
	Модификация					
	с гидравлической	с электролебедкой	01	02	03	
Площадь сечения выработки в свету, м ²	9–13,9	9–13,9	15–22	15–22	16,2–22	14–22
Угол наклона выработки, град	До 30	До 30	До 25	До 25	До 25	До 30
Коэффициент крепости пород f не более	16	16	16	16	16	16
Вместимость ковша, м ³	0,7–0,9	0,7–0,9	0,5	0,5	0,5	–
Количество ковшей, шт.	1	1	2	2	2	–
Фронт погрузки, м	4,3	4,3	6	6	6	–
Производительность погрузки, м ³ /мин	–	–	1,7–2,4	1,7–2,4	1,7–2,4	–
Количество бурильных машин, шт.	1	1	2	2	3	–
Грузоподъемность:						
при сложенной стреле, Н	450	450	4500 (стрела бурильной установки)	10000	4500 (стрела бурильной установки)	–
при максимальном вылете стрелы, Н	–	–	–	6000	–	–
Мощность электродвигателей суммарная, кВт	30	32	174	174	174	–
Подача водоотливной установки, м ³ /ч	–	–	16	16	16	–
Габариты, мм:						
длина	10200	10650	18000	18000	16400	15000
ширина	1644	1644	4030	4030	4030	3500
высота	1800	1800	2800	2800	3000	2500
Масса, кг	18960	21130	34500	34500	38000	38000

Техническая характеристика некоторых комбайнов, пригодных для строительства наклонных выработок, приведена в таблице 6.19.

Проходческий комбайн П-110 превосходит зарубежные аналоги РН-22 и МК-2В (Великобритания), АМ-65 (Австрия), ЕТ-110 (ФРГ). В горизонтальной выработке в породах с коэффициентом крепости $f = 6-8$ комбайнами П-110 достигнуты темпы проходки 180–220 м/мес.

6.6 Основные принципы выбора средств механизации горнопроходческих работ

Для строительства горных выработок применяют различные горнопроходческие машины и комплексы, механизующие основные процессы проходческого цикла.

При строительстве горных выработок различают средства механизации основных и вспомогательных процессов.

1. Средства механизации основных проходческих процессов и операций: машины и механизмы для бурения и зарядания шпуров и скважин; погрузочные машины; машины и механизмы для временного и постоянного крепления горных выработок; проходческие комбайны; комплексы для строительства горизонтальных и наклонных выработок.

2. Средства механизации вспомогательных проходческих процессов и операций: путеукладчики, машины для сооружения водотливной канавки, прокладки труб и кабелей, машины для дренажных работ.

Очевидно, что для ускоренных темпов ведения ГПР необходимо подобрать оборудование для комплексной механизации всех процессов, в том числе и вспомогательных. Причем, решать эту задачу нужно путем взаимной увязки процессов между собой с помощью комплексов оборудования.

Принятые горнопроходческие машины и комплексы должны отвечать следующим основным требованиям: по габаритам удовлетворять требованиям ПБ; иметь, как правило, дистанционное управление; обеспечивать заданное направление горной выработки; обеспечивать пылеподавление, шум и вибрацию в пределах санитарных норм.

Таблица 6.19 – Техническая характеристика комбайнов

Показатель	П-110	П-220	КП-25	КП-25-01	КП-25-02	4ПП-5	4ПП-2Щ	1ПТКС	1ПТКСП	1ПТКСН
	Техническая производительность по выемке*:									
по углю, т/мин	–	–	2,4	2,4	2,4	–	–	2,0	2,0	1,8
по породам, м ³ /мин										
$\sigma_{сж} < 35$ МПа	1,75	–	–	–	–	–	–	–	–	–
$\sigma_{сж} < 60$ МПа	0,5	–	–	–	–	0,6	–	0,05	0,65	0,45
$\sigma_{сж} < 60$ МПа	–	–	–	–	–	–	0,25	–	–	–
$\sigma_{сж} < 85$ МПа	–	–	0,2–0,3	0,2–0,3	0,2–0,3	–	–	–	–	–
$\sigma_{сж} < 100$ МПа	0,25	0,3	–	–	–	–	–	–	–	–
Абразивность разрушаемых пород, мг	15	15	15	15	15	–	–	–	–	–
Площадь сечения выработки в свету, м ³	7–22	9–30	7–30	7–30	7–30	14–30	10,7–18	6–17	6–17	6–17
Угол наклона выработки, град	+12	+12	±12	±12	±12	±10	±12	±10	±10	±10
Мощность двигателей суммарная, кВт	188	305	195	217	195	400	239,2	99	99	99
Масса, т	36	48	49	52	55	75	41	20	22,2	22

Примечание. * Техническая производительность комбайнов приведена при присечке породы до 75 % от площади забоя.

При выборе основного горнопроходческого оборудования необходимо оценивать каждое средство механизации с точки зрения его пригодности для конкретных условий (площадь поперечного сечения, форма выработки, крепость пород, заданные темпы и т. д.).

Выбор установки для бурения шпуров в горизонтальной выработке должен производиться с учетом следующих основных положений:

- тип бурильной машины должен соответствовать крепости пород в обуриваемом забое;

- размеры зоны бурения должны быть больше или равны высоте и ширине обуриваемого забоя;

- наибольшая длина буримых шпуров по технической характеристике бурильной установки должна быть согласована с максимальной длиной шпуров (по паспорту БВР).

Ширина бурильной установки не должна быть больше применяемых транспортных средств (вагонеток, электровозов, погрузочно-транспортных машин).

Выбор погрузочной машины должен производиться в зависимости от крепости и крупности погружаемой породы, а также размеров выработки. При выборе машины ковшового типа на рельсовом ходу необходимо руководствоваться следующими ее параметрами, зависящими от размеров выработки:

- ширина фронта погрузки не должна быть меньше ширины выработки в черне (в проходке) по почве во избежание ручной уборки породы у боков выработки. Отклонение размеров ширины фронта погрузки и ширины выработки по почве допускается не более чем на 20 %;

- высота машины в рабочем положении должна быть меньше высоты выработки от головки рельсов до кровли (при отсутствии крепи) или до крепи не менее чем на 5 см;

- ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного рельсового пути для использования всего фронта погрузки;

- крепость пород практически не влияет на выбор машины ковшового типа.

На выбор погрузочных машин непрерывного действия типа ПНБ в значительной мере влияет крепость и крупность погружаемой породы.

Высота выработки в 1,8 м является достаточной для всех погрузочных машин этого типа (при отсутствии навесного бурильного оборудования), а наличие рельсовых путей не препятствует их применению. Благодаря гусеничному ходу фронт их погрузки не ограничен. Их применяют в основном в двухпутевых выработках, так же как и машины ковшового типа со ступенчатой погрузкой, имеющие большой фронт погрузки (1ППН-5П, ППМ-4П и др.).

Аналогичный подход должен соблюдаться при выборе оборудования для крепления и поддержания горных выработок, а также для средств механизации вспомогательных процессов и операций проходческого цикла.

6.7 Типовые примеры с решением

Пример 1. Строительство конвейерного уклона осуществляется по угольному пласту мощностью 1,5 м с присечкой пород кровли до 40 %, площадью поперечного сечения в проходке $13,8 \text{ м}^2$, угол наклона выработки 11° . Коэффициент крепости пород $f = 7$, угля $f = 1,7$. Длина выработки составляет 1500 м.

Решение. *Выбор крепи.* Породы кровли представлены достаточно прочными слоистыми структурами, их подрывка для придания выработке арочной формы является нецелесообразной. В этом случае применяется трапециевидная крепь. Рамы крепи изготавливают из спецпрофиля СВП-22 (рисунок 6.7).

Выбор проходческого комбайна. Для заданных горно-геологических условий целесообразно применить проходческий комбайн КП-25.

Выбор конвейерного транспорта. При эксплуатации конвейерного уклона для транспортирования горной массы до конвейерного штрека принимается ленточный конвейер 2Л80У, техническая характеристика которого приведена в таблице 6.9, но при проходке уклона погрузка горной массы с проходческого комбайна на ленточный конвейер невозможна, поэтому необходимо предусмотреть скребковый конвейер либо перегружатель. Техническая характеристика скребкового конвейера 2СР-70М приведена в таблице 6.8.

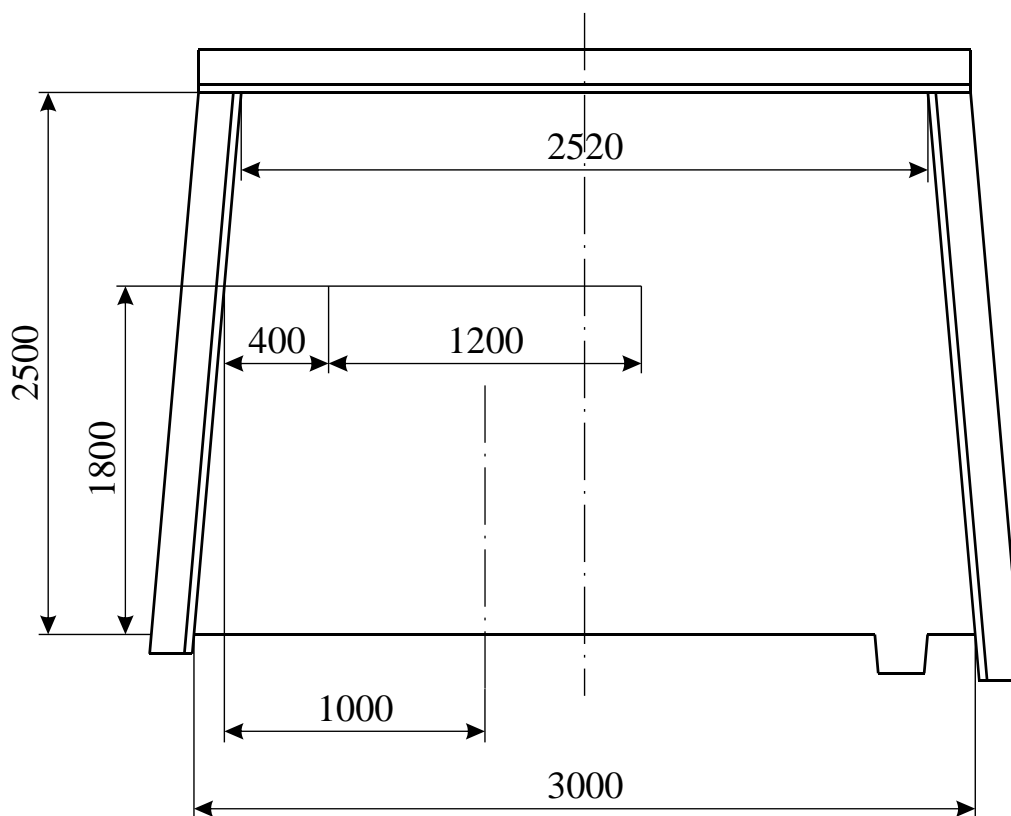


Рисунок 6.7 – Трапециевидная металлическая крепь из спецпрофиля СВП-22

Выбор доставочного транспорта. При строительстве конвейерного уклона предусматривается монорельсовая дорога для перевозки людей и спуска материалов. Техническая характеристика монорельсовой дороги приведена в таблице 6.20.

Таблица 6.20 – Техническая характеристика монорельсовой дороги 6РМКУ

Параметры	6РМКУ
Наибольшая длина транспортирования, м	2000
Максимальный угол наклона выработки, град	±18
Скорость движения, м/с	0,25; 0,45; 0,8; 1,26
Тяговое усилие, кН	27,6
Диаметр тягового каната, мм	15,0
Мощность привода, кВт	45
Масса дороги, т	77,2

Пример 2. Выбрать горнопроходческое оборудование для следующих условий: полевой штрек проходится в породах с $f = 8-10$, $S_{\text{прох}} = 30 \text{ м}^2$, $S_{\text{св}} = 26 \text{ м}^2$, длина 600 м, в забое электро- и пневмоэнергия.

Решение. Поскольку коэффициент крепости пород $f = 8-10$, то принимается буровзрывной способ строительства полевого штрека.

Исходя из заданных условий принимается следующее оборудование:

– для бурения шпуров – установка вращательно-ударного действия УБШ-313А, техническая характеристика которой приведена в таблице 6.1;

– для погрузки горной массы – погрузочная машина 2ПНБ-2, техническая характеристика которой приведена в таблице 6.6;

– в качестве призабойного транспорта – перегружатель УПЛ-2, техническая характеристика которого приведена в таблице 6.7;

– для транспортирования горной массы – скребковые конвейера 2СР-70М-05 (3 шт.), техническая характеристика которых приведена в таблице 6.8;

– для доставки людей и материалов – монорельсовая дорога БРМКУ.

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 6 приведены в приложении Г.

Контрольные вопросы

1. *Какие способы и схемы строительства горизонтальных и наклонных выработок вы знаете?*

2. *Какие факторы влияют на выбор способов и схем строительства горных выработок?*

3. *Какие процессы выполняются при строительстве горных выработок буровзрывным способом?*

4. *Что называется проходческим циклом?*

5. *Какие в шахтном строительстве принимаются бурильные установки по принципу действия? Назовите их.*

6. *Какие погрузочные машины по типу исполнительного органа и ходовой части вы знаете? Назовите их.*

7. *Основные достоинства и недостатки ковшовых погрузочных машин.*

8. Основные достоинства и недостатки погрузочных машин непрерывного действия.
9. Что такое КИШ? Как он определяется?
10. Что такое КИС? Как он определяется?
11. Какие средства призабойного транспорта вы знаете?
12. Перечислите недостатки ленточных конвейеров.
13. Какие основные достоинства скребковых конвейеров?
14. Какие способы и схемы строительства горных выработок в неоднородных породах вы знаете?
15. Начертите схемы подрывки породы при проведении штреков узким забоем.
16. Достоинства строительства горных выработок с применением проходческих комбайнов.
17. По каким признакам классифицируются проходческие комбайны?
18. Условия применения проходческих комбайнов избирательного действия.
19. Условия применения комбайнов бурового действия.
20. Перечислите проходческие комбайны отечественного производства.
21. Перечислите проходческие комбайны зарубежного производства.
22. Какие проходческие комбайны бурового действия вы знаете?
23. Перечислите основные схемы призабойного транспорта при строительстве горных выработок комбайнами избирательного действия.
24. Назовите основные недостатки проходческих комбайнов избирательного действия.
25. Особенности строительства горных выработок с применением комбайнов бурового действия.
26. Назовите недостатки комбайнов бурового действия.
27. Какие комбайновые проходческие комплексы вы знаете?
28. Какие средства механизации процессов проходческого цикла при строительстве наклонных выработок вы знаете?
29. Что представляет собой комплекс «Сибирь»?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 7

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

7.1 Способы и схемы проветривания тупиковых выработок

Ядовитые газы, образовавшиеся при взрыве зарядов ВВ в шпурах, должны разжижаться свежим воздухом и выноситься из выработки в течение короткого отрезка времени, не превышающего 30 мин.

Схемы проветривания тупиковых выработок классифицируются в зависимости от источника и способа проветривания, а также от числа и взаимного расположения выработок, по которым подается свежий и отводится загрязненный воздух. Схема проветривания обычно принимается на весь период строительства выработки.

Схемы вентиляции тупиковых выработок должны обеспечивать: безопасность ведения горных работ путем обеспечения в любой точке выработки допустимых концентраций вредных, взрывоопасных и радиоактивных газов; легкость управления режимами проветривания при штатной и аварийной ситуациях.

Основными показателями схем являются: источник и способ проветривания, количество воздухоподающих и воздуховыдающих выработок, а также их конфигурация. Способы проветривания по источнику проветривания подразделяются на две группы: за счет общешахтной депрессии (рисунок 7.1, а) и за счет вентилятора местного проветривания (рисунок 7.1, б, в, г).

Проветривание за счет *общешахтной депрессии* применяют редко, в тех случаях, когда проводят две параллельные выработки, которые сбивают между собой через промежутки не более 30 м.

Схемы проветривания по средствам проветривания подразделяются на три группы: с помощью вентиляционных сооружений; с использованием вспомогательных выработок и скважин; с использованием источников тяги.

Схемы проветривания с использованием источника тяги подразделяются на нагнетательную (см. рисунок 7.1, б), всасывающую (см. рисунок 7.1, в) и комбинированную (см. рисунок 7.1, г).

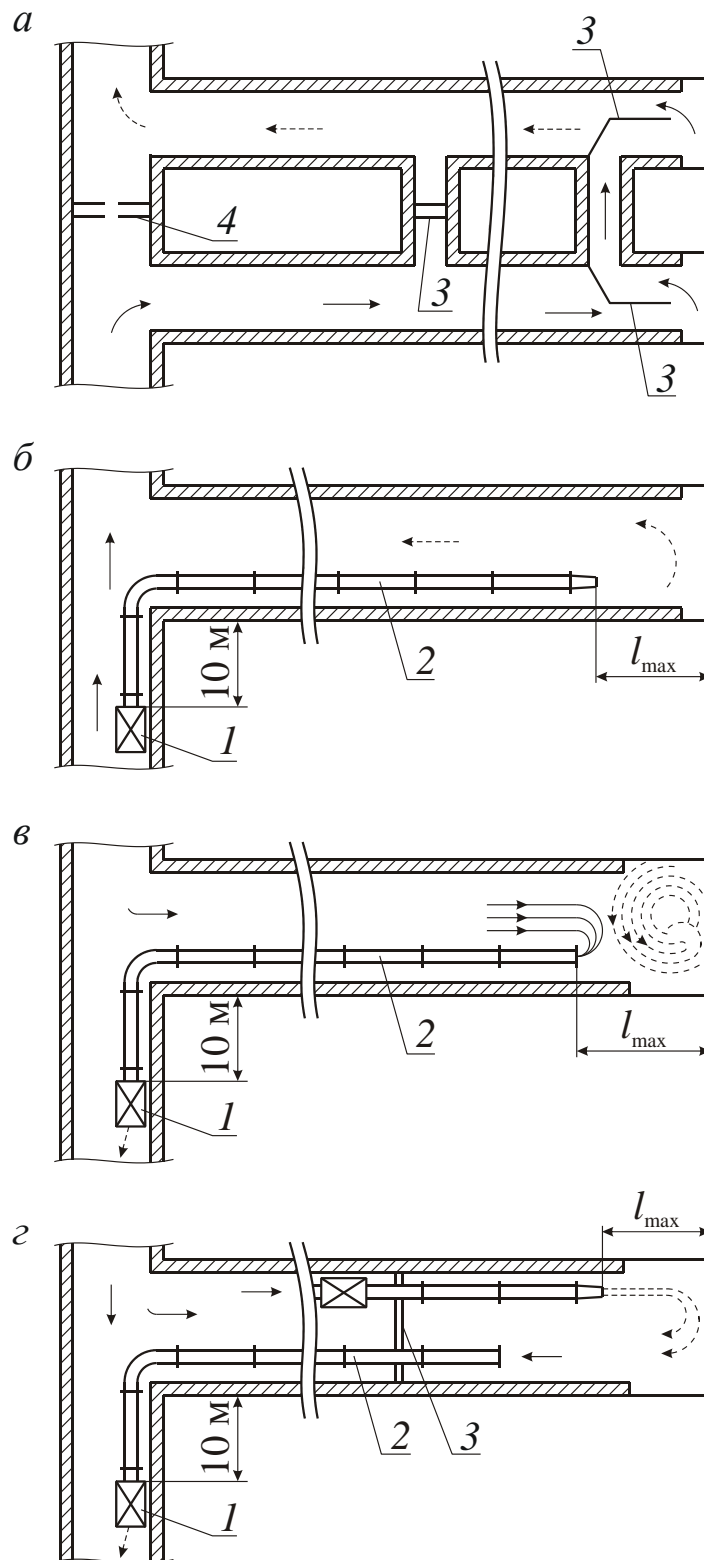


Рисунок 7.1 – Схемы проветривания тупиковых выработок:

1 – вентилятор; 2 – трубопровод; 3 – перемычка;

$S_{\text{пр}}$ – площадь поперечного сечения выработки в проходке;

$Q_{\text{н}}$, $Q_{\text{вс}}$ – производительность соответственно нагнетательного
и всасывающего вентиляторов

Механизм проветривания при *нагнетательной* схеме заключается в разбавлении воздуха в призабойном пространстве свежей струей из вентиляционного трубопровода до допустимых значений и дальнейший вынос по выработке исходящей струи.

Основная характеристика, используемая при оценке эффективности механизма проветривания, – дальность свободной струи. Схема проветривания и структура свободной струи при нагнетательном способе представлены на рисунке 7.2.

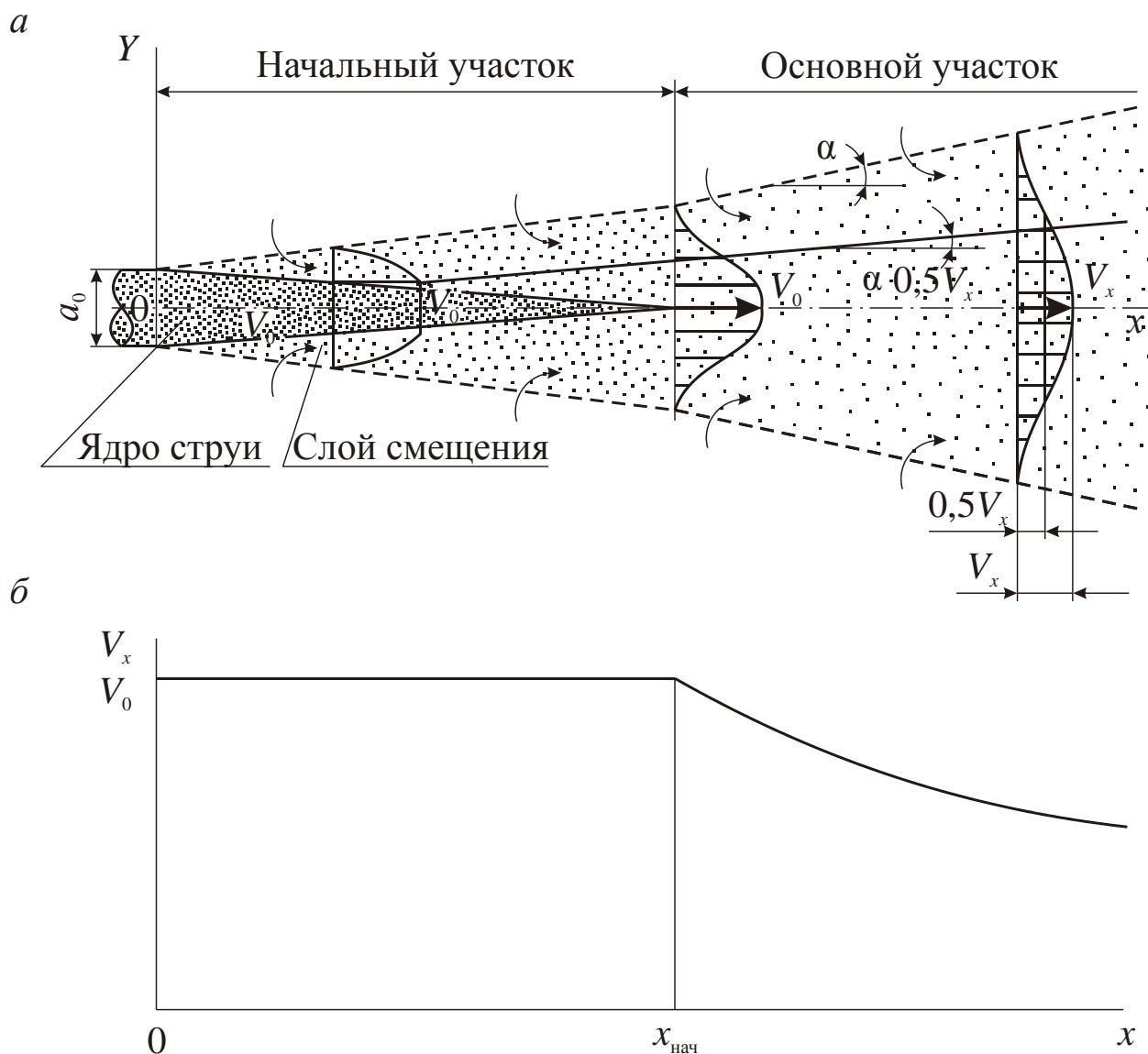


Рисунок 7.2 – Схема проветривания и структура свободной струи при нагнетательном способе проветривания

При нагнетательной схеме происходит энергичное вымывание газов из призабойного пространства и имеется возможность применять гибкие трубы. При этом загазованный воздух из призабойного пространства перемещается по всей длине выработки.

Основные достоинства и недостатки нагнетательной схемы проветривания приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Характеристики особенностей нагнетательной схемы проветривания

Особенности проветривания	Примечание
ДОСТОИНСТВА	
1. Призабойное пространство проветривается незагрязненной свободной струей с интенсивным перемешиванием воздуха	Интенсивность перемешивания воздуха определяется эффективностью и дальностью струи и расположением конца трубопровода относительно плоскости забоя и по площади сечения выработки $L_3 > L$ – образование застойных зон; $L_3 < L$ – эффективное проветривание. Для повышения дальности струи используются насадки на конец трубопровода
2. Снижается газовыделение из массива и разрушенной горной массы за счет создания в выработке избыточного давления	Величина депрессии, создаваемая ВМП при проветривании тупиковой выработки, расходуется на преодоление сопротивления трубопровода, призабойного пространства и тупиковой выработки
3. ВМП установлен на поступающей струе, поэтому через него движется чистый воздух, не содержащий газов и пыли	Отсутствует опасность взрыва при прохождении воздуха через ВМП, увеличивается срок службы вентилятора. Удобство при регулировании подачи воздуха
4. Возможность быстрой подачи в призабойное пространство чистого воздуха при аварийных ситуациях в тупиковую выработку	Необходимость при авариях, связанных с нарушением состава атмосферы
5. Возможность применения любых типов вентиляционных трубопроводов	В вентиляционном трубопроводе создается избыточное давление

Продолжение таблицы 7.1

Особенности проветривания	Примечание
б. Возможность проветривания выработки по всей длине за счет утечек из вентиляционного трубопровода	Количество воздуха определяется коэффициентом утечек, зависящих от длины звеньев, качества стыков, сопротивления трубопровода. При необходимости может быть организована поперечная схема проветривания выработки («труба равной раздачи», воздушная завеса)
НЕДОСТАТКИ	
1. При большой площади сечения выработки или малой дальности струи в призабойном пространстве образуются застойные зоны с повышенным содержанием примесей	Необходимость применения более мощных ВМП. Для повышения дальности струи используются насадки на конец трубопровода
2. При малом сечении выработки в призабойном пространстве распространяется не свободная, а полуограниченная или ограниченная струя, поэтому к забою поступает меньшее, чем расчетное, количество воздуха	Разработаны методы расчета количества воздуха при подобных условиях
3. Возможность рециркуляционных токов воздуха от устья выработки к ВМП	Необходимость выполнения условий, регламентируемых ПБ
4. Удаляемые из забоя газы при проветривании перемещаются по всей длине выработки, происходит загазованность всего объема выработки	Вредности разбавляются в объеме выработки до концентрации ниже ПДК. Необходимость применения более мощных ВМП
5. Взметывание осевшей пыли в призабойном пространстве и осаждение ее по длине выработки	Происходит в зоне действия начального участка свободной струи. Необходимость применения в ряде случаев обеспыливающих установок
б. Поступление свежего воздуха к очагу при пожаре в призабойной зоне и загазованности тупиковой выработки по всей длине	Необходимость снижения подачи воздуха при пожаре в тупиковой выработке

Механизм проветривания при *всасывающей* схеме заключается в удалении вредных газов из призабойного пространства через вентиляционный трубопровод и дальнейший вынос в выработку, проветриваемую сквозной струей.

При всасывающей схеме проветривания загазованный воздух из призабойного пространства вентилятором засасывается в став трубопровода и перемещается в выработку со свежей струей (см. рисунок 7.1, в).

Данная схема имеет малую эффективность проветривания, так как воздушная среда, находящаяся от конца трубопровода на расстоянии более 1,5 м, практически не засасывается в трубопровод. При такой схеме можно применять только металлические трубы.

Основные достоинства и недостатки всасывающей схемы проветривания приведены в таблице 7.2. Динамика проветривания призабойной зоны существенно отличается от нагнетательного способа. Основная особенность механизма проветривания – удаление вредных со всех сторон относительно конца трубопровода и ограниченные размеры зоны действия всасывающего факела. Схема структуры всасывающего факела представлена на рисунке 7.3.

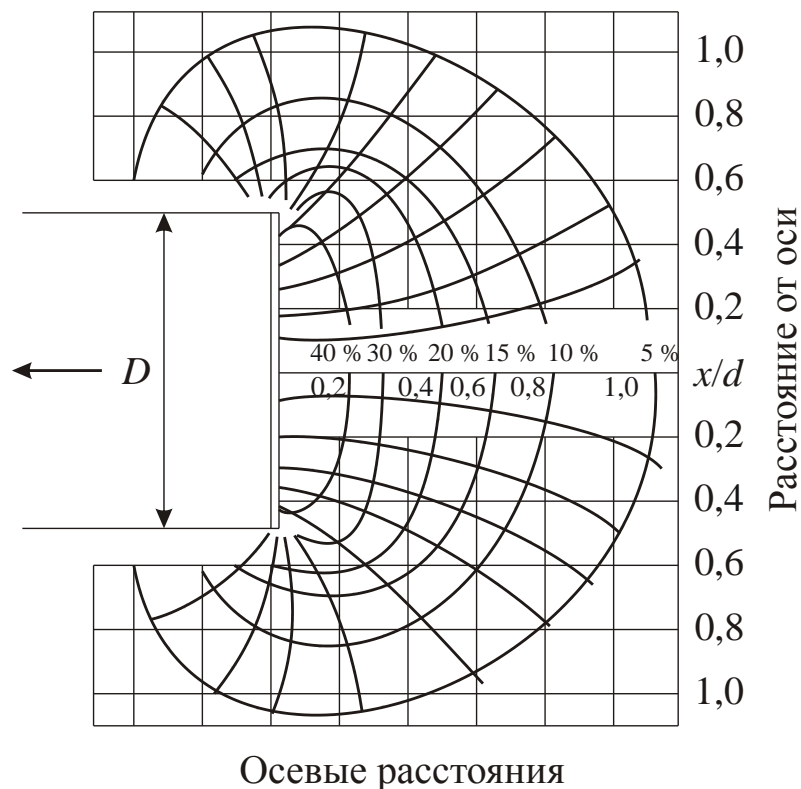


Рисунок 7.3 – Схема структуры всасывающего факела

Таблица 7.2 – Характеристики особенностей всасывающей схемы проветривания

Особенности проветривания	Примечание
ДОСТОИНСТВА	
1. Призабойное пространство проветривается незагрязненным потоком воздуха, поступающим по всему сечению выработки. Вредности удаляются по трубопроводу, не поступая в выработку	Эффективность проветривания определяется удаленностью конца трубопровода относительно плоскости забоя и по площади сечения выработки. Для увеличения зоны влияния струи используются насадки на конец трубопровода
2. Резкое уменьшение концентрации газов в призабойном пространстве в начальный период проветривания	В начальный период проветривания газы с высокой концентрацией вредностей удаляются через вентиляционный трубопровод
3. Возможность быстрого удаления из призабойного пространства загрязненного воздуха при аварийных ситуациях в тупиковой выработке	Необходимость при авариях, связанных с нарушением состава атмосферы. Вентилятор и жесткий трубопровод должны обеспечивать удаление пожарных газов с высокой температурой
4. Возможность применения менее мощных ВМП	Количество застойных зон сопротивления входа в вентиляционный трубопровод значительно меньше, чем сопротивление выхода в атмосферу (местные сопротивления выхода и входа имеют коэффициенты $\zeta_{\text{вых}} = 1,0$; $\zeta_{\text{вх}} = 0,56$)
5. Отсутствие взметывания осевшей пыли в призабойном пространстве	Меньшая скорость движения воздуха по всасывающему трубопроводу
НЕДОСТАТКИ	
1. При большой площади сечения выработки или малой зоне влияния спектра струи в призабойном пространстве образуются застойные зоны с повышенным содержанием примесей	Для повышения зоны влияния спектра струи используются насадки на конец трубопровода, что повышает сопротивление системы
2. Повышается газовыделение из массива и разрушенной горной массы за счет создания в выработке разрежения	Величина разрежения, создаваемого ВМП для проветривания тупиковой выработки, ничтожно мала по сравнению с величиной депрессии для проветривания трубопровода

Окончание таблицы 7.2

Особенности проветривания	Примечание
3. ВМП установлен на исходящей струе, поэтому через него движется загрязненный воздух, содержащий газы и пыль	Существует опасность взрыва при прохождении воздуха через ВМП, уменьшается срок службы вентилятора. Для уменьшения воздействия применяются пыле- и взрывозащищенные вентиляторы, вентиляторы с рабочим колесом с лопатками специальной формы с минимальной площадью контакта с пылевыми потоками
4. Необходимость применения жестких вентиляционных трубопроводов	В вентиляционном трубопроводе создается разрежение. Гибкие трубопроводы могут применяться при наличии специальных спиральных вставок, обеспечивающих жесткость. Большие утечки в стыках гибких труб. Увеличение аэродинамического сопротивления гибких труб за счет их сжатия при разрежении. Применение схем с установкой ВМП в тупиковой выработке и комбинированным трубопроводом

При *комбинированной схеме* проветривания устанавливаются два вентилятора: один – всасывающего действия с трубопроводом на всю длину выработки, а другой – нагнетательного действия с коротким трубопроводом (25–30 м), который нагнетает свежий воздух в призабойное пространство.

Динамика проветривания при комбинированной схеме существенно зависит от способа подачи и удаления воздуха из призабойной зоны и сочетает в себе особенности, присущие нагнетательной и всасывающей схемам (таблица 7.3).

На рисунке 7.4 показаны возможные варианты установки ВМП при нагнетательной схеме проветривания тупиковых забоев.

Для проветривания выработок применяют осевые или центробежные вентиляторы. Осевые вентиляторы имеют подачу от 1 до 11 м³/с и давление от 30 до 360 Па, а центробежные – соответственно от 1 до 23 м³/с и 1000–9700 Па.

Таблица 7.3 – Характеристики особенностей комбинированной схемы проветривания

Особенности проветривания	Примечание
ДОСТОИНСТВА	
1. Все достоинства всасывающего и нагнетательного способов	
2. Возможность применения при сложных схемах проветривания	
3. Возможность применения при скоростных темпах проведения выработок	
4. Возможность применения при проветривании выработок большого объема	
5. Использование в информационно-измерительных системах	
НЕДОСТАТКИ	
1. Все недостатки всасывающей и нагнетательной схем	
2. Относительная трудность управления проветриванием	
3. Относительно большая стоимость вентиляционного оборудования	
4. Наличие двух вентиляторов	
5. Дополнительные работы по периодическому переносу нагнетательного вентилятора и вентиляционной двери	

В шахтах, опасных по газу или пыли, отнесенных к сверхкатегорным, применяют вентиляторы с пневматическим двигателем. Высоконапорные вентиляторы используют для проветривания выработок большой длины (1500–2000 м).

Проветривание протяженных выработок представляет определенные трудности. Для его улучшения применяют турбовоздуходувки по схемам с реверсированием и без него. Первая схема является более сложной, так как требует монтажа дополнительных труб и задвижек, но зато резко сокращает время проветривания.

В настоящее время проветривание тупиковых горизонтальных и наклонных выработок осуществляют, как правило, с помощью гибких вентиляционных труб длиной 5, 10 и 20 м и диаметром 600, 800 и 1000 мм. Гибкие трубы изготавливают из капрона с односторонним покрытием негорючей резиной и с двусторонним покрыти-

ем полихлорвинилом или резиной. Гибкие трубы соединяют между собой стыковыми кольцами и подвешивают к тросу, протянутому по выработке. Трос крепят к верхняку крепи.

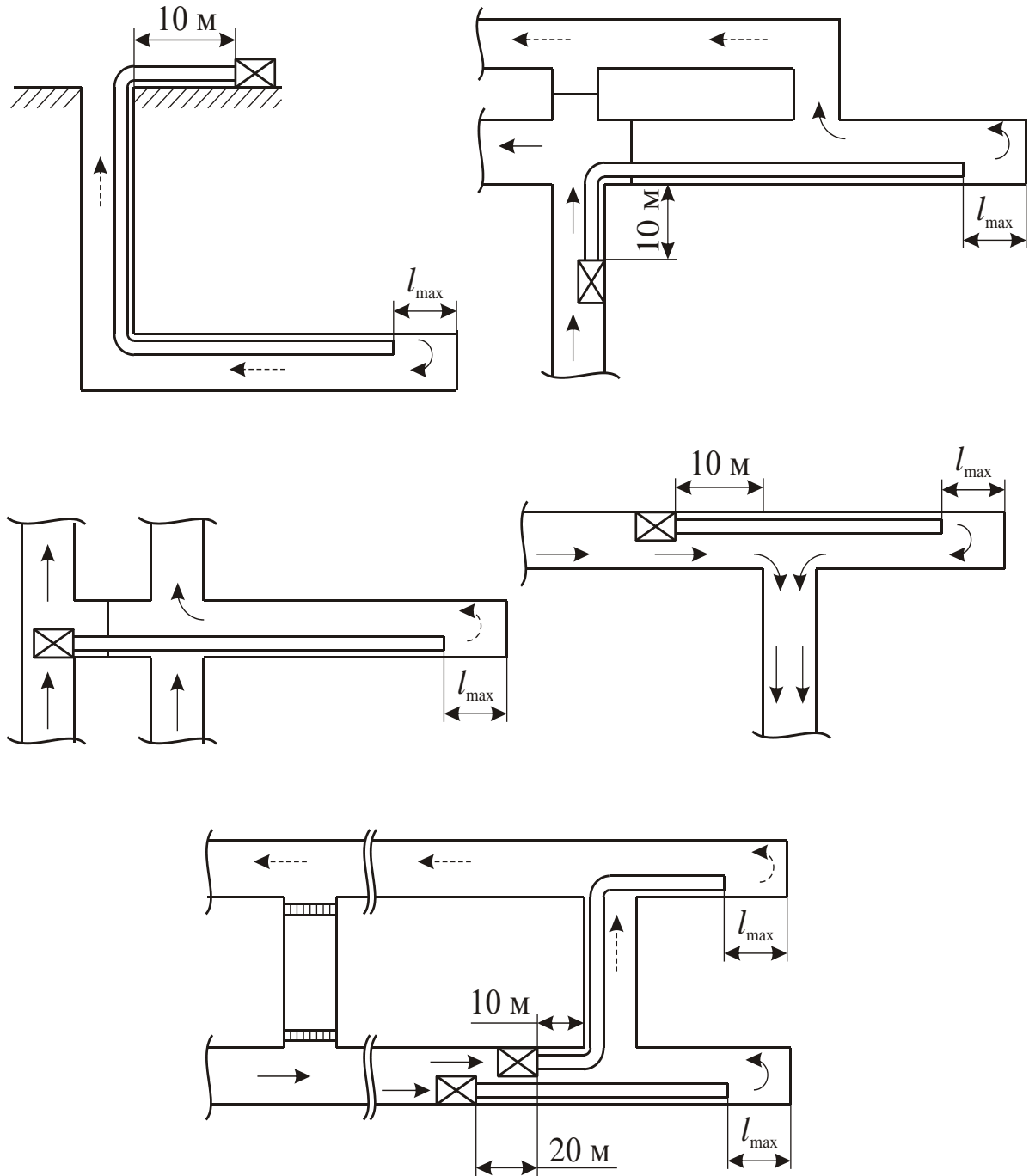


Рисунок 7.4 – Возможные схемы установки ВМП
при нагнетательной схеме проветривания тупиковых забоев

Гибкие трубы обладают следующими достоинствами по сравнению с металлическими: меньшее число стыков, снижающее утечки воздуха и трудоемкость монтажа, малая масса (масса 1 м трубы 1,8–4,7 кг), низкая стоимость, удобны при транспортировании и монтаже. Недостатки таких труб – сравнительно малый (12–24 мес.) срок службы и большая подверженность повреждениям, что увеличивает утечку воздуха.

Металлические трубы изготавливают из листовой стали толщиной 2–3 мм. Диаметр труб – 0,4–1,0 м, длина – 2; 2,5; 3,0; 4,0 м. Масса 1 м трубы с деталями подвески – 26–73 кг. Металлические трубы соединяют на фланцах болтами с резиновой прокладкой и подвешивают к верхняку крепи скобами. Такие трубы отличаются большим расходом металла, трудоемки при транспортировании и монтаже. Их достоинство – большой (до 3 лет) срок службы.

Вентиляционные трубы следует прокладывать прямолинейно с плотным соединением стыков, исключая утечки воздуха. Гибкие трубы должны быть натянуты, без складок и скручиваний. В конце гибкого става нужно вставлять металлическую трубу равного диаметра и длиной 1–1,5 м.

Для уменьшения числа стыков и утечек воздуха вентиляционные трубопроводы собирают из труб длиной 20 м при наращивании звеньями длиной 5 и 10 м. При строительстве горных выработок удлинение гибкого вентиляционного трубопровода и перенос датчика аппаратуры контроля воздуха (АКВ) осуществляют по схеме, приведенной на рисунке 7.5.

При расстоянии от забоя до конца вентиляционного става 8 м к нему присоединяют звено длиной 5 м (рисунок 7.5, а, б). По мере подвигания забоя это звено заменяют звеном длиной 10 м (рисунок 7.5, в), затем трубопровод наращивают звеном длиной 5 м и датчик АКВ переносят к забою на 10 м (рисунок 7.5, г).

Далее звено длиной 5 м вновь заменяют звеном длиной 10 м и одновременно переносят еще на 10 м датчик АКВ. Два звена длиной 10 м за датчиком АКВ заменяют звеном вентиляционной трубы длиной 20 м (рисунок 7.5, д). В дальнейшем цикл работ повторяется.

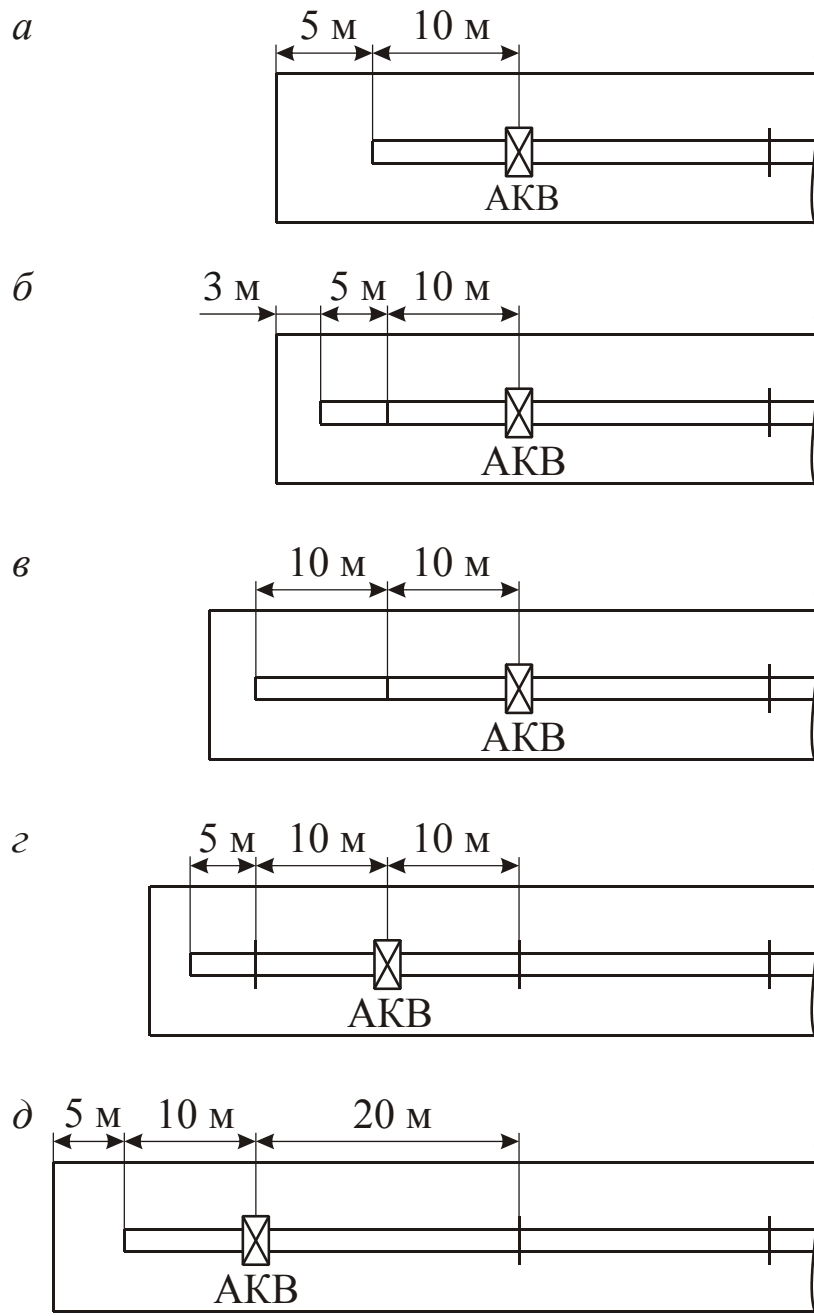


Рисунок 7.5 – Схема удлинения вентиляционного трубопровода и переноса датчика аппаратуры контроля воздуха (АКВ)

7.2 Расчет количества воздуха для проветривания тупиковой выработки

Расчет производят по следующим факторам: газовыделению, количеству одновременно взрываемого ВВ, наибольшему числу работающих в забое людей, минимальной скорости движения воздуха, тепловому фактору.

По газовыделению количество требуемого для проветривания воздуха должно разжижать содержание газа до концентрации в соответствии с ПБ:

по метану

$$Q_{3.п}^{\text{CH}_4} = \frac{100I_{3.п}^{\text{CH}_4}}{C - C_0}, \quad (7.1)$$

где $I_{3.п}^{\text{CH}_4}$ – выделение метана на призабойном участке, м³/мин; C – допустимая концентрация метана в исходящей вентиляционной струе, %; C_0 – допустимая концентрация метана в поступающей вентиляционной струе, %;

по углекислому газу

$$Q_{3.п}^{\text{CO}_2} = \frac{100I_{3.п}^{\text{CO}_2}}{C - C_0}, \quad (7.2)$$

где $I_{3.п}^{\text{CO}_2}$ – выделение углекислого газа на призабойном участке, м³/мин; C – допустимая концентрация углекислого газа в исходящей вентиляционной струе, %; C_0 – допустимая концентрация углекислого газа в поступающей вентиляционной струе, %.

Расход воздуха по минимальной скорости движения воздушной струи в выработке рассчитывается по формуле

$$Q_{3.п} = 60S_{\text{св}}V_{\text{min}}, \quad (7.3)$$

где $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; V_{min} – минимально допустимая, согласно ПБ, скорость движения воздуха в тупиковой выработке, м/с.

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры определяется по формуле

$$Q_{з.п} = 20S_{св} V_{з.мин}, \quad (7.4)$$

где $V_{з.мин}$ – минимально допустимая, согласно ПБ, скорость воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и влажности, м/с.

Расход воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в выработке, производится по формуле

$$Q_{з.п} = 6n, \quad (7.5)$$

где n – наибольшее число людей, одновременно находящихся в забое выработки, чел.

Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковой выработки по газам, образующимся при взрывных работах, осуществляется по формуле

$$Q_{з.п} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} S_{св}^2 l_{п}^2 k_{обв}}{k_{ут.тр}^2}}, \quad (7.6)$$

где T – время проветривания выработки после взрывания, мин, принимается согласно ПБ; $V_{ВВ}$ – объем вредных газов, образующихся после взрывания, л, определяется по формуле

$$V_{ВВ} = 100B_{уг} + 40B_{пор}; \quad (7.7)$$

$B_{уг}$, $B_{пор}$ – масса одновременно взрываемых ВВ по углю и породе соответственно, кг; если взрывание по углю и породе производится отдельно (в несколько приемов), то при расчете $Q_{з.п}$ принимается максимальное значение $V_{ВВ}$; $l_{п}$ – длина тупиковой части выработки, м; для горизонтальных и наклонных тупиковых выработок длиной 500 м и более вместо $l_{п}$ подставляется критическая длина $l_{п\text{кр}}$, равная 500 м; $k_{обв}$ – коэффициент, учитывающий обводненность тупиковой выработки, принимается по таблице 7.4; $k_{ут.тр}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубопроводах, определяется согласно п. 7.3. При определении $k_{ут.тр}$ необходимо предварительно принять расход воздуха, рассчитанный по формуле (7.3).

Таблица 7.4 – Значение коэффициента обводненности $k_{обв}$

Характеристика выработки	$k_{обв}$
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки проводятся по сухим породам	0,8
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки частично проводятся по водоносным породам (влажные выработки)	0,6
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки на всю длину проводятся по водоносным породам или с применением водяных завес (обводненные выработки)	0,3
Горизонтальные и наклонные выработки с притоком воды свыше $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ и выделением воды в виде ливня	0,15

7.3 Выбор вентиляционного трубопровода и расчет его параметров

При проведении горизонтальных и наклонных выработок для вентиляционных трубопроводов в зависимости от способа проветривания могут применяться как жесткие, так и гибкие вентиляционные трубы.

При нагнетательном способе проветривания, как правило, применяются гибкие вентиляционные трубы, а при всасывающем – жесткие.

Диаметр трубопровода выбирается в зависимости от его длины и расхода воздуха на выходе из трубопровода $Q_{тр}$ равным, если воздух подается в призабойное пространство по одному трубопроводу, расчетному расходу воздуха для проветривания призабойного пространства, то есть $Q_{тр} = Q_{з.п.}$ Ориентировочно диаметр гибких труб типов 1А и 1Б можно принимать согласно таблице 7.5.

Для уменьшения коэффициента утечек воздуха и аэродинамического сопротивления гибких трубопроводов следует применять комбинированный вентиляционный трубопровод из гибких труб типов 1А и 1Б с введенным внутрь полиэтиленовым рукавом и конечным участком трубопровода без полиэтиленового рукава. Комбинированный трубопровод рекомендуется применять при диаметре труб 0,6 м и более и длине трубопровода более 400 м. Длина конечного участка без полиэтиленового рукава должна составлять 150–200 м. Комбинированный трубопровод допускается применять только со специальным пускорегулирующим устройством на ВМП.

Продолжение таблицы 7.5

Расход воздуха в конце трубопровода, $Q_{з.п}, \text{ м}^3/\text{с}$	Коэффициент утечек воздуха при длине трубопровода, м														
	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	2000
0,5	1,01	1,01	1,04	1,08	1,13	1,18	1,24	1,31	1,39	1,47	1,57	1,79	2,04	2,35	3,13
1,0	1,01	1,02	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,43	1,52	1,63	1,89	2,21	2,60	3,63
1,5	1,01	1,02	1,05	1,09	1,14	1,21	1,28	1,37	1,46	1,58	1,70	2,01	2,39	2,87	4,23
2,0	1,01	1,02	1,05	1,09	1,15	1,22	1,30	1,39	1,50	1,63	1,77	2,13	2,58	3,17	4,90
2,5	1,01	1,02	1,05	1,10	1,16	1,23	1,32	1,42	1,54	1,69	1,85	2,25	2,79	3,50	
3,0	1,01	1,02	1,05	1,10	1,17	1,24	1,34	1,45	1,59	1,74	1,93	2,39	3,02	3,88	
3,5	1,01	1,02	1,05	1,11	1,17	1,26	1,36	1,48	1,63	1,80	2,01	2,53	3,26	4,29	
4,0	1,01	1,02	1,06	1,11	1,18	1,27	1,38	1,52	1,67	1,87	2,09	2,68	3,53	4,75	
4,5	1,01	1,02	1,06	1,11	1,19	1,29	1,40	1,55	1,72	1,93	2,18	2,85	3,82		
5,0	1,01	1,02	1,06	1,12	1,20	1,30	1,43	1,58	1,77	2,00	2,27				
5,5	1,01	1,02	1,06	1,12	1,21	1,31	1,45	1,61	1,82	2,06	2,37				
6,0	1,01	1,02	1,06	1,13	1,22	1,33	1,47	1,65	1,86	2,13	2,47				
6,5	1,01	1,02	1,07	1,13	1,22	1,34	1,49	1,68	1,92	2,21	2,57				
7,0	1,01	1,02	1,07	1,14	1,23	1,36	1,52	1,72	1,97	2,28					
7,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,24	1,37	1,54	1,75	2,02	2,36					
8,0	1,01	1,02	1,07	1,15	1,25	1,39	1,56	1,79	2,08						
8,5	1,01	1,02	1,07	1,15	1,26	1,40	1,59	1,83	2,13						
9,0	1,01	1,02	1,07	1,16	1,27	1,42	1,61								
9,5	1,01	1,02	1,08	1,16	1,28	1,43	1,64								
10,0	1,01	1,02	1,08	1,16	1,29	1,45	1,66								

Для труб диаметром 0,8 м

Окончание таблицы 7.5

Расход воздуха в конце трубопровода, $Q_{з.п}$, м ³ /с	Коэффициент утечек воздуха при длине трубопровода, м														
	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	2000
0,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,12	1,16	1,21	1,26	1,32	1,38	1,51	1,67	1,84	2,27
1,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,17	1,22	1,27	1,33	1,40	1,55	1,72	1,92	2,42
1,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,18	1,23	1,29	1,35	1,42	1,59	1,78	2,00	2,58
2,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,19	1,24	1,30	1,37	1,45	1,62	1,84	2,09	2,75
2,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,19	1,25	1,32	1,39	1,47	1,66	1,90	2,18	2,93
3,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,15	1,20	1,26	1,33	1,41	1,50	1,71	1,96	2,27	3,13
3,5	1,00	1,01	1,03	1,07	1,11	1,15	1,21	1,27	1,35	1,43	1,53	1,75	2,03	2,37	3,34
4,0	1,00	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,22	1,29	1,36	1,45	1,55	1,79	2,09	2,48	3,56
4,5	1,00	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,23	1,30	1,38	1,47	1,58	1,84	2,16	2,58	3,80
5,0	1,00	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,23	1,31	1,39	1,49	1,61	1,88	2,24	2,69	
5,5	1,00	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,24	1,32	1,41	1,51	1,63	1,93	2,31	2,81	
6,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,12	1,18	1,25	1,33	1,43	1,54	1,66	1,98	2,39	2,93	
6,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,44	1,56	1,69	2,03	2,47		
7,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,27	1,35	1,46	1,58	1,72	2,08	2,55		
7,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,20	1,27	1,37	1,47	1,60	1,75	2,13			
8,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,14	1,20	1,28	1,38	1,49	1,63	1,78	2,18			
8,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,14	1,21	1,29	1,39	1,51	1,65	1,81	2,23			
9,0	1,00	1,01	1,04	1,09	1,14	1,21	1,30	1,40	1,53	1,67	1,84	2,29			
9,5	1,00	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,41	1,54	1,70	1,88	2,35			
10,0	1,00	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,43	1,56	1,72	1,91				

Для труб диаметром 1,0 м

Коэффициент утечек воздуха для гибких вентиляционных трубопроводов из труб типа 1А и 1Б диаметром 0,6–1,0 м принимается по таблице 7.5 в зависимости от длины трубопровода и расхода воздуха в конце его, а для трубопроводов диаметром 0,5 м и меньше определяется по формуле

$$k_{\text{ут. тр}} = 1 + 1,78 \cdot 10^{-6} d_{\text{тр}}^2 l_{\text{тр}}^2 Q_{3.п}, \quad (7.8)$$

где $d_{\text{тр}}$ – диаметр трубопровода, м; $l_{\text{тр}}$ – длина трубопровода, м.

Для новых типов труб, а также при длине звена более 20 м значения коэффициента утечек воздуха принимаются по рекомендациям ВостНИИ или МакНИИ.

При использовании комбинированного гибкого трубопровода коэффициент утечек воздуха определяется по формуле

$$k_{\text{ут. тр}} = k_{\text{ут. тр1}} k_{\text{ут. тр2}}, \quad (7.9)$$

где $k_{\text{ут. тр1}}$ – коэффициент утечек воздуха для конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, определяется по таблице 7.5; $k_{\text{ут. тр2}}$ – коэффициент утечек воздуха для участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, определяется по таблице 7.6.

При определении значения $k_{\text{ут. тр2}}$ по таблице 7.6 значение $Q'_{3.п}$ следует определять по формуле

$$Q'_{3.п} = Q_{3.п} k_{\text{ут. тр1}}. \quad (7.10)$$

Аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха определяется по формуле

$$R_{\text{тр. r}} = r_{\text{тр}} (l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}} n_1 + 10d_{\text{тр}} n_2), \quad (7.11)$$

где $r_{\text{тр}}$ – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, кр/м; для труб типа 1А и 1Б при длине звена 20 м значение $r_{\text{тр}}$ принимается по таблице 7.7; n_1, n_2 – число поворотов трубопроводов на угол 90 и 45° соответственно.

Аэродинамическое сопротивление гибкого комбинированного вентиляционного трубопровода определяется по формуле

$$R_{\text{тр.р}} = r_{\text{тр}} (l_{\text{тр1}} + 20d_{\text{тр1}}n_1 + 10d_{\text{тр1}}n_1) + \\ + r_{\text{тр.к}} (l_{\text{тр2}} + 20d_{\text{тр2}}n_2 + 10d_{\text{тр2}}n_2), \quad (7.12)$$

где $l_{\text{тр1}}$ – длина конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, м; $d_{\text{тр1}}$ – диаметр конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, м; $r_{\text{тр.к}}$ – удельное аэродинамическое сопротивление трубопровода с полиэтиленовым рукавом, $\text{к}\mu/\text{м}$, принимается равным 0,0194; 0,0046 и 0,00153 $\text{к}\mu/\text{м}$ при диаметре труб 0,6; 0,8 и 1,0 м соответственно; $l_{\text{тр2}}$ – длина участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, м; $d_{\text{тр2}}$ – диаметр участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, м.

Таблица 7.6 – Значения коэффициентов утечек воздуха для трубопроводов с полиэтиленовым рукавом

Длина трубопровода, м	Диаметр трубопровода, м	Значение коэффициента утечек воздуха при $Q_{\text{з.п}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$			
		до 150	151–300	301–450	451–600
до 500	0,6–1,0	1,01–1,01	1,02–1,01	1,04–1,01	1,06–1,01
501–600	0,6–1,0	1,02–1,01	1,04–1,01	1,06–1,01	1,08–1,01
601–800	0,6–1,0	1,04–1,01	1,07–1,01	1,11–1,01	1,15–1,02
801–1000	0,6–1,0	1,04–1,01	1,10–1,02	1,15–1,02	1,19–1,03
1001–1500	0,6	1,11	1,23	1,25	–
	0,8–1,0	1,03–1,02	1,06–1,03	1,11–1,05	1,14–1,06
1501–2000	0,6	1,19	1,45	1,71	–
	0,8–1,0	1,06–1,03	1,14–1,06	1,19–1,09	1,28–1,12
2001–2500	0,6	1,38	1,56	–	–
	0,8–1,0	1,12–1,04	1,25–1,10	1,35–1,14	1,40–1,19

Примечание. Для трубопроводов длиной до 1000 м и диаметром 0,8 м значение $k_{\text{ут.тр2}}$ определяется интерполяцией.

Таблица 7.7 – Значение удельного аэродинамического сопротивления $r_{\text{тр}}$

Диаметр трубопровода, м	0,5	0,6	0,8	1,0
Удельное аэродинамическое сопротивление $r_{\text{тр}}$, $\text{к}\mu/\text{м}$	0,177	0,071	0,0161	0,0053

7.4 Расчет параметров вентилятора местного проветривания

Для проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок при их проходке следует принимать вентиляторы, аэродинамические характеристики которых приведены в приложении А.

Подача вентилятора, работающего на гибкий или жесткий трубопровод, определяется по формуле

$$Q_B = Q_{з.п} k_{ут. тр}. \quad (7.13)$$

Давление вентилятора, работающего на гибкий вентиляционный трубопровод или гибкий комбинированный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_{тр.г} \left(\frac{0,59}{k_{ут. тр}} + 0,41 \right)^2. \quad (7.14)$$

7.5 Выбор вентилятора местного проветривания

Выбор вентилятора производится путем нанесения расчетного режима его работы Q_B и h_B (рисунок 7.6), определяемого по формулам (7.13) и (7.14), на график аэродинамических характеристик вентиляторов.

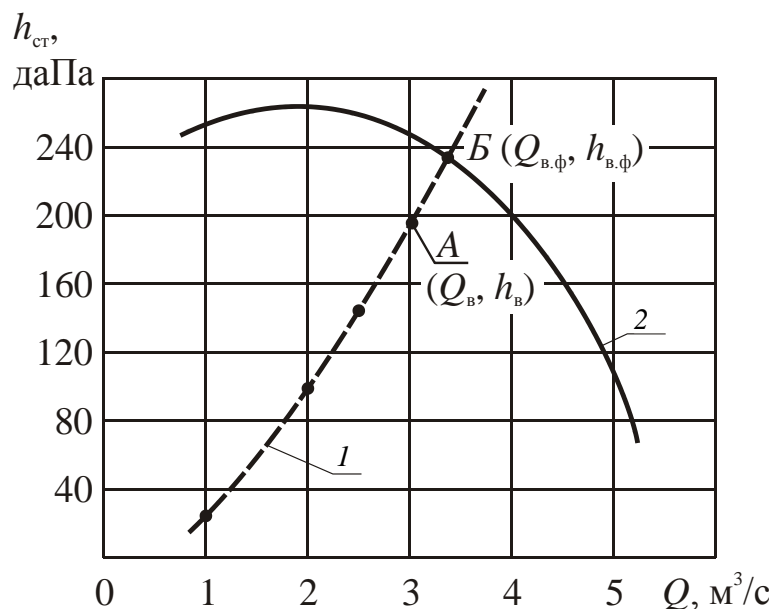


Рисунок 7.6 – Определение режима работы вентилятора:

- 1 – аэродинамическая характеристика трубопровода;
- 2 – аэродинамическая характеристика вентилятора

Таблица 7.8 – Максимальная длина тупиковой выработки в зависимости от расхода воздуха у забоя, типа вентиляторов, диаметра труб типов 1А и 1Б

Тип ВМП	Диа- метр труб, м	Максимальная длина тупиковой выработки (м) при расходе воздуха, необходимом для проветривания призабойного пространства, $Q_{з.п.}$, м ³ /с													
		1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0	7,0	8,0	9,0	
ВМ-5	0,5	515	325	225	150										
	0,6	800	560	410	300	220									
СВМ-6	0,6	820	600	440	320	260	200	140	110						
	0,8	1550	1200	970	800	650	540	430	340	260	160				
ВМ-6	0,6	920	680	510	400	320	250	200	160	140	100				
	0,8	1700	1400	1160	960	800	680	570	470	380	300	200	100		
ВМЦ-6	0,6	1140	900	740	610	500	400	330	270	220	170	120			
	0,8	2000	1630	1380	1180	1030	890	770	670	590	520	380	265	160	
ВМЦ-8	0,8	2060	1710	1450	1240	1090	960	860	750	660	600	460	350	250	
	1,0	2500	2500	2390	2140	1900	1700	1510	1350	1200	1090	880	690	520	

Для проветривания выработки следует принимать такой вентилятор (или несколько вентиляторов, установленных последовательно или параллельно), аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами расчетного режима Q_B и h_B или выше нее.

При использовании вентиляционных трубопроводов из гибких труб типов 1А и 1Б предварительно можно выбрать вентилятор по таблице 7.8 в зависимости от диаметра и максимальной длины трубопровода и значения $Q_{з.п}$, а затем уточнить тип вентилятора по аэродинамической характеристике трубопровода.

Построение аэродинамической характеристики гибкого вентиляционного трубопровода и гибкого комбинированного трубопровода производится следующим образом. Задаются произвольные значения $Q_{з.п}$ и для каждого из них определяются: коэффициент утечек воздуха $k_{ут.тр}$, расход воздуха в начале трубопровода (подача ВМП) Q_B и депрессия трубопровода (давление ВМП) h_B по формуле (7.14). По парным значениям Q_B и h_B на графике наносятся точки, по которым строится кривая.

Если нельзя обеспечить подачу требуемого расхода воздуха по одному трубопроводу, то проветривание выработки можно осуществлять по двум или трем трубопроводам.

Если аэродинамическая характеристика вентилятора (или нескольких вентиляторов, установленных последовательно или параллельно) проходит выше точки с координатами расчетного режима Q_B и h_B , то для определения фактических значений подачи $Q_{в.ф}$ и давления $h_{в.ф}$ выбранного вентилятора (вентиляторов) необходимо нанести аэродинамическую характеристику трубопровода на график аэродинамической характеристики вентилятора. Точка пересечения характеристик (см. рисунок 7.6, точка Б) определяет фактические значения производительности и депрессии вентилятора.

Расход воздуха в месте установки ВМП должен удовлетворять следующим условиям:

- для любого отдельно установленного ВМП

$$Q_{вс} \geq 1,43Q_B k_p; \quad (7.15)$$

- для любой группы ВМП, работающих на разные трубопроводы и установленных в одном месте:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43k_p \sum Q_{\text{в}}, \quad (7.16)$$

где $Q_{\text{вс}}$ – объем воздуха, проходящего по основной выработке, на которой установлен ВМП, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_{\text{в}}$ – подача ВМП при длине тупиковой выработки на отдельные периоды, для которых выполняется расчет, $\text{м}^3/\text{с}$; k_p – коэффициент, принимаемый равным 1,0 для ВМП с нерегулируемой подачей и 1,1 – для ВМП с регулируемой подачей.

7.6 Типовые примеры с решением

Пример 1. Выработка проводится по сухим породам буровзрывным способом. Длина выработки 300 м, площадь сечения в свету $12,8 \text{ м}^2$. Газовыделение в забое выработки: углекислый газ (CO_2) – $0,35 \text{ м}^3/\text{мин}$. Масса одновременно взрываемого ВВ – 40 кг, время проветривания после взрыва 30 мин.

Для проветривания выработки при ее строительстве принимается нагнетательная схема с использованием ВМП и гибкого вентиляционного трубопровода из труб типа 1А с длиной звеньев 20 м. Диаметр трубопровода принимается равным 0,6 м.

Расход воздуха по газовыделению в забое выработки производится по формуле (7.2). Так как газ метан в забое не выделяется, то расчет производится только по углекислому газу:

$$Q_{3.п}^{\text{CO}_2} = \frac{100I_{3.п}^{\text{CO}_2}}{C - C_0},$$

где $I_{3.п}^{\text{CO}_2}$ – выделение углекислого газа на призабойном участке, $I_{3.п}^{\text{CO}_2} = 0,35 \text{ м}^3/\text{мин}$; C – допустимая концентрация углекислого газа в исходящей вентиляционной струе, согласно ПБ $C = 0,5 \%$; C_0 – допустимая концентрация углекислого газа в поступающей вентиляционной струе, $C_0 = 0 \%$;

$$Q_{3.п} = \frac{100 \cdot 0,35}{0,5 - 0} = 70 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Расход воздуха по минимальной скорости движения воздушной струи в выработке рассчитывается по формуле (7.3):

$$Q_{з.п} = 60S_{св} V_{\min},$$

где $S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$; V_{\min} – минимально допустимая, согласно ПБ, скорость движения воздуха в тупиковой выработке, $V_{\min} 0,25 \text{ м/с}$;

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 12,8 \cdot 0,25 = 192, \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры определяется по формуле (7.4):

$$Q_{з.п} = 20S_{св} V_{з.\min},$$

где $V_{з.\min}$ – минимально допустимая, согласно ПБ, скорость воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и влажности, $V_{з.\min} = 0,5 \text{ м/с}$;

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 12,8 \cdot 0,5 = 128 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расчет расхода воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в выработке, производится по формуле (7.5):

$$Q_{з.п} = 6n,$$

где n – наибольшее число людей, одновременно находящихся в забое выработки, $n = 10 \text{ чел.}$;

$$Q_{з.п} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковой выработки по газам, образующимся при взрывных работах, осуществляется по формуле (7.6):

$$Q_{з.п} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} S_{св}^2 l_{п}^2 k_{обв.}}{k_{ут. пр}^2}},$$

где T – время проветривания выработки после взрывания, $T = 30 \text{ мин}$; $V_{ВВ}$ – объем вредных газов, образующихся после взрывания, определяется по формуле (7.7):

$$V_{\text{ВВ}} = 100B_{\text{уг}} + 40B_{\text{пор}},$$

где $B_{\text{уг}}$, – масса одновременно взрывааемых ВВ по углю, $B_{\text{уг}} = 0$ кг;
 $B_{\text{пор}}$ – масса одновременно взрывааемых ВВ по породе, $B_{\text{пор}} = 40$ кг;

$$V_{\text{ВВ}} = 100 \cdot 0 + 40 \cdot 40 = 1600 \text{ л};$$

$l_{\text{п}}$ – длина тупиковой части выработки, $l_{\text{п}} = 300$ м; $k_{\text{обв}}$ – коэффициент, учитывающий обводненность тупиковой выработки, $k_{\text{обв}} = 0,8$.

При определении $k_{\text{ут.тр}}$ необходимо предварительно принять расход воздуха по минимальной скорости движения воздушной струи в выработке $Q_{\text{з.п}} = 192 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,2 \text{ м}^3/\text{с}$. Коэффициент утечек воздуха для гибкого вентиляционного трубопровода длиной 300 м и диаметром 0,6 м определен по таблице 7.5 и равен $k_{\text{ут.тр}} = 1,19$;

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{1600 \cdot 12,8^2 \cdot 300^2 \cdot 0,8}{1,19^2}} = 174 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Окончательно принимается $Q_{\text{з.п}} = 192 \text{ м}^3/\text{мин}$ или $3,2 \text{ м}^3/\text{с}$.

Аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха определяется по формуле (7.11):

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} (l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}}n_1 + 10d_{\text{тр}}n_2),$$

где $r_{\text{тр}}$ – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, $r_{\text{тр}} = 0,071$ кμ/м;
 n_1 – число поворотов трубопроводов на угол 90° , $n_1 = 1$ шт.;
 n_2 – число поворотов трубопроводов на угол 45° , $n_2 = 0$ шт.;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,071(300 + 20 \cdot 0,6 \cdot 1) = 22,15 \text{ кμ}.$$

Подача вентилятора определяется по формуле (7.13):

$$Q_{\text{в}} = 3,2 \cdot 1,19 = 4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Давление вентилятора определяется по формуле (7.14):

$$h_{\text{в}} = 4^2 \cdot 22,15 \left(\frac{0,59}{1,23} + 0,41 \right)^2 = 280 \text{ даПа}.$$

На основании аэродинамических характеристик вентиляторов (см. приложение Е) предварительно принимается вентилятор ВМ-6.

Определяются координаты нескольких точек аэродинамической характеристики вентиляционного трубопровода. Результаты расчета сводятся в таблицу 7.9.

На координатную сетку по парным значениям Q_B и h_B наносятся точки, по которым строится кривая аэродинамической характеристики трубопровода. На эту же координатную сетку наносится аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-6 (рисунок 7.7), проходящая выше точки с координатами расчетного режима проветривания.

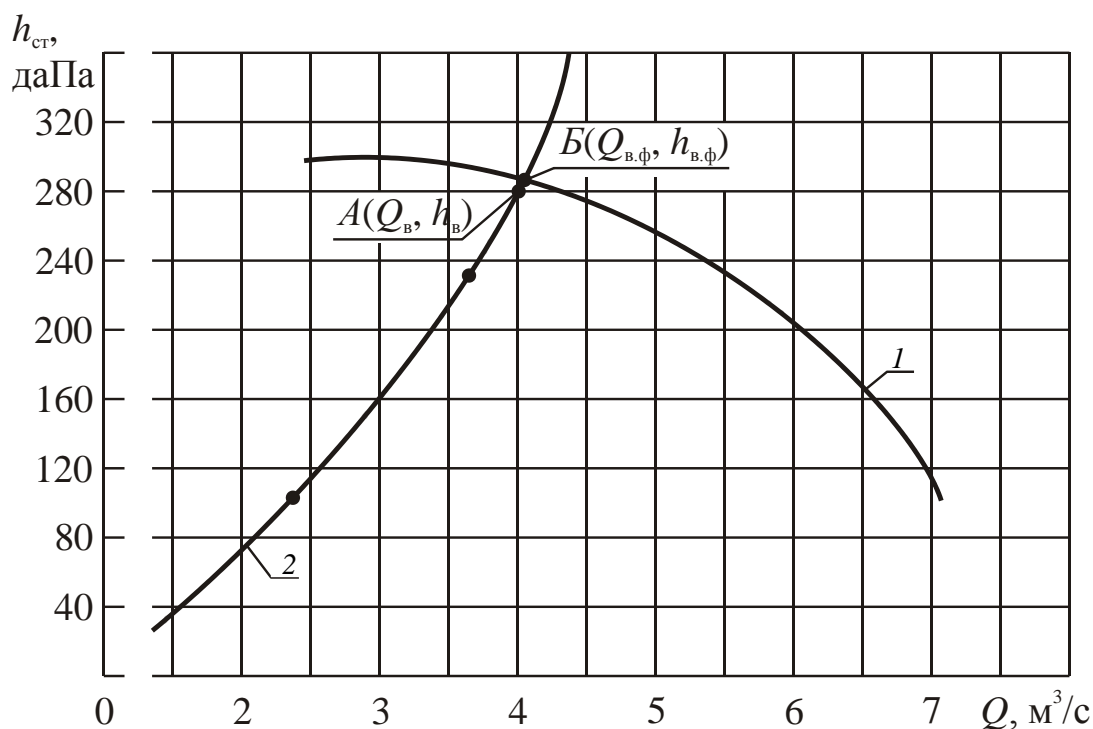


Рисунок 7.7 – Определение фактического режима работы вентилятора:

1 – аэродинамическая характеристика ВМ-6;

2 – аэродинамическая характеристика трубопровода

Фактические значения подачи и давления (точка B) вентилятора ВМ-6 равны $Q_{в.ф} = 4,2 \text{ м}^3/\text{с}$ и $h_{в.ф} = 285 \text{ даПа}$.

Расход воздуха в месте установки ВМП должен удовлетворять неравенству (7.15):

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43Q_{\text{в}}k_p,$$

где $Q_{\text{вс}}$ – объем воздуха, проходящего по основной выработке, на которой установлен ВМП, $Q_{\text{вс}} = 30 \text{ м}^3/\text{с}$; k_p – коэффициент для ВМП с регулируемой подачей, $k_p = 1,1$;

$$30 \geq 1,43 \cdot 4,2 \cdot 1,1;$$

$$30 \geq 6,56 \text{ (м}^3/\text{с)}.$$

Таблица 7.9 – Аэродинамическая характеристика вентиляционного трубопровода

$Q_{\text{з.п.}}, \text{ м}^3/\text{с}$	1	2	3	4
$k_{\text{ут.тр}}$	1,15	1,18	1,21	1,24
$Q_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{с}$	1,15	2,36	3,63	4,96
$h_{\text{в}}, \text{ даПа}$	25	102	235	428

Окончательно для проветривания выработки принимается вентилятор местного проветривания ВМ-6 с гибким вентиляционным трубопроводом диаметром 0,6 м и длиной звеньев 20 м. Техническая характеристика вентилятора ВМ-6 представлена в приложении Ж.

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 7 приведены в приложении Д.

Контрольные вопросы

1. Какие способы проветривания горных выработок вы знаете?
2. Какие схемы проветривания горных выработок вы знаете?
3. В каких случаях применяется проветривание горных выработок за счет общешахтной депрессии?
4. Назовите основные достоинства и недостатки нагнетательной схемы проветривания.
5. Назовите основные достоинства и недостатки всасывающей схемы проветривания.
6. В каких случаях применяется комбинированная схема проветривания?

7. По каким факторам рассчитывается количество воздуха для проветривания тупиковых выработок?

8. По каким параметрам выбирается вентилятор местного проветривания?

9. На каком расстоянии от устья выработки устанавливается ВМП?

10. В каких случаях применяется проветривание выработок через скважины?

11. Какие основные направления совершенствования способов проветривания тупиковых выработок вы знаете?

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 8

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАЗМЕРОВ ПОСТОЯННОГО ЧЕТЫРЕХСТОЕЧНОГО МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КОПРА

8.1 Классификация и конструктивные решения копров

Копер – это инженерное сооружение, воздвигаемое над устьем вертикального ствола в качестве поддерживающих конструкций шкивов шахтного подъема [3, 6].

Копер, таким образом, предназначен для восприятия усилий, возникающих при работе подъемных установок, и передачи их фундаментам. Кроме того, копер выполняет ряд вспомогательных функций: к нему крепятся опрокидывающие или отклоняющие устройства (разгрузочные кривые) – при подъеме в скипах и опрокидных клетях; подкулачные балки или качающиеся площадки – при подъеме в обыкновенных клетях; проводники для подъемных сосудов и другие устройства.

Классификация надшахтных копров приведена на рисунке 8.1.

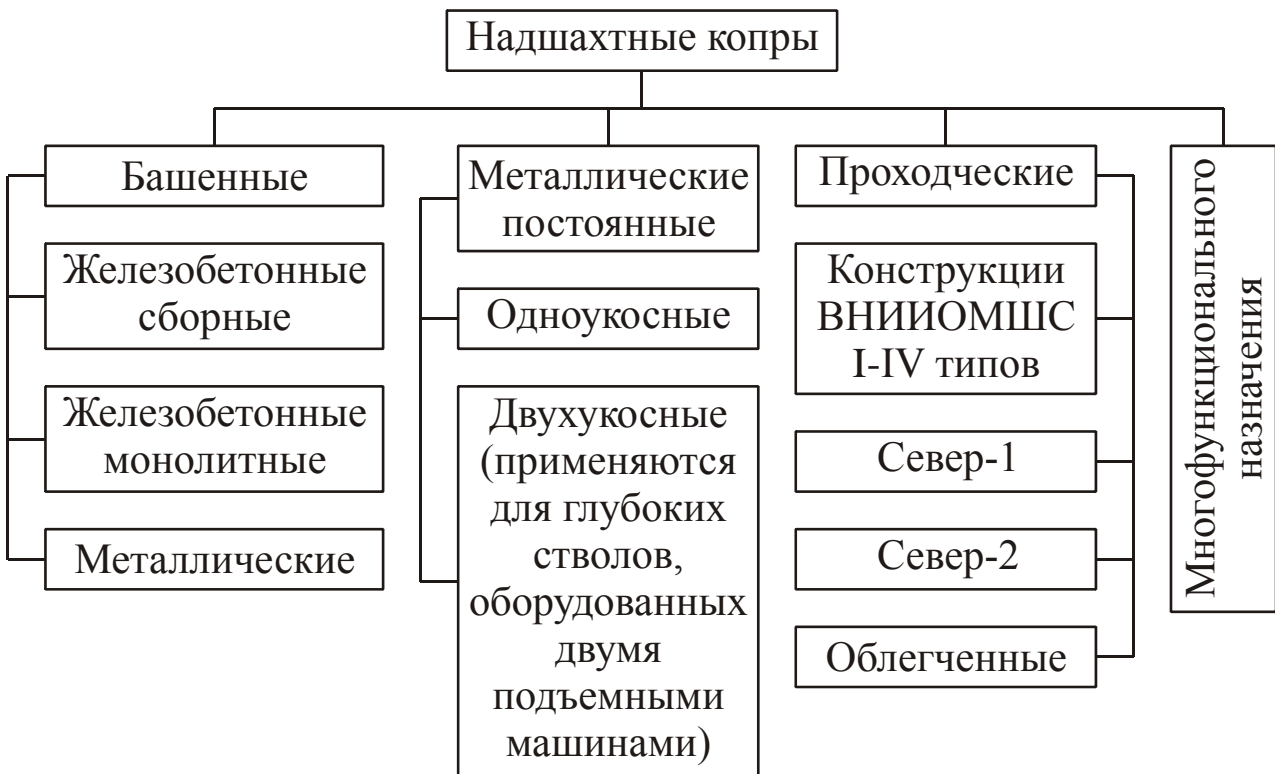


Рисунок 8.1 – Классификация надшахтных копров

Конструктивно металлический копер представляет собой вертикальную пространственную ферму, высота которой может достигать 60 м и более. Вид копра сбоку, т. е. в плоскости канатов подъемной машины, принято называть фасадом копра; вид копра в направлении на подъемную машину – лобовой стороной копра; фермы копра соответственно называются фасадной и лобовой.

Наибольшее распространение получили конструкции металлических копров с одной укосиной (рисунок 8.2, а) и с двумя укосинами шатрового типа (рисунок 8.2, б).

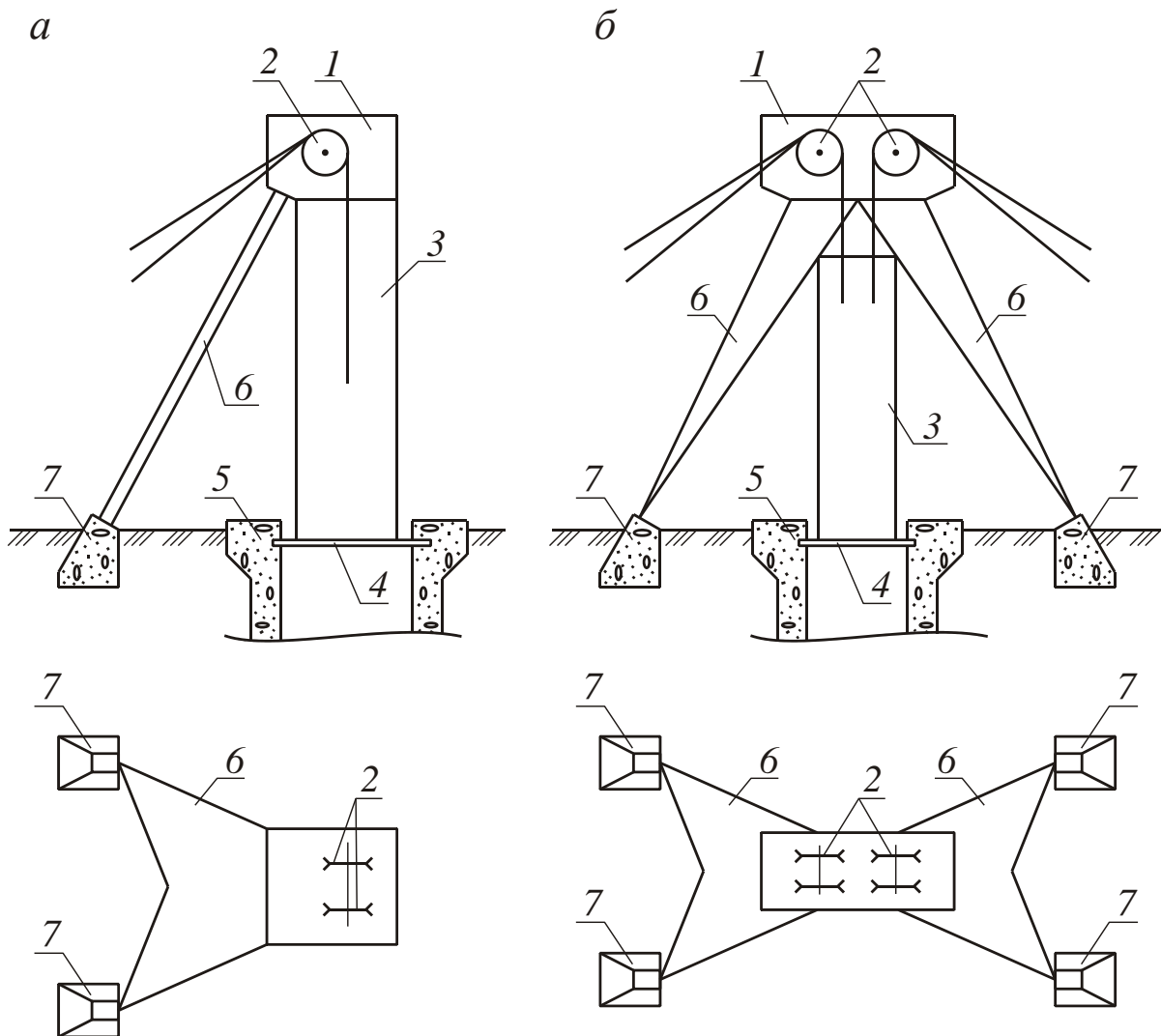


Рисунок 8.2 – Схемы четырехстоечных металлических копров шатрового типа:

а – с одной укосиной; *б* – с двумя укосинами

Четырёхстоечные копры состоят: из головки 1, где размещаются шкивы 2; станка 3 – основного грузонесущего элемента, где размещаются направляющие и разгрузочные приспособления; подковой рамы 4, заделанной в устье ствола 5; укосины 6, обеспечивающей устойчивость копра и опирающейся на специальные фундаменты 7 (см. рисунок 8.2).

Четырёхстоечные копры с одной укосиной рекомендуются для главных, вспомогательных и фланговых стволов, сооруженных с помощью временных проходческих копров. Конструкция такого копра (рисунок 8.3) обычно проектируется со стальным связевым каркасом, проста в изготовлении, экономична и обладает достаточно высокой несущей способностью.

Жесткость и устойчивость конструкции обеспечивается в двух взаимно перпендикулярных плоскостях: в плоскости подъемных канатов (рисунок 8.2, а) это достигается определенным углом наклона укосины к горизонту; в плоскости, перпендикулярной к плоскости канатов (рисунок 8.2, б), – соответствующим разносом стоек укосины и жестким соединением ее с головкой копра.

Преимущество данной конструкции заключается также в применении сравнительно коротких стержней в решетке, т. е. более устойчивых, что обеспечивает экономию металла. Особое преимущество приобрели четырёхстоечные копры с внедрением современных систем парашютов на тормозных канатах. Для крепления амортизаторов тормозных канатов устраивают специальную площадку на станке ниже уровня шкивов.

Четырёхстоечные копры с двумя укосинами шатрового типа применяют для глубоких стволов при оборудовании их двумя подъемными машинами при расположении подъемных машин с двух диаметрально противоположных сторон от ствола.

В головке копра (рисунок 8.4, а) шкивы 1 через подшипники 2 на подшкивной площадке опираются на подшкивные фермы 3, которые, в свою очередь, передают нагрузку на поперечные головные балки 4 укосины 5 и станка 6. В верхней части головки устанавливается шатер 7, поддерживающий монорельс 8. Стойки 9 и распорки 11 проектируются крестообразного сечения из двух уголков, раскосы 10 – из одного уголка или двух уголков в виде таврового сечения.

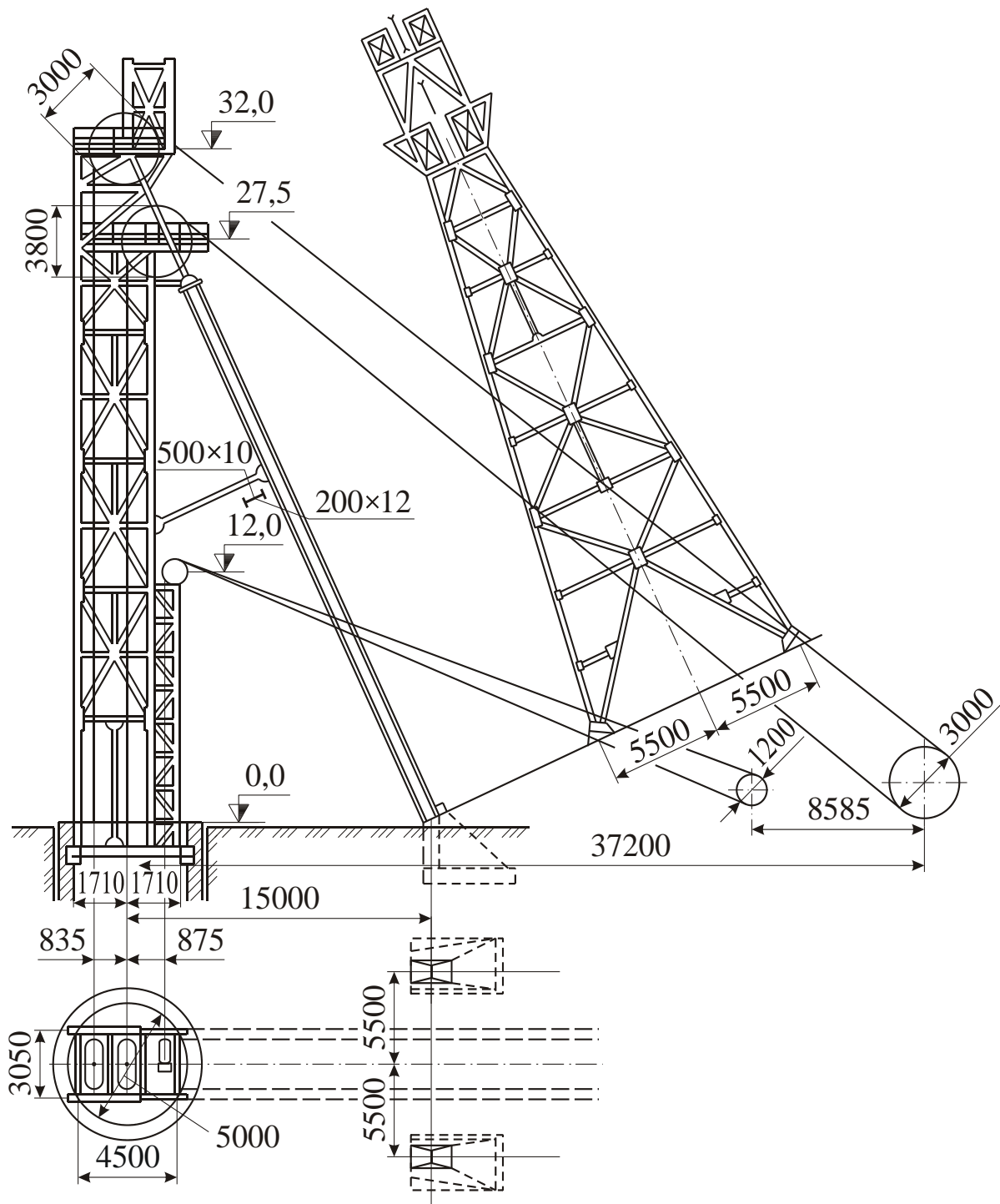


Рисунок 8.3 – Четырехстоечный копер с одной укосиной со стальным связевым каркасом

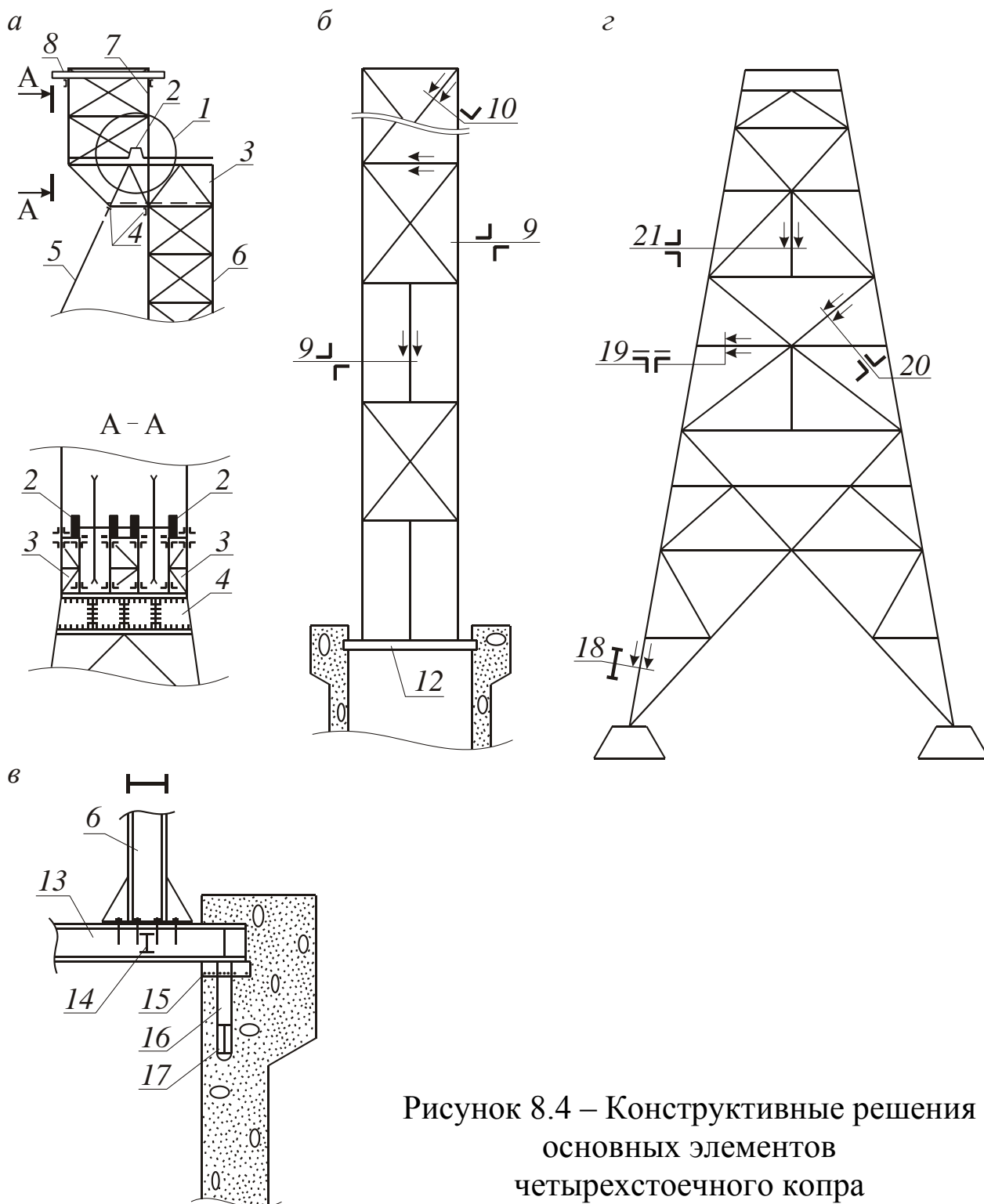


Рисунок 8.4 – Конструктивные решения
основных элементов
четырёхстоечного копра

Размеры, конструкция и масса головки определяются видом подъема, числом подъемных сосудов, а также величиной концевой нагрузки, определяющей сечение элементов конструкций. При одном подъеме возможно два способа размещения шкивов: на одном

уровне (рисунок 8.5) и в одной плоскости один над другим, т. е. в двух уровнях (рисунок 8.6).

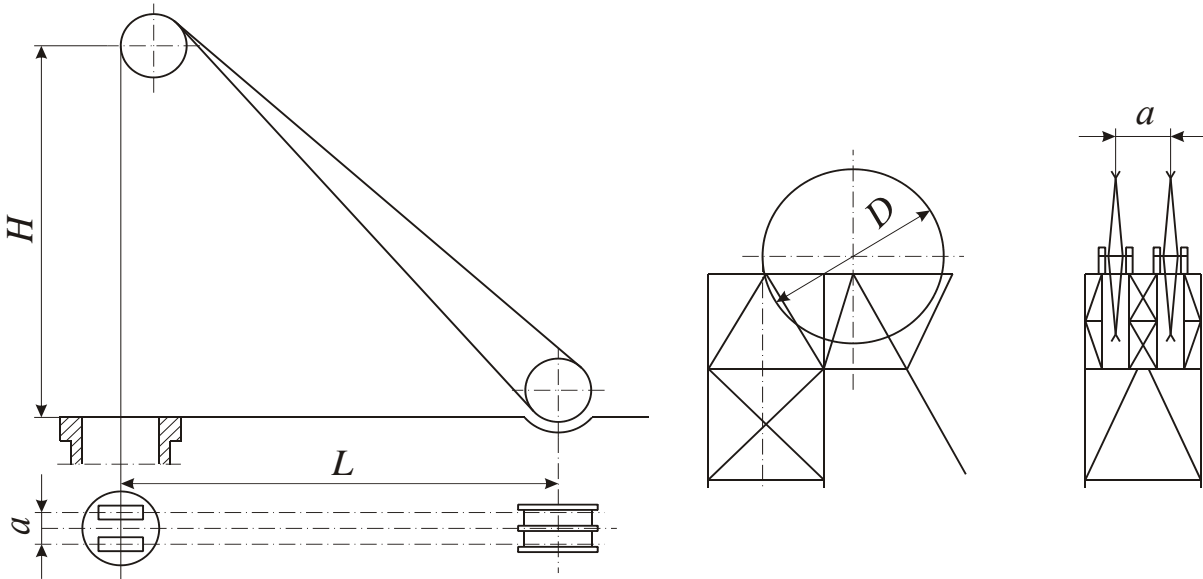


Рисунок 8.5 – Схема копра при расположении шкивов на одном уровне

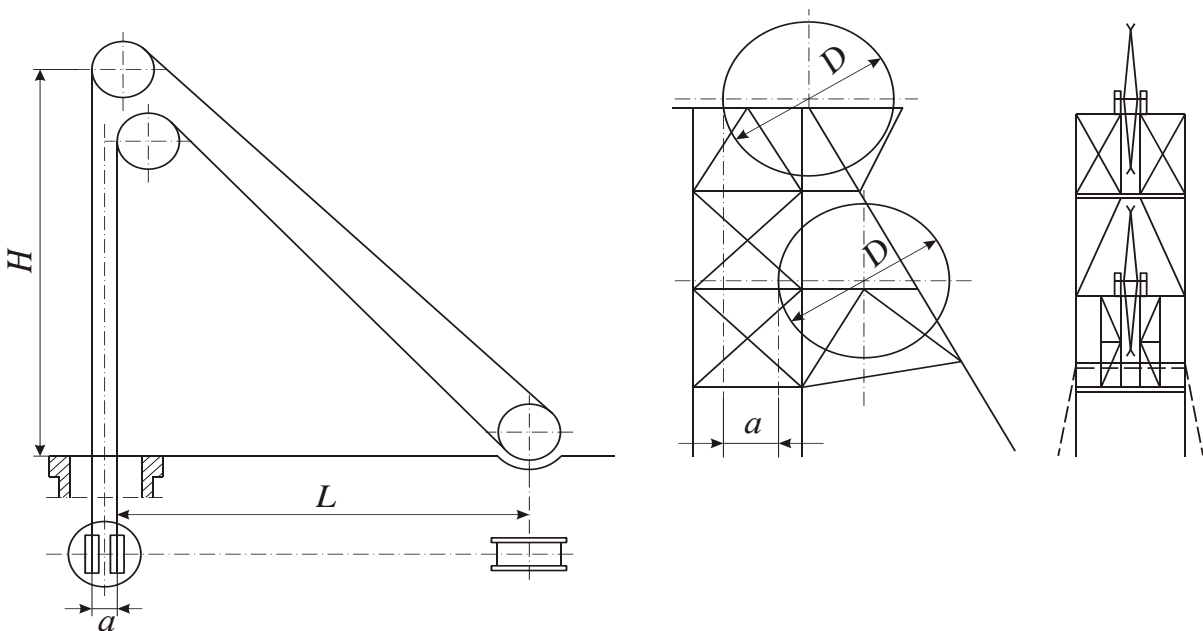


Рисунок 8.6 – Схема копра при расположении шкивов один над другим

В случае расположения шкивов на одном уровне высота копра получается несколько меньше; головка занимает только одну панель и по своей конструкции проще.

При расположении шкивов в одной плоскости в двух уровнях головка копра занимает три панели по высоте, ее конструкция усложняется, а высота копра по сравнению с предыдущей схемой увеличивается. Наличие двух подъемов в стволе вызывает большое разнообразие конструктивных решений головок копра.

Стволы действующих шахт в большинстве случаев оборудованы основным скиповым подъемом и вспомогательным клетевым. При расположении подъемных машин с одной стороны копра (одна за другой) шкивы скипового подъема находятся на верхней площадке на одном уровне, а шкивы клетевого подъема – в одной плоскости, один на верхней площадке, другой на нижней (рисунок 8.7). Возникающая при этом односторонняя нагрузка от натяжения канатов требует устройства одной укосины.

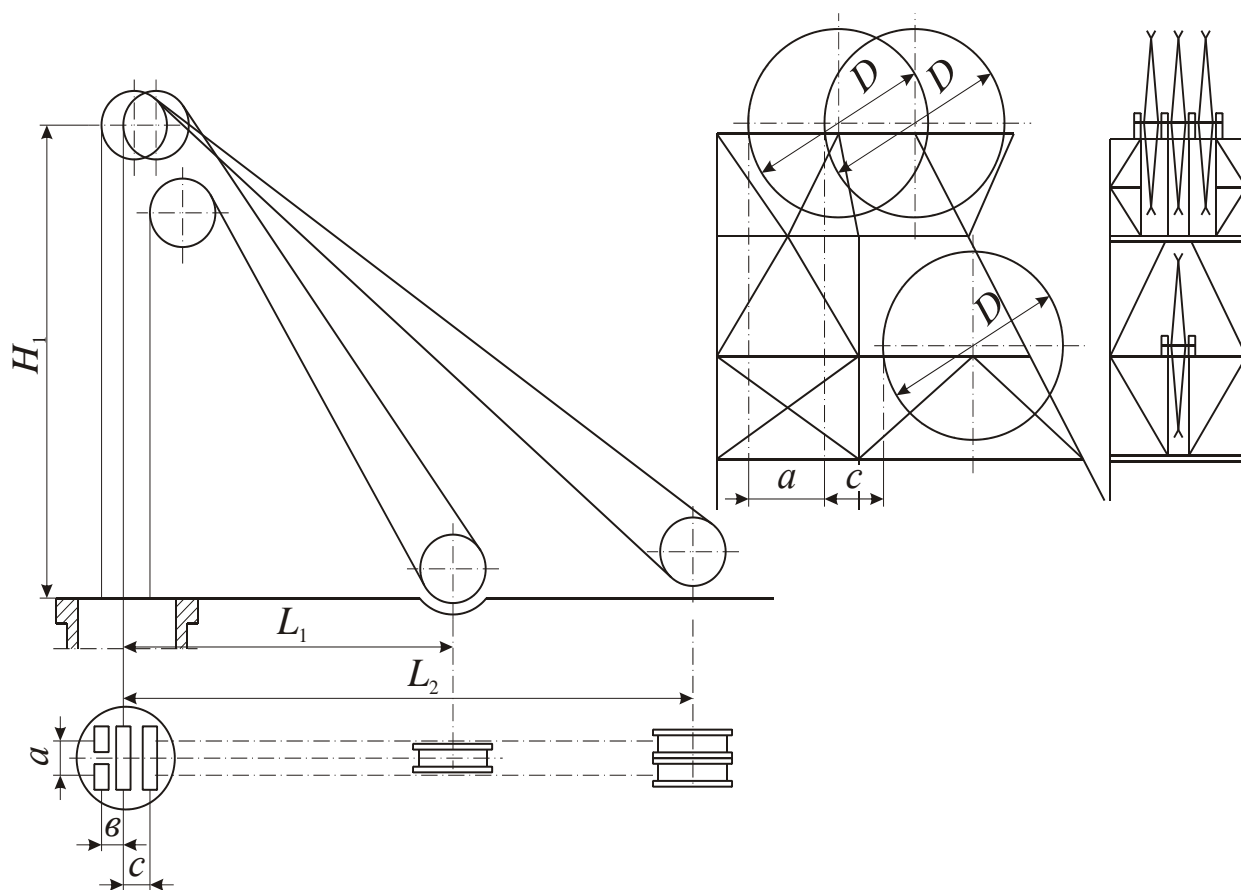


Рисунок 8.7 – Схема копра при расположении подъемных машин с одной стороны копра

При расположении подъемных машин с противоположной стороны копра шкивы скипового подъема также расположены на верхней площадке на одном уровне, шкивы клетового подъема – в одной плоскости (рисунок 8.8).

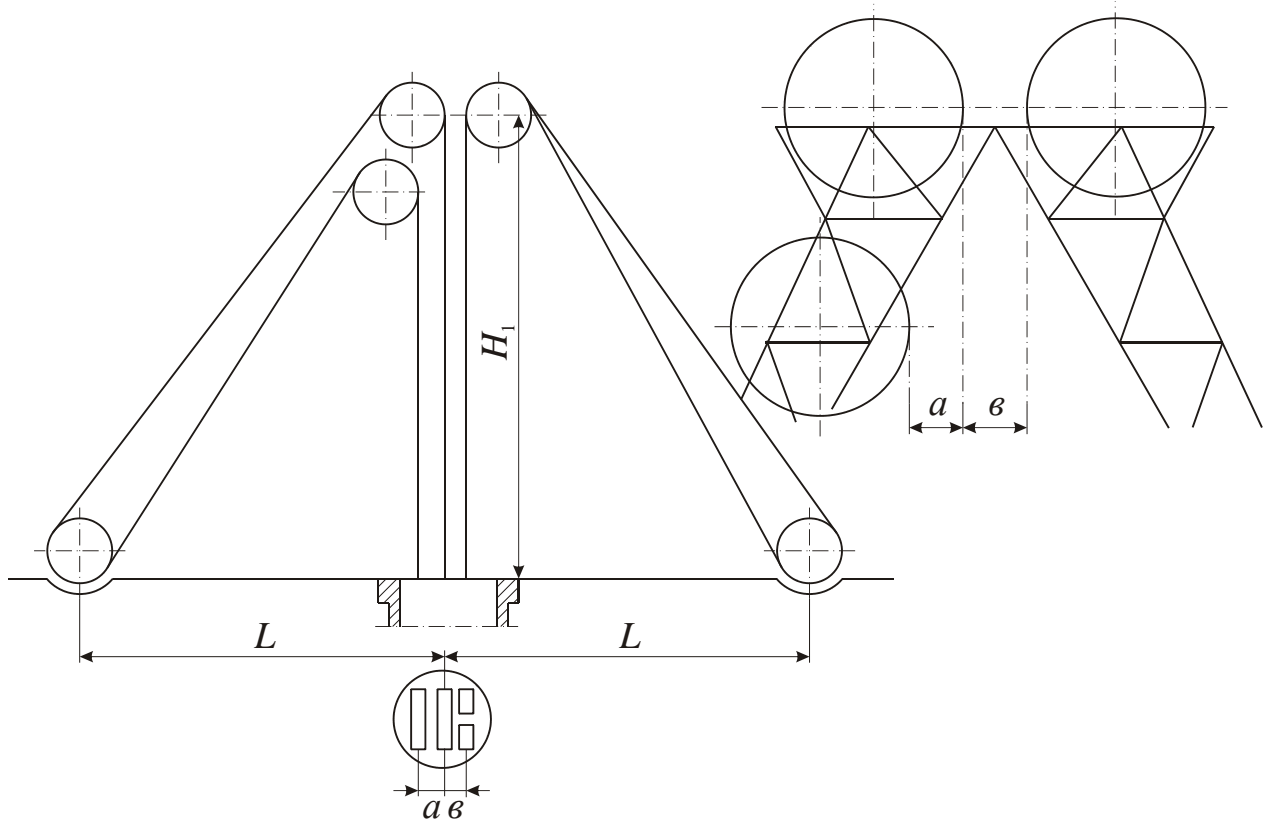


Рисунок 8.8 – Схема копра при расположении подъемных машин под углом 180°

Такая схема двусторонней нагрузки на копер требует устройства двух укосин, что усложняет конструкцию копра и увеличивает его массу. На крупных шахтах при работе с двух горизонтов и при подъеме породы скипом стволы оборудуются двумя скиповыми подъемами. В этом случае конструктивные схемы головок копра и размещение подъемных машин мало чем отличаются от схем скипо-клетового подъема.

Высота основных несущих элементов головки – подшкивных ферм – определяется диаметром шкива D и может быть принята равной $D/2 + 200$ мм, где 200 мм – это запас расстояния для размещения горизонтальных связей головки копра. Подшкивные фермы имеют горизонтальные и наклонные связи (рисунок 8.9).

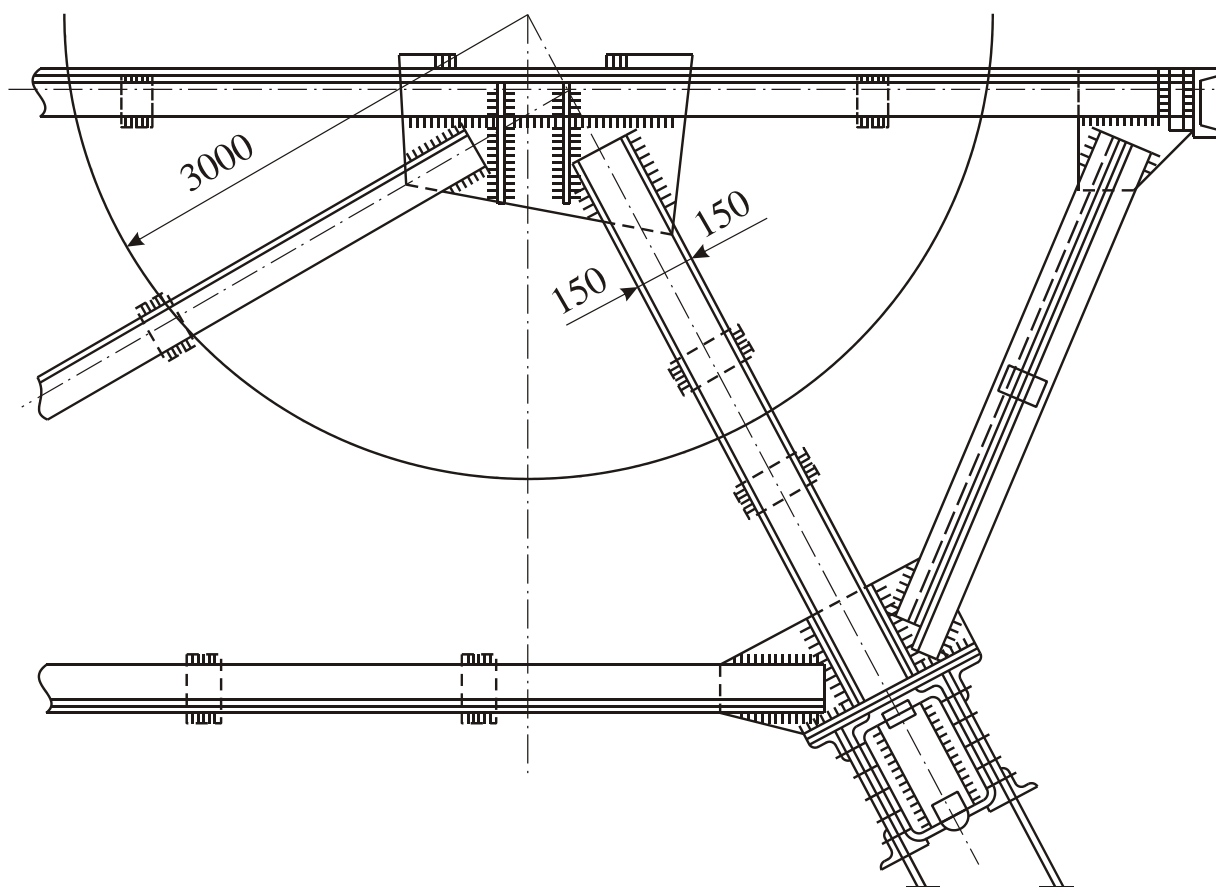


Рисунок 8.9 – Конструкция подшивной фермы

Для тяжелых клетей вместо посадочных кулаков применяют иногда качающиеся площадки. В этом случае при погрузке и выгрузке клеть остается на весу. Некоторая разница в высоте, образующаяся при остановке клетки между ее рельсами и рельсами приемной площадки, компенсируется качающейся площадкой за счет ее поворота на шарнирных опорах.

К верхним поясам подшивных ферм приваривают настил из стальных рифленых или дырчатых листов, образующих пол подшивной площадки. С внешних сторон подшивную площадку ограждают перилами высотой 1–1,1 м.

Станок копра (см. рисунок 8.4, б) изготавливается в виде пространственной рамы фермы. Ее поперечное сечение определяется числом и размерами подъемных сосудов, высота равна высоте копра. Решетка ферм станка делается крестовая, раскосая или полураскосая. Высоту панелей рекомендуется принимать 3–3,5 м.

Станок копра оборудуется различными устройствами в зависимости от вида подъема. К станку копра крепят проводники, обеспечивающие направленное движение подъемных сосудов.

При подъеме в обыкновенных клетях на приемной площадке устраиваются подкулачные балки для крепления посадочных кулаков. Во время движения клетки через приемную площадку кулаки находятся в отведенном положении, клеть поднимается над ними на 200–300 мм. Затем кулаки ставят в посадочное положение, а клеть опускается на них. При спуске клеть поднимается на 200–300 мм вверх, кулаки отводятся в сторону и клеть проходит вниз. В момент посадки клетки на кулаки возникает ударная нагрузка, которая при расчетах принимается равной четырехкратной величине статической нагрузки.

При подъеме угля скипами разгрузка их производится в приемные бункеры через дно, что не требует специальных устройств в станке. Для склонных к прилипанию полезных ископаемых применяют опрокидные скипы, которые при разгрузке должны поворачиваться не менее чем на 135 °С относительно первоначального вертикального положения. В этом случае, а также при подъеме в опрокидных клетях к станку крепят *разгрузочные кривые направляющие*. Станок копра опирается на подкопровую или опорную раму, замонтированную в устье ствола (рисунок 8.10).

Подкопровая рама (см. рисунок 8.4, в) состоит из главных 13 и второстепенных 14 балок двутаврового сечения, сваренных в балочную клеть. Главные балки опираются на специальную железобетонную подушку 15, которой усиливается опорная поверхность устья ствола, и связываются с устьем анкерными хомутами 16, закрепленными с помощью коротышей 17. Стойки станка передают нагрузку на подкоптовую раму в местах сопряжения главных и второстепенных балок с обязательным усилением опорной части стоек ребрами жесткости.

Подкопровая рама опирается на устье ствола, как правило, несколько ниже нулевой отметки, что обуславливается: при клетевом подъеме и устройстве на нулевой отметке приемной площадки – габаритом подкулачных балок с посадочными кулаками; при скиповом подъеме – условиями размещения противопожарных ляд, которые должны быть на одном уровне с устьем ствола. Укосины, воспринимающие основную часть нагрузки от натяжения канатов и обеспечивающие устойчивость копров, проектируются плоскими (см. рису-

нок 8.4, з) и пространственными. Ферма укосины состоит из стоек 18 двутаврового сечения, распорок 19 усиленного таврового сечения из уголков, раскосов 20 и подвесок 21 таврового сечения из уголков.

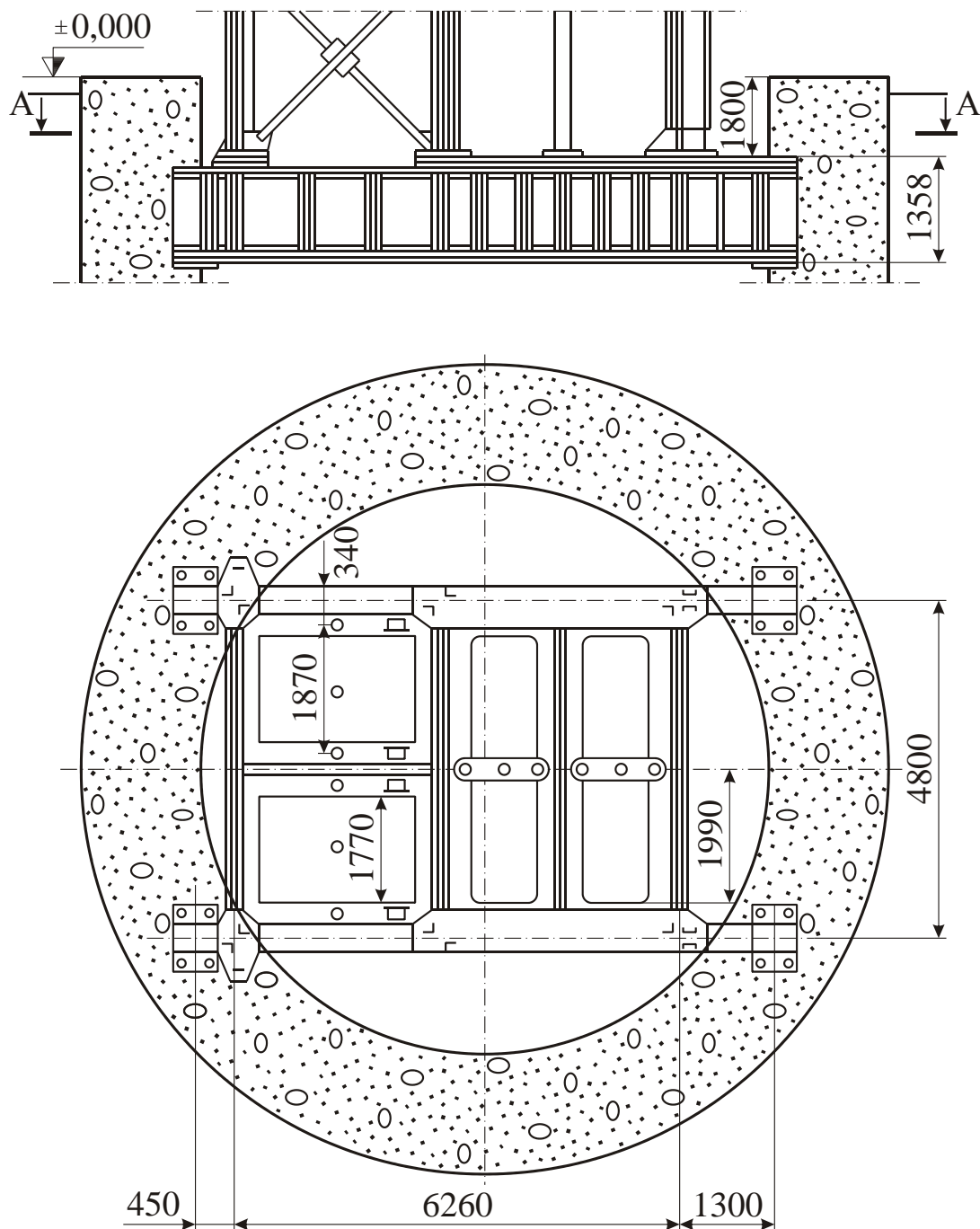


Рисунок 8.10 – Конструкция подкопровой рамы
для двух подъемов

Стойки укосины опираются на бетонные фундаменты 15 специальной несимметричной формы глубиной заложения 2,5–3,5 м.

К нижней части стойки привариваются ребра жесткости и опорный лист, образующие опорный башмак, который закрепляется в теле фундамента с помощью анкерных болтов.

Головные балки укосины, воспринимающие большую нагрузку, конструируются сварными составными двутаврового или П-образного сечения с ребрами жесткости. Конструкции стальных копров изготовляют заводским способом и доставляют на строительную площадку в виде «марок», предельные размеры которых обусловлены в основном габаритами железнодорожного подвижного состава. Укрупнение конструкций в блоки, соответствующие грузоподъемности монтажного оборудования, производится на площадке.

Монтаж станка копра может осуществляться следующим образом: в вертикальном положении – путем наращивания укрупненными блоками при помощи башенного крана; при этом сборку станка производят либо непосредственно над стволом, либо недалеко от ствола с надвижкой собранного станка на устье; в горизонтальном положении – на земле с подъемом собранного станка при помощи двух мачт или падающей стрелы; сборку производят вблизи от ствола; собранный станок при подъеме надвигают на устье. Станок копра, собранный в горизонтальном положении, поднимают способом поворота или скольжения.

Сборка станка в вертикальном положении требует меньше места, чем сборка на земле, но вызывает необходимость монтажной клепки и сварки на высоте.

Сборка станка непосредственно над устьем ствола наиболее экономична, но требует прекращения работ в стволе на длительное время. При надвижке собранного станка на устье ствола возникают дополнительные затраты на устройство путей и подвижных приспособлений, но при этом работы в стволе прекращают на короткое время.

Укосину копра собирают во всех случаях в горизонтальном положении и поднимают в собранном виде при помощи мачт или с использованием вместо мачты установленного станка. До начала монтажных работ проверяют горизонтальность и правильность отметок площадок опирания опорной рамы на устье ствола и отметок плоскостей опирания башмаков укосины, а также правильность расположения анкерных и опорных болтов; закладывают якоря, проверяют и испытывают такелажные приспособления (стропы траверсы, блоки полиспастов).

После проведения этих подготовительных работ в устье ствола устанавливают и крепят блок опорной рамы. На раме монтируют плоскостные блоки, образующие нижнюю пространственную секцию станка. Выше монтируют среднюю и верхнюю секции, уже собранные в пространственные блоки на сборочной площадке. После выверки конструкций и установки монтажных болтов смонтированную часть станка раскрепляют расчалками. Далее последовательно поднимают, устанавливают и выверяют блоки спаренных подшивных ферм с левой и правой стороны станка и шатер копра. Укрупнительную сборку укосины производят в горизонтальном положении возле станка.

Собранную укосину поднимают при помощи полиспастов, приводимых в действие 5-тонными электрическими лебедками. Верх укосины подтягивают к подшивной балке и опускают в проектное положение, одновременно удерживая ее низ хвостовыми лебедками. По окончании сборки конструкций копра выверяют укосину вместе со станком, клепают или сваривают монтажные стыки, которые были ранее соединены на болтах, и закрепляют анкерные фундаментные болты. После этого расчалки могут быть убраны.

8.2 Определение геометрических размеров копра

8.2.1 Расчет производительности подъема

Геометрические размеры копра в плане и по высоте зависят от технологических процессов, происходящих на поверхности, от мощности шахты, что непосредственно влияет на выбор подъемных сосудов, а также от принятой габаритной схемы. Для определения размеров копра в плане и по высоте необходимо выбрать оборудование исходя из годовой производственной мощности шахты, глубины и диаметра ствола.

Для выбора количества и типа подъемных сосудов первоначально следует определить для них необходимую грузоподъемность из условия суточной производительности шахты за время работы подъема.

Суточная производственная мощность шахты определяется по формуле

$$A_{\text{сут}} = \frac{A_{\text{г}}}{N}, \quad (8.1)$$

где $A_{\text{г}}$ – годовая производственная мощность шахты, т/год; N – число рабочих дней в году.

Суточная продолжительность работы подъема определяется по формуле

$$t_{\text{сут}} = n_{\text{см}}(t_{\text{см}} - t_{\text{п}}), \quad (8.2)$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен по добыче полезного ископаемого в сутки, смен; $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $t_{\text{п}}$ – время пересменки, ч.

Часовая производственная мощность шахты определяется по формуле

$$A_{\text{ч}} = \frac{A_{\text{сут}}}{t_{\text{сут}}}, \quad (8.3)$$

где $A_{\text{сут}}$ – суточная производственная мощность шахты, т/сут; $t_{\text{сут}}$ – суточная продолжительность работы подъема, ч.

Продолжительность цикла шахтного подъема определяется по формуле

$$T_{\text{ц}} = \frac{L_{\text{ств}}}{V_{\text{п}}} + \theta, \quad (8.4)$$

где $L_{\text{ств}}$ – глубина ствола, м; θ – пауза между подъемами, с; $V_{\text{п}}$ – скорость подъема скипа (клет), для клетки, согласно ПБ, $V_{\text{п}} = 10$ м/с.

Для скипового подъема $V_{\text{п}}$ определяется по формуле

$$V_{\text{п}} = 0,8\sqrt{L_{\text{ств}}}. \quad (8.5)$$

Продолжительность паузы на одновременную загрузку и разгрузку скипов следует принимать по таблице 8.1.

Таблица 8.1 – Пауза разгрузки-загрузки скипа

Емкость скипа, м ³	3–4	5	6,4–7	8	9,5	11	15	17	19	20	25	35	55
Пауза, с	7	8	9	10	11	12	15	17	19	20	25	35	45

Для полезного ископаемого, породы и материалов (кроме длин-номера и спускаемого оборудования) продолжительность паузы при механизированном обмене вагонеток в одном этаже клетки следует принимать по таблице 8.2.

Таблица 8.2 – Пауза разгрузки-загрузки клетки

Длина клетки, м	Пауза разгрузки-загрузки клетки при двустороннем околоствольном дворе, с
до 2,55	20
до 3,10	25
до 4,00	30
до 6,50	40

Паузу на разгрузку-загрузку вагонетки с ВВ следует принимать 80 с. В паузу входит время от конца одного цикла до начала следующего цикла подъема при его нормальной работе (включая время на подачу сигнала).

При двухэтажных клетях, одноэтажных приемных площадках и органе навивки с постоянным радиусом пауза для обмена вагонеток удваивается и, кроме того, добавляется 10 с на перестановку клетки.

При двухэтажных клетях и переменном радиусе навивки к паузе из таблицы 8.2 прибавляется величина, определяемая расчетом.

При использовании агрегатов с комбинированными посадочными устройствами (качающиеся площадки и выдвижные кулаки) пауза увеличивается для каждого этажа клетки на 8 с.

Количество подъемов в час определяется как

$$n_{\text{п}} = \frac{3600}{T_{\text{ц}}}. \quad (8.6)$$

Грузоподъемность скипа $Q_{\text{ск}}$ (клетки $Q_{\text{к}}$) определяется по формуле

$$Q_{\text{ск(к)}} = \frac{A_{\text{ч}}}{n_{\text{п}}}, \quad (8.7)$$

где $A_{\text{ч}}$ – часовая производственная мощность шахты, т/ч; $n_{\text{п}}$ – количество подъемов в час.

Основные характеристики наиболее широко используемых скипов приведены в таблице 8.3, а подвесных устройств – в таблице 8.4.

Таблица 8.3 – Характеристика скипов

Характеристика	СН4-185-1,1	4СН-5-2	СН7-185-1,1	СНМ7,0-15	С-15	СН9,5-185-1,1	СН9,5-185-1,8	СН19,5
Номинальный объем кузова, м ³	5	5	7	7	7,8	9,5	9,5	16,5
Грузоподъемность, кН	45,3	117	64,7	147	147	91,7	150	264
Габаритные размеры, мм:								
длина	1850	1726	1850	2090	1650	1850	1850	2062
ширина	1540	1500	1540	2040	1430	1540	1540	1970
высота	7300	7130	9710	8885	7374	9200	9200	11895
Масса, кг:								
скипа	7630	6900	9000	9400	7400	9850	10990	12800
комплекта	7700	9800	9050	16200	10000	9910	11050	16300

Таблица 8.4 – Характеристики подвесных устройств

Тип подвесного устройства	Статическая нагрузка, кН	Диаметр каната, мм	Габаритные размеры, мм			Масса, кг
			длина	ширина	высота	
УПБ-500	500	27–42	712	225	1496	635
УПБ-500-01	500	27–42	712	225	2736	915
УПБ-800	800	33–46,5	896	225	1781	1146
УПБ-800-01	800	33–46,5	896	225	3181	1601
УПБ-1200	1200	42–50,5	1002	240	2351	1758
УПБ-1200-01	1200	42–50,5	1002	300	3401	2493

8.2.2 Геометрические размеры копра в плане

Геометрические размеры копра в плане зависят от сечения ствола, схемы расположения подъемных сосудов и их размеров, типа армировки и зазоров, устанавливаемых правилами безопасности.

Геометрические размеры копра в плане определяются аналитическим и графическим способами. Графическое определение размеров копра показано на рисунке 8.11. Полезная вместимость клетки определяется по формуле

$$V_k = \frac{Q_k}{\gamma_n}, \quad (8.8)$$

где γ_n – насыпная плотность полезного ископаемого (породы), т/м³.

Характеристики наиболее широко используемых клеток приведены в таблице 8.5.

Таблица 8.5 – Характеристики клеток

Типоразмер клетки	Грузоподъ- емность, т	Размеры в плане, мм		Масса, кг	Тип вагонетки
		ширина	длина		
Опрокидные (унифицированные) клетки					
УКО3,6Г-2		1840	3600	5210	ВГ2,5-900
УКО4Г-1И		1936	4000	6560	ВГ3,3-900
УКО4Г-2		1936	4000	6580	ВГ3,3-900
Неопрокидные клетки для многоканатного подъема					
2КН4-2	110	1500	4000	13000	ВГ2,5-900 ВГ3,3-900
2КН5,2-2	140	1650	5200	16600	ВД3,3-900
Неопрокидные клетки для одноканатного подъема					
1УКН3,6Г-1	53	1400	3600	2815	ВГ2,5-900
1УКН3,6Г-2	53	1400	3600	2875	ВГ2,5-900
1УКН3,6Г-3	53	1400	3600	2900	ВГ2,5-900
2УКН3,6Г-1	105	1400	3600	2860	ВГ2,5-900

Аналитически размеры копра в плане определяются по формулам

$$A = Y + 2\Delta + t; \quad (8.9)$$

$$B = 2X + 4\Delta + 2t, \quad (8.10)$$

где X, Y – поперечные размеры подъемных сосудов в плане, мм; Δ – минимальный зазор между станком копра и наиболее выступающей частью подъемного сосуда, мм; t – ширина полки опорной ра-

мы, мм. Графическое определение размеров копра показано на рисунке 8.11.

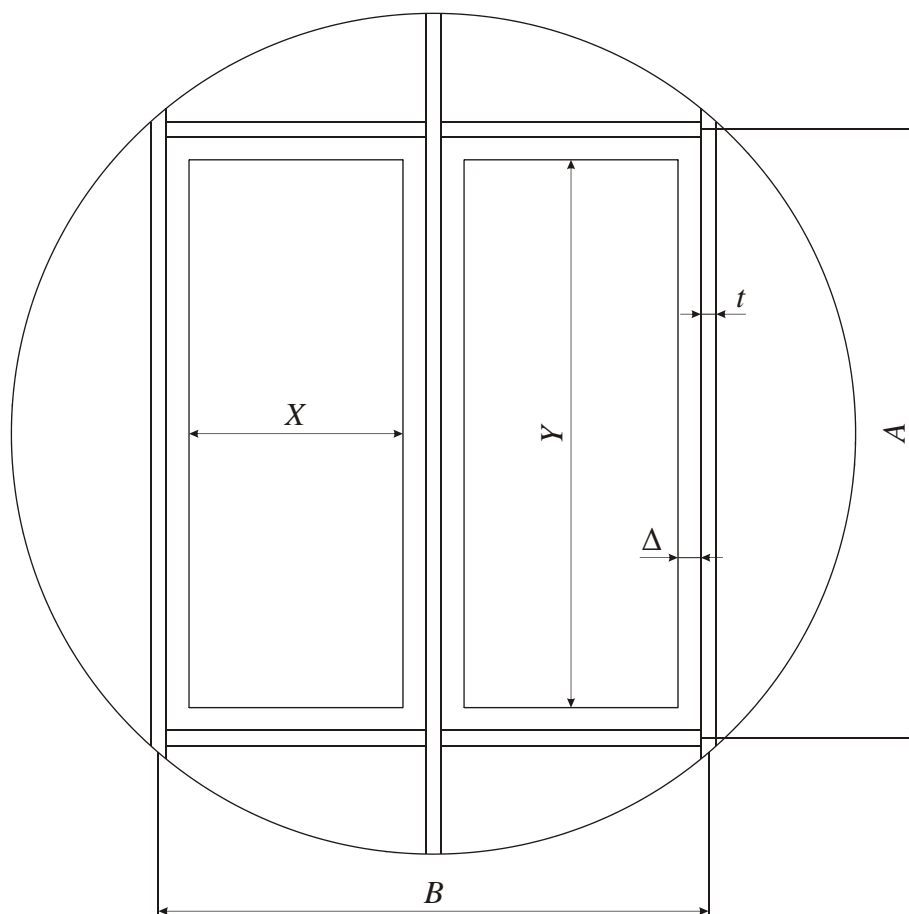


Рисунок 8.11 – Графический способ определения размеров копра в плане

8.2.3 Определение высоты копра

Высотой копра принято считать расстояние от нулевой отметки шахтной поверхности до уровня оси верхнего шкива. Высота металлического четырехстоечного копра складывается из пяти наиболее характерных высот (рисунок 8.12 и 8.13) его конструкций и определяется по формуле

$$H_{\text{к}} = \sum_{i=1}^5 h_i = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5, \quad (8.11)$$

где h_1 – расстояние между уровнем головок рельсов верхней и нижней приемных площадок: при клетевом подъеме $h_1 = 15\text{--}18$ м, при

скиповом – $h_1 = 20\text{--}30$ м; h_2 – высота подъемного сосуда с прицепным устройством (до верхнего жимка каната), м; h_3 – минимальная высота переподъема сосуда. При скиповом подъеме $h_3 \geq 2,5$ м, при клетевом подъеме $h_3 \geq 4$ м, если скорость подъема клетки $V < 3$ м/с; $h_{3\text{кл}} \geq 6$ м, если скорость подъема клетки $V > 3$ м/с; h_4 – конструктивная величина, назначается для предотвращения соприкосновения верхнего жимка каната с ребордой шкива, определяется по формуле

$$h_4 = 0,3D_{\text{шк}}; \quad (8.12)$$

$D_{\text{шк}}$ – диаметр шкива, $D_{\text{шк}} \geq 79d_{\text{к}}$ м; h_5 – расстояние между осями шкивов в вертикальной плоскости, м ($h_5 = 3,5\text{--}5$ м).

Графический способ определения высоты копра клетевого подъема представлен на рисунке 8.12, а скипового – на рисунке 8.13.

Расчетная масса одного метра каната для стволов глубиной до 600 м определяется по формуле

$$p = \frac{Q_0}{\frac{\sigma_{\text{в}}}{\gamma_0 m} - H_0}, \quad (8.13)$$

где $\sigma_{\text{в}}$ – расчетное временное сопротивление разрыву проволок каната, кПа, равное $160\text{--}170$ кгс/мм²; γ_0 – фиктивная (или приведенная) плотность каната (для канатов круглопрядных и двойной свивки – 9400 кг/м³, трехграннопрядных – 9200 кг/м³, закрытых – 8700 кг/м³; m – коэффициент запаса прочности, который выбирается в соответствии с правилами безопасности: $6,5$ – для грузового подъема, $7,5$ – для грузоподъемного подъема, 9 – для людского подъема; H_0 – максимальная длина отвеса каната, м.

Для шахт глубиной более 600 м канаты могут иметь переменный запас прочности. В этом случае выбор массы 1 м каната производится путем вычисления требуемого суммарного разрывного усилия по формуле

$$m_0 = \frac{P_{\text{сум}}}{Q_0}, \quad (8.14)$$

где $P_{\text{сум}}$ – суммарное разрывное усилие всех проволок каната; Q_0 – масса каната.

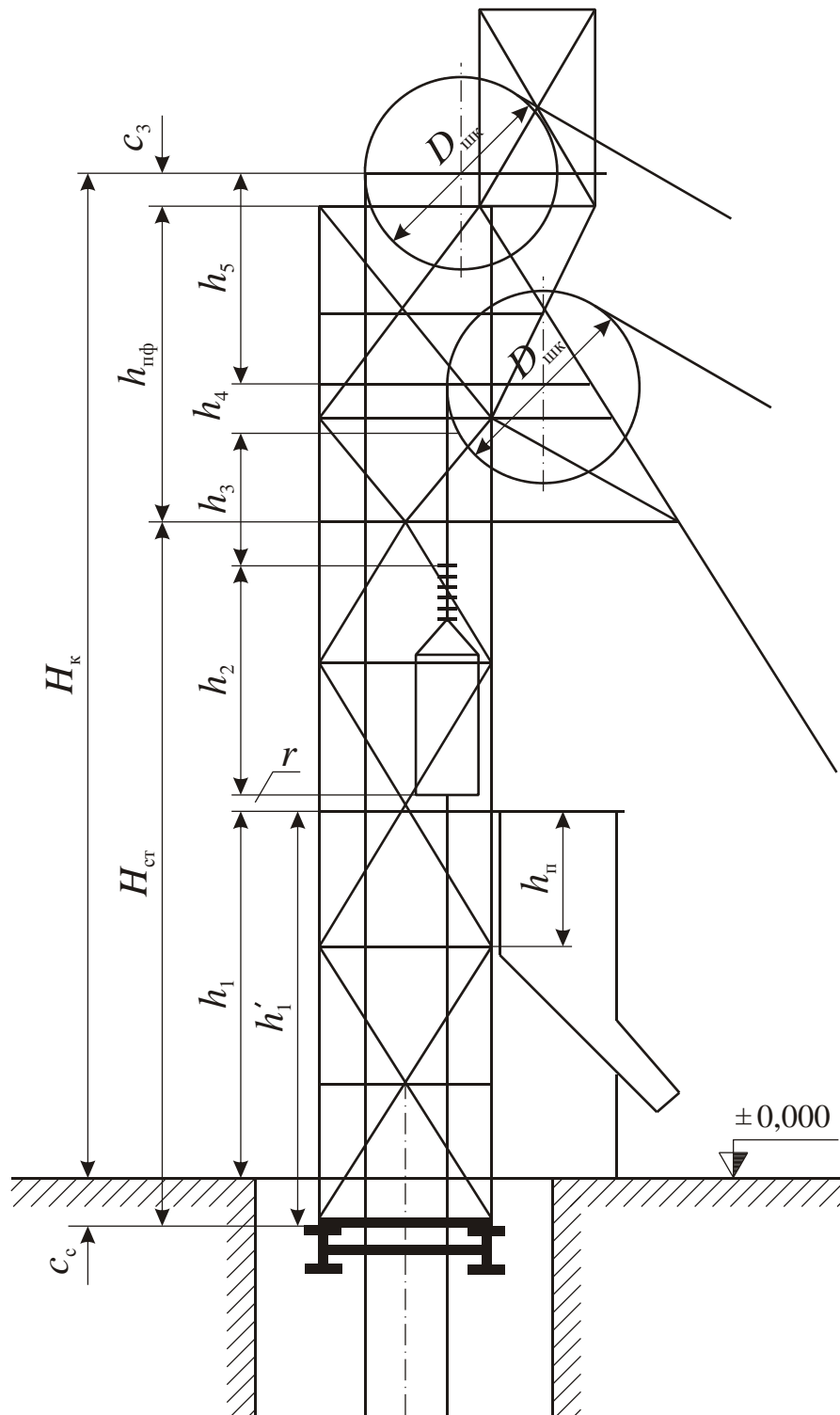


Рисунок 8.13 – Графический способ определения
высоты копра скипового подъема

Определив расчетную массу одного метра каната для скипового подъема, можно принять канат, например, марки ЛК со следующими характеристиками:

- вес каната $P = 7,31$ кг/м;
- диаметр каната $d_k = 45$ мм;
- разрывное усилие всех проволок каната $S_{\text{раз}} = 11100$ кгс/мм².

Выбираем шкив для скипового подъема. Диаметр шкива подъемной установки должен соответствовать требованиям ПБ и должен быть не менее $79d_k$. Для скипового подъема можно принять шкив, например, марки Ш-4А диаметром 4000 мм.

Определив расчетный вес одного метра каната для клетового подъема, можно принять канат марки ЛК со следующими характеристиками:

- вес каната $P = 2,41$ кг/м;
- диаметр каната $d_k = 25,5$ мм;
- разрывное усилие каната $S_{\text{раз}} = 36400$ кгс/мм².

Для клетового подъема производится выбор шкива, например, типа ШК-2,5 диаметром 2500 мм. Следовательно, конструктивная величина металлического копра $h_4 = 0,3 \cdot 4 = 1,2$ м.

8.2.4 Определение высоты станка копра

Высота станка металлического копра определяется по формуле

$$H_{\text{ст}} = H_k + C_k - h_{\text{п.ф}} - C_3, \quad (8.15)$$

где C_k – заглубление опорной рамы, м, при клетовом подъеме $C_k = 2-3$ м, при скиповом $C_k = 0,8-1,2$ м; $h_{\text{п.ф}}$ – высота подшкивной фермы (при $h_5 = 0$ м значение $h_{\text{п.ф}} = 3,5 \div 4,2$ м); C_3 – расстояние от оси шкива до геометрической оси элементов, из которых состоит верхний пояс подшкивной фермы, определяется из выражения

$$C_3 = 0,3D_{\text{шк}}. \quad (8.16)$$

8.2.5 Определение высоты панели

Высота панели металлического копра определяется следующим образом.

При $h_5 = 0$ м высота панели определяется по формуле

$$h_{\text{п}} = \frac{H_{\text{ст}} + h_{\text{п.ф}}}{n + 1}. \quad (8.17)$$

При $h_5 \neq 0$ м высота панели определяется по формуле

$$h_{\text{п}} = \frac{H_{\text{ст}} + h_{\text{п.ф}}}{n + 3}, \quad (8.18)$$

где n – количество панелей фермы станка, шт.

Количество панелей станка копра n принимается таким образом, чтобы высота панели металлического копра находилась в пределах $3,5 \div 4,2$ м.

Для проверки высоты копра на возможность спуска в шахту длинномерных материалов (рисунок 8.14) необходимо соблюдение следующего неравенства:

$$H_{\text{к}} > H_{\text{кр}}, \quad (8.19)$$

где $H_{\text{кр}}$ – критическая длина спускаемого груза, м, которая определяется по формуле

$$H_{\text{кр}} = h_2 + 0,3D_{\text{шк}} + 14,5, \quad (8.20)$$

где h_2 – высота подъемного сосуда с прицепным устройством (до верхнего жимка каната), м: $14,5 = 12,5$ (длина рельса, м) + $1,5$ (высота прицепного устройства, м) + $0,5$ (высота переподъема застропованного рельса, м).

При проведении проверки на возможность спуска в шахту длинномерных материалов по формуле (8.20) высота копра должна удовлетворять условию (8.19). Если условие (8.19) не выполняется, то высота копра принимается из условия спуска в шахту длинномерных материалов.

Разнос стоек укосины определяется по формуле

$$L = \frac{2,2 \sum_{i=1}^n W_i h_i}{G}, \quad (8.21)$$

где W_i – узловая нагрузка, действующая на i -ю панель станка копра;
 h_i – высота i -й панели, м; G – собственный вес копра, т.

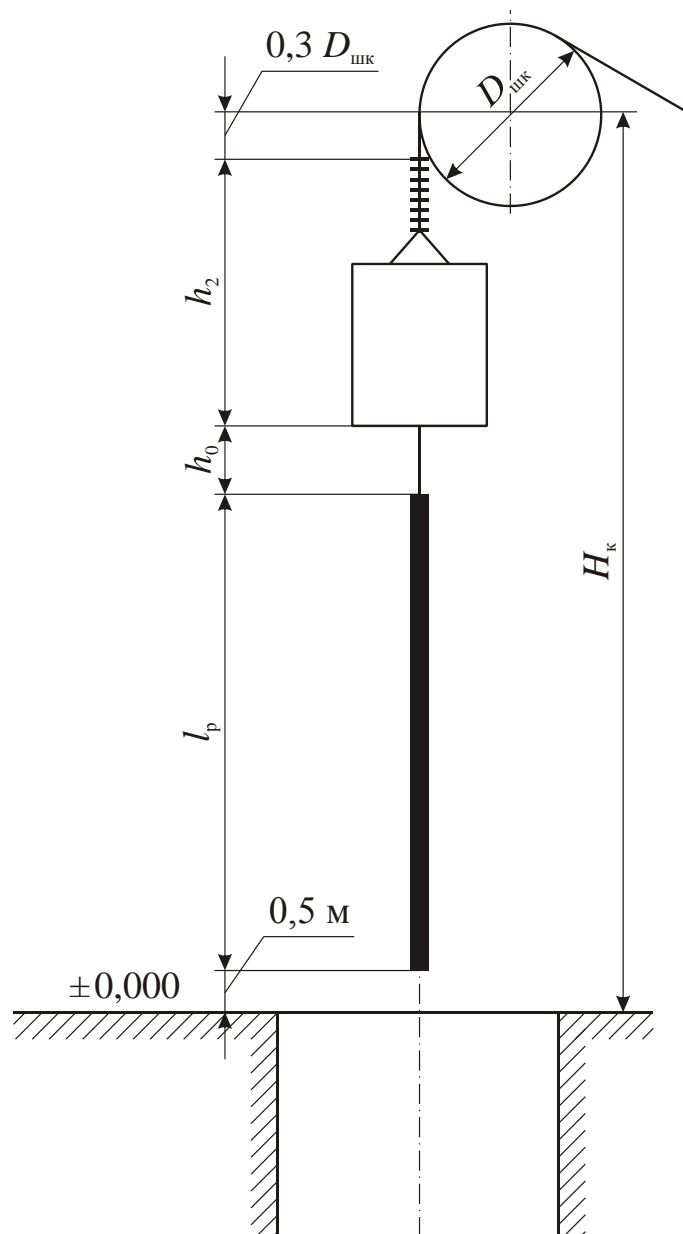


Рисунок 8.14 – Спуск длинномерных грузов в ствол

8.3 Типовые примеры с решением

Пример 1. Осуществляется проектирование копра для клетового подъема. Производственная мощность шахты 0,9 млн т/год, глубина ствола 200 м.

8.3.1 Расчет производительности подъема

Суточная производственная мощность шахты определяется по формуле (8.1):

$$A_{\text{сут}} = \frac{A_{\Gamma}}{N},$$

где A_{Γ} – производственная мощность шахты, $A_{\Gamma} = 900000$ т/год;
 N – число рабочих дней в году, $N = 300$ дн.;

$$A_{\text{сут}} = \frac{900000}{300} = 3000 \text{ т/сут.}$$

Суточная продолжительность работы подъема определяется по формуле (8.2):

$$t_{\text{сут}} = n_{\text{см}}(t_{\text{см}} - t_{\text{п}}),$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен по добыче полезного ископаемого в сут-
ки, $n_{\text{см}} = 3$ смены; $t_{\text{см}}$ – продолжительность проходческой смены,
 $t_{\text{см}} = 6$ ч; $t_{\text{п}}$ – время пересменки, $t_{\text{п}} = 0,3$ ч;

$$t_{\text{сут}} = 3(6 - 0,3) = 17,1 \text{ ч.}$$

Часовая производственная мощность шахты определяется по формуле (8.3):

$$A_{\text{ч}} = \frac{3000}{17,1} = 175,44 \text{ т.}$$

Продолжительность цикла подъема определяется по формуле (8.4):

$$T_{\text{ц}} = \frac{L_{\text{ств}}}{V_{\text{п}}} + \theta,$$

где $L_{\text{ств}}$ – глубина подъема, $L_{\text{ств}} = 200$ м; $V_{\text{п}}$ – скорость подъема кле-
ти, $V_{\text{п}} = 10$ м/с; θ – пауза между подъемами, $\theta = 30$ с (принимается по
таблице 8.2);

$$T_{\text{ц}} = \frac{200}{10} + 30 = 50 \text{ с.}$$

Количество подъемов в час определяется по формуле (8.6):

$$n_{\text{п}} = \frac{3600}{50} = 72 \text{ подъема/ч.}$$

Грузоподъемность клетки определяется по формуле (8.7):

$$Q_{\text{ск}} = \frac{175,44}{72} = 2,44 \text{ т.}$$

Полезная вместимость клетки определяется по формуле (8.8):

$$V_{\text{к}} = \frac{Q_{\text{к}}}{\gamma_{\text{п}}},$$

где $\gamma_{\text{п}}$ – насыпная плотность полезного ископаемого, $\gamma_{\text{п}} = 0,86 \text{ т/м}^3$;

$$V_{\text{к}} = \frac{2,44}{0,86} = 2,84 \text{ м}^3.$$

Для обеспечения производственной мощности шахты принимается клеть 1УКНЗ,6Г-1 грузоподъемностью 53 т, техническая характеристика которой представлена в таблице 8.5.

8.3.2 Определение геометрических размеров копра в плане

Аналитические размеры копра в плане определяются по формулам (8.9), (8.10):

$$A = Y + 2\Delta + t;$$

$$B = 2X + 4\Delta + 2t,$$

где X , Y – поперечные размеры подъемных сосудов в плане, $X = 1400 \text{ мм}$, $Y = 3600 \text{ мм}$; Δ – минимальный зазор между станком копра и наиболее выступающей частью подъемного сосуда, $\Delta = 150 \text{ мм}$; t – ширина полки опорной рамы (двутавр № 20), $t = 100 \text{ мм}$;

$$A = 3600 + 2 \cdot 150 + 100 = 4000 \text{ мм};$$

$$B = 2 \cdot 1400 + 4 \cdot 150 + 2 \cdot 100 = 3600 \text{ мм.}$$

Графическое определение размеров копра в плане представлено на рисунке 8.15.

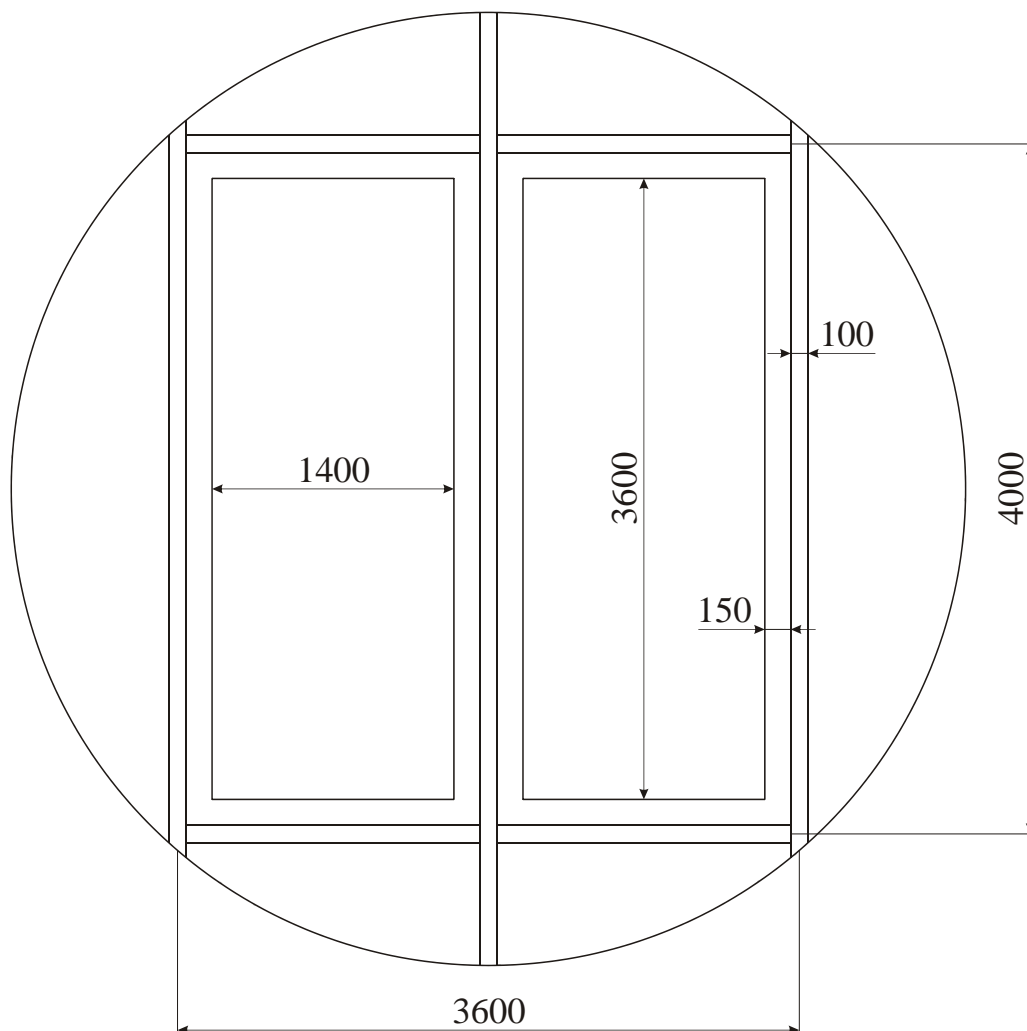


Рисунок 8.15 – Графический способ определения
размеров копра в плане

8.3.3 Определение высоты копра

Высота металлического четырёхстоечного копра складывается из пяти наиболее характерных высот и определяется по формуле (8.11):

$$H_k = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5,$$

где h_1 – расстояние между уровнем головок рельсов верхней и нижней приемных площадок, $h_1 = 15$ м; h_2 – высота подъемного со-

суда с прицепным устройством (высота прицепного устройства 2,15 м) до верхнего жимка каната, $h_2 = 3,4 + 2,15 = 5,55$ м; h_3 – минимальная высота переподема сосудов, $h_3 = 6$ м; h_4 – конструктивная величина, назначаемая для предотвращения соприкосновения верхнего жимка каната с ребордой шкива, определяемая по формуле (8.12):

$$h_4 = 0,3D_{\text{шк}};$$

$D_{\text{шк}}$ – диаметр шкива, $D_{\text{шк}} = 3,95$ м;

$$h_4 = 0,3 \cdot 3,95 = 1,185 \text{ м};$$

h_5 – расстояние между осями шкивов в вертикальной плоскости, $h_5 = 0$ м;

$$H_{\text{к}} = 15 + 5,55 + 6 + 1,185 + 0 = 27,735 \text{ м}.$$

Высота станка копра определяется по формуле (8.15):

$$H_{\text{ст}} = H_{\text{к}} + C_{\text{к}} - h_{\text{п.ф}} - C_3,$$

где $C_{\text{к}}$ – заглубление опорной рамы, $C_{\text{к}} = 2$ м; $h_{\text{п.ф}}$ – высота подшкивной фермы, $h_{\text{п.ф}} = 3$ м; C_3 – расстояние от оси шкива до геометрической оси элементов, из которых состоит верхний пояс подшкивной фермы, $C_3 = h_4$;

$$H_{\text{ст}} = 27,735 + 2 - 3 - 1,185 = 25,55 \text{ м}.$$

Если $H_{\text{к}} \geq H_{\text{кр}}$, то высота станка копра определяется по формуле (8.20):

$$H_{\text{кр}} = 5,55 + 0,3 \cdot 3,95 + 14,5 = 24,3 \text{ м}.$$

Высота копра принимается равной 30 м.

Высота панели металлического копра принимается равной 3 м, тогда число панелей составит 10 шт.

8.3.4 Определение места расположения подъемных машин и угла наклона укосины

Для клетового подъема принимается подъемная машина 2Ц-3,5×1,8, техническая характеристика которой представлена в таблице 8.6.

Таблица 8.6 – Техническая характеристика подъемной машины 2Ц-3,5×1,8

Характеристика	Значение
Барaban:	
число	2
диаметр, мм	3500
ширина, мм	1800
Статическое натяжение, кН	196
Максимальный диаметр каната, мм	43,5
Число слоев навивки	1
Скорость подъема, м/с	10

Определение места расположения подъемной машины клетового подъема. Расчет производительности по максимально допустимому углу девиации $\gamma = 1,5^\circ$. Расчет производится по схеме, представленной на рисунке 8.16.

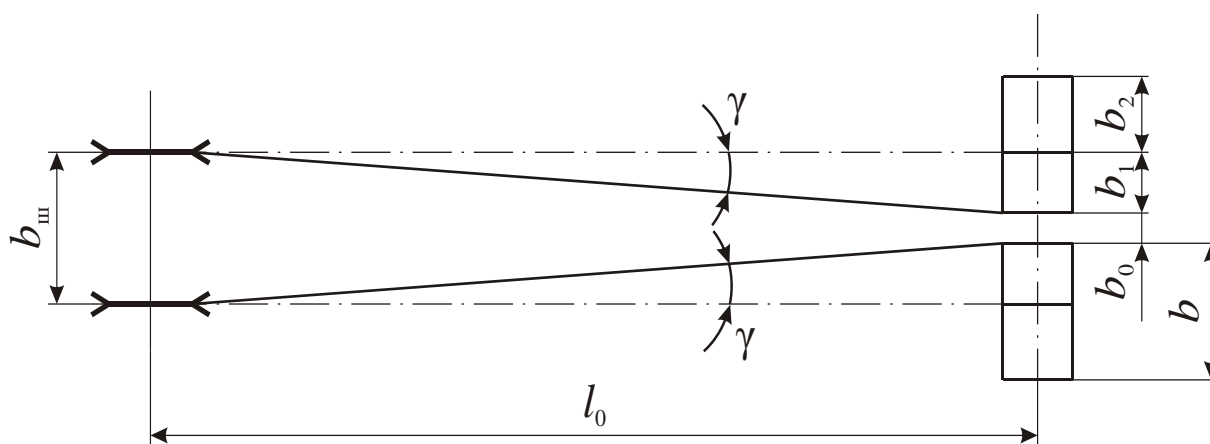


Рисунок 8.16 – Схема определения места расположения
подъемной машины

Минимальная длина струны каната определяется из выражения

$$l_0 = \frac{b_2}{\operatorname{tg}\gamma},$$

где γ – максимально допустимый угол девиации, $\gamma = 1,5^\circ$; b_2 – расстояние от края барабана подъемной машины до оси шкива, м, которое определяется по формуле

$$b_2 = b - b_1;$$

где b – ширина барабана подъемной машины, $b = 1800$ мм; b_1 – расстояние от противоположного края барабана подъемной машины до оси шкива с учетом угла девиации, м, которое определяется по формуле

$$b_1 = \frac{(2b + b_0) - b_{\text{ш}}}{2};$$

где b_0 – расстояние между барабанами подъемной машины, $b_0 = 0$ мм; $b_{\text{ш}}$ – расстояние между шкивами, $b_{\text{ш}} = 1600$ мм;

$$b_1 = \frac{(2 \cdot 1800 + 0) - 1600}{2} = 1000 \text{ мм};$$

$$b_2 = 1800 - 1000 = 800 \text{ мм};$$

$$l_0 = \frac{800}{\operatorname{tg}1,5} = 30550 \text{ мм} = 30,55 \text{ м}.$$

Принимается минимальная длина каната – 31 м.

Определение расстояния от оси подъемной машины до оси подъема. Расчет производится в соответствии со схемой, приведенной на рисунке 8.17.

Угол наклона каната определяется по формуле

$$\alpha = \arccos\left(\frac{H_{\text{к}}}{l_0}\right);$$

$$\alpha = \arccos\left(\frac{25}{31}\right) = 36,25^\circ.$$

Расстояние между осью подъема и подъемной машиной определяется по формуле

$$d = \sqrt{l_0^2 - H_k^2};$$

$$d = \sqrt{31^2 - 25^2} = 18,3 \text{ м.}$$

Конструктивно принимается расстояние между осями подъема и подъемной машиной, равное 18 м.

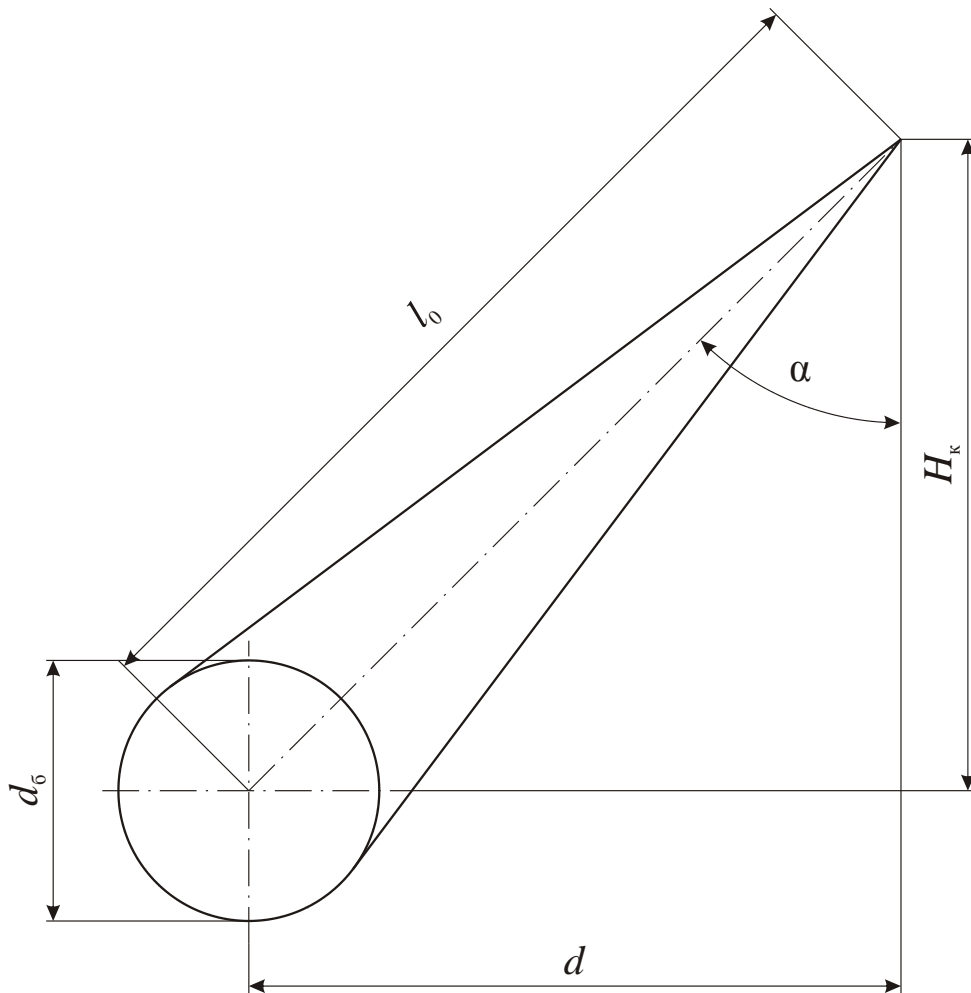


Рисунок 8.17 – Определение расстояния между осями подъема и подъемной машиной

Один край укосины устанавливается посередине расстояния между осью подъема и осью подъемной машины, противоположный край укосины – к низу подшкивной фермы.

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 8 принимаются по результатам выполнения лабораторной работы № 2.

Контрольные вопросы

1. *Что называется копром?*
2. *Как классифицируются надшахтные копры?*
3. *Из каких частей состоит четырехстоечный металлический копер?*
4. *Какие схемы расположения шкивов вы знаете?*
5. *С какой стороны относительно укосины устанавливается подъемная машина?*
6. *От чего зависят геометрические размеры копров в плане?*
7. *От чего зависит высота копра?*
8. *На какой отметке устанавливается подкопровая рама при клетевом подъеме?*
9. *На какой отметке устанавливается подкопровая рама при скиповом подъеме?*
10. *Как проверяется высота копра на возможность спуска в шахту длинномерных материалов?*

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 9

РАСЧЕТ ЖЕСТКОГО ПОГРУЗОЧНОГО УГОЛЬНОГО БУНКЕРА

9.1 Классификация и конструктивные решения бункеров

Бункерами называются саморазгружающиеся хранилища, предназначенные для кратковременного хранения кусковатого или сыпучего материала и приспособленные для разгрузки его в транспортирующие средства. *Силосы* предназначаются для тех же целей, но отличаются от бункеров по конструкции и характеру взаимодействия сыпучего материала со стенками хранилища. Высота бункеров в отличие от силосов проектируется не более полуторного минимального размера их в плане. Бункер является универсальным приспособлением для перегрузки материалов с одного вида транспорта в другой, а также наиболее совершенным типом склада с полной механизацией погрузочно-разгрузочных работ и бестарным хранением материалов. Классификация бункеров представлена на рисунке 9.1 [3, 6].

По виду хранимого материала бункеры в горной промышленности подразделяются на породные, угольные и рудные.

По функциональному назначению бункеры всей технологической цепочки делятся на приемные, аккумулирующие, погрузочные.

Приемные бункеры служат для разгрузки транспортных средств. Они могут располагаться в надшахтном здании (прием из скипов или вагонеток), на дробильной или обогатительной фабрике (прием руды, доставляемой автосамосвалами или железнодорожными вагонами). Вместимость и размеры их сравнительно невелики: они соизмеримы по объему и отдельным размерам с самими транспортными средствами, а их вместимость ограничивается обычно десятками кубических метров. Но крупность загружаемых кусков бывает большой – 1–1,5 м, и это надо учитывать при проектировании.

Аккумулирующие бункеры служат для обеспечения стабильной работы последовательной цепи технологических процессов при сочетании звена периодического действия (до бункера) со звеном непрерывного действия (после бункера).

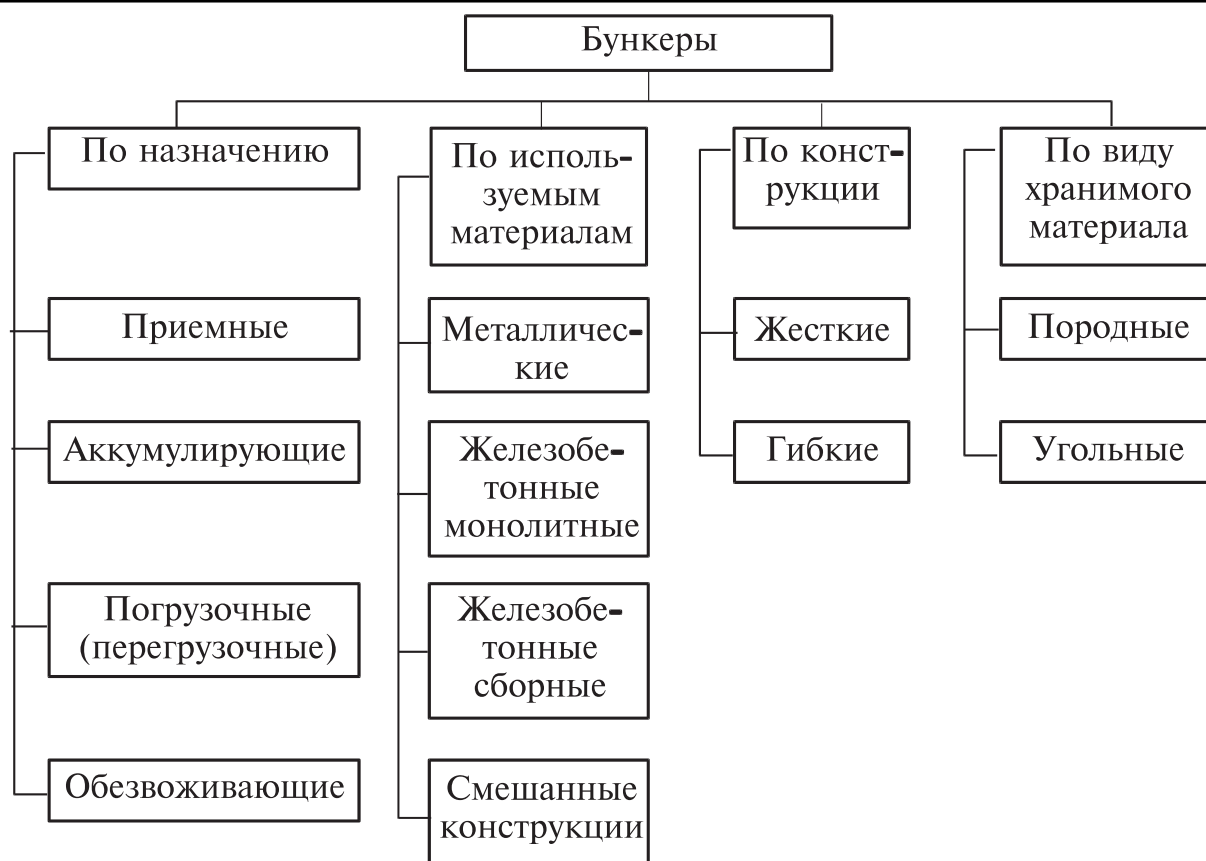


Рисунок 9.1 – Классификация бункеров

Примером могут служить аккумулирующие бункеры обогательных фабрик, предназначенные для создания полуторасуточного запаса руды для непрерывной, в течение недели, работы мельниц, поскольку рудник работает с выходным днем и на 36 часов прекращает подачу руды. Вместимость таких бункеров достигает десятков тысяч кубических метров. Кроме того, в их функцию входит равномерная дозированная подача руды на каждую мельницу. На углеобогательных фабриках, помимо аккумулирующих, проектируются обезвоживающие бункеры, в которых происходит осушение угля, подвергнутого мокрому обогащению.

Погрузочные бункеры предназначены для быстрой загрузки транспортных средств, например железнодорожных вагонов. Вместимость погрузочных бункеров от десятков до тысяч кубических метров. В качестве примера на рисунке 9.2 показан поперечный разрез погрузочного бункера. Основными элементами данного типа сооружения являются: собственно бункер, или емкостная часть *A*, надбункерная галерея *B*, подбункерное помещение *B*, опоры.

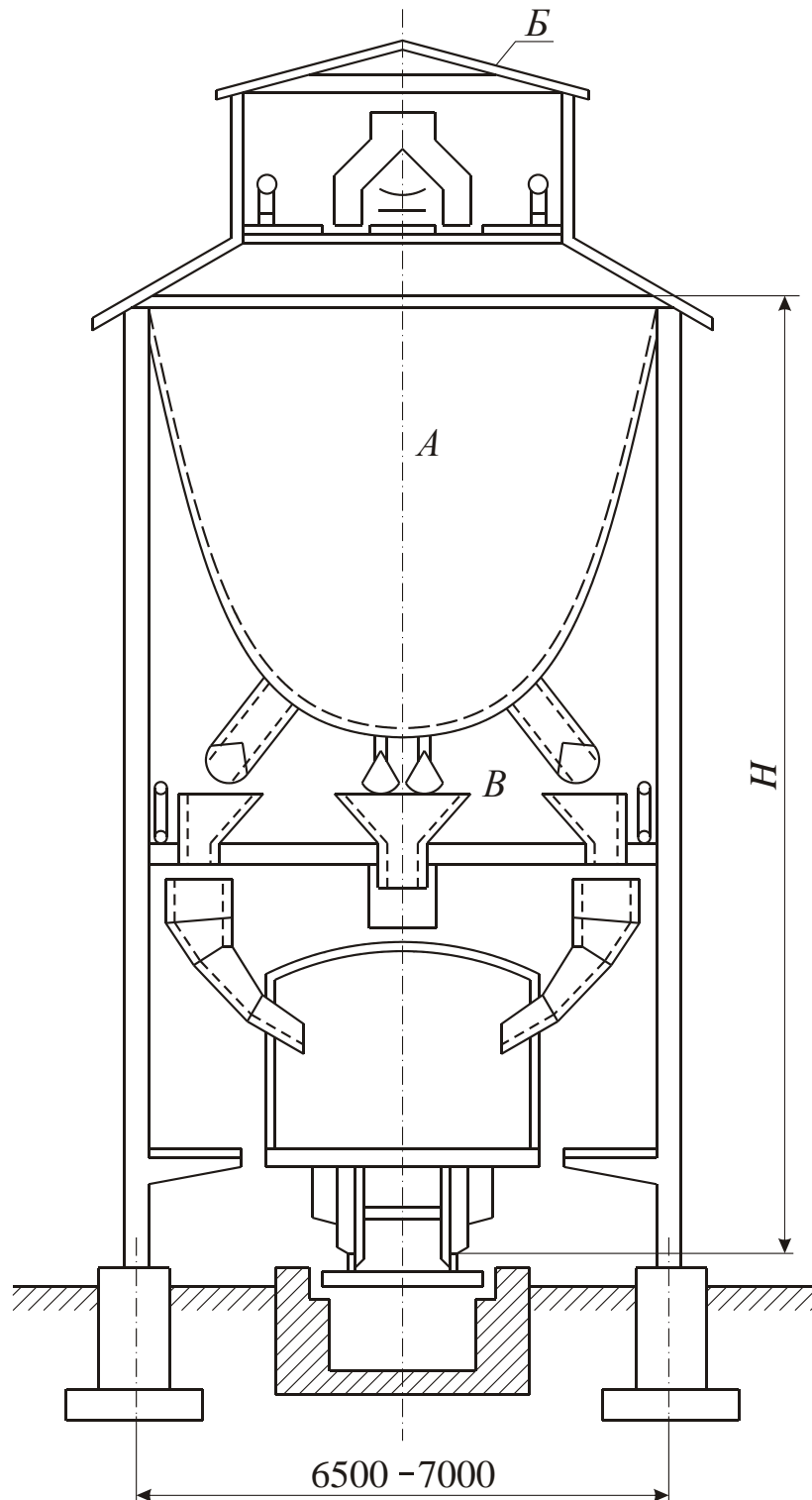


Рисунок 9.2 – Погрузочный бункер

Емкостная часть бункеров состоит из отдельных ячеек, днища (воронки) которых приспособлены для выпуска заполнителя.

Ячейки бункеров в настоящее время, как правило, проектируются: призматической формы с вертикальными стенками и пирами-

дальной воронкой; пирамидально-призматические общей емкостью призматической формы и несколькими выпускными воронками; ящичные цилиндрической формы с конической воронкой – конусоцилиндрические, а при больших диаметрах ячеек – с плоским днищем и выпускными воронками (при высоте емкости более полуторного ее диаметра). Силосы – с днищем гибкой конструкции параболического очертания – гибкие (параболические).

Простейшей формой ячейки является прямоугольная с вертикальными стенками и плоским днищем (рисунок 9.3, *а*). Такая форма целесообразна при большом количестве выпускных отверстий. Для улучшения выпуска угля на днищах ячеек устраиваются рассекатели из тощего бетона. С расчетно-конструктивной стороны ячейка отличается простотой. Такая форма возможна для железобетонных бункеров при портальной загрузке вагонов, т. е. когда состав заходит непосредственно под бункер.

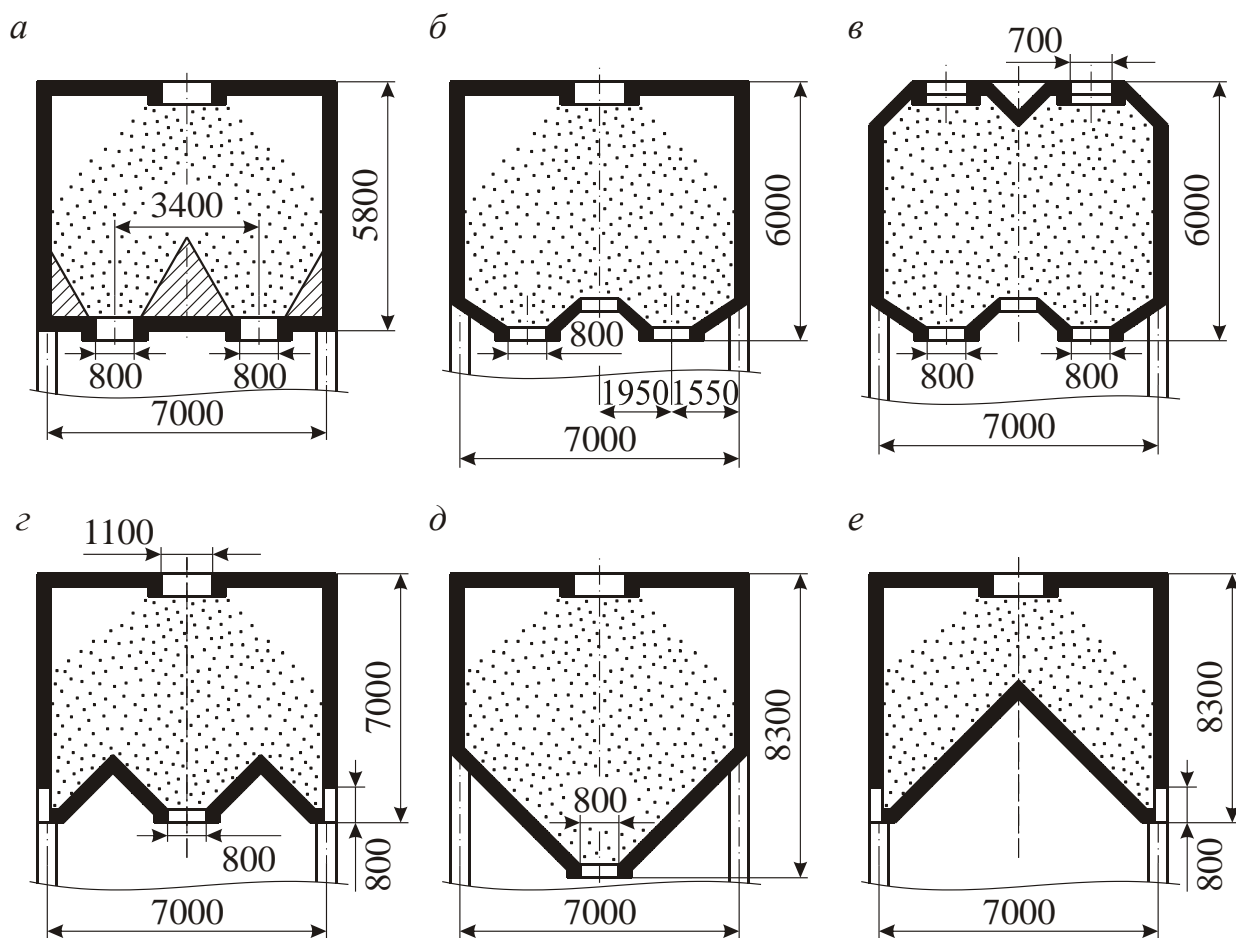


Рисунок 9.3 – Схемы ячеек бункера

В железобетонных бункерах распространена форма ячейки с вертикальными стенками и ребристым (полигональным) днищем. Преимуществом бункеров с полигональным днищем является возможность загрузки закрытых и открытых вагонов. На рисунке 9.3, б изображена схема бункера с полигональным днищем с неполным использованием емкости. Бункер рассчитан на погрузку закрытых вагонов из боковых люков и открытых – из центральных. Как видно из рисунка 9.3, в верхних углах ячейки часть пространства остается неиспользованной.

На рисунке 9.3, в изображена схема бункера с полным использованием емкости ячейки. С точки зрения расхода стройматериалов на 1 м^3 емкости бункера эта схема выгоднее изображенной на рисунке 9.3, б. Углы наклона граней днища к горизонту обуславливаются трением полезного ископаемого о материал днища и принимаются на $5\text{--}7^\circ$ больше угла трения угля или руды.

Недостатком бункеров с полигональным днищем является то, что бункер не может быть полностью разгружен в открытые вагоны, так как боковые люки приспособлены к погрузке закрытых вагонов, если ими не пользоваться, то большая часть полезного ископаемого останется в бункере.

Схема бункера с днищем полигональной формы иного вида показана на рисунке 9.3, г. В этом случае обеспечивается погрузка вагонов, установленных по обеим сторонам бункера, через люки в стенках, а вагонов, входящих в портал, – через центральные люки.

Широкое применение имеют бункеры с трапецеидальным днищем (рисунок 9.3, д) и реже – с треугольным (рисунок 9.3, е). Бункеры с трапецеидальным днищем рассчитаны на загрузку вагонов из портала, погрузочные люки их вырезаются в центре горизонтальной части днища и в боковых плитах.

Бункеры с треугольным днищем рассчитаны на боковую загрузку вагонов. Оба вида бункеров с успехом могут быть выполнены из дерева, стали или железобетона.

В Украине получили распространение стальные бункеры с параболическим днищем (см. рисунок 9.2). Такая форма емкостной части обеспечивает наиболее рациональное использование прочности стали, так как последняя работает на растяжение. Бункер предназначается для загрузки открытых и закрытых вагонов.

В том случае, когда необходимо осуществить выгрузку ископаемого из бункера через один желоб, днище выполняется в форме усеченной пирамиды или усеченного конуса.

Если материал заполнения обладает абразивными свойствами, стенки и особенно днище должны быть защищены *футеровкой* из стальных брусков, рельсов или специальных каменных материалов.

В днище бункера, предназначенного для хранения мокрых руд или углей, проектируют устройства для стока воды.

В бункерах с наклонным днищем устанавливают затворы с водоотбором; в бункерах с плоским днищем делают некоторый уклон от люков к стенкам, в которых устраивают небольшие отверстия для стока, защищенные от засорения фильтрами.

Вместимость погрузочного бункера на угольной шахте должна быть такой, чтобы вся добыча за период времени между подачами составов размещалась в бункере. При этом предусматривается резерв в 20–30 % на случай опоздания подачи порожняка, а также некоторый резерв на неравномерность выдачи угля из шахты.

Длительные задержки в подаче составов требуют значительно большей вместимости бункера или же устройства угольных складов.

На рисунке 9.4 показана габаритная технологическая схема погрузочного породного бункера вместимостью 2400 т. Здание состоит из помещений для размещения технологического оборудования, помещений вспомогательных служб и бытовых помещений.

Основное технологическое оборудование: питатель качающийся КЛ-10 – 8 шт.; конвейер ленточный передвижной резервный с шириной ленты 1400 мм; бункер вместимостью 2400 т из 8 ячеек.

Здание имеет размеры в плане 12×30 м, 2 пролета по 6 м с шагом несущих стен 6 м, 5 этажей с высотой 4, 8 и 12 м.

Надбункерная галерея служит для размещения транспортного и загрузочного оборудования. Ее планировочное и конструктивное решение определяется характером загрузки: путем опрокидывания над загрузочным отверстием железнодорожных вагонов или вагонеток, с помощью конвейера, грейферными кранами или скипами. При проектировании угольных бункеров надбункерные галереи обычно оборудуются ленточными или скребковыми конвейерами. Иногда в галерее производится рассев угля по сортам, для чего устанавливают грохоты. Размеры галерей определяются исходя из размеров оборудования с учетом необходимых зазоров. Между стенами и конвейерами должны быть проходы не менее 700 мм. В галереях большой протяженности для удобства обслуживания предусматривают иногда переходные мостики через конвейер. Надбункерные галереи проектируют, как правило, с утепленными ограждающими конструкциями и обогревом.

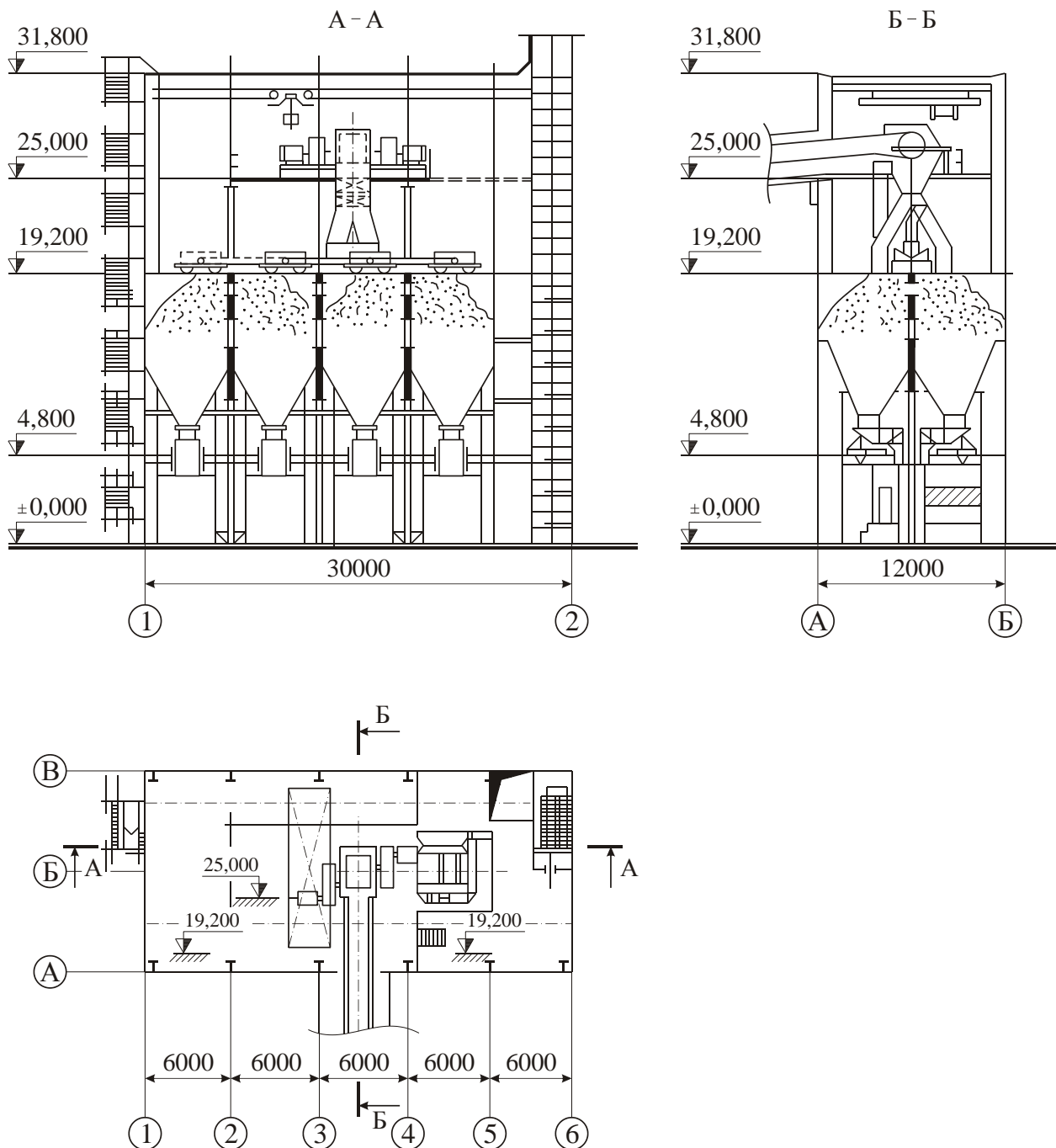


Рисунок 9.4 – Габаритная технологическая схема унифицированного погрузочного породного бункера

Опорная часть бункеров выполняется преимущественно в виде колонн и реж – сплошных стенок. В железобетонных бункерах колонны жестко связываются продольными, поперечными стенками и днищем в единую систему, поэтому опорная часть представляет собой многопролетные рамы, связанные ригелем-стенкой. В металлических бункерах колонны имеют, как правило, составное сечение

и связываются раскосами и ригелем в плоские фермы, имеющие продольное направление. В поперечном разрезе колонны связываются также фермами, если погрузка вагонов наружная (боковая); при центральной погрузке опоры связываются как рамы.

Фундаменты зависят от конструкции опор и грунтов. Под одиночные колонны устраиваются железобетонные ступенчатые фундаменты и только в случае крайней необходимости – ленточные. Под сплошные стенки в железобетонных бункерах фундамент должен быть ленточным.

Для открытия и закрытия люков, установки желобов в нужном положении и наблюдения за процессом погрузки устраиваются специальные *площадки обслуживания*. Обычно устраивается две площадки: одна на высоте 2–2,5 м над уровнем головки рельсов, другая – выше, на уровне выпускных люков. Нижняя площадка служит для наблюдения за ходом загрузки вагонов и для заводки желобов в закрытые вагоны. С верхней площадки обслуживаются выпускные люки бункеров: открываются затворы, ликвидируется заклинивание в выпускных люках и пр., а также осуществляется установка желобов при погрузке открытых вагонов. Сообщение с площадками осуществляется при помощи лестниц.

Для взвешивания груженых вагонов устраиваются *подвагонные весы*. Фундаменты весов не должны быть связаны с фундаментами бункеров. В зависимости от компоновки бункеров и схемы загрузки состава на шахте можно ограничиться одними весами или приходится иметь их несколько. Первый случай характерен для шахт, отгружающих один сорт полезного ископаемого, второй – когда отгружается несколько сортов. Весы должны быть установлены под дозирующим бункером, под который подаются нагруженные в соседних ячейках вагоны с несколько меньшим весом, чем отправочный. При стоянке на весах добавляется недостающее количество угля из дозирующего бункера.

Стальные бункеры обеспечивают применение индустриальных методов и, следовательно, более высокие темпы строительства, но требуют значительного расхода стали в расчете на единицу полезной емкости. Стальные бункеры обычно используются в качестве приемных и перегрузочных и проектируются двух типов: с жесткой и гибкой конструкцией емкостной части.

Бункер с жесткой конструкцией емкостной части имеет каркас из ребер жесткости, а в нижней пирамидальной части ребра жесткости располагаются горизонтально. Расстояние между горизонтальными ребрами принимается равным 1,5–2,0 м. Ребра жесткости привариваются к листам обшивки односторонними непрерывными швами или двусторонними прерывистыми швами. Обшивка емкости выполняется из стального листа толщиной не менее 6 мм.

Опираение бункера на колонны здания или отдельно стоящие колонны производится через горизонтальные бункерные балки. В некоторых случаях, когда проектируются большие выпускные отверстия, более экономичной оказывается конструктивная схема с опиранием бункера непосредственно на лежащее ниже перекрытие подбункерного помещения. Для конструкций жестких бункеров, возводимых в районах с расчетной температурой наружного воздуха до -30 °С, следует применять сталь марки ВСтЗкп2; при температуре от -30 до -40 °С – сталь марки ВСтЗпс6; при температурах ниже -40 °С – низколегированные стали (например 09Г2С). Стальные бункеры с жесткой конструкцией широко используются в качестве приемных (рисунок 9.5).

Приемным бункером принято называть бункер малой вместимости, обычно предназначенный для приемки полезного ископаемого и породы из клетей и скипов.

Бункер с гибкой конструкцией емкостной части проектируется без ребер жесткости и поэтому проще в изготовлении. Днище бункера конструируется по форме параболической (безмоментной) кривой и работает только на растяжение, что обеспечивает наиболее рациональное использование прочности конструкции. Днище подвешивается к бункерным балкам, передающим вертикальную составляющую этой нагрузки на колонны, а горизонтальную – на распорные балки, которые устанавливаются в поперечном направлении между колоннами. Распорные балки являются одновременно несущими конструкциями для надбункерных галерей. Колонны для обеспечения продольной устойчивости связываются системой раскосов.

Стальной бункер с гибкой конструкцией емкостной части может быть выполнен в виде отдельных полос (подвесок) того же очертания с уложенным по ним настилом. Подвески проектируются из полосовой или круглой высокопрочной стали и крепятся непосредственно к бункерным балкам. Шаг подвесок по длине бункера

принимается постоянным и равным 0,3–2 м. Настил, воспринимающий давление материала между подвесками, обычно проектируется из сборных железобетонных плит и крепится к подвескам подвижными связями.

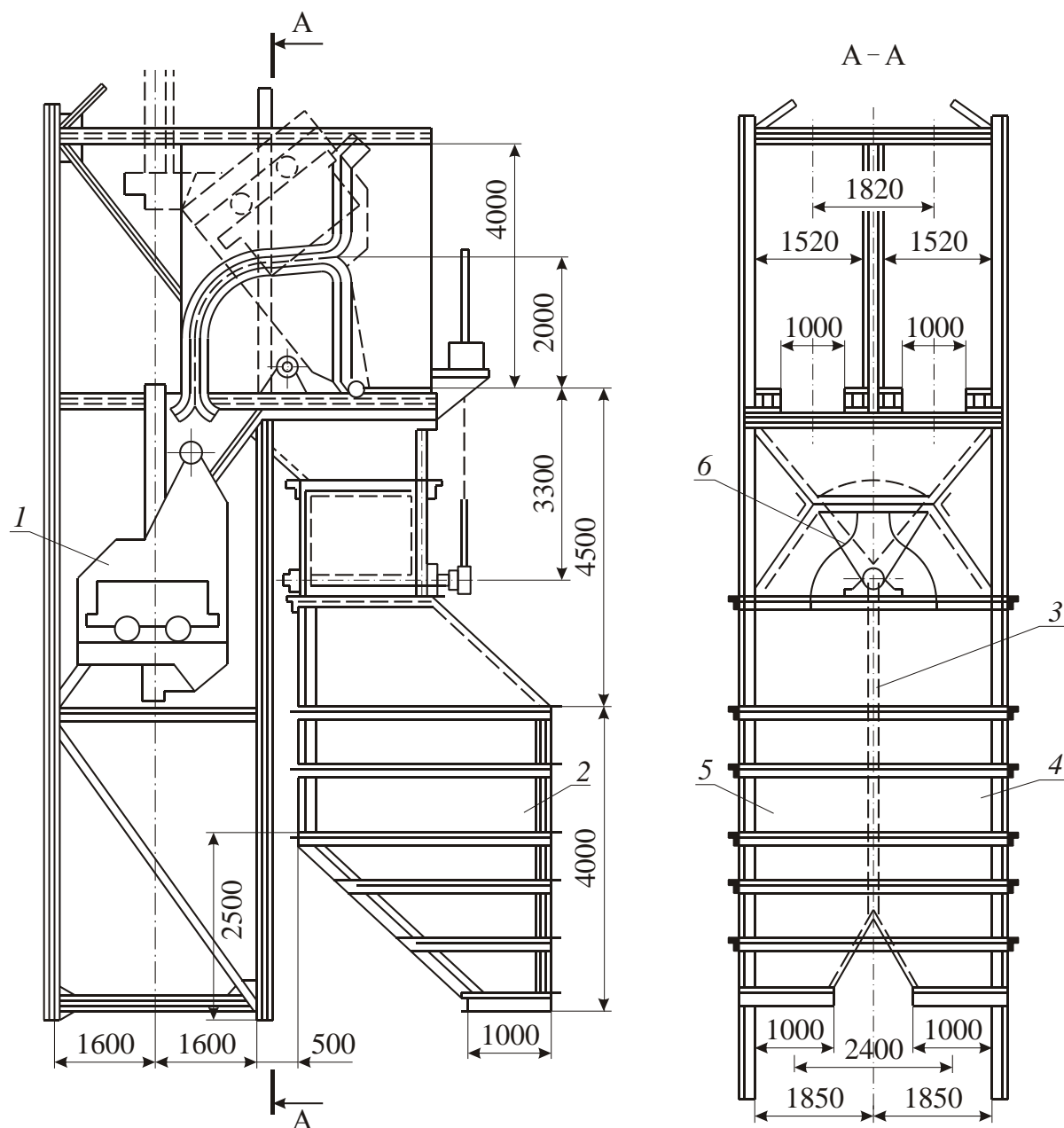


Рисунок 9.5 – Двойной приемный стальной бункер для угля и породы:

1 – клеть; 2 – бункер; 3 – перегородка между ячейками; 4, 5 – ячейки; 6 – распределительная заслонка

Монолитные железобетонные бункеры могут проектироваться любой формы и емкости. Их конструкции обладают высокой несущей

щей способностью и долговечностью. К недостаткам следует отнести сложность и длительность строительства. Монолитный железобетон широко используется для возведения угольных бункеров, обычно с днищем в виде пирамидальной воронки. Толщина железобетонной воронки устанавливается расчетом, но не менее 15 см. Толщина наклонных стенок бункера принимается постоянной, если она не превышает 20 см. Для возведения монолитных железобетонных бункеров используется бетон класса В20, В30 и горячекатаная арматура периодического профиля класса А-III или Ат-III.

9.2 Определение вместимости бункера

Вместимость погрузочного бункера должна быть такой, чтобы вся добыча за период времени между подачами составов размещалась в бункере. При этом предусматривается резерв 20–30 % от объема бункера на случай опоздания подачи порожняка, а также некоторый резерв на неравномерность выдачи угля их шахты.

Необходимая вместимость погрузочного бункера определяется по формуле

$$Q_6 = \frac{k_1 k_2 P_1}{n \gamma} - \frac{t P_2}{\gamma}, \quad (9.1)$$

где k_1 – коэффициент неравномерности подачи порожняка; k_2 – коэффициент неравномерности работы шахты; P_1 – суточная производственная мощность шахты; n – количество составов порожняка, подаваемых на шахту в сутки, шт.; t – продолжительность погрузки состава, ч; P_2 – часовая производственная мощность шахты, которая определяется по формуле

$$P_2 = \frac{P_1}{t_{\text{сут}}}, \quad (9.2)$$

где $t_{\text{сут}}$ – суточная продолжительность добычи полезного ископаемого, определяется по формуле

$$t_{\text{сут}} = n_{\text{см}} (t_{\text{см}} - t_{\text{п}}), \quad (9.3)$$

$n_{\text{см}}$ – количество смен по добычи полезного ископаемого в сутки, шт.; $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $t_{\text{п}}$ – время пересменки, ч; γ – насыпная плотность полезного ископаемого (угля), т/м³.

Количество ячеек определяется по формуле

$$K = \frac{Q_{\text{б}}}{V_{\text{яч}}}, \quad (9.4)$$

где $V_{\text{яч}}$ – вместимость одной ячейки, м³.

Для дальнейших расчетов принимается бункер из необходимого количества ячеек, расположенных в один (два) ряда.

Общая вместимость бункера составит

$$Q_{\text{об}} = KV_{\text{яч}}. \quad (9.5)$$

9.3 Определение геометрических размеров ячейки бункера

Высота воронки бункера h_1 определяется из выражения

$$h_1 = btg(\alpha), \quad (9.6)$$

где α – угол наклона стенки ячейки бункера к горизонтали, угол наклона пирамидальной части принимается 50–60°, что больше угла внутреннего трения угля (породы); b – расстояние от края пирамидальной части до выпускного отверстия воронки (рисунок 9.6), которое определяется по формуле

$$b = \frac{a_2 - a_1}{2}, \quad (9.7)$$

a_1 – ширина выпускного отверстия воронки, принимается равной 0,8–1,0 м; a_2 – ширина призматической части ячейки бункера, принимается равной 6 м.

Длина наклонной стенки воронки $h_{\text{в}}$ определяется по формуле

$$h_{\text{в}} = \frac{b}{\cos(\alpha)}. \quad (9.8)$$

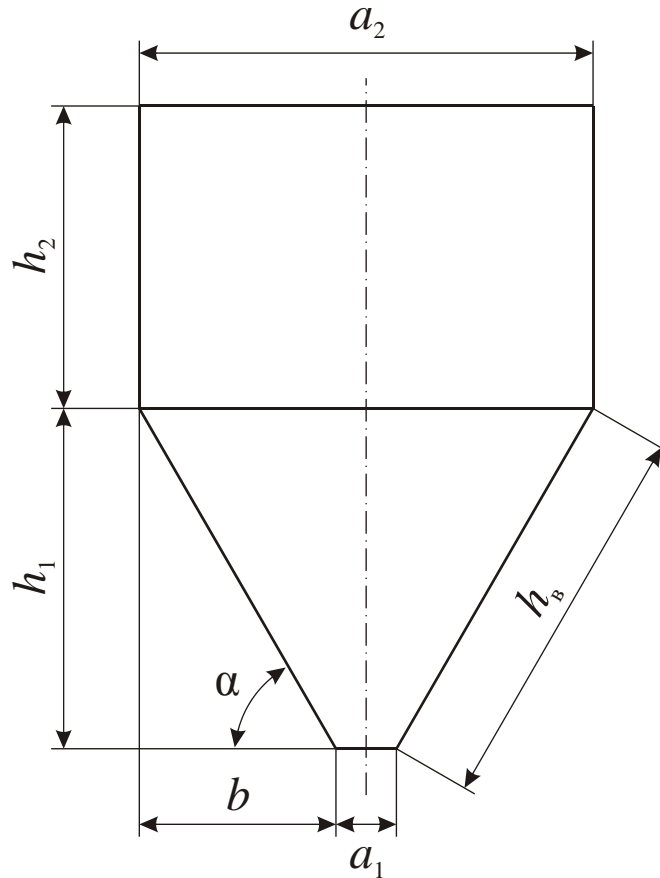


Рисунок 9.6 – Схема воронки бункера

Объем воронки ячейки бункера определяется как объем пирамиды из выражения

$$V_B = \frac{1}{3} h_1 (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}), \quad (9.9)$$

где S_1 и S_2 – площади меньшего и большего оснований пирамидальной воронки соответственно, m^2 .

Объем призматической части ячейки определяется из выражения

$$V_{\Pi} = V_{\text{я}} - V_B. \quad (9.10)$$

Высота призматической части ячейки определяется из выражения

$$h_2 = \frac{V_B}{S_2}. \quad (9.11)$$

Конструктивно высота призматической части ячейки принимается кратной десятой доле метра. Тогда объем призматической части бункера составит

$$V_{\Pi} = S_2 h_2. \quad (9.12)$$

Вместимость одной ячейки бункера составит

$$V_{\text{я}} = V_B - V_{\Pi}. \quad (9.13)$$

Собственная масса бункера принимается из расчета 0,2 т на 1 м³ вместимости.

Масса бункера без заполнителя определяется по формуле

$$P_{\text{б}} = 0,2KV_{\text{я}}. \quad (9.14)$$

9.4 Типовые примеры с решением

Пример 1. Осуществляется строительство погрузочного угольного бункера для шахты с производственной мощностью 0,9 млн т/год. Количество подаваемых составов – 3. Вместимость одной ячейки 250 м³.

9.4.1 Определение вместимости бункера

Каркас имеет вертикальные ребра жесткости. Погрузка угля автоматизирована и осуществляется с помощью конвейера. Разгрузка бункера осуществляется оператором погрузки при помощи автоматизированных выпускных отверстий бункера.

Вместимость погрузочного бункера должна быть такой, чтобы вся добыча за период времени между подачами составов размещалась в бункере. При этом предусматривается резерв 20–30 % от объема бункера на случай опоздания подачи порожняка, а также некоторый резерв на неравномерность выдачи угля из шахты.

Необходимая вместимость погрузочного бункера определяется по формуле (9.1):

$$Q_6 = \frac{k_1 k_2 P_1}{n \gamma} - \frac{t P_2}{\gamma},$$

где k_1 – коэффициент неравномерности подачи порожняка, $k_1 = 1,3$; k_2 – коэффициент неравномерности работы шахты, $k_2 = 1,2$; P_1 – суточная производственная мощность шахты, $P_1 = 3000$ т/сут; n – количество составов порожняка, подаваемых на шахту в сутки, $n = 3$ состава; t – продолжительность погрузки состава, $t = 1$ ч; P_2 – часовая производственная мощность шахты, которая определяется по формуле (9.2):

$$P_2 = \frac{P_1}{t_{\text{сут}}},$$

где $t_{\text{сут}}$ – суточная продолжительность добычи полезного ископаемого, определяется по формуле (9.3):

$$t_{\text{сут}} = n_{\text{см}} (t_{\text{см}} - t_{\text{п}}),$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен по добычи полезного ископаемого в сутки, $n_{\text{см}} = 3$ смены; $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, $t_{\text{см}} = 6$ ч; $t_{\text{п}}$ – время пересменки, $t_{\text{п}} = 0,3$ ч;

$$t_{\text{сут}} = 3(6 - 0,3) = 17,1 \text{ ч};$$

$$P_2 = \frac{3000}{17,1} = 175,44 \text{ т/ч};$$

γ – насыпная плотность полезного ископаемого (угля), $\gamma = 0,86$ т/м³.

$$Q_6 = \frac{1,3 \cdot 1,2 \cdot 3000}{3 \cdot 0,86} - \frac{1 \cdot 175,44}{0,86} = 1610 \text{ м}^3.$$

Количество ячеек определяется по формуле (9.4):

$$K = \frac{Q_6}{V_{\text{яч}}},$$

где $V_{\text{яч}}$ – вместимость одной ячейки, $V_{\text{яч}} = 250$ м³;

$$K = \frac{1610}{250} = 6,44 \text{ шт.}$$

Для дальнейших расчетов принимается бункер из 6 ячеек, расположенных в один ряд.

Общая вместимость бункера определяется по формуле (9.5):

$$Q_{\text{об}} = 6 \cdot 250 = 1500 \text{ м}^3.$$

9.4.2 Определение геометрических размеров ячейки бункера

Высота воронки бункера h_1 определяется из выражения (9.6):

$$h_1 = b \operatorname{tg}(\alpha),$$

где α – угол наклона стенки ячейки бункера к горизонтали (угол наклона пирамидальной части принимается 60° , что больше угла внутреннего трения угля – 35°), $\alpha = 60^\circ$; b – расстояние от края пирамидальной части до выпускного отверстия воронки (см. рисунок 9.6), которое определяется по формуле (9.7):

$$b = \frac{a_2 - a_1}{2},$$

где a_1 – ширина выпускного отверстия воронки, $a_1 = 0,8$ м; a_2 – ширина призматической части ячейки бункера, $a_2 = 6$ м;

$$b = \frac{6 - 0,8}{2} = 2,6 \text{ м};$$

$$h_1 = 2,6 \cdot \operatorname{tg}(60^\circ) = 4,5 \text{ м.}$$

Длина наклонной стенки воронки h_b определяется по формуле (9.8):

$$h_b = \frac{2,6}{\cos(60^\circ)} = 5,2 \text{ м.}$$

Объем воронки ячейки бункера определяется как объем пирамиды из выражения (9.9):

$$V_{\text{в}} = \frac{1}{3} h_1 (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}),$$

где S_1 и S_2 – площади меньшего и большего оснований пирамидальной воронки соответственно, $S_1 = 0,64 \text{ м}^2$, $S_2 = 36 \text{ м}^2$;

$$V_{\text{в}} = \frac{1}{3} \cdot 4,5 \cdot (0,64 + 36 + \sqrt{0,64 \cdot 36}) = 62 \text{ м}^3.$$

Объем призматической части ячейки определяется из выражения (9.10):

$$V_{\text{п}} = 250 - 62 = 188 \text{ м}^3.$$

Высота призматической части ячейки определяется из выражения (9.11):

$$h_2 = \frac{188}{36} = 5,22 \text{ м}.$$

Конструктивно высота призматической части ячейки принимается $h_2 = 5,3 \text{ м}$.

Тогда объем призматической части бункера определится по формуле (9.12):

$$V_{\text{п}} = 36 \cdot 5,3 = 191 \text{ м}^3.$$

Вместимость одной ячейки бункера определяется по формуле (9.13):

$$V_{\text{я}} = 62 - 191 = 253 \text{ м}^3.$$

Принимается бункер, состоящий из 6 однотипных ячеек с размерами в плане $6 \times 6 \text{ м}$, вместимостью 253 м^3 , с расположением в один ряд.

Собственная масса бункера принимается из расчета $0,2 \text{ т}$ на 1 м^3 вместимости.

Масса бункера без заполнителя определяется по формуле (9.14):

$$P_{\text{б}} = 0,2 \cdot 6 \cdot 253 = 304 \text{ т}.$$

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 9 приведены в приложении К.

Контрольные вопросы

1. *Что называется бункером?*
2. *Как классифицируются бункеры по назначению?*
3. *Как классифицируются бункеры по конструкции?*
4. *Как классифицируются бункеры по используемым материалам?*
5. *Как классифицируются бункеры по виду хранимого материала?*
6. *Из каких частей состоит бункер как горнотехническое сооружение?*
7. *Что влияет на вместимость бункера?*
8. *Для чего служат приемные бункеры?*
9. *Для чего служат аккумулярующие бункеры?*
10. *Каково назначение погрузочных бункеров?*
11. *Какие схемы ячеек жесткого бункера вы знаете?*
12. *Для чего служит надбункерная галерея?*

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 10

РАСЧЕТ ТРАНСПОРТНОЙ ГАЛЕРЕИ

10.1 Классификация и конструктивные решения галерей

Галереи – это закрытые горизонтальные или наклонные протяженные сооружения, соединяющие здания или сооружения и предназначенные для транспортирования материалов с помощью конвейеров или вагонеток (транспортные галереи), для прохода работающих (пешеходные галереи), для прокладки трубопроводов, электрокабелей и других коммуникаций (коммуникационные галереи) [3, 6, 8]. Отличие галерей от эстакад в том, что они предназначены для пересечения препятствия (например, строятся над железнодорожными путями или над зданиями), во всем остальном эстакады идентичны галереям. Галереи широко применяются на поверхности горных предприятий и на обогатительных фабриках (рисунки 10.1).

Исходными данными для разработки конструкций галерей являются: *технологическое задание*, в котором должны быть приведены все необходимые для проектирования сведения; *генеральный план* с нанесением на нем всех надземных и подземных инженерных коммуникаций. При прокладке в транспортерной галерее транзитных кабелей и трубопроводов должны соблюдаться нормы проектирования на все коммуникации, проходящие по галерее.

В зависимости от принятых объемно-планировочных и конструктивных решений, а также от условий эксплуатации галереи могут проектироваться различных типов, отличающихся между собой по следующим признакам:

а) *по материалу основных несущих конструкций пролетных строений*: стальные, железобетонные, деревянные;

б) *по конструктивным решениям несущих конструкций пролетного строения с применением*: плит, балок, ферм, пространственных конструкций замкнутого профиля;

в) *по расположению транспортёров относительно пролетных строений*: по низу пролетных строений; по верху пролетных строений;

г) *по конструктивным решениям ограждающих конструкций*: с наносными стенами, располагаемыми с внутренней или с наружной стороны пролетного строения; с самонесущими ограждающими конструкциями;

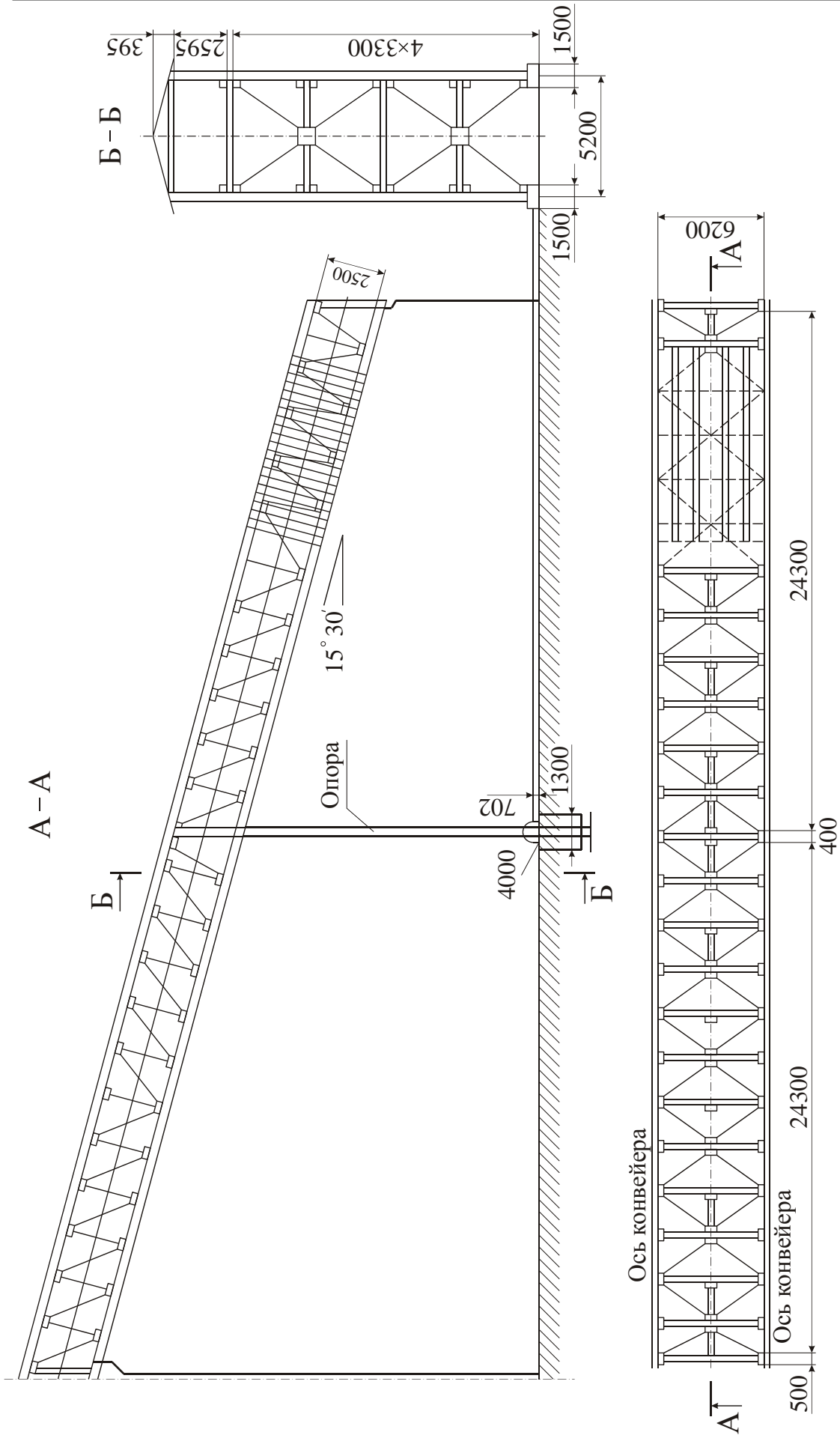


Рисунок 10.1 – Стальная галерея с пролетной частью из ферм с параллельными поясами

д) по температурному режиму: отапливаемые, неотапливаемые;
е) по способу уборки пыли и просыпи внутри галереи: с гидроуборкой, без гидроуборки (в том числе с пневмоуборкой).

Выбор тех или иных решений при проектировании галерей должен производиться на основании действующих нормативных документов с учетом класса сооружений, технологических требований, санитарных и противопожарных требований, технико-экономических обоснований, требований унификации и использования типовых конструкций. Выбор материалов следует производить в соответствии с техническими правилами по экономному расходованию основных строительных материалов.

Размеры транспортерных галерей должны приниматься в соответствии с требованиями технологии. В соответствии с действующими ПБ ширина проходов для обслуживания транспортеров должна быть не менее: 0,7 м – для транспортера, обслуживаемого с одной стороны; 1,0 м – между параллельно установленными транспортерами. Ширина проходов для ремонта и монтажа транспортеров должна быть не менее 0,4 м. Высота проходов в свету должна быть не менее 1,8 м. Ширина конвейерной ленты изменяется от 600 до 2000 мм. Ширина пешеходной галереи рассчитывается, исходя из наиболее многочисленной смены: не менее 1,5 м при численности проходящих до 400 человек и дополнительно по 0,5 м на каждые 200 человек сверх указанного числа.

При проектировании галереи следует, как правило, применять габаритные схемы и типовые проекты галерей, разработанные с учетом использования типовых унифицированных конструкций и изделий (рисунок 10.2). Наибольшее распространение в наземном технологическом комплексе шахт и обогатительных фабрик нашли галереи с пролетными несущими конструкциями в виде ферм. Фермы пролетного строения состоят из панелей. Стержни, ограничивающие контур фермы сверху, образуют в совокупности верхний пояс, снизу – нижний пояс. Внутренние стержни образуют решетку, вертикальные стержни которой называются стойками, наклонные – раскосами. Расстояние между соседними узлами пояса называется длиной панели.

По очертанию поясов различают фермы с параллельными поясами, с криволинейными поясами (одним или обеими) и треугольные фермы. В фермах с криволинейными поясами только узлы лежат на какой-либо кривой, сами же стержни прямые. По системе решетки фермы называются раскосными, если раскосы чередуются со стой-

ками, с треугольной решеткой, полураскосными, многораскосными и многорешетчатыми. Наибольшее распространение имеют раскосные фермы с треугольным, параболическим и параллельным очертанием поясов. Ферма с треугольным очертанием поясов имеет неравномерное распределение усилий в поясах, увеличивающихся к опорам. Величина усилий в поясах имеет наибольшее значение.

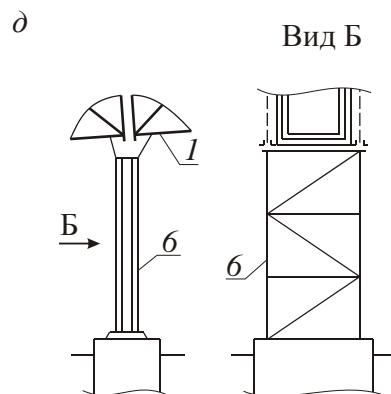
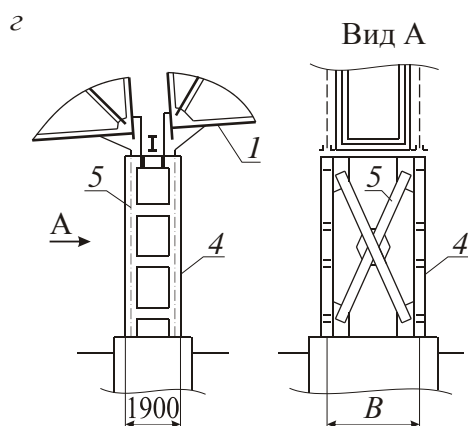
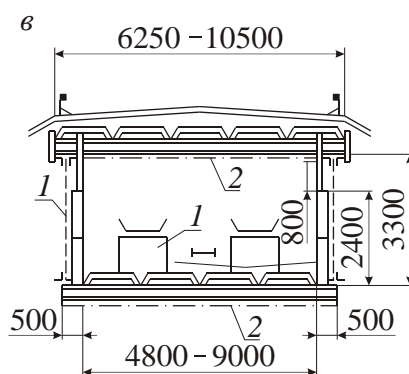
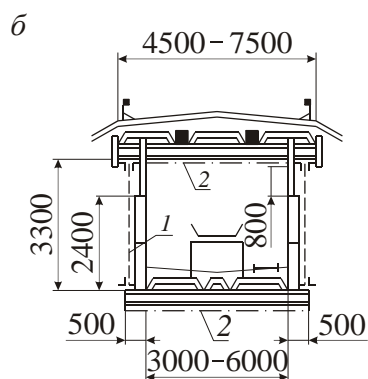
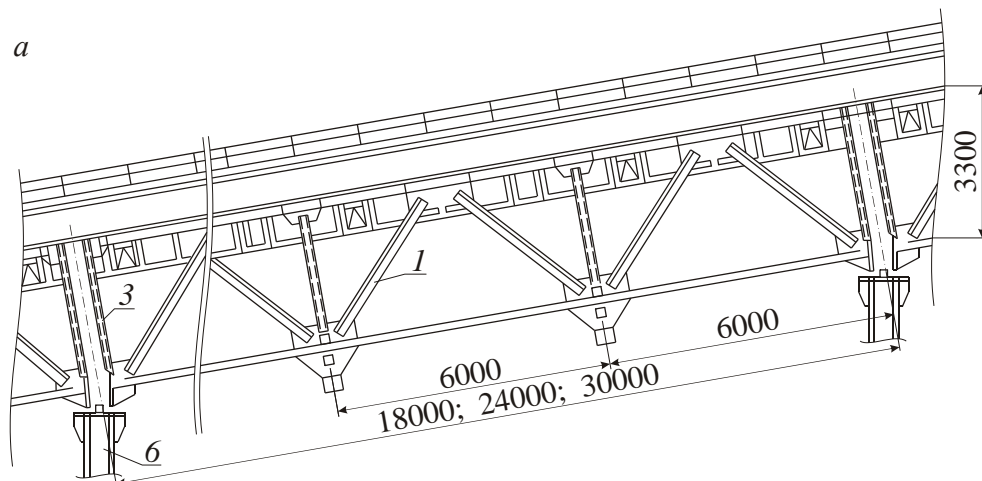


Рисунок 10.2 – Типовые отопляемые транспортные галереи: *a* – пролетное строение; *б, в* – габаритные схемы галерей на один и два конвейера соответственно; *г* – пространственная анкерная опора; *д* – плоская промежуточная опора

Сжатые раскосы имеют наибольшую длину и поэтому обладают меньшей устойчивостью и жесткостью, что приводит к увеличению поперечного сечения. По сравнению с остальными ферма является наиболее тяжелой по весу и сложной в конструктивном отношении. Ферма с параболическим очертанием верхнего пояса обладает большими преимуществами по сравнению с остальными. Узлы верхнего пояса расположены по кривой квадратной параболы, благодаря чему усилия в поясах почти одинаковы, раскосы не работают, а стойки растянуты, причем усилия в них равны между собой. При этих условиях вес фермы получается наименьшим. Недостаток таких ферм – необходимость устраивать стык в каждом узле верхнего пояса.

Ферма с параллельными поясами имеет неравномерное распределение усилий в стержнях верхнего пояса. Это вызывает необходимость изменения сечения поясов и устройства в них стыков. Решетка получается более мощной. По сравнению с другими этот тип ферм имеет наибольшую общую длину стержней, но вследствие незначительных усилий в них ферма занимает среднее место по величине собственного веса и поэтому нашла значительное распространение в практике. Ферма дает возможность типизации ее узлов и стандартизации элементов.

В этой связи ферма применяется для универсальных конвейерных галерей, собранных из панелей длиной 6 м. При этом пролетное строение галереи составлено фермами с повторяющимися секциями. Окончательный выбор того или иного типа фермы производится на основании технико-экономических сравнений.

Фермы пролетного строения с параллельными поясами служат одновременно в закрытых галереях каркасом наружных стен, а в открытых – ограждением. Решетку ферм проектируют с нисходящими к середине раскосами, что обеспечивает работу более длинных элементов – раскосов на растяжение и более коротких – стоек на сжатие. Раскосы в крайних панелях фермы рекомендуется делать восходящими, т. е. работающими на сжатие. В этом случае упрощается узел и равномернее распределяются усилия.

Фермы изготавливают, как правило, сварными, за исключением монтажных стыков. Стальные опоры галерей подразделяются на шарнирные (плоские), состоящие из ветвей опор и пространственных связей между ветвями, а также на неподвижные (анкерные), со-

стоящие из двух плоских опор и связи между ними. Ветви опор должны располагаться по оси ферм пролетного строения. Сечение опор ветвей принимается из двутавровых балок, пространственных связей (решеток) – из неравнобоких уголков при ширине галереи до 5,5 м или прокатных швеллеров при ширине более 5,6 м. Углы наклона раскосов – 40–50°. Горизонтальные галереи, располагаемые не выше 10–12 м, имеют, как правило, плоские опоры.

Опоры анкерного типа проектируют для высоких галерей и в тех случаях, когда требуются опоры с большой жесткостью. Объемно-планировочные решения галерей зависят от длины их пролетов и размеров поперечного сечения.

Шахтная поверхность не всегда дает возможность строить галерею с равными пролетами. В этом случае пролеты делаются разными. Однопролетными проектируются галереи, если расстояние между зданиями не превышает 36 м и если конструкция зданий предусматривает возможность восприятия нагрузок от ферм галереи.

Поперечные размеры галереи определяются требованиями технологии (рисунок 10.3). При этом учитывают размеры ограждающих и несущих конструкций. Все размеры округляются в соответствии с требованиями модульной системы. В этой связи ширина галереи в свету должна быть кратной 600 мм.

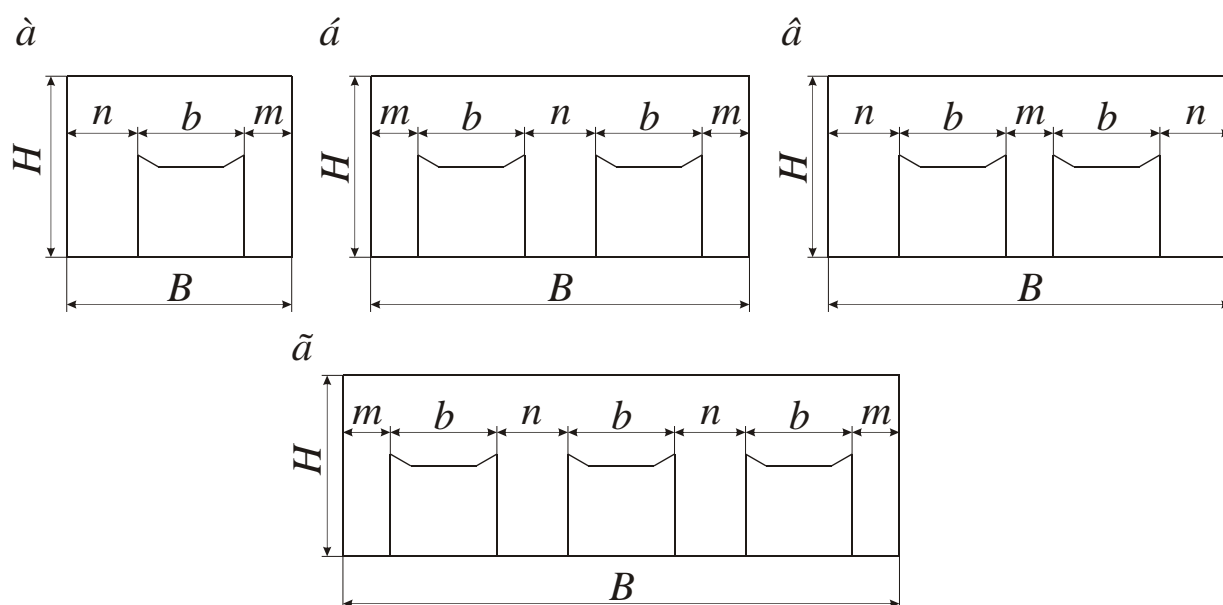


Рисунок 10.3 – Схемы определения поперечных размеров конвейерных галерей на 1–3 конвейера:

m – ширина монтажного зазора; n – ширина прохода;

b – габарит конвейера; B – ширина галереи; H – высота галереи

Перспективные проектные разработки галерей направлены на применение современных видов легких ограждающих конструкций. К таким проектным решениям относятся унифицированные габаритные схемы наземных галерей для одного, двух, трех конвейеров. В данном конструктивном решении пролетное строение, в зависимости от воспринимаемых нагрузок, запроектировано в виде стальных ферм из одиночных либо парных уголков, перекрытие – сборное железобетонное, стеновое ограждение – трехслойное металлическое из панелей типа «сэндвич» или металлических стен послойной сборки с эффективным утеплителем. Аналогичным образом решено покрытие унифицированных галерей.

При расчете галерей учитывают атмосферные воздействия (ветровые, снеговые нагрузки), перепад температур, нагрузки от собственного веса конструкций пролетного строения, опор и людей, вес подвижного состава или транспортеров вместе с полезным грузом, массу просыпки, массу ремонтных материалов и т. д. Наряду с этими нагрузками для конвейерных галерей учитываются продольные нагрузки от ленточных транспортеров, нагрузки от отложения производственной пыли, аварийные нагрузки от заклинивания и обрыва ленты транспортера, а также динамические нагрузки от оборудования.

10.2 Выбор габаритной схемы

Необходимая производительность галереи определяется по формуле

$$Q_{\text{ч}} = \frac{Q_{\text{г}}}{nt_{\text{сут}}}, \quad (10.1)$$

где n – число рабочих дней в году; $t_{\text{сут}}$ – суточная продолжительность добычи полезного ископаемого, определяется по формуле (9.3); $Q_{\text{г}}$ – производственная мощность шахты, т/год.

Принимается ленточный конвейер по таблице 6.9.

Габаритная схема галереи принимается с учетом исходных данных.

10.3 Определение геометрических размеров галереи

Поперечные размеры галереи обусловлены требованиями технологии. При этом учитывают размеры ограждающих и несущих конструкций. Принимаются размеры поперечного сечения галереи с одним или двумя конвейерами по таблице 10.1.

Таблица 10.1 – Внутренние габариты галерей с их зазорами

Ширина ленты транспортера, мм	Ширина транспортера b , мм	Ширина прохода n , мм	Ширина монтажного зазора m , мм	Ширина галереи B , мм	Высота галереи H , мм
800	1350	900	600	2850	2100
1000	1600	1000	700	3300	2300
1200	1800	1100	750	3650	2300
1400	2050	1200	800	4050	2300
1600	2300	1300	850	4450	2300
2000	2800	1400	900	5100	2300
800 + 800	1350	1450	600	5350	2100
1000 + 1000	1600	1400	700	6000	2300
1200 + 1200	1800	1700	750	6800	2300
1400 + 1400	2050	1650	800	7350	2300
1600 + 1600	2300	1700	850	8000	2300
2000 + 2000	2800	1800	900	9200	2300

На рисунке 10.3 представлена схема определения поперечных размеров галереи.

Ширина галереи в осях несущих ферм определяется по формуле

$$B' = B + 2Z, \quad (10.2)$$

где B – ширина галереи, мм; Z – размер, зависящий от конструкции узлов и элементов конструкции перекрытий, балок или связей, мм.

Принимается ширина галереи, согласно параметрическому ряду, кратной 600 мм.

Высота галереи в осях горизонтальных связей определяется по формуле

$$H' = H + 2Z, \quad (10.3)$$

где H – высота галереи, мм.

Система решетки пролетного строения принимается раскосная.

Наиболее экономичными по расходу металла являются фермы, у которых отношение высоты к пролету составляет 1/10, 1/12.

Зная высоту галереи и учитывая условие кратности длины пролета, принимают длину пролетного строения галереи. Проектируются одно-, двух-, трех- и многопролетные галереи.

10.4 Расчет конструкции

При составлении расчетной схемы пролета галереи следует иметь в виду, что она должна быть плоской, нагрузка между каркасами (рамами) распределяется по закону рычага [7, 8, 10]:

- при расчете фермы все нагрузки сосредоточиваются в узлах, деформациями перекрытий можно пренебречь;
- взаимное соединение стержней с землей считается идеально жестким или идеально шарнирным;
- распределение нагрузок между элементами должно быть ясным, а расстояние передачи усилий кратчайшим.

Пример расчетной схемы фермы представлен на рисунке 10.4.

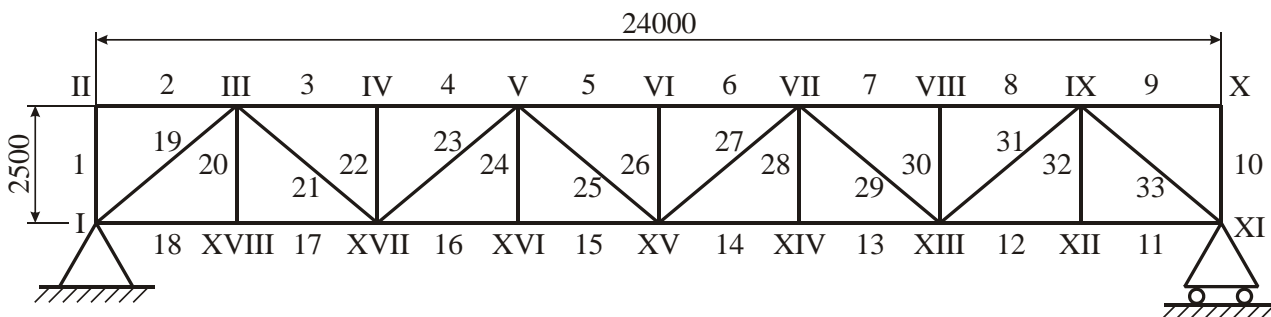


Рисунок 10.4 – Пример расчетной схемы фермы

Расчетная схема

При сборе нагрузок должны учитывать, что галерея рассчитывается на атмосферные воздействия: ветер, снег, перепады температур, на собственный вес конструкции пролетного строения, вес подвижного состава вместе с полезным грузом, массу просыпи, ремонтных материалов и людей [7, 9].

Передача нагрузок на ферму осуществляется, как правило, в узлах верхнего и нижнего поясов в виде сосредоточенных сил, приложенных в узлах фермы.

Ветровая нагрузка

Нормативное значение средней составляющей ветровой нагрузки q_c^H принимается нормально к поверхности сооружения или его части и определяется по формуле

$$q_c^H = q_0 k c, \quad (10.4)$$

где q_0 – нормативное значение ветрового давления, кПа; k – коэффициент, учитывающий изменение ветрового давления по высоте менее 5 м, более 5 м; c – аэродинамический коэффициент для галерей со сплошной обшивкой.

Снеговая нагрузка

Нормативная снеговая нагрузка на один квадратный метр покрытия для IV снегового района составляет $S_0 = 2,4$ кПа.

Нагрузка от собственного веса

Предварительно принимается собственный вес фермы 0,2 кПа и связи между фермами 0,1 кПа.

Вес галереи рассчитывается по формуле

$$P = F P_{\phi} n, \quad (10.5)$$

где F – площадь пола, м²; P_{ϕ} – вес фермы и связей, кПа; n – количество ферм, шт.

Технологическая нагрузка

Общая нормативная нагрузка от веса ленты, груза, роликоопор, става или просыпи на 1 м транспортера определяется из выражения

$$P_T = q_M + 2q_L + q_P + q_{\text{пр}} + q_X + q_K, \quad (10.6)$$

где q_M – вес груза на 1 м транспортера, кН; q_L – вес 1 м ленты, кН; q_P и q_X – вес роликоопор на 1 м ленты, кН; $q_{\text{пр}}$ – вес просыпи на 1 м ленты, кН; q_K – вес металлоконструкции, кН.

Нагрузка на одну стойку транспортера при шаге установки 3 м определяется по формуле

$$P'_T = \frac{3P_T}{2}. \quad (10.7)$$

10.5 Типовые примеры с решением

Пример 1. Осуществляется строительство транспортной галереи для шахты с производственной мощностью 0,9 млн т/год. Количество конвейеров – 1. Ширина ленты транспортера 800 мм. Расстояние между опорами 24 м. Транспортные галереи рассчитываются в соответствии с требованиями [7–10].

10.5.1 Выбор габаритной схемы

Необходимая производительность галереи определяется по формуле (10.1):

$$Q_{\text{ч}} = \frac{Q_{\text{г}}}{nt_{\text{сут}}},$$

где n – число рабочих дней в году, $n = 300$ дн.; $t_{\text{сут}}$ – суточная продолжительность добычи полезного ископаемого, определяется по формуле (9.3):

$$t_{\text{сут}} = n_{\text{см}}(t_{\text{см}} - t_{\text{п}});$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен по добычи полезного ископаемого в сутки, $n_{\text{см}} = 3$ смены; $t_{\text{см}}$ – продолжительность проходческой смены, $t_{\text{см}} = 6$ ч; $t_{\text{п}}$ – время пересменки, $t_{\text{п}} = 0,3$ ч;

$$t_{\text{сут}} = 3(6 - 0,3) = 17,1 \text{ ч};$$

$Q_{\text{г}}$ – производственная мощность шахты, $Q_{\text{г}} = 900000$ т/год;

$$Q_{\text{ч}} = \frac{900000}{300 \cdot 17,1} = 175,4 \text{ т/ч}.$$

Принимается ленточный конвейер 1ЛТ80 по таблице 6.9.

Габаритная схема галереи принимается с учетом исходных данных. Если расчетная часовая производительность составляет

175,4 т/ч, то принимается следующая габаритная схема: галерея на один конвейер 1ЛТ80 со скоростью 1,6 м/с и эксплуатационной производительностью 330 т/ч.

10.5.2 Определение геометрических размеров галереи

Поперечные размеры галереи обусловлены требованиями технологии. При этом учитывают размеры ограждающих и несущих конструкций. Принимаются размеры поперечного сечения галереи с одним конвейером, ширина которого 1350 мм (таблица 10.1).

Ширина галереи в осях несущих ферм определяется по формуле (10.2):

$$B' = B + 2Z,$$

где B – ширина галереи, $B = 2850$ мм; Z – размер, зависящий от конструкции узлов и элементов конструкции перекрытий, балок или связей, $Z = 150$ мм;

$$B = 2850 + 2 \cdot 150 = 3150 \text{ мм.}$$

Проектом принимается ширина галереи, согласно параметрическому ряду, равная 3600 мм.

Высота галереи в осях горизонтальных связей определяется по формуле (10.3):

$$H' = H + 2Z,$$

где H – высота галереи, $H = 2100$ мм;

$$H = 2100 + 2 \cdot 150 = 2400 \text{ мм.}$$

Проектом принимается высота галереи, равная 2500 мм.

На рисунке 10.5 представлена схема определения поперечных размеров галереи.

Система решетки пролетного строения принимается раскосная. Учитывая рациональный угол примыкания раскосов к поясам 40–50°, принимается длина панели, равная 3 м.

Наиболее экономичными по расходу металла являются фермы, у которых отношение высоты к пролету составляет 1/10, 1/12.

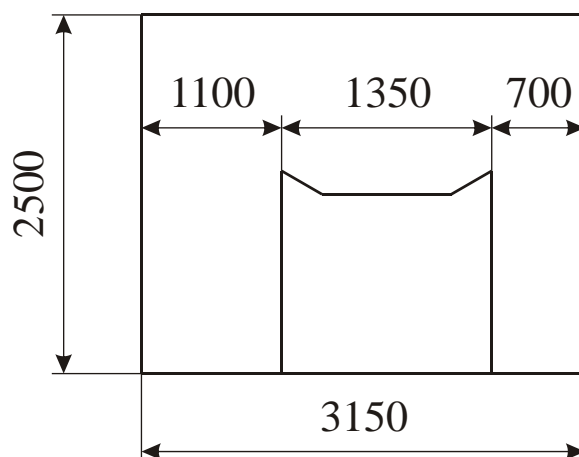


Рисунок 10.5 – Поперечные размеры галереи

Зная высоту галереи и учитывая условие кратности длины пролета 6 м, принимают длину пролетного строения галереи 24 м. Проектируется однопролетная галерея, так как расстояние между опорами составляет 24 м. Схема галереи представлена на рисунке 10.6.

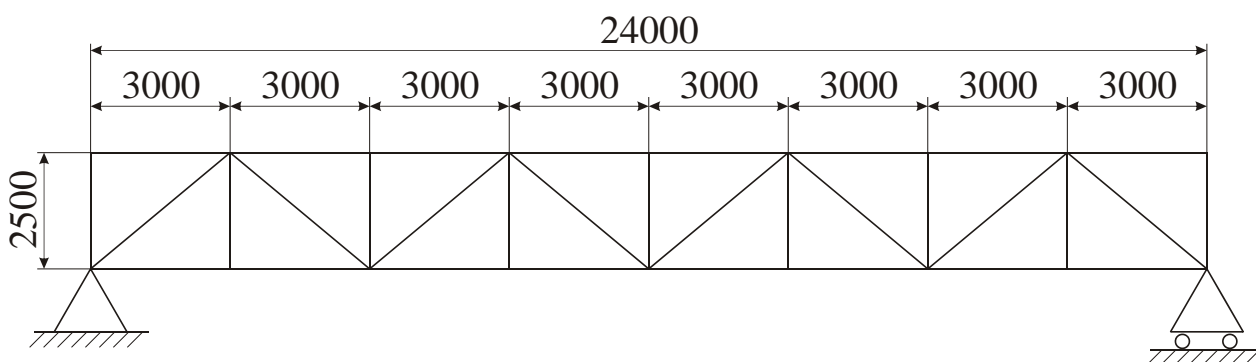


Рисунок 10.6 – Схема галереи

10.5.3 Расчет конструкции

Расчетная схема

При составлении расчетной схемы пролета галереи следует иметь в виду, что она должна быть плоской, нагрузка между каркасами (рамами) распределяется по закону рычага [7, 8, 10].

Расчетная схема фермы представлена на рисунке 10.7.

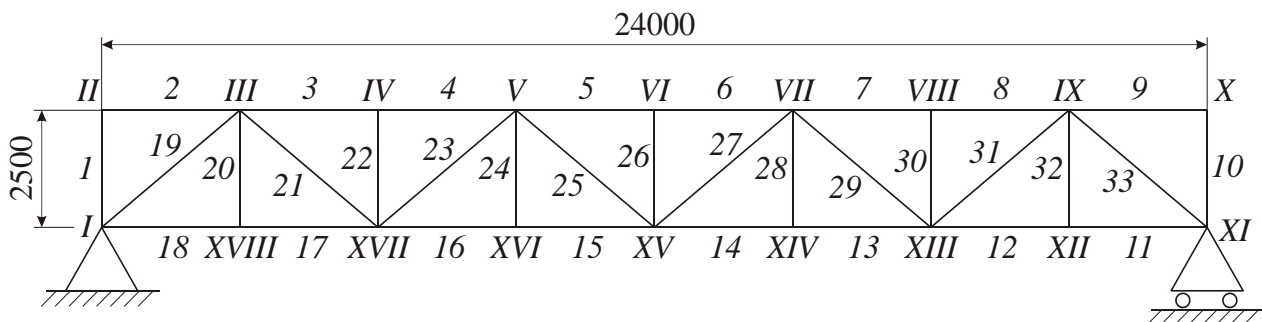


Рисунок 10.7 – Расчетная схема фермы

Сбор нагрузок

Галерея рассчитывается на атмосферные воздействия (ветер, снег, перепады температур), на собственный вес конструкции пролетного строения, вес подвижного состава вместе с полезным грузом, массу просыпи, ремонтных материалов и людей [7, 9].

Передача нагрузок на ферму осуществляется, как правило, в узлах верхнего и нижнего поясов в виде сосредоточенных сил, приложенных в узлах фермы.

Ветровая нагрузка

Нормативное значение средней составляющей ветровой нагрузки q_c^H принимается нормально к поверхности сооружения или его части и определяется по формуле (10.4):

$$q_c^H = q_0 k c,$$

где q_0 – нормативное значение ветрового давления, $q_0 = 0,38$ кПа; k – коэффициент, учитывающий изменение ветрового давления по высоте менее 5 м, $k = 0,4$; c – аэродинамический коэффициент для галерей со сплошной обшивкой, $c = 1,4$;

$$q_c^H = 0,38 \cdot 0,4 \cdot 1,4 = 0,2128 \text{ кПа.}$$

Снеговая нагрузка

Нормативная снеговая нагрузка на один квадратный метр покрытия для IV снегового района составляет $S_0 = 2,4$ кПа.

Нагрузка от собственного веса

Предварительно принимается собственный вес фермы 0,2 кПа и связи между фермами 0,1 кПа.

Вес галереи рассчитывается по формуле (10.5):

$$P = FP_{\phi}n,$$

где F – площадь пола, $F = 86,4 \text{ м}^2$; P_{ϕ} – вес фермы и связей, $P_{\phi} = 0,3 \text{ кПа}$; n – количество ферм, $n = 8 \text{ шт.}$;

$$P = 86,4 \cdot 0,3 \cdot 8 = 207,36 \text{ кН.}$$

Технологическая нагрузка

Общая нормативная нагрузка от веса ленты, груза, роlikоопор, става или просыпи на 1 м транспортера определяется из выражения (10.6):

$$P_{\text{т}} = q_{\text{м}} + 2q_{\text{л}} + q_{\text{р}} + q_{\text{пр}} + q_{\text{х}} + q_{\text{к}},$$

где $q_{\text{м}}$ – вес груза на 1 м транспортера, $q_{\text{м}} = 0,55 \text{ кН}$; $q_{\text{л}}$ – вес 1 м ленты, $q_{\text{л}} = 0,146 \text{ кН}$; $q_{\text{р}}$ и $q_{\text{х}}$ – вес роlikоопор на 1 м ленты, $q_{\text{р}} = 0,75 \text{ кН}$ и $q_{\text{х}} = 0,088 \text{ кН}$; $q_{\text{пр}}$ – вес просыпи на 1 м ленты, $q_{\text{пр}} = 0,06 \text{ кН}$; $q_{\text{к}}$ – вес металлоконструкции, $q_{\text{к}} = 0,65 \text{ кН}$;

$$P_{\text{т}} = 0,55 + 2 \cdot 0,146 + 0,75 + 0,088 + 0,06 + 0,65 = 2,39 \text{ кН/м.}$$

Нагрузка на одну стойку транспортера при шаге установки 3 м определяется по формуле (10.7):

$$P'_{\text{т}} = \frac{3 \cdot 2,39}{2} = 3,585 \text{ кН.}$$

Индивидуальные задания для выполнения лабораторной работы № 10 приведены в приложении Л.

Контрольные вопросы

1. Что называется галереей?
2. По каким признакам классифицируются галереи?

3. Чем отличается эстакада от галереи?
4. Какова должна быть ширина проходов для обслуживания галерей согласно ПБ?
5. Какова минимальная высота галерей?
6. Начертите схему для определения поперечных размеров галереи на один конвейер.
7. Начертите схему для определения поперечных размеров галереи на два конвейера.
8. Начертите схему для определения поперечного сечения галереи на три конвейера.
9. От чего зависит выбор габаритов схемы галереи?
10. Начертите расчетную схему пролетного строения галереи.
11. На какие нагрузки рассчитываются галереи?

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Таблица 1 – Индивидуальные задания к лабораторной работе № 2

Вариант	Наименование стволы	Глубина стволы, м	Годовая проектная мощность шахты, млн т/год	Количество воздуха при эксплуатации, м ³ /мин
1	скиповой	420	1,5	285
2	клетевой	428	1,8	258
3	скипо-клетевой	423	2,1	318
4	вентиляционный	560	1,2	401
5	вентиляционный	500	1,2	356
6	скиповой	400	1,5	346
7	скиповой	548	1,8	291
8	клетевой	438	1,5	316
9	скипо-клетевой	431	2,1	323
10	клетевой	628	2,4	292
11	скипо-клетевой	488	2,1	319
12	вентиляционный	447	1,5	346
13	вентиляционный	584	1,8	315
14	скиповой	426	1,5	410
15	скиповой	462	1,2	418
16	скиповой	391	1,2	385
17	клетевой	518	2,1	351
18	скипо-клетевой	470	1,8	372
19	вентиляционный	476	1,5	413

Продолжение таблицы 1

Вариант	Наименование стволы	Глубина стволы, м	Годовая проектная мощность шахты, млн т/год	Количество воздуха при эксплуатации, м ³ /мин
20	клетевой	398	1,5	346
21	скиповой	471	1,5	390
22	клетевой	522	1,8	415
23	скипо-клетевой	596	2,1	400
24	вентиляционный	468	1,2	285
25	клетевой	315	1,2	318
26	скиповой	556	1,5	258
27	скиповой	477	1,8	356
28	клетевой	594	1,5	401
29	скипо-клетевой	457	2,1	291
30	клетевой	367	2,4	346
31	скипо-клетевой	402	2,1	316
32	вентиляционный	457	1,5	292
33	вентиляционный	594	1,8	323
34	скиповой	443	1,5	346
35	скиповой	341	1,2	319
36	скиповой	414	1,2	410
37	клетевой	516	2,1	315
38	скипо-клетевой	672	1,8	385
39	вентиляционный	556	1,5	418

Окончание таблицы 1

Вариант	Наименование стволы	Глубина стволы, м	Годовая проектная мощность шахты, млн т/год	Количество воздуха при эксплуатации, м ³ /мин
40	клетевой	297	1,5	372
41	клетевой	483	1,8	351
42	вентиляционный	492	1,5	346
43	скипо-клетевой	721	2,1	413
44	клетевой	508	2,4	415
45	скиповой	402	2,1	390
46	вентиляционный	554	1,5	400
47	скиповой	452	1,8	410
48	вентиляционный	646	1,5	315
49	вентиляционный	433	1,2	346
50	клетевой	412	1,2	319
51	скипо-клетевой	491	2,1	292
52	скиповой	510	1,8	323
53	клетевой	572	1,5	316
54	скипо-клетевой	471	1,5	291
55	вентиляционный	452	1,8	346
56	вентиляционный	407	2,1	356
57	скиповой	460	1,2	401
58	скиповой	467	1,2	318
59	вентиляционный	376	1,5	258
60	клетевой	518	1,8	285

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Аэродинамические характеристики вентиляторов при проветривании вертикальных выработок

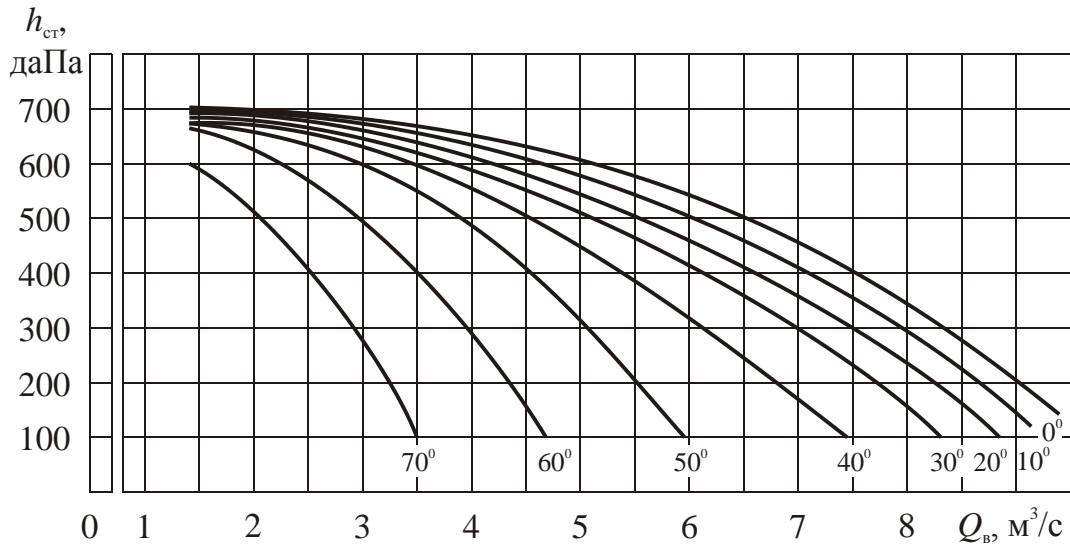


Рисунок Б.1 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-6

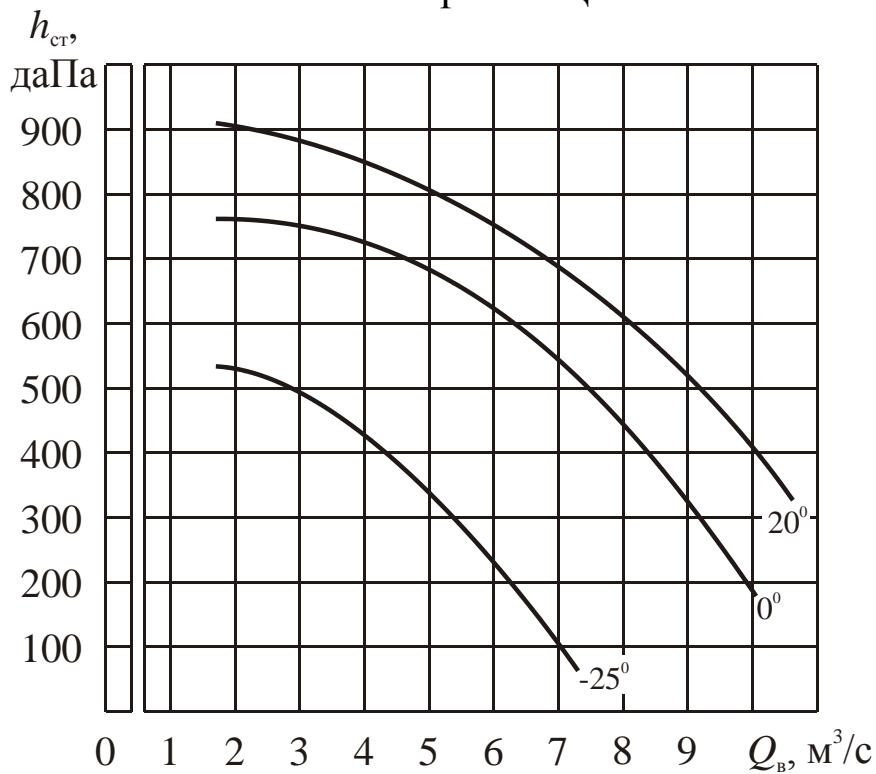


Рисунок Б.2 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-8

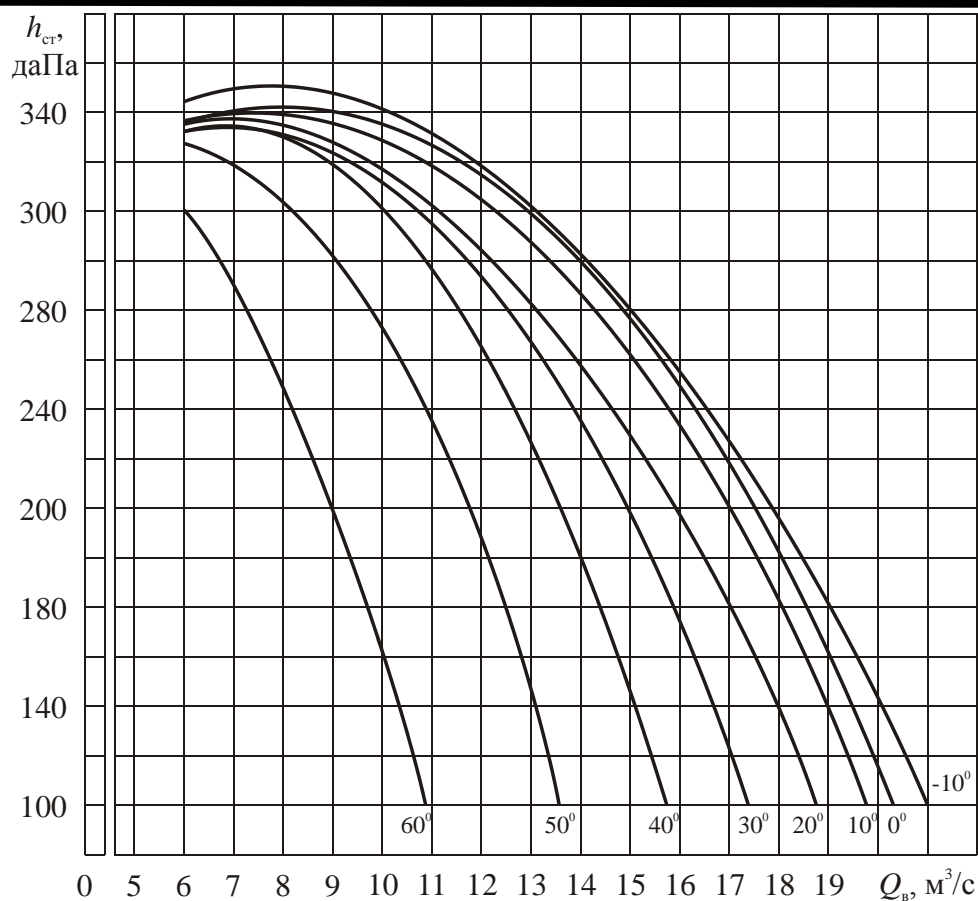


Рисунок Б.3 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-11

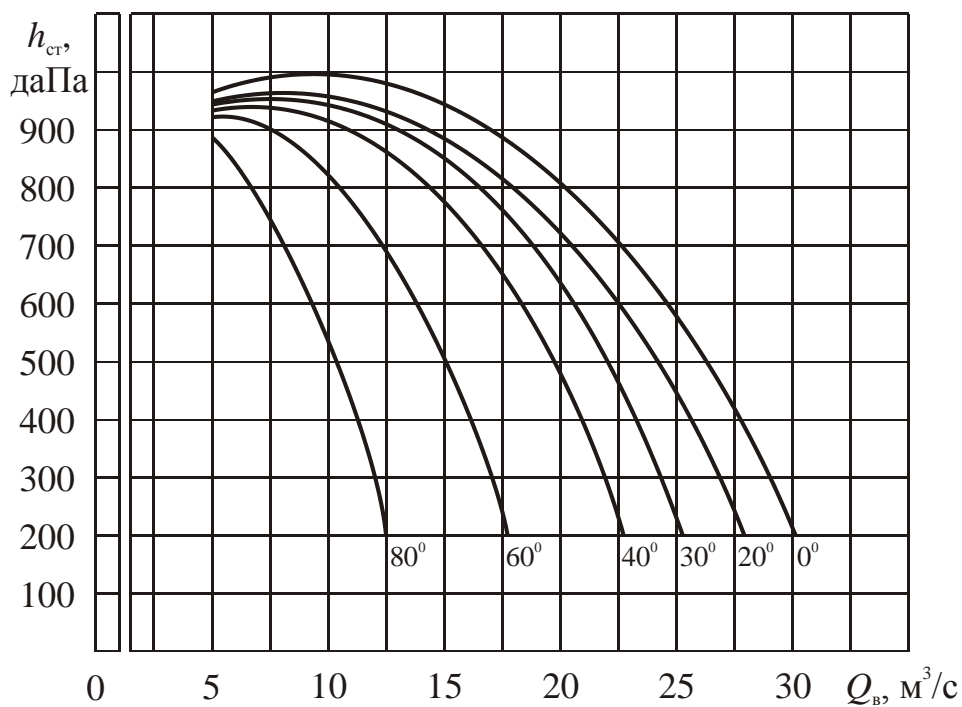


Рисунок Б.4 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-9

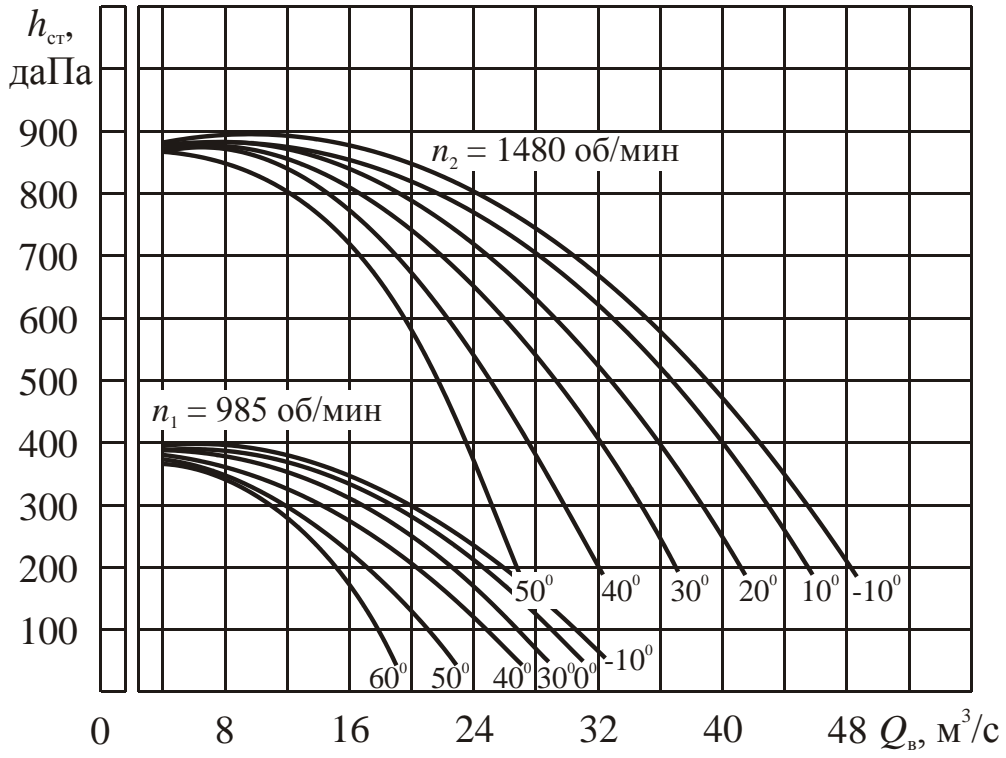


Рисунок Б.5 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦП-16

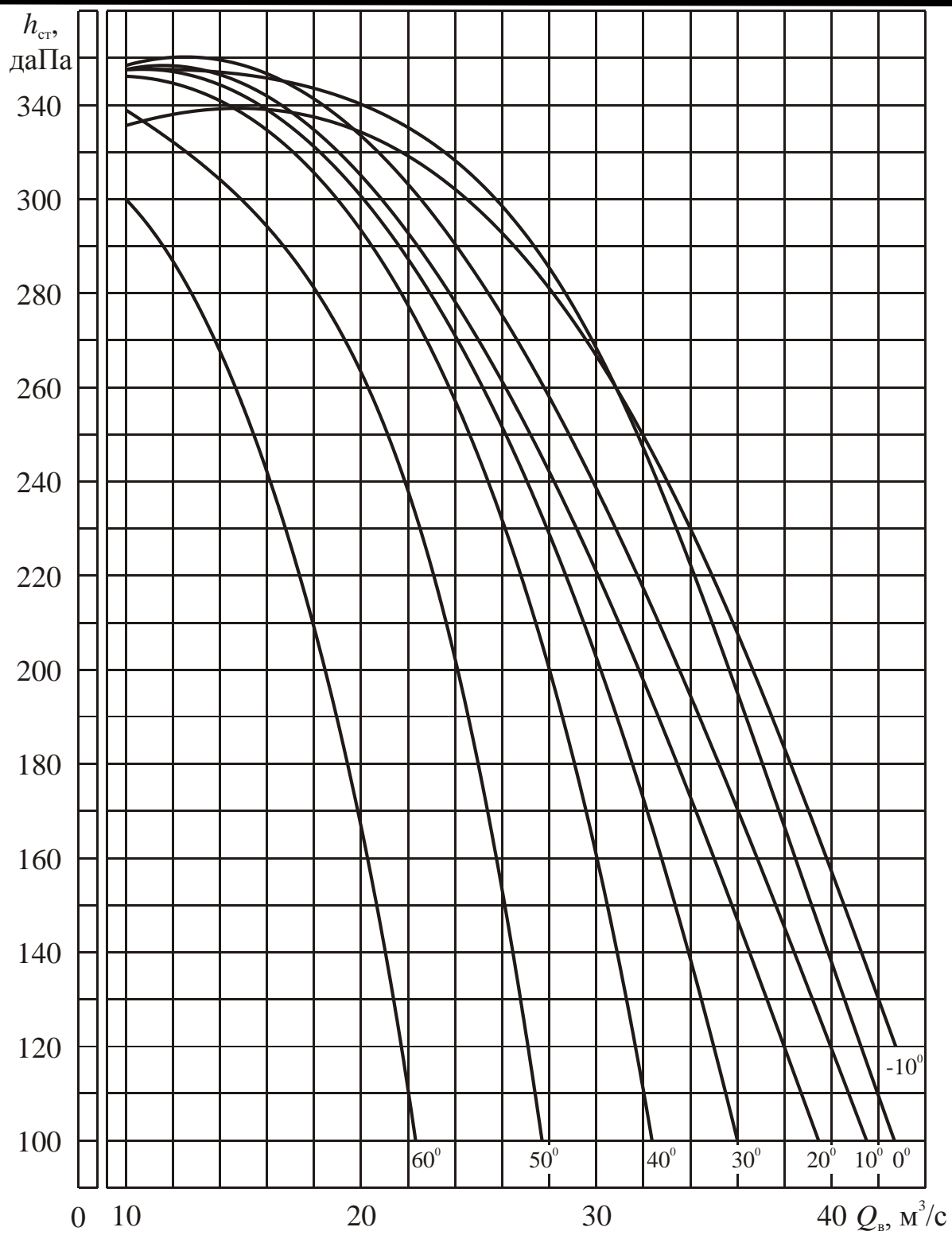


Рисунок Б.6 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВШЦ-16

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Таблица 1 – Индивидуальные задания к лабораторной работе № 4

Вариант	Наименование ствола	Вмещающие породы (мощность/водоприток), м ³ /ч										Вмести- мость бады, м ³
		наносы		коренные породы						уголь		
		супеси	су- глинки	алев- ролит	аргил- лит	песча- ник	извест- няк	сланец	уголь			
1	скиповой	15/7	–	38/4	95/6	120/9	91/18	58/5*	3/7*	3,0		
2	клетевой	–	18/3	92/7	140/6	88/4*	54/8	36/7*	–	3,5		
3	скипо-клетевой	–	14/4	75/3	90/12	115/9	110/7	15/8*	4/4*	3,0		
4	вентиляционный	8/3	12/5	157/5	130/6	98/4*	90/16	65/6	1/7*	3,5		
5	вентиляционный	11/7*	10/6*	91/4	48/2	155/5	100/6	82/4	3/7	3,0		
6	скиповой	–	21/5	69/6	96/3	94/7	63/5	52/3*	5/4*	3,0		
7	скиповой	18/4	–	140/3	90/6	113/5	63/17	124/3	–	4,0		
8	клетевой	–	19/6	96/7	125/3	88/4*	71/8	39/7*	–	4,0		
9	скипо-клетевой	12/3	15/4	68/4	76/5	118/7	122/9	20/7*	3/4*	2,5		
10	клетевой	24/6	–	95/6	54/7*	230/4	156/7	64/20	5/3*	3,5		
11	скипо-клетевой	18/3	–	38/4	140/6	115/9	90/16	82/4*	5/4*	2,5		
12	вентиляционный	–	15/7	92/7	90/12	98/4*	100/6	52/3*	–	4,0		
13	вентиляционный	19/6	18/4	75/3	130/6	155/5	63/5	124/3	–	3,5		
14	скиповой	8/3	14/4	157/5	48/2	94/7	63/17	39/7*	3/4*	3,0		
15	скиповой	18/3	12/3	91/4	96/3	113/5	71/8	20/7*	5/3*	3,0		
16	скиповой	12/5	15/4	69/6	48/2	98/4*	110/7	36/7	3/7*	3,5		
17	клетевой	10/6	12/3	140/3	96/3*	155/5	90/16	15/8*	–	3,0		
18	скипо-клетевой	21/5	–	96/7	90/6	94/7	100/6	65/6*	4/4*	2,5		
19	вентиляционный	–	24/6	68/4	125/3	113/5	63/5*	82/4	1/7*	3,0		
20	клетевой	12/5	8/3	95/6	76/5	88/4*	64/17	52/3*	3/7	3,5		

Продолжение таблицы 1

Вариант	Наименование ствола	Вмещающие породы (мощность/водоприток), м ³ /ч													Вместимость бадьи, м ³
		наносы			коренные породы									уголь	
		супеси	су-глинки	алевролит	аргиллит	песчаник	известняк	сланец							
21	скиповой	–	15/4	38/4	92/7	75/3	157/5	91/4	3/7	3,0					
22	клетевой	18/3	–	95/6	140/6	90/12	130/6	48/2*	1/7*	3,5					
23	скипо-клетевой	–	16/6	120/9	88/4	115/9	98/4*	155/5	4/7*	3,0					
24	вентиляционный	8/3	15/2	91/18	54/8	110/7	90/16	100/6	–	3,5					
25	клетевой	11/7	16/1	85/5	36/7*	15/8*	65/8	82/4	5/4	3,0					
26	скиповой	–	21/6	75/3	157/5	91/4	69/6	140/3	3/4	3,0					
27	скиповой	–	18/7	90/12	130/6	48/2	96/3	90/6*	5/3*	4,0					
28	клетевой	19/5	–	115/9	98/4	155/5	94/7	113/5	–	4,0					
29	скипо-клетевой	12/3	15/4	110/7	90/16	100/6	63/5*	63/7	4/4*	2,5					
30	клетевой	24/5	–	15/8	65/6	82/4	52/3	124/3	5/4	3,5					
31	скипо-клетевой	–	18/3	91/4	69/6	140/3	96/7	68/4	–	2,5					
32	вентиляционный	15/7	–	48/2	96/3	90/6	125/3	76/5*	7/4*	4,0					
33	вентиляционный	12/5	8/3	158/5	94/7	113/5	88/4*	118/7	3/3*	3,5					
34	скиповой	–	24/6	100/6	63/5	63/17	71/8	122/9	–	3,0					
35	скиповой	21/5	–	82/4	52/3*	124/3	39/7*	20/7	3/5	3,0					
36	скиповой	10/6	12/3	96/7	68/7*	95/6*	38/4	92/7	3/7	3,5					
37	клетевой	8/3	18/4	125/3	76/5	54/7	140/6	90/12	5/3	3,0					
38	скипо-клетевой	19/6	–	88/4	118/7	230/4	115/9	98/4	4/3	2,5					
39	вентиляционный	5/4	12/3	71/8	122/9	156/6	90/15	100/5	–	3,0					
40	клетевой	25/4	–	39/7	20/7	64/20	82/4	52/3*	5/3*	3,5					
41	клетевой	10/6	16/4	95/6	38/4	92/7	75/3	157/6	–	2,5					

Окончание таблицы 1

Вариант	Наименование ствола	Вмещающие породы (мощность/водоприток), м/м ³ /ч											Вместимость бадьи, м ³
		наносы			коренные породы							уголь	
		супеси	су-глинки	алевролит	аргиллит	песчаник	известняк	сланец					
42	вентиляционный	18/3	12/4	54/7	140/8	90/12	130/6	48/6	–	–	–	–	3,5
43	скипо-клетевой	–	24/5	230/5	115/7	98/4	155/4	94/8*	5/3*	–	–	–	2,5
44	клетевой	12/4	13/7	156/7	90/16	100/6	63/5	71/8	3/5	–	–	–	4,0
45	скиповой	18/6	23/4	64/2	82/4*	52/3*	124/3	39/13	–	–	–	–	3,5
46	вентиляционный	8/3	14/7	75/3	157/5	91/4	69/6	140/4	–	–	–	–	3,0
47	скиповой	16/6	15/4	130/6	48/2	96/5	48/3*	96/4	3/7*	–	–	–	3,0
48	вентиляционный	16/4	23/4	155/4	94/6	113/7	95/4	145/7	5/3	–	–	–	3,5
49	вентиляционный	10/4*	11/7*	63/5	78/17	71/8	110/5	90/6	–	–	–	–	3,0
50	клетевой	21/6	–	124/5	93/7	20/7	136/6	15/8*	3/5*	–	–	–	2,5
51	скипо-клетевой	–	26/4	91/4	69/6	140/3	96/7*	68/7	1/7*	–	–	–	3,0
52	скиповой	–	26/6	96/4	48/3	119/3	90/6	125/3	6/5	–	–	–	3,5
53	клетевой	18/4	–	113/5	98/4	123/6	94/7	124/5	2/4	–	–	–	4,0
54	скипо-клетевой	15/4	12/7	71/8	110/7	96/16	100/6	63/5*	4/4*	–	–	–	3,5
55	вентиляционный	14/6	–	20/7	36/7	165/6	135/5	82/4	–	–	–	–	3,0
56	вентиляционный	–	19/5	52/3	64/17	88/4	86/5*	95/4	3/8*	–	–	–	3,0
57	скиповой	18/3	–	95/6	125/3	91/7	90/13	36/7*	5/3*	–	–	–	3,5
58	скиповой	21/5	–	68/4	90/6	155/4	110/2	20/7	3/4	–	–	–	3,0
59	вентиляционный	–	10/6	96/7	90/3	89/4	71/8	20/7	–	–	–	–	2,5
60	клетевой	8/3	12/5	140/3	48/2	113/5	68/17	124/3	5/4	–	–	–	3,0

Примечание. Пласты, отмеченные знаком «*», необходимо поменять местами, остальные пласты использовать в указанной последовательности.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Таблица 1 – Индивидуальные задания к лабораторной работе № 6

Вариант	Наименование выработки	Площадь поперечного сечения выработки в свету, м ²	Длина выработки, м	Мощность угольного пласта, м	Коэффициент крепости f		Коэффициент присечки $K_{\text{п}}$
					угля	породы	
1	Основной штрек	13,8	480	1,0	1,5	6	0,3
2	Откаточный штрек	12,4	560	0,9	1,4	5	0,7
3	Панельный бремсберг	10,8	710	2,0	1,6	4	0,4
4	Однопутевой штрек	13,3	450	1,9	1,8	6	0,3
5	Конвейерный бремсберг	14,3	530	1,7	1,6	8	0,7
6	Полевой штрек	8,5	490	–	–	16	–
7	Конвейерный бремсберг	9,6	650	1,5	1,9	6	0,1
8	Двухпутевой штрек	13,0	390	–	–	7	–
9	Однопутевой штрек	10,6	490	–	1,7	9	0,4
10	Однопутевой квершлаг	15,8	550	–	–	12	–
11	Основной штрек	9,3	670	2,0	1,4	5	0,3
12	Откаточный штрек	9,8	640	0,9	1,6	4	0,4
13	Панельный бремсберг	16,3	430	1,0	1,5	6	0,3
14	Конвейерный бремсберг	14,4	720	1,5	1,6	8	0,5
15	Двухпутевой штрек	8,6	630	1,5	1,9	5	0,3
16	Конвейерный уклон	8,9	570	2,0	1,6	4	0,6
17	Полевой штрек	13,5	360	–	–	12	–
18	Ходок	7,7	630	1,9	1,8	7	0,7
19	Двухпутевой квершлаг	15,3	650	–	–	6	–
20	Полевой уклон	15,7	540	–	–	10	–

Продолжение таблицы 1

Вариант	Наименование выработки	Площадь попереч- ного сечения выра- ботки в свету, м ²	Длина выработки, м	Мощность угольного пласта, м	Коэффициент крепости f		Коэффициент присечки $K_{п}$
					угля	породы	
21	Конвейерный штрек	16,4	580	1,7	1,6	6	0,4
22	Ходок	8,9	430	1,5	1,6	9	0,5
23	Наклонный ствол	9,6	460	2,0	1,9	7	0,6
24	Однопутевой штрек	15,7	640	1,9	1,8	6	0,3
25	Конвейерный бремсберг	8,7	750	1,5	1,9	6	0,1
26	Основной штрек	15,4	650	1,0	1,5	6	0,3
27	Ходок	9,8	770	1,9	1,8	7	0,7
28	Панельный бремсберг	12,5	690	1,0	1,5	6	0,3
29	Основной штрек	16,5	560	2,0	1,4	5	0,3
30	Откаточный штрек	13,9	640	0,9	1,4	5	0,7
31	Полевой уклон	15,4	550	–	–	10	–
32	Конвейерный уклон	9,9	430	2,0	1,6	4	0,6
33	Панельный бремсберг	12,9	630	2,0	1,6	4	0,4
34	Полевой штрек	8,3	650	–	–	16	–
35	Однопутевой квершлаг	7,1	560	–	–	12	–
36	Двухпутевой штрек	9,7	540	1,5	1,9	5	0,3
37	Конвейерный бремсберг	7,8	580	1,7	1,6	8	0,7
38	Двухпутевой штрек	16,4	430	–	–	7	–
39	Ходок	9,8	400	1,5	1,6	9	0,5
40	Конвейерный бремсберг	13,5	750	1,5	1,6	8	0,5

Окончание таблицы 1

Вариант	Наименование выработки	Площадь попереч- ного сечения выра- ботки в свету, м ²	Длина выработки, м	Мощность угольного пласта, м	Коэффициент крепости f		Коэффициент присечки K_p
					угля	породы	
41	Однопутевой штрек	16,1	650	—	1,7	9	0,4
42	Наклонный ствол	14,3	770	2,0	1,9	7	0,6
43	Полевой штрек	8,3	690	—	—	12	—
44	Двухпутевой квершлаг	15,7	560	—	—	6	—
45	Откаточный штрек	12,9	640	0,9	1,6	4	0,4
46	Конвейерный штрек	15,3	480	1,7	1,6	6	0,4
47	Однопутевой квершлаг	9,6	560	—	—	12	—
48	Ходок	12,9	710	1,9	1,8	7	0,7
49	Наклонный ствол	9,8	450	2,0	1,9	7	0,6
50	Полевой уклон	7,1	530	—	—	10	—
51	Конвейерный бремсберг	9,8	490	1,5	1,9	6	0,1
52	Основной штрек	9,6	650	2,0	1,4	5	0,3
53	Конвейерный бремсберг	15,7	390	1,7	1,6	8	0,7
54	Полевой штрек	7,9	490	—	—	12	—
55	Ходок	12,9	550	1,5	1,6	9	0,5
56	Панельный бремсберг	8,3	670	1,0	1,5	6	0,3
57	Конвейерный бремсберг	7,8	430	1,5	1,6	8	0,5
58	Откаточный штрек	14,1	720	0,9	1,6	4	0,4
59	Конвейерный уклон	9,8	630	2,0	1,6	4	0,6
60	Полевой штрек	7,1	570	—	—	16	—

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Таблица 1 – Индивидуальные задания к лабораторной работе № 7

Вариант	Площадь поперечного сечения выработки в свету, м ²	Длина выработки, м	Обводненность пород	Газовыделение, м ³ /мин		Масса однофазных ВВ, кг		Время проветривания забоя, мин	Максимальное число людей, одновременно находящихся в забое, чел.
				метан (СН ₄)	углекислый газ (СО ₂)	по углю	по породе		
1	13,8	480	сухие	0,90	0,50	–	39,8	25	6
2	12,4	560	обводненные	–	0,60	9,8	46,1	25	5
3	10,8	710	влажные	0,85	0,35	8,9	53,5	30	5
4	13,3	450	обводненные	0,76	–	6,7	38,4	–	6
5	14,3	530	обводненные	1,10	0,45	–	39,0	20	6
6	8,5	490	сухие	–	0,40	14,5	29,7	25	4
7	9,6	650	сухие	0,88	0,30	13,6	34,6	–	4
8	13,0	390	влажные	0,95	0,42	–	53,5	30	5
9	10,6	490	влажные	1,00	0,57	12,5	38,0	–	6
10	15,8	550	обводненные	1,20	0,76	6,9	29,5	25	7
11	9,3	670	сухие	–	0,65	–	36,1	–	5
12	9,8	640	сухие	0,90	0,63	8,7	34,5	25	5
13	16,3	430	влажные	1,30	–	9,5	45,6	–	7
14	14,4	720	влажные	–	0,56	11,4	35,8	30	6
15	8,6	630	сухие	0,97	0,64	12,5	46,5	–	5
16	8,9	570	обводненные	1,13	0,49	–	41,2	–	5
17	13,5	360	влажные	0,85	0,38	8,6	28,9	20	6
18	7,7	630	обводненные	0,98	–	–	45,6	30	4
19	15,3	650	обводненные	1,10	0,53	–	36,6	25	6

Продолжение таблицы 1

Вариант	Площадь поперечного сечения выработки в свету, м ²	Длина выработки, м	Обводненность пород	Газовыделение, м ³ /мин		Масса одновременно взорванных ВВ, кг		Время проветривания забоя, мин	Максимальное число людей, одновременно находящихся в забое, чел.
				метан (СН ₄)	углекислый газ (СО ₂)	по углям	по породе		
20	15,7	540	сухие	1,15	0,47	6,9	39,8	20	6
21	16,4	580	сухие	–	0,54	11,4	46,1	–	7
22	8,9	430	влажные	0,61	0,39	–	53,5	30	5
23	9,6	460	влажные	0,65	0,43	–	38,4	–	5
24	15,7	640	обводненные	1,24	0,56	9,1	39,0	–	6
25	8,7	750	сухие	0,93	–	9,6	29,7	25	4
26	15,4	650	сухие	0,45	0,60	–	34,6	20	6
27	9,8	770	влажные	0,97	0,47	8,9	53,5	25	5
28	12,5	690	влажные	1,13	–	9,4	38,0	–	6
29	16,5	560	сухие	0,85	0,60	8,3	29,5	25	7
30	13,9	640	влажные	0,98	0,56	8,7	45,6	25	6
31	15,4	550	влажные	–	0,49	7,8	35,8	–	6
32	9,9	430	обводненные	0,88	0,57	–	46,5	30	5
33	12,9	630	сухие	0,95	0,50	7,3	41,2	25	5
34	8,3	650	сухие	1,00	0,60	11,1	28,9	25	4
35	7,1	560	влажные	1,20	–	10,2	45,6	30	4
36	9,7	540	влажные	0,61	0,37	–	36,6	20	4
37	7,8	580	влажные	0,65	0,45	10,5	39,8	30	4
38	16,4	430	обводненные	1,24	0,50	10,0	36,8	–	7
39	9,8	400	сухие	0,93	0,63	–	45,6	–	5

Окончание таблицы 1

Вариант	Площадь поперечного сечения выработки в свету, м ²	Длина выработки, м	Обводненность пород	Газовыделение, м ³ /мин		Масса одновременных ВВ, кг		Время проветривания забоя, мин	Максимальное число людей, одновременно находящихся в забое, чел.
				метан (СН ₄)	углекислый газ (СО ₂)	по углям	по породе		
40	13,5	750	сухие	0,95	–	6,5	36,6	–	6
41	16,1	650	влажные	0,97	0,47	9,8	39,8	30	6
42	14,3	770	сухие	0,90	0,38	11,7	46,1	–	6
43	8,3	690	обводненные	–	0,56	15,7	53,5	30	5
44	15,7	560	влажные	0,85	0,65	–	38,4	25	6
45	12,9	640	обводненные	0,76	0,50	–	39,0	20	5
46	15,3	480	обводненные	1,10	0,45	7,6	29,7	25	5
47	9,6	560	сухие	–	0,46	8,5	34,6	20	4
48	12,9	710	сухие	0,90	0,38	8,5	53,5	30	5
49	9,8	450	влажные	1,30	–	–	38,0	25	4
50	7,1	530	влажные	–	0,70	–	29,5	–	4
51	9,8	490	обводненные	0,97	0,65	7,6	36,1	–	5
52	9,6	650	сухие	1,13	0,60	5,7	34,5	20	5
53	15,7	390	обводненные	0,85	0,43	11,7	45,6	–	6
54	7,9	490	сухие	0,98	0,64	–	35,8	–	4
55	12,9	550	сухие	1,10	0,54	9,8	46,5	25	5
56	8,3	670	влажные	1,15	0,45	6,5	41,2	–	4
57	7,8	430	сухие	0,61	–	–	28,9	25	4
58	14,1	720	обводненные	0,65	0,48	7,6	36,8	–	6
59	9,8	630	влажные	1,24	0,63	5,4	45,6	25	5
60	7,1	570	обводненные	0,93	0,60	–	36,6	–	4

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Аэродинамические характеристики вентиляторов при проветривании горизонтальных и наклонных выработок

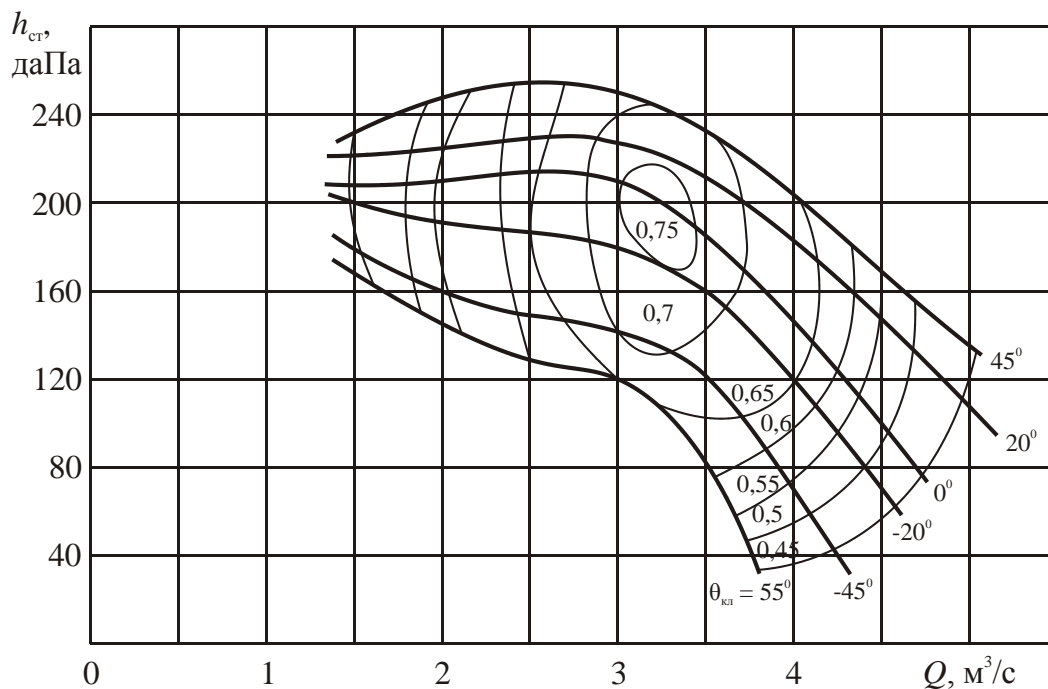


Рисунок Е.1 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-5

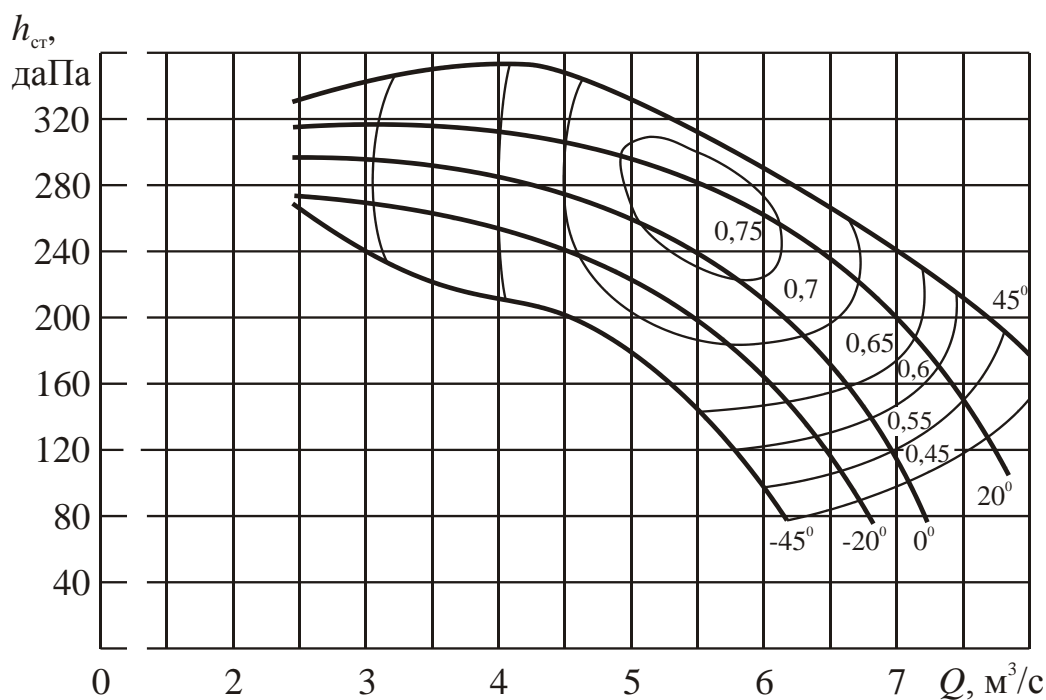


Рисунок Е.2 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-6

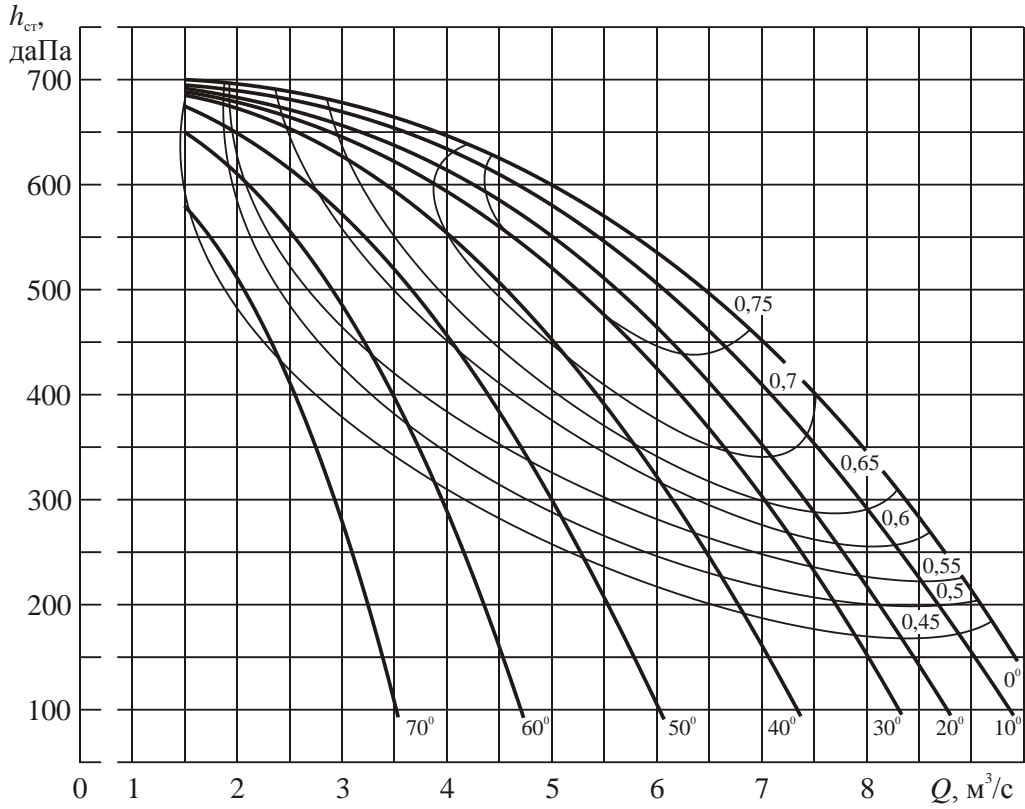


Рисунок Е.3 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-6

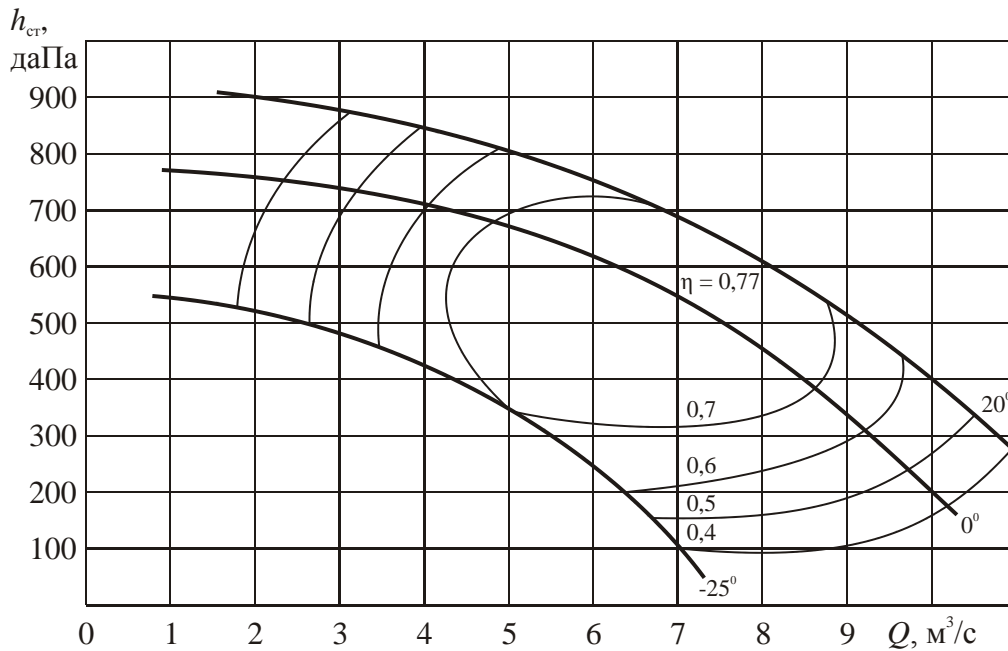


Рисунок Е.4 – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-8

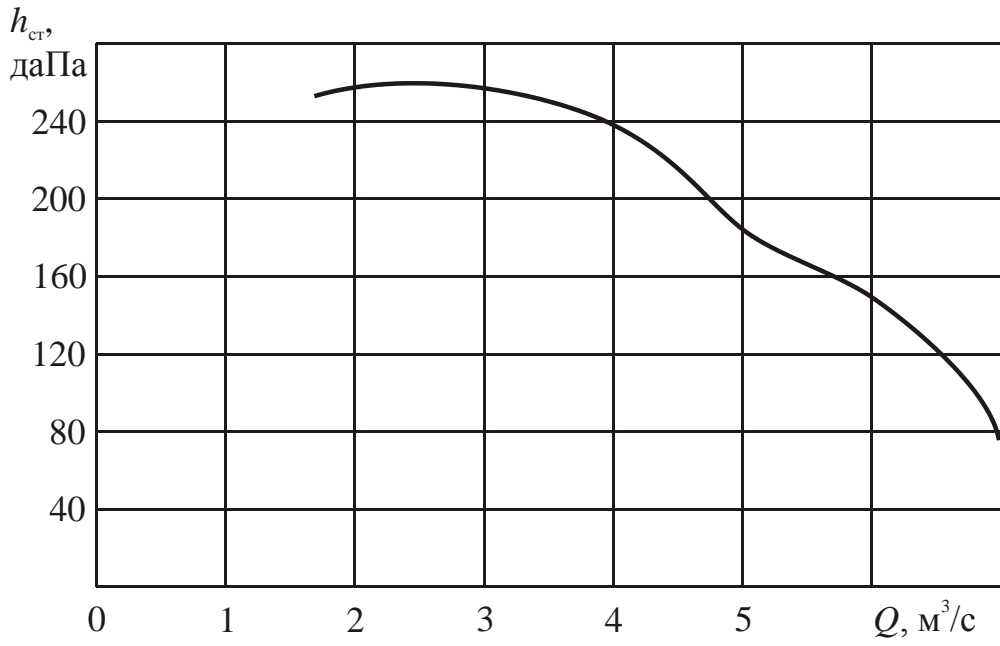


Рисунок Е.5 – Аэродинамическая характеристика вентилятора СВМ-6

ПРИЛОЖЕНИЕ Ж

Таблица 1 – Техническая характеристика вентиляторов при проветривании горизонтальных и наклонных выработок

Показатели	Центробежные вентиляторы					
	ВМЦ-6	ВМЦ-8	ВЦ-9	ВЦ-11	ВЦП-16	ВЩЦ-16
Диаметр рабочего колеса, мм	600	800	900	1100	1600	1600
Количество оборотов в минуту	2950	2950	2970	1500	1480 985	1000
Подача, м ³ /с:						
минимальная	1,4	1,5	5	5,5	10	12
максимальная	9,2	10,7	27,1	21	46	43
Статическое давление в рабочей зоне, даПа:						
минимальное	157	137	313	1350	2000	1100
максимальное	700	882	1000	3900	9200	3300
Мощность электродвигателя, кВт	55	75	250	54	отвода 200–250	100
Основные размеры, мм:						
длина	1700	1495	3200	3470	5615	
ширина	1350	1200	1500	4230	5900	
высота	1795	1430	1800	2370	2940	
Масса, кг	1080	1400	3694	2350	4950	

ПРИЛОЖЕНИЕ К

Таблица 1 – Индивидуальные задания к лабораторной работе № 9

Вариант	Годовая производственная мощность шахты, млн т	Количество подаваемых составов, шт.	Вместимость ячейки бункера, м ³
1	1,5	3	250
2	1,8	4	240
3	2,1	4	200
4	1,2	2	230
5	1,2	2	220
6	1,5	3	260
7	1,8	4	300
8	1,5	4	270
9	2,1	4	310
10	2,4	5	320
11	2,1	5	320
12	1,5	3	260
13	1,8	4	270
14	1,5	3	280
15	1,2	3	230
16	1,2	3	220
17	2,1	5	290
18	1,8	4	300
19	1,5	4	260
20	1,5	3	270
21	1,5	4	250
22	1,8	4	240
23	2,1	5	200
24	1,2	4	230
25	1,2	3	220
26	1,5	3	260
27	1,8	4	300
28	1,5	4	270
29	2,1	4	310
30	2,4	5	320
31	2,1	4	320
32	1,5	3	260
33	1,8	4	270
34	1,5	4	280

Окончание таблицы 1

Вариант	Годовая производственная мощность шахты, млн т	Количество подаваемых составов, шт.	Вместимость ячейки бункера, м ³
35	1,2	3	230
36	1,2	3	220
37	2,1	5	290
38	1,8	4	300
39	1,5	4	260
40	1,5	3	270
41	1,8	5	250
42	1,5	4	240
43	2,1	5	200
44	2,4	6	230
45	2,1	5	220
46	1,5	4	260
47	1,8	4	300
48	1,5	3	270
49	1,2	3	310
50	1,2	3	320
51	2,1	5	320
52	1,8	4	260
53	1,5	4	270
54	1,5	3	280
55	1,8	4	230
56	2,1	5	220
57	1,2	3	290
58	1,2	3	300
59	1,5	4	260
60	1,8	4	270

ПРИЛОЖЕНИЕ Л

Таблица 1 – Индивидуальные задания к лабораторной работе № 10

Вариант	Годовая производственная мощность шахты, млн т	Количество конвейеров, шт.	Ширина ленты транспортера, мм	Длина галереи, м	Количество опор, шт.
1	2,4	1	800	30	2
2	3,0	2	1000	36	3
3	2,1	1	1000	24	3
4	2,7	2	1200	24	2
5	3,0	2	1600	54	4
6	3,6	3	1600	48	3
7	2,7	3	1200	60	3
8	3,3	2	1600	72	4
9	2,1	1	1000	48	5
10	2,4	2	800	36	3
11	2,1	2	1000	72	5
12	3,0	3	1200	72	4
13	2,7	2	1200	48	5
14	3,3	3	1600	36	4
15	2,4	2	1600	54	4
16	3,6	3	1200	48	3
17	2,1	3	1000	72	5
18	3,6	2	1600	72	4
19	3,9	2	1600	48	5
20	3,0	3	1200	36	4
21	2,7	2	1000	54	4
22	3,3	3	1200	48	3
23	2,1	1	1000	30	2
24	2,4	2	1000	36	3
25	3,6	3	1200	24	3
26	3,9	2	1600	24	2
27	3,0	2	1200	54	4
28	2,7	2	1200	48	3
29	3,3	3	1600	60	3
30	2,4	1	1600	72	4
31	2,4	2	1200	48	5
32	3,0	2	1600	30	2

Окончание таблицы 1

Вариант	Годовая производственная мощность шахты, млн т	Количество конвейеров, шт.	Ширина ленты транспортера, мм	Длина галерей, м	Количество опор, шт.
33	2,1	2	800	36	3
34	2,7	3	1000	24	3
35	3,0	3	1200	24	2
36	3,6	2	1600	54	4
37	2,7	3	1000	48	3
38	3,3	3	1200	60	3
39	2,1	2	1000	72	4
40	2,4	1	1000	48	5
41	2,1	1	800	36	3
42	3,0	2	1200	72	5
43	2,7	2	1200	72	4
44	3,3	2	1600	48	5
45	2,4	3	1000	36	4
46	3,6	3	1200	54	4
47	2,1	2	1000	48	3
48	3,6	3	1200	30	2
49	3,9	3	1600	36	3
50	3,0	3	1000	24	3
51	2,7	2	800	24	2
52	3,3	3	1000	54	4
53	2,1	2	1200	48	3
54	2,4	2	1000	60	3
55	3,6	2	1600	72	4
56	3,9	3	1200	48	5
57	3,0	3	1200	24	2
58	2,7	3	1000	54	4
59	3,3	2	1200	48	3
60	2,4	1	1600	60	3

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГОСТ Р57719–2017. Горное дело. Выработки горные. Термины и определения. – Москва : Стандартинформ, 2018. – 24 с. (Дата введения – 2018–06–01). – Текст : непосредственный.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (с изменениями на 8 августа 2017 года). Серия 05. Выпуск 40. – Москва : Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2017. – 200 с. – Текст : непосредственный.
3. Основы горного дела. Строительная геотехнология : учебное пособие для вузов / В. В. Першин, А. И. Копытов, В. И. Сарычев [и др.]. – Новосибирск : Наука, 2014. – 140 с. – Текст : непосредственный.
4. Першин, В. В. Строительство и углубка вертикальных стволов шахт : учебное пособие для вузов / В. В. Першин, А. И. Копытов, В. И. Сарычев. – Новосибирск : Наука, 2014. – 351 с. – Текст : непосредственный.
5. Першин, В. В. Проектирование и строительство многопутевых выработок околоствольных дворов / В. В. Першин, А. И. Копытов, А. В. Наседкин. – Кемерово : Кузбассвузиздат, 2003. – 252 с. – Текст : непосредственный.
6. Першин, В. В. Проектирование горнотехнических зданий и сооружений : учебное пособие / В. В. Першин, Д. И. Назаров ; КузГТУ. – Кемерово, 2017. – 199 с. – Текст : непосредственный.
7. Руководство по проектированию транспортных галерей. – Москва : Стройиздат, 1979. – 104 с. (Актуализировано 01.01.2019). СНиП II-91-77. Сооружение промышленных предприятий. – Текст : непосредственный.
8. СП 43.13330.2012. Сооружение промышленных предприятий. Актуализированная редакция СНиП 2.09.03-85. – Москва : ЦНИИпромзданий, 2012. – 89 с. – Текст : непосредственный.
9. СП 20.13330.2011. Нагрузки и воздействия. Актуализированная редакция СНиП 2.01.07-85* / Госстрой России. – Москва : ГУП ЦПП, 2011. – 80 с. – Текст : непосредственный.
10. СП 16.13330.2011. Стальные конструкции. Актуализированная редакция СНиП II-23-81 / Госстрой России. – Москва : ГУП ЦПП, 2011. – 172 с. – Текст : непосредственный.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Лабораторная работа № 1 Подземные горные выработки.	
Термины, определения и общетехнические понятия	5
1.1 Классификация горных выработок	5
1.2 Очистные выработки	8
1.3 Вертикальные выработки	8
1.4 Горизонтальные выработки	12
1.5 Наклонные выработки	14
1.6 Вспомогательные выработки	17
1.7. Схемы расположения и элементы горных выработок	22
1.7.1 Схемы расположения горных выработок.....	22
1.7.2 Элементы горной выработки	24
1.8 Общетехнических понятия, термины и определения.....	26
Контрольные вопросы.....	28
Лабораторная работа № 2 Определение размеров поперечного сечения вертикального ствола	30
2.1 Выбор подъемных сосудов.....	30
2.2 Армирование вертикального ствола	37
2.3 Определение размеров вертикального ствола графическим способом	37
2.4 Типовые примеры с решением	42
Контрольные вопросы.....	50
Лабораторная работа № 3 Расчет параметров вентиляции при строительстве вертикальных стволов	51
3.1 Способы и схемы проветривания вертикальных стволов.....	51
3.2 Расчет расхода воздуха для проветривания вертикального ствола.....	53
3.3 Выбор средств проветривания при строительстве вертикального ствола.....	57
3.3.1 Выбор вентиляционного трубопровода и расчет его параметров	57
3.3.2 Расчет параметров вентилятора местного проветривания	61
3.3.3 Выбор вентилятора местного проветривания	61
3.4 Типовые примеры с решением	62
3.4.1 Расчет расхода воздуха для проветривания ствола	64

3.4.2 Выбор вентиляционного трубопровода и расчет его параметров	66
3.4.3 Расчет параметров вентилятора местного проветривания	67
Контрольные вопросы	68
Лабораторная работа № 4 Расчет параметров водоотлива при строительстве вертикальных стволов	70
4.1 Общие сведения	70
4.2 Водоотлив бадьями	70
4.3 Водоотлив подвесными насосами	73
4.4 Водоулавливание	81
4.5 Водоотлив с использованием перекачных станций	83
4.6 Спуск воды по скважине	89
4.7 Типовые примеры с решением	90
Контрольные вопросы	92
Лабораторная работа № 5 Околоствольные дворы угольных и рудных шахт	93
5.1 Общие сведения	93
5.2 Конфигурация околоствольных дворов угольных шахт	96
5.3 Конфигурация околоствольных дворов рудных шахт	107
5.4 Околоствольные дворы при наклонных стволах	107
5.5 Околоствольные дворы зарубежных шахт	110
5.6 Выбор конфигурации околоствольных дворов	113
Контрольные вопросы	115
Лабораторная работа № 6 Способы и схемы строительства горизонтальных и наклонных горных выработок. Выбор проходческого оборудования	117
6.1 Способы и схемы строительства горизонтальных горных выработок	117
6.2 Строительство горизонтальных выработок буровзрывным способом в однородной крепкой породе	117
6.2.1 Средства бурения шпуров	117
6.2.2 Погрузка горной массы	124
6.2.3 Призабойный транспорт и обмен вагонеток	126
6.3 Способы и схемы строительства горизонтальных выработок в неоднородных породах буровзрывным способом	136
6.4 Комбайновый способ строительства горных выработок ..	138

6.5 Особенности строительства наклонных горных выработок	146
6.6 Основные принципы выбора средств механизации горнопроходческих работ.....	151
6.7 Типовые примеры с решением	154
Контрольные вопросы	156
Лабораторная работа № 7 Расчет параметров проветривания горизонтальных и наклонных горных выработок.....	158
7.1 Способы и схемы проветривания тупиковых выработок..	158
7.2 Расчет количества воздуха для проветривания тупиковой выработки	170
7.3 Выбор вентиляционного трубопровода и расчет его параметров.....	172
7.4 Расчет параметров вентилятора местного проветривания.	178
7.5 Выбор вентилятора местного проветривания	178
7.6 Типовые примеры с решением	181
Контрольные вопросы.....	185
Лабораторная работа № 8 Определение геометрических размеров постоянного четырехстоечного металлического копра.....	187
8.1 Классификация и конструктивные решения копров.....	187
8.2 Определение геометрических размеров копра	199
8.2.1 Расчет производительности подъема	199
8.2.2 Геометрические размеры копра в плане.....	202
8.2.3 Определение высоты копра	204
8.2.4 Определение высоты станка копра	208
8.2.5 Определение высоты панели.....	208
8.3 Типовые примеры с решением	210
8.3.1 Расчет производительности подъема	211
8.3.2 Определение геометрических размеров копра в плане.....	212
8.3.3 Определение высоты копра	213
8.3.4 Определение места расположения подъемных машин и угла наклона укосины	215
Контрольные вопросы.....	218
Лабораторная работа № 9 Расчет жесткого погрузочного угольного бункера	219
9.1 Классификация и конструктивные решения бункеров.....	219

9.2	Определение вместимости бункера	229
9.3	Определение геометрических размеров ячейки бункера..	230
9.4	Типовые примеры с решением	232
9.4.1	Определение вместимости бункера.....	232
9.4.2	Определение геометрических размеров ячейки бункера	234
	Контрольные вопросы.....	236
	Лабораторная работа № 10 Расчет транспортной галереи.....	237
10.1	Классификация и конструктивные решения галерей	237
10.2	Выбор габаритной схемы	243
10.3	Определение геометрических размеров галереи	244
10.4	Расчет конструкции.....	245
10.5	Типовые примеры с решением	247
10.5.1	Выбор габаритной схемы	247
10.5.2	Определение геометрических размеров галереи.....	248
10.5.3	Расчет конструкции.....	249
	Контрольные вопросы.....	251
	Приложение А Индивидуальные задания к лабораторной работе № 2	253
	Приложение Б Аэродинамические характеристики вентиляторов при проветривании вертикальных выработок	256
	Приложение В Индивидуальные задания к лабораторной работе № 4	260
	Приложение Г Индивидуальные задания к лабораторной работе № 6	263
	Приложение Д Индивидуальные задания к лабораторной работе № 7	266
	Приложение Е Аэродинамические характеристики вентиляторов при проветривании горизонтальных и наклонных выработок.....	269
	Приложение Ж Техническая характеристика вентиляторов при проектировании горизонтальных и наклонных выработок..	272
	Приложение К Индивидуальные задания к лабораторной работе № 9	273
	Приложение Л Индивидуальные задания к лабораторной работе № 10	275
	Список рекомендуемой литературы.....	277

ПЕРШИН Владимир Викторович
БУДНИКОВ Павел Михайлович

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА.
СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ:
ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ**

Учебное пособие

Редактор З. М. Савина

Подписано в печать 14.04.2020. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Гарнитура Times New Roman. Уч.-изд. л. 18,0
Тираж 350 экз. Заказ

Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева
650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28

Издательский центр УИП Кузбасского государственного
технического университета имени Т. Ф. Горбачева
650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а